

Федеральное государственное автономное  
образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Горного дела, геологии и геотехнологий  
институт

Горные машины и комплексы  
кафедра

УТВЕРЖДАЮ  
Заведующий кафедрой

\_\_\_\_\_ А.В.Гилёв

подпись    инициалы, фамилия

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2016 г.

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

\_\_\_\_\_ 150402.65 «Горные машины и оборудование» \_\_\_\_\_

код и наименование специальности

\_\_\_\_\_ тема

Внедрение системы мониторинга технического состояния экскаватора  
ЭКГ-10 в условиях проектируемого карьера .

Руководитель \_\_\_\_\_  
подпись, дата

\_\_\_\_\_ должность, ученая степень

Ю.А.Плютов  
инициалы, фамилия

Выпускник \_\_\_\_\_  
подпись, дата

Д.Л.Поплавский  
инициалы, фамилия

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	0
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение .....	5
1 Технология ведения горных работ.....	7
2 Механическое оборудование карьеров.....	59
2.1. Выбор, обоснование и расчет бурового оборудования.....	59
2.1.1 Расчет бурового оборудования по вскрышным породам.....	60
2.1.2 Расчет бурового оборудования по полезному ископаемому.....	62
2.2 Выбор, обоснование и расчет выемочно-погрузочного оборудования .....	65
2.2.1 Определение мощности гидромоторов привода механизмов стрелы, рукояти и ковша.....	65
2.2.2 Определение мощности гидромотора привода поворота платформы.....	70
2.2.3 Определение производительности и парка экскаваторов.....	74
2.3 Вывод о выбранном буровом и выемочно-погрузочном оборудовании.....	80
3 Транспорт .....	81
3.1 Выбор транспорта .....	84
3.2 Технические характеристики автотранспорта, выбор транспорта и расчеты.....	84
3.3 Организация транспортных работ.....	90
4 Технология ремонта .....	93
4.1 Организационная структура ремонтной службы предприятия .....	93
4.2 Определение структуры ремонтного цикла конкретных типов горных машин и оборудования .....	94
4.3 Планирование ремонтных работ. Составление текущих и перспективных графиков ремонта оборудования .....	95
4.4 Расчет мощности ремонтной базы .....	98
4.5 Расчет станочного оборудования.....	100

4.6	Управление механической службой .....	103
4.7	Охрана труда и техника безопасности при проведении ремонтных работ .....	104
5	Стационарные машины и установки.....	108
5.1	Водоотливные установки .....	111
6	Электроснабжение карьера.....	122
6.1	Общие сведения об электроснабжении карьера.....	122
6.2	Электрическое освещение карьера «Благодатный».....	124
6.3	Электрические нагрузки и выбор трансформаторов.....	126
6.4	Расчет воздушных и кабельных линий.....	128
6.5	Проверка сети по условию пуска сетевого двигателя.....	131
6.6	Защита энергетических сетей и оборудования.....	136
7	Специальная часть. Внедрение системы мониторинга технического состояния экскаватора ЭКГ-10 в условиях проектируемого карьера.....	137
7.1	Проблемы отрасли.....	137
7.2	Техническое обслуживание по фактическому техническому состоянию.....	137
7.3	Система мониторинга технического состояния ЭКГ-10.....	138
7.3.1	Четырехмашинный преобразовательный агрегат.....	139
7.4	Дефекты конкретных узлов преобразовательного агрегата .....	140
7.4.1	Дефекты подшипников качения.....	140
7.4.2	Дефекты муфт.....	142
7.4.3	Дефекты электромагнитного характера.....	142
7.4.5	Дисбаланс , несоосность, механические ослабления.....	143
7.5	Структура системы мониторинга ЭКГ-10.....	144
7.6	Оборудование и комплектующие "Vibnode".....	145
7.6.1	Вибрационный мониторинг четырехмашинного преобразовательного агрегата.....	145
7.7	Монтаж оборудования.....	148

7.7.1	Монтаж датчиков.....	148
7.7.2	Монтаж кабельных линий.....	149
7.7.3	Монтаж измерительного блока.....	149
7.7.4	монтаж сервера и дисплея .....	149
7.7.5	Схема расположения оборудования .....	149
7.8	Программное обеспечение.....	150
7.8.1	Интерфейс программы для машиниста экскаватора.....	152
7.9.	Экономическая эффективность.....	153
8	Безопасность жизнедеятельности.....	156
8.5	Безопасность жизнедеятельности на предприятии (охрана труда).....	156
8.2.1	Анализ опасных и вредных производственных факторов .....	158
8.2.2	Мероприятия по борьбе с вредными и опасными факторами.....	159
8.2.3	Меры безопасности при выемочно-погрузочных работах .....	160
8.2.4	Меры безопасности при взрывных работах .....	161
8.2.5	Мероприятия по предупреждению поражения электротоком.....	162
8.2.6	Противопожарная профилактика.....	164
8.2.7	Защита от вибраций.....	165
8.2.8	Защита от шума.....	167
8.3	Охрана окружающей среды.....	168
8.3.1	Охрана атмосферного воздуха.....	168
8.3.2	Рекультивация земель.....	169
8.4	Безопасность жизнедеятельности чрезвычайных ситуациях.....	170
8.4.1	Общее положение.....	170
8.4.2	Основные рекомендации по составлению оперативной части плана ликвидаций аварий.....	172
8.4.3	Основные мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией на объектах открытых горных работ.....	173
9	Экономическая часть.....	174
9.1	Организация управления производством и организация труда.....	174

9.2	Расчет капитальных затрат на строительство предприятия.....	176
9.3	Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.....	180
9.3.1	Вспомогательные материалы.....	181
9.3.2	Энергия.....	183
9.3.3	Фонд оплаты труда производственных рабочих.....	183
9.3.4	Расходы по эксплуатации и содержанию оборудования.....	186
9.3.5	Цеховые расходы.....	187
9.4	Расчет технико-экономических показателей проекта.....	189
	Список использованных источников .....	190
	Заключение.....	196

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	4
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

## Введение

Открытая разработка месторождений благодаря высокой степени извлечения полезных ископаемых из недр, возможности достижения большей производственной мощности предприятия, повышению производительности труда (в 5-8 раз), снижению себестоимости добычи (в 2-4 раза) получила в мире преимущественное (по сравнению с шахтной) развитие и обеспечивает до 75% производства минерального сырья [7].

Большинство карьеров расположены в труднодоступной местности со сложными климатическими условиями, что соответствует условиям проектируемого карьера. Данные особенности предъявляют дополнительные требования к горной технике (уменьшение межремонтных интервалов и т.д.).

Основными задачами, стоящими перед предприятием являются интенсификация разработки, совершенствование технологии добычи и переработки углей, повышение производительности труда, снижение себестоимости добычи, создание безопасных условий ведения горных работ, рациональное использование природных и земельных ресурсов.

Целью данного проекта является улучшение технико-экономических показателей предприятия, за счет снижения себестоимости добычи продукции, увеличения производительности труда. Для достижения этой цели поставлены следующие задачи:

- оценка существующей технологии ведения работ;
- выбор и обоснование выемочного оборудования;
- выбор наиболее оптимального погрузочно-транспортного комплекса;
- разработка системы планово-предупредительного ремонта;
- разработка системы водоотлива;
- расчет электрооборудования и электроснабжения;
- разработка технических и организационных мероприятий по охране труда и окружающей среды.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	5
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Актуальностью специальной части диплома является то, что своевременное обнаружение дефектов на горном оборудовании и техническое обслуживание по фактическому состоянию приведет к повышению коэффициента использования, сокращению простоев и затрат на ремонт. Что в свою очередь благотворно отразится на технико-экономическом показатели предприятия. Задачи специальной части:

1.определить необходимые и достаточные методы неразрушающего контроля, применимые в системе мониторинга технического состояния 4-ех машинного агрегата.

2. разработка структуры системы мониторинга и выбор оптимальных способов и места установки датчиков системы для получения наиболее информативного сигнала.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	6
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

# 1. Технология ведения горных работ

## 1.1 Общая часть

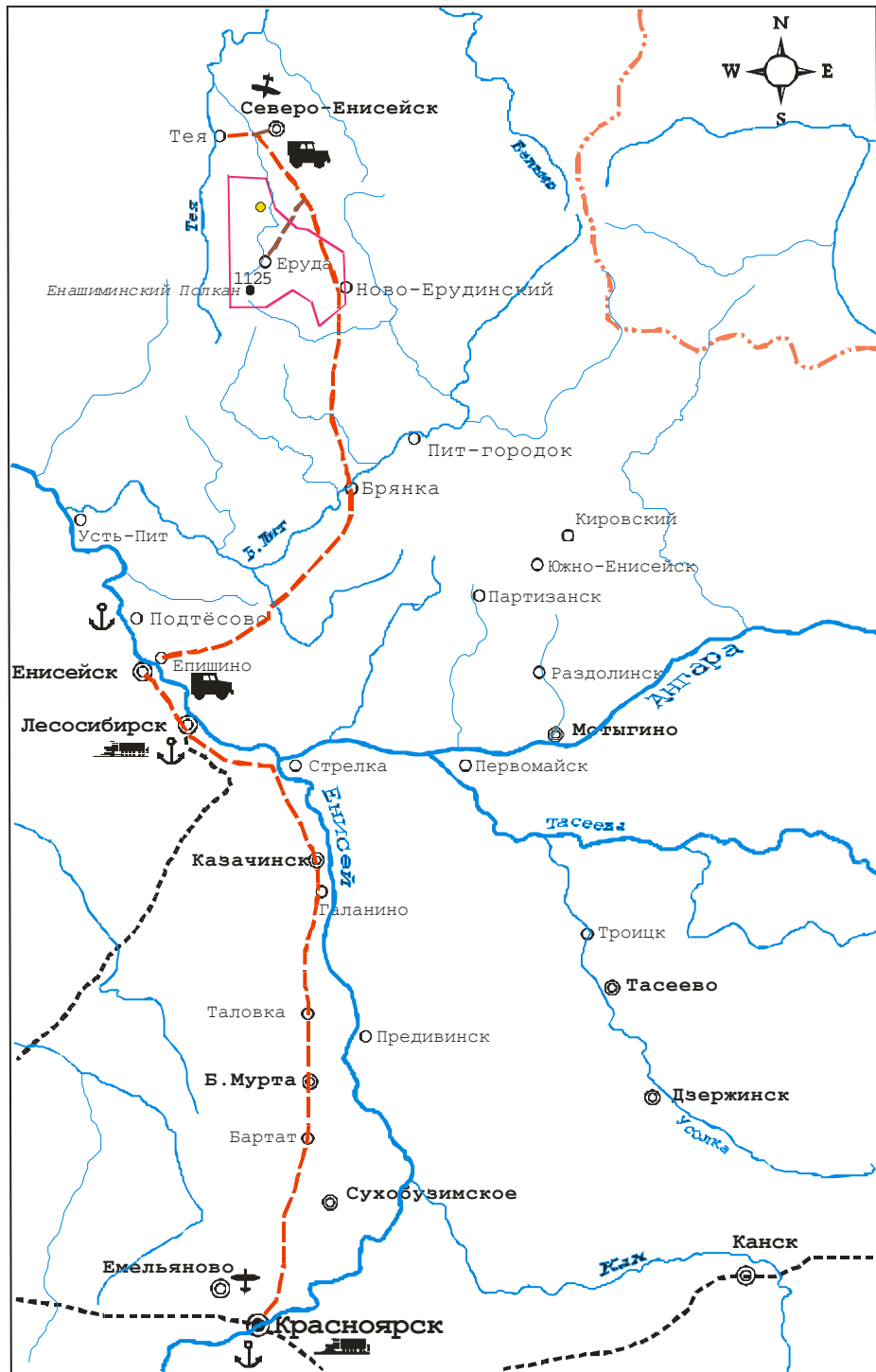
Олимпиадинский ГОК (далее ОГОК) разрабатывает группу месторождений в Северо-Енисейском районе Красноярского края. Золоторудное месторождение Благодатное располагается в 26 км к северу от ОГОКа.

Рельеф района низко-среднегорный, сложнорасчлененный, с плоскими или округлыми водоразделами и глубоко врезанными тальвегами долин. Абсолютные отметки водоразделов находятся в пределах 400-750 м, достигая в верховьях р. Енашимо (г. Енашиминский Полкан) – 1125 м. Относительные превышения долин рек и ручьев достигают 250-300 м, редко повышаясь до 500-600 м. По степени сложности геологического строения территория района относится к 5 категории. Сейсмичность района 6 баллов. Главными водными артериями района работ являются реки Енашимо, Чиримба и Еруда, принадлежащие бассейнам реки Тея и Бол. Пит. Из наиболее крупных их притоков следует отметить реки Тырада, Еруда, Талая, ручьи Титимухта, Бол. Гурахта, Песчаная, Олимпиадинский, Иннокентьевский, Бол. Маякон и ряд других.

Основой экономики района традиционно является золотодобывающая промышленность. В настоящее время эксплуатируется четыре коренных золоторудных месторождения, три из которых – Олимпиадинское, Титимухта и Благодатное обрабатываются ОГОКом ЗАО «Полюс», где функционирует четыре ЗИФ с годовой производительностью 14 млн. тонн

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	7
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		





1 - железные дороги ; 2 - автодороги; 3 - граница Красноярского края и Эвенкии; 4 - контур Олимпиадинской площади; 5 - месторождение Благодатное

Рисунок 1.1 - Обзорная карта-схема района проектирования

руды. ООО «Соврудник» отрабатывает месторождение Эльдорадо рядом с месторождением «Благодатное». Руда с месторождения Эльдорадо перерабатывается на ЗИФ ООО «Соврудник» с годовой

производительностью 750-850 тыс. тонн. Дrajный флот объединен в предприятие ООО «Дражный флот», отрабатывающее россыпные месторождения района и насчитывает 8 драг. Кроме того, в районе функционирует ряд мелких частных старательских артелей («Фарт», «Ритм»), годовая добыча которых не превышает 100 кг.

Основным источником энергоснабжения с 1979 года является ЛЭП-110 от Назаровской ГРЭС, продолжает работать Енашиминская ГЭС мощностью 5000 кВт.

Транспортные пути в районе развиты слабо. Имеются улучшенные грунтовые дороги от п.г.т. Северо-Енисейска до пос. Брянка (172 км) и до пос. Еруда (81 км), по которым осуществляются основные грузоперевозки. До г. Енисейска от пос. Брянка идёт грунтовая дорога (135 км) с паромной переправой в пос. Епишино. От г. Енисейска до г. Красноярска проложено шоссе II класса (350 км). Ближайшая железнодорожная станция расположена в г. Лесосибирске. В п.г.т. Северо-Енисейск есть местный аэропорт, принимающий самолеты типа ЯК-40 и АН-24. Выполняются регулярные рейсы 3 раза в неделю до г. Красноярска. Перевозка технических грузов, ГСМ и угля осуществляется также и речным транспортом в весеннюю навигацию (конец мая) из г. Красноярска до пос. Брянка по р. Б. Пит, до пос. Вельмо по р. Подкаменной Тунгуске, и пос. Назимово на р. Енисей. От пос. Еруда (Олимпиадинское месторождение) проложен зимник до пристани Назимово протяженностью 145 км.

Растительность типично горно-таежная.

Общие черты климатического режима можно охарактеризовать следующим образом: суровая продолжительная зима, устойчивый снежный покров, сравнительно короткое, но теплое лето.

Среднегодовая температура воздуха за многолетие равна минус 4°С. Абсолютный максимум температур, равный за многолетие 39°С, отмечался в июне, а абсолютный минимум равный минус 67°С - в феврале. Продолжительность безморозного периода составляет в среднем 100 дней.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	9
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

В годовом ходе относительной влажности наименьшие значения наблюдаются в июле - 67%, наибольшие в сентябре-ноябре – 80-85%, среднегодовая влажность воздуха составляет 75%.

Среднегодовое количество осадков составляет 519 мм. Наибольшее количество осадков приходится на теплый период – 374 мм. В холодный период количество осадков не превышает 145 мм.

Максимальная скорость ветра вероятность превышения 5 % составляет 7,0 м/с.

## 1.2 Геологическая часть

Территория, на которой расположено рудное поле месторождения Благодатного, находится в юго-западной части Северо-Енисейского рудного (рудно-россыпного) района, вне пределов ранее выделяемых рудных узлов и полей.

Месторождение Благодатное совместно с проявлениями Борзцовским, Оловянным и рядом пунктов минерализации золота образуют самостоятельный рудный узел.

Собственно Благодатное золоторудное месторождение относится к золото кварцевому формационному типу, но в геохимии сопутствующих рудных элементов имеет черты и золотосульфидного типа [1].

Наиболее широко проявленными гидротермально-метасоматическими процессами на площади рудного поля месторождения Благодатного являются окварцевание, серицитизация, хлоритизация, сульфидизация, менее – углеродизация.

Минерализованная зона месторождения Благодатного протяженностью 3600м, представлена интенсивно рассланцованными, гидротермально-метасоматически измененными кварц-слюдистыми сланцами, с участками, обогащенными золотом, которые выделены по результатам пробирного анализа и геометризованы в два рудных тела с промышленным содержанием

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	10
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

золота. Мощность минерализованной зоны в плане и разрезе соизмерима: в плане - от 20,2 до 197,8м (средняя 110,3 м), в разрезе - от 18,0 до 218,8 м (средняя 92,6 м). Форма горизонтальной и вертикальной проекций зоны минерализации и рудных тел единая - линзовидная, но у зоны более простая, чем у рудных тел, которые осложнены многочисленными ответвлениями, заливами, с постепенным выклиниванием на флангах.

Первое рудное тело имеет выход на дневную поверхность и представляет нагорную часть месторождения. Северный фланг второго рудного тела вскрыт траншеями на склоне г. Благодатной на ПЛ.11-VI. Центральная и южная части данного оруденения приурочены к долинной части р. Енашимо и погребены мощным слоем наносов и техногенных отложений.

Первое и второе рудные тела длиной 1200м и 1975м простираются в северо-западном направлении по азимуту 305-310° и принадлежат к группе пластово-вытянутых тел. Падение минерализованной зоны и рудных тел - северо-восточное под углами 50-80°, истинная мощность рудных тел колеблется от 4,6м (стволовая мощность – 5,5м) до 147,5м (стволовая мощность 213,1м), средняя мощность – 45,6м. Внутренне строение рудных тел и рудной зоны характеризуется незакономерным чередованием рудных и безрудных прослоев, включенных в их состав. Коэффициент вариации содержаний золота для РТ.1 равен 35,3%, для РТ.2 - 51,9% и 90-100% - для рудной зоны.

Руда первого и второго рудных объектов отличается по горно-геологическим и гидрогеологическим условиям залегания, эксплуатации и по значениям объемной массы.

Первое рудное тело локализуется в нагорной части месторождения и имеет значение объемной массы руды 2,7 т/м<sup>3</sup>. Второе рудное тело расположено на склоне горы Благодатной и долине реки Енашимо, значение объемной массы руды у него несколько выше – 2,8т/м<sup>3</sup>.

Рудное тело №1 падает на северо-восток под углами 50°-70°. Ширина

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	11
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

рудных выходов на поверхность варьирует от 7,0м до 109,9м (среднее 35,2м), содержание золота - от 1,0 до 7,4г/т (среднее 2,5г/т), по мощности тело оконтурено с поверхности горными выработками, на глубине - наклонными скважинами с выходом в породы лежащего бока. По падению рудное тело прослежено наклонными колонковыми скважинами до глубины 410м от поверхности. Средняя стволовая мощность продуктивной зоны составляет 35,2м со средним содержанием золота 2,4г/т. Площадь проекции рудного тела на вертикальную плоскость составляет 0,30км<sup>2</sup>, горизонтальную плоскость - 0,17км<sup>2</sup>, площадь выходов рудного тела на поверхность равна 0,043км<sup>2</sup> (14,3% от площади проекции на горизонтальную плоскость).

Второе рудное тело несколько смещено относительно РТ.1 в юго-западном направлении, с падением на северо-восток под углами 60-80<sup>0</sup>, превосходит его по объему промышленных запасов в 3,9 раза, но залегает в более сложных горно-геологических условиях. Центральная и южная части второго рудного объекта погребены под мощным (6-17м) слоем аллювиально-делювиальных и техногенных отложений в долине р. Енашимо. Выхода на поверхность, мощностью от 4,0м до 24,0м и с содержанием золота от 1,2 до 8,1г/т вскрыты траншеями (ПЛ.11-ПЛ.V) и уточнены бурением картировочных скважин на 12 поисковых линиях (ПЛ.7-09) с шагом бурения 5м. Мощность рудных выходов под аллювиально-делювиальными долинными отложениями колеблется от 3,8 до 83,1м (средняя – 35,7м) с содержанием золота - 1,4-4,4г/т (среднее – 2г/т).

Второе рудное тело на севере (ПЛ.11) не оконтурено по простиранию, на юге (ПЛ.021) скв.139 подсечен только маломощный (5,5м) рудный интервал. На протяжении всей длины рудного тела не определена глубина его распространения, а нижнее рудное ответвление в центральной части на ПЛ. 7-2 не оконтурено по мощности. На ПЛ.VI параллельно основному рудному телу фиксируется выход на поверхность двух апофиз мощностью 4 и 22м, которые южнее (на ПЛ.V) прослеживаются в лежащем боку более мощного ответвления, залегают на более глубоких горизонтах и не имеют

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	12
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

выходов на дневную поверхность. На отрезке между ПЛ.07 и ПЛ.09, по данным опробования картировочных и оценочных скважин, мощность продуктивной толщи второго рудного тела резко уменьшается в 2,4 раза и далее постепенно выклинивается в южном направлении.

Морфология второго рудного тела осложнена многочисленными (33) апофизами мощностью 3,2-38,5 м, хаотично расположенными в породах висячего и лежачего боков оруденения. Данные апофизы опираются на одно, два и три разведочных пересечения и оконтурены отдельно от основного рудного тела для упрощения его морфологии. Из них 9 рудных интервалов мощностью 3,2-25 м в плоскости разреза опираются на два (7) и три (2) рудных пересечения. Некоторые апофизы лежачего бока увязываются между собой по простиранию в маломощные ветви второго рудного тела или начало глубоко залегающего нового оруденения (ПЛ.01-ПЛ.07). В рудном поле второго рудного тела встречаются разрозненные рудные интервалы с мощностью 2,2-6 м и содержанием золота 1,9-6,7 г/т (6 интервалов), которые не увязываются ни с апофизами, ни с основным рудным телом, запасы которых не учитывались.

Второе рудное тело круто падает на северо-восток под углами 60-80° и залегает на максимальной глубине от поверхности – 480 м. Мощность верхней, наиболее мощной ветви, колеблется от 5,5 до 213,1 м, среднее содержание золота в рудных интервалах - от 1,1 до 3,1 г/т. Нижняя ветвь второго рудного тела не вскрыта на полную мощность на шести поисковых линиях (ПЛ.7-2), где тринадцать оценочных скважин не вышли в безрудные породы лежачего бока. Истинная мощность, простирание и глубина залегания оруденения значительно превосходят проектные параметры, которые ограничивались глубиной 100-150м в начальный период оценочных работ.

Площадь проекции рудного тела на вертикальную плоскость составляет – 0,66км<sup>2</sup>, на горизонтальную плоскость – 0,34 км<sup>2</sup>, площадь выходов тела под наносами равна 0,073 км<sup>2</sup> (21,5% от площади проекции на

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	13
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

горизонтальную плоскость). Второе рудное тело по всем трем показателям превышает первое более чем в два раза.

Таким образом, первое рудное тело оконтурено на севере по простиранию, мощности и падению, второе - не полностью оконтурено по мощности, простиранию и не оконтурено по падению.

По минеральному составу руды месторождения Благодатного относятся к золото-арсенидно-сульфидному типу, минеральный состав представлен в таблице 1.1.

Основным полезным компонентом руд является самородное золото (Au), образующее самостоятельные минеральные формы. В составе сульфидной составляющей преобладают арсенопирит, пирротин, марказит, арсенидной – лёллинит и вестервелдит.

Таблица 1.1 – Минералогический состав руды месторождения Благодатное

Группа	Минерал	Содержание в руде, вес %
<b>Нерудные и породообразующие минералы</b>	Кварц	~40-45
	Биотит	~40-45
	Мусковит	~40-45
	Серицит	~40-45
	Гранаты (Альмандин)	<4
	Амфиболы	<1
	Пироксен	<1
	Плагиоклазы	<1
	КПШ	<1
	Рутил	Доли
	Ильменит	Доли
	Ti-магнетит	Доли
	Анализ	Доли
	Корунд	Доли
	Циркон	Доли
Турмалин	Доли	

Группа	Минерал	Содержание в руде, вес %
	Монацит	Доли
	Ксенотим	Доли
	Торианит	Ед.з.
Жильные	Кварц	~10
	Кальцит	До 1
	Полевые шпаты	<1
	Биотит	<1
	Мусковит	<1
	Сидерит	Ед.прож.
	Барит	Ед.прож.
	Флюорит	Ед.з.
	Ангидрит	Ед.з.
	Анкерит (бур.шпат)	Ед.прож.
Вторичные	Серицит	Доли
	Хлорит	Доли
	Серпентин	Доли
	Лейкоксен	Ед.з.
	Каолинит	Ед.з.
Самородные	Золото	Ед.з.
	Гель-пирит, марказит, мельниковит	Ед.з.
	Скородит	Ед.з.
Самородные Рудные	Золото	Ед.з.
	Электрум	Ед.з.
	Серебро	Ед.з.
	Висмут	Ед.з.
	Мышьяк	Ед.з.
	Арсенопирит	1,0-3,0
	Лёллингит	<0,3
	Пирротин	1,0-3,0
	Пирит, марказит, гель-пирит	<0,5-5,0
Рудные	Галенит	Ед.з.
	Сфалерит	Ед.з.
	Халькопирит	Ед.з.
	Шеелит	Ед.з.



Группа	Минерал	Содержание в руде, вес %
	Теннантит	Ед.з.
	Герсдорфит	Ед.з.
	Никелин	Ед.з.
	Раммельсбергит	Ед.з.
	Вестервелдит	Ед.з.
	Гудмундит	Ед.з.
	Висмутин	Ед.з.
	Бурсаит	Ед.з.
	Галеновисмутит	Ед.з.
	Теллуровисмутит	Ед.з.
	Хедлейит	Ед.з.
	Алтаит	Ед.з.
	Гессит	Ед.з.
	Вольфрамит	Ед.з.

В незначительном количестве в рудах присутствует также халькопирит, галенит, сфалерит, в качестве редких минералов в рудах впервые установлено присутствие самородных серебра, висмута и мышьяка, электрума, теллуридов висмута (теллуровисмутита) и галеновисмутита, герсдорфита, раммельсбергита, гудмундита, никелина.

Кроме того, в рудах значительно распространены минералы титана (ильменит, рутил), гранаты (альмандин), монацит, ксенотим. В единичных случаях наблюдается торит, барит, баритоцелестин, ангидрит, флюорит.

Основная горная масса месторождения представлена кварц-слюдисто-полевошпатовыми сланцами с прослоями кварцитов, преимущественно субвертикального и крутопадающего залегания. Близость региональных Викторовского и Благодатнинского разломов предопределила значительную

тектоническую нарушенность в залегании пород.

В целом для месторождения характерна системная решетка трещиноватости. Основное направление - согласное слоистости. В зонах проявления тектонических процессов и рассланцевания, помимо согласного направления, приобретает важную роль трещиноватость поперек слоистости. Хаотичное направление трещиноватости имеет подчиненное значение. Монолитных пород до проектной глубины отработки карьера, не выявлено. Степень трещиноватости не равномерная и не имеет корреляционной зависимости по глубине, модуль трещиноватости изменяется от 3-5 до 30 и выше. Исключениям является трещиноватость экзогенного типа, проявляющаяся до глубины 12-35 м, здесь направление трещиноватости преимущественно хаотичное, модуль трещиноватости свыше 25. До глубины 50-70 м большинство трещин открытые, стенки трещин покрыты окислами железа и марганца, редкими кристаллами вторичных минералов. Ниже преобладают закрытые и залеченные трещины. Ориентировочно, трещинная пустотность изменяется с глубиной от 2 до 0,1%. Степень трещиноватости напрямую зависит от удаления от зон катаклаза, проявляющихся в зонах будинажа и дробления, вплоть до состояния супесей, мощностью до 30-50см. На удалении от тектонических нарушений свыше 3-5м модуль трещиноватости составляет 3-5, по мере приближения возрастает до 15-20 и выше.

Зонами и поверхностями ослабления в горных породах месторождения являются сингенетические зоны рассланцевания и выветривания и эпигенетические зоны проявления тектонических процессов. В верхней части разреза, до глубины распространения глыбовой коры выветривания, зона ослабления может быть хаотичной. Расположение таких зон показано на геологических разрезах.

По физико-механическим свойствам породы крайне неоднородны. Для пород месторождения характерна анизотропия с коэффициентами по прочностным и упругим свойствам иногда достигающим 5-6 и выше.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	17
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Характеристики различных инженерно-геологических элементов, выделенных по минералогическому составу близки между собой.

Разработка основной массы месторождения возможна только взрывным способом.

По физико-механическим свойствам породы характеризуются следующими величинами:

Предел прочности при одноосном сжатии – 45,6 – 72МПа;

Снижение прочности при намокании – 0,49 - 0,76;

Коэффициент анизотропии – 0,3 – 0,5;

Предел прочности при одноосном растяжении - 3,3 – 4,8МПа;

Прочность на сдвиг – 6,7 - 9,3МПа;

Угол внутреннего трения – 55,4 – 63,7°;

Модуль упругости – 5,89 – 6,75 Е\*104 МПа;

Коэффициент Пуассона 0,04 – 0,21;

Скорость распространения продольной волны – 4,604 – 4,924км/с;

Скорость распространения поперечной волны - 2,86 – 3,336км/с;

Модуль сдвига – 2,22 – 3,14 Е\*104 МПа;

Модуль объемной упругости – 2,3 – 3,12 Е\*104 МПа;

Объемный вес – 2,73 – 2,82 г/см<sup>3</sup>;

Пористость – 0,6 – 1,5 %;

Удельный вес – 2,75 – 2,85 г/см<sup>3</sup>;

Влажность – 0,14 – 0,4 %;

Дробимость сухой 10,42 – 18,84%;

Дробимость водонасыщенной – 15,07 – 22,8%;

Абразивность – 6 – 10 мг.

Условия разработки рудного тела №1 оцениваются как условия средней сложности, обусловленные наличием зон выветривания, дробления и рассланцевания. При разработке этого участка возможно проявление опасных инженерно-геологических явлений в виде оползней и обрушений по зонам ослабления. Обводненность пород на этом участке низкая, в

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	18
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

естественных условиях наименее устойчивые породы зоны выветривания бывают обводнены только в период весеннего снеготаяния. Укреплению устойчивости могло бы помочь предварительное осушение, однако породы характеризуются крайне низкой водоотдачей, наблюдается анизотропия фильтрационных свойств, что делает неэффективным предварительное осушение при помощи водопонизительных скважин. Учитывая это обстоятельство, а также наблюдающиеся на склонах с крутизной превышающих 30°, проявления оползневых процессов.

Условия разработки рудного тела № 2 оцениваются как сложные, обусловленные наличием зон выветривания, дробления и расланцевания, а также необходимостью отвода р. Енашимо, попадающей в карьерное поле. При разработке этого участка также возможно проявление опасных инженерно-геологических явлений в виде оползней и обрушений по зонам ослабления, кроме этого здесь возникает необходимость проведения защитных мероприятий. Так как поверхность рудного тела расположена на более низких отметках, большая часть зоны выветривания (наименее устойчивая) в естественных условиях постоянно обводнена. При использовании только карьерного водоотлива, при разуплотнении пород, за счет высоких скоростей фильтрации могут происходить процессы суффозии, что в свою очередь может привести к обрушениям больших масс с бортов карьера. Кроме этого следует учитывать также то обстоятельство, что породы части склона, примыкающего к будущему карьере, уже находятся в предельно равновесном состоянии (крутизна склонов около 30°). Эти обстоятельства свидетельствуют о необходимости предварительного осушения верхней части разреза со стороны крутых склонов и р. Енашимо. Учитывая высокие фильтрационные свойства техногенных отложений р. Енашимо, при руслоотводе реки следует предусмотреть гидроизоляцию нового русла.

Содержание свободной двуокиси кремния в рудах от 30 до 70%, по этому показателю породы месторождения относятся к классу

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	19
Изм.	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

силикозоопасных, поэтому при разработке месторождения следует предусмотреть постоянное пылеподавление.

Вскрышные породы и руды месторождения характеризуются как устойчивые к выветриванию, что не требует дополнительных мероприятий по содержанию отвалов.

Породы и руды месторождения не газоопасные, не взрывоопасные и не пожароопасные.

Породы месторождения не требуют дополнительных затрат на их улучшение при рекультивации, о чем свидетельствует интенсивное самозарастание старых горных выработок.

На Благодатном месторождении развиты два основных комплекса пород:

связные и скальные, подчиненное положение занимают дисперсные и полускальные породы. Классификация горных пород по крепости, по степени трещиноватости, по взрываемости, по трудности экскавации приведена в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Классификация горных пород

Петрографическая характеристика пород	Коэффициент крепости пород по Протодяконову	Категории пород по				
		Трещиноватости	Бурируемости	Взрываемости	Трудности экскавации	Соотношение пород, %
Суглинки, супеси, щебень, галечники, техногенные отложения (Qiv)	1.5	I	3	1	1-2	>0,1
Зона окисления (выветривания)	6-8	II	6-8	2-3	3	>5*

Сланцы кварц-мусковитовые средне, - крупночешуйчатые с прослоями кварцитосланцев (R <sub>2</sub> gr <sub>3</sub> )	8	III	8	3	3-4	>20
Переслаивание мусковитовых кварцито-сланцев и кварц-мусковитовых сланцев(R <sub>2</sub> gr <sub>2</sub> )	8	III	8	3	3	>15
Сланцы полевошпат-кварц-биотит-мусковитовые (R <sub>2</sub> gr <sub>1</sub> );	8	III	8	3	3	>55
Сланцы кварц-биотитовые, ороговикованные с прослоями и линзами кварцитов (R <sub>1</sub> kd <sub>1</sub> )	10	III	10	4	3-4	>5
Кристаллические сланцы: слюдяные, гранат-ставролитовые, дистеновые, силлиманитовые, единичные прослои кварцитов (PR <sub>1</sub> hk)	10-12	IV	10-12	4	3-4	>1

По характеру обводнения горных пород, слагающих участок месторождения, можно выделить водоносный четвертичный комплекс, водоносную зону среднерифейских метаморфических сланцев и водоносный комплекс гранитоидов татарско-аяхтинского комплекса. Как отдельное водоносное подразделение могут рассматриваться водоносные зоны крупных разрывных нарушений.

Воды четвертичного комплекса связаны с речными (аллювиальными и техногенными), склоновыми и элювиальными образованиями,

распространенными повсеместно и имеющими различную проницаемость и водонасыщенность. Внутри комплекса выделяются локально обводненная зона эллювиально-деллювиальных отложений, водоносный четвертичный аллювиальный горизонт, водоносный современный техногенный горизонт ручьев и водоносный техногенный горизонт рек.

Локально обводненная зона четвертичных эллювиально-деллювиальных и склоновых отложений распространена с поверхности до глубины 2-3м, и выдержанного по площади горизонта не образует. Целиком породы зоны обводнены в период снеготаяния и затяжных дождей. В другие периоды зона обводнена лишь вблизи местных барражей, образованных за счет неоднородностей трещиноватости, литологической неоднородности или проявления тектонической деятельности.

Водоносный четвертичный аллювиальный горизонт распространен в долине руч. Викторовский и отдельными пятнами в долине р.Енашимо. Водовмещающие отложения представлены гравийно-галечными отложениями с валунами и песчано-глинистым заполнителем. Непосредственно на участке аллювиальный горизонт буровыми скважинами не изучался, ввиду ничтожной роли этого подразделения в обводнении месторождения. Дебиты родников, на период обследования, в пределах месторождения не превышали 1л/с. По аналогии со смежными территориями водообильность аллювиальных отложений невысокая за счет высокой глинистости заполнителя, удельные дебиты скважин составляют 0,1-0,4 л/с. Содержит гидрокарбонатные кальциевые воды с минерализацией 0,1-0,2 г/дм<sup>3</sup>. Питание горизонта осуществляется за счет атмосферных осадков и перетоков из смежных подразделений, разгрузка в гидрологическую сеть.

Характеристика обводненных пород:

**Для рудного тела №1**

коэффициент водопроводимости (km) –12 м<sup>2</sup>/сут;

коэффициент фильтрации (k), исходя из расчетной мощности водоносного горизонта 100-300 м – 0,1 м/сут;

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	22
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

коэффициент уровнепроводности ( $a_v$ ) – 6200 м<sup>2</sup>/сут;

**Для рудного тела №2:**

до глубины 150 м

коэффициент водопроницаемости ( $km$ ) – 224 м<sup>2</sup>/сут;

коэффициент фильтрации ( $k$ ) – 2 м/сут;

коэффициент уровнепроводности ( $a_v$ ) – 2,5\*10<sup>5</sup> м<sup>2</sup>/сут;

до глубины 250 м

коэффициент водопроницаемости ( $km$ ) – 10 м<sup>2</sup>/сут;

коэффициент фильтрации ( $k$ ) – 1,0 м/сут;

коэффициент уровнепроводности ( $a_v$ ) – 2,5\*10<sup>5</sup> м<sup>2</sup>/сут;

### **1.3 Горная часть**

Месторождение Благодатное разрабатывается с 2008 года в соответствии с проектными документами [2]. Протоколом №698 от 12 сентября 2008 г. ТКЗ Управления по недропользованию по Красноярскому краю поставлены на баланс 128,5 млн.т руды, содержащей 309,8 т металла.

Схемы вскрытия определены с учетом ситуационного плана размещения объектов ГОКа, отвалов, рельефа поверхности, а также горно-геологические условия и формы залегания рудных тел. Принятые схемы вскрытия обеспечивают минимальное расстояние транспортирования горной массы и минимальные объемы выемки. Вскрытие поля карьеров месторождения во всех вариантах приняты по комбинированной схеме [3].

Вскрытие участка «Северный»:

Нагорная часть участка гор.+480-560 м вскрывается полутраншеями, глубинная часть – двумя капитальными траншеями [1]. С севера с гор.+480 м участок вскрывается центральной внешней траншеей до гор.+450 м, ниже гор.+450 м до дна вскрывается внутренней капитальной траншеей со спиральной формой трассы. Южная часть участка с гор.+460 м вскрывается общей, с участком № 2, фланговой траншеей внешнего заложения до

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	23
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		



гор.+440 м, от гор.+440 м до гор.+430 м внутренней траншеей с петлевой формой трассы.

Руководящий уклон принимается 65%. Во внешних траншеях ширина транспортных берм составляет 40 м. Во внутренних траншеях ширина транспортной бермы до гор.+300 м принята 35 м, от гор.+300 м до гор.+270 – 29 м; уклон съездов – 80%.

#### Вскрытие участка «Южный»:

Нагорная часть карьера гор.+460-530 м вскрывается полутраншеями, глубинная часть – тремя капитальными траншеями. Северная часть карьера вскрывается с гор.+460 м фланговой траншеей внешнего заложения до гор.+440 м, ниже гор.+440 м до дна – внутренней траншеей со спиральной формой трассы и центральной внешней траншеей до гор.+440 м, от гор.+440 м до гор.+340 м – внутренней траншеей с петлевой формой трассы. С востока карьер вскрывается с гор.+460 м капитальной внешней траншеей до гор.+430 м.

Руководящий уклон 65%. Во внешних траншеях ширина транспортных берм составляет 40 м. Во внутренних траншеях до гор.+100 м принята 35 м, от гор.+100 м до гор.+70 – 29 м; уклон съездов – 80%.

Проектом определено применение для карьеров «Северный» и «Южный» месторождения Благодатное углубочной кольцевой системы разработки с размещением пустых пород во внешние отвалы [3].

Высота уступов на добычных и вскрышных работах принимается 10 м. Размер рабочей площадки при работе с применением взрывных работ может меняться в большую и меньшую сторону в зависимости от величины развала взорванной горной массы, которая, в свою очередь, зависит от числа рядов скважин и схемы коммутации.

При ведении горных работ расстояние по горизонтам между буровыми станками, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, должно составлять не менее 20 м, между экскаваторами – не менее 2-кратной величины наибольших радиусов черпания [5].

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	24
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Ширина предохранительных берм периодической механизированной очистки принимается 12; 14 м, исходя из условия обеспечения устойчивости бортов карьера.

Основные параметры системы разработки представлены в табл. 1.3.

Таблица 1.3 – Основные параметры разработки

Наименование параметров	Параметры
Объемный вес руды и вскрышных пород, т/м <sup>3</sup>	2,7
Высота уступа, м	
- рабочего	10
- нерабочего	20-30
Угол откоса уступа, град.	
- рабочего	60-80
- временно нерабочего борта	60
- в предельном положении	60-75
Ширина заходки, м	20
Ширина рабочей площадки, м	36-64
Ширина транспортных берм, м	30
Ширина предохранительных берм, м	12-14
Число рабочих уступов, ед.	3-4
Длина фронта работ на уступе, м	700-2000
Время отработки горизонта, мес.	1-2
Скорость углубки по дну карьера, м/год	30-50
Скорость разноса ВНБ, м/год	60-100
Продольный уклон дорог, %	до 8

Согласно календарного плана и годовых планов развития горных работ, расширение карьеров по этапам отработки производится с разносом временно-нерабочих бортов (ВНБ) зонами шириной 150-300 м, при этом скорость разноса ВНБ, в среднем, составит 60-100 м/год.

Ограниченное пространство рабочей зоны разноса временно нерабочего борта (ВНБ), позволяет иметь в работе в среднем не более 2-3 уступов, фронт работ вытянут по периметру карьера, меняется от 1000 до 2000 м. При этом, крутое падение рудного тела характеризуется постоянным сокращением фронта горных работ с увеличением глубины карьера. В таких условиях весьма важное значение приобретают вопросы правильного выбора

направления расконсервации временных бортов, четкой организации и планирования работ.

Все параметры системы разработки могут быть скорректированы локальными проектами с учетом физико-механических свойств пород, их трещиноватости, условий залегания, обводненности и горно-технической обстановки на участках ведения горных работ.

Осушение карьерного поля осуществляется:

Участок «Северный» карьера:

По существующей схеме водоотлив участка карьера состоит из передвижной насосной станцией, оборудованной двумя насосами ЦНС 180-170, установленной на дне карьера и перемещающейся по мере развития работ. Работа насосов организуется в два трубных става диаметром 273 мм.

С 2012 по 2013 года до формирования замкнутого пространства участка карьера водоотлив производится самотеком в отстойник карьерных вод;

В 2013 году планируется строительство новой перекачной насосной станции (ПНС), оборудованной тремя насосами ЦНС 180-170, которая обеспечит работу водоотлива до отметки +290 м. Работа насосов организуется в два трубных става диаметром 273 мм.

В 2022 году планируется строительство новой перекачной насосной станции (ПНС), оборудованной тремя насосами ЦНС 180-212, которая обеспечит работу водоотлива до конечной отметки +270 м.

Участок «Южный» карьера:

По существующей схеме водоотлив участка карьера состоит из передвижной насосной станцией, оборудованной двумя насосами ЦНС 300-180, установленной на дне карьера и перемещающейся по мере развития работ. Работа насосов организуется в два трубных става диаметром 325 мм.

В 2013 году планируется строительство передвижной насосной станции, оборудованной четырьмя насосами ЦНС 300-180, которая обеспечит работу водоотлива до отметки +280 м. Работа насосов организуется в два трубных става диаметром 325 мм.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	26
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

В 2015 году планируется строительство передвижной насосной станции, оборудованной шестью насосами ЦНС 300-180.

В 2016 году для отведения вод ручья Благодатный по северо-западному борту участка «Южный» карьера планируется строительство самотечного трубопровода диаметром 426мм от существующего русла до руслоотвода ручья Благодатный в долине реки Енашимо, общей длиной 1100м.

В 2019 году планируется строительство новой передвижной насосной станции, оборудованной шестью насосами ЦНС 300-240, которая обеспечит работу водоотлива до отметки +220 м. Работа насосов организуется в два трубных става диаметром 325 мм.

В 2022 году в связи с объединением фронта горных работ участков «Северный» и «Южный» карьера водоотведение ручья Благодатный планируется осуществлять перекачкой воды двумя насосами ЦНС 300-120 из приемного водосборника до реки Енашимо трубопроводом диаметром 426мм, проложенным по северному борту участка «Северный» карьера общей длиной 3000м.

В 2023 году на горизонте 280 м южного борта участка карьера планируется строительство новой перекачной насосной станции, оборудованной шестью насосами ЦНС 300-180, которая обеспечит работу водоотлива до отметки +60 м. Главная передвижная насосная установка, аналогично предыдущему году, состоит из шести насосов ЦНС 300-240. Работа насосов организуется в два трубных става диаметром 325мм.

В 2031 году на горизонте 450 м южного борта участка карьера планируется замена существующей перекачной насосной станции на новую, оборудованную шестью насосами ЦНС 300-300, которая обеспечит работу водоотлива до конечной отметки -20 м. Главная передвижная насосная установка, аналогично предыдущему году, состоит из шести насосов ЦНС 300-240. Работа насосов организуется в два трубных става диаметром 325мм.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	27
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Согласно расчетам, выполненным в ТЭО временных кондиций, предельная глубина открытой отработки составила: участок №1 – 290 м, участок №2 – 470 м.

Таблица 1.4 – Проектные параметры карьера

Показатель	Участок №1	Участок №2	Всего по карьеру
Длина, м			
- по поверхности	1087	1790	
- по дну	422	304	
Ширина, м			
- по поверхности	636	1023	
- по дну	40	74	
Глубина, м			
- от – до	220 – 280	360 – 460	220 – 460
- средняя	250	410	340
- высота уступа:	10	10	10
- количество уступов:	22 – 28	36 – 46	22 – 46
Площадь, тыс. м <sup>2</sup>			
- по поверхности	598	1386	1984
- по дну	16,8	17,4	
Угол наклона бортов карьера, град.			
- СВ борт	43	40	
- СЗ борт	38	22	
- ЮВ борт	36	39	
- ЮЗ борт	41	38	
Объем горной массы, тыс.м <sup>3</sup>	58398	184787	243185
- руда, тыс.т	19189	76928	96117
- вскрыша, тыс.м <sup>3</sup> , в т.ч:	51291	157313	208604
- бедная руда, тыс.т	13965	29439	43403
- пустая порода, тыс.м <sup>3</sup>	46119	146799	192918
Средний коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т	2.8	2.7	2.75

Запасы золота, утвержденные ГКЗ Роснедра: балансовые около 222 т, забалансовые – 90 т, в минерализованных зонах – 42 т. При увеличении глубины карьера более принятой в ТЭО кондиций, в эксплуатацию может быть дополнительно вовлечено:

- рудное тело №1 - 7323,1 тыс. т руды содержащей 16633 кг золота;
- рудное тело №2 - 30156,9 тыс.т руды содержащей 73293 кг золота.

Определяем годовую производительность карьера по горной массе:

$$A_{ГМ} = A_p / \gamma \cdot (1 + K_B) = 9,0 / 2,7 \cdot (1 + 2,75) = 12,5 \text{ млн. м}^3 \quad (1.1)$$

Руководствуясь рекомендациями [7] принимаем на выемочно-погрузочных работах экскаватор ЭКГ-10 с емкостью ковша 10 м<sup>3</sup>, на транспортировке автосамосвалы TEREX AC 3300MT с грузоподъемностью 136 т. Учитывая физико-механические свойства пород и производительность экскаватора  $Q_3^r = 1989360 \text{ м}^3 / \text{год}$  на подготовку пород к выемке принимаем буровой станок РИТ VIPER 235 [9].

При данной производительности общий режим работы карьера целесообразно принять круглосуточный при непрерывной рабочей неделе и двух сменах в сутки продолжительностью по 11 часов. Т.к. месторождение находится в районе Крайнего севера, принимается вахтовый метод работы, число рабочих дней в году – 365.

Количество рабочих дней в году с соответствии с межремонтными сроками бурового, выемочно-погрузочного и транспортного оборудования сведены в таблицу 1.5.

Таблица 1.5 – Число рабочих дней горно-транспортного оборудования

Оборудование	Число рабочих дней
ЭКГ-10	307
РИТ VIPER 235	300
TEREX AC 3300MT	300

При разработке месторождения применяется экскаваторно-транспортный комплекс оборудования (ЭТО).

Так как породы имеют значительную крепость (по шкале В.В. Протодяконова коэффициент крепости - 8-14) для бурения взрывных скважин применяются буровые станки РИТ VIPER 235, которые хорошо зарекомендовали себя в данных горно-геологических условиях.

Большие объемы вскрыши, а также большая производительность карьера требует применения механизации. На погрузке горной массы

работают исходя из поддержания необходимой производительности, экскаваторы ЭКГ-10, с емкостью ковша 10 м<sup>3</sup>.

Основными карьерными грузами являются вскрышные породы и полезные ископаемые. На данном предприятии ведение горных работ характеризуется высокой сложностью, которая обуславливается большими объемами буровзрывных работ, дальностью транспортирования: на отвал – 6,4 км, на буферно-усреднительный склад – 8,8 км.

На карьере транспортирование вскрышных пород и руды осуществляется автосамосвалами TEREX MT3300 грузоподъемностью 136т.

Для выполнения вспомогательных работ по содержанию в рабочем состоянии транспортных коммуникаций, зачистки забоев, планировки отвалов расчистки площадок для установки буровых станков применяют бульдозеры KOMATSU - D375A, KOMATSU - D355A.

Кроме того, имеется большое количество вспомогательных машин и механизмов: поливочные машины, которые поливают дороги в карьере, а также орошают забои и развалы; маслозаправщики; ремонтные машины и механизмы.

По условиям вскрытия карьер “Благодатный” разделяют на две части:

Участок № 1 - Нагорная часть участка гор.+480-560 м вскрывается полутраншеями, глубинная часть – двумя капитальными траншеями. С севера с гор.+480 м участок вскрывается центральной внешней траншеей до гор.+450 м, ниже гор.+450 м до дна вскрывается внутренней капитальной траншеей со спиральной формой трассы. Южная часть участка с гор.+460 м вскрывается общей, с участком № 2, фланговой траншеей внешнего заложения до гор.+440 м, от гор.+440 м до гор.+430 м внутренней траншеей с петлевой формой трассы.

Руководящий уклон принимается 65%. Во внешних траншеях ширина транспортных берм составляет 40 м. Во внутренних траншеях ширина транспортной бермы до гор.+300 м принята 30 м, от гор.+300 м до гор.+270 – 20 м; уклон съездов – 80%.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	30
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

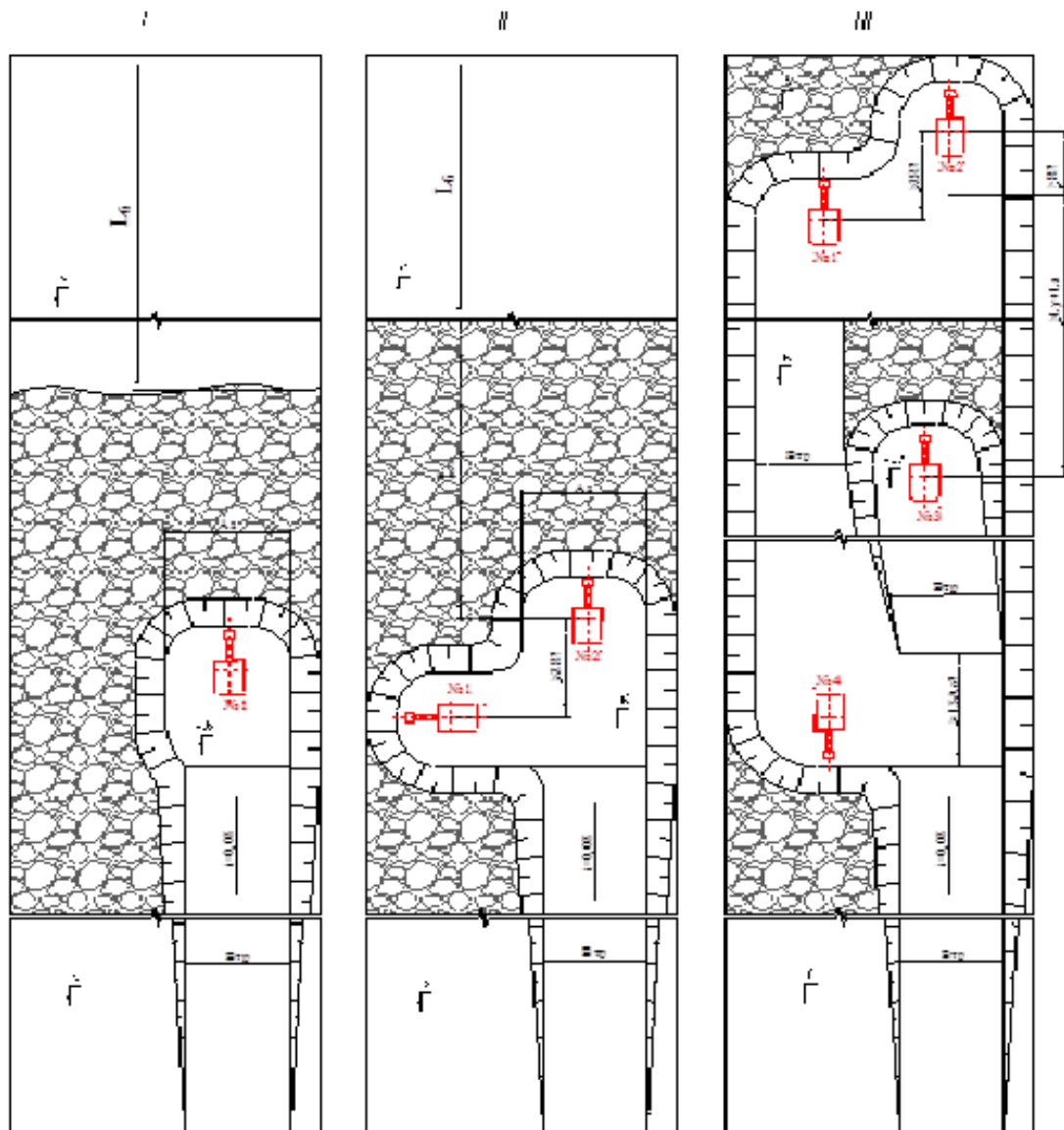


Рисунок 1.2 – Подготовка горизонтов





Участок № 2 - Нагорная часть карьера гор.+460-530 м вскрывается полутраншеями, глубинная часть – тремя капитальными траншеями. Северная часть карьера вскрывается с гор.+460 м фланговой траншеей внешнего заложения до гор.+440 м, ниже гор.+440 м до дна – внутренней траншеей со спиральной формой трассы и центральной внешней траншеей до гор.+440 м, от гор.+440 м до гор.+340 м – внутренней траншеей с петлевой формой трассы. С востока карьер вскрывается с гор.+460 м капитальной внешней траншеей до гор.+430 м.

Проектом предусматривается применение для карьеров «Северный» и «Южный» месторождения Благодатное углубочной кольцевой системы разработки с размещением пустых пород во внешние отвалы [3].

Высота уступов на добычных и вскрышных работах принимается 10 м. Размер рабочей площадки при работе с применением взрывных работ может меняться в большую и меньшую сторону в зависимости от величины развала взорванной горной массы, которая в свою очередь зависит от числа рядов скважин и схемы коммутации.

При ведении горных работ расстояние по горизонтам между буровыми станками, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, должно составлять не менее 20 м, между экскаваторами – не менее 2-кратной величины наибольших радиусов черпания.

Ширина предохранительных берм периодической механизированной очистки принимается 12; 14 м., и регламентируется проектом из условия обеспечения устойчивости бортов карьера.

Согласно календарного плана и годовых планов развития горных работ, расширение карьеров по этапам отработки производится с разносом временно-нерабочих бортов (ВНБ) зонами шириной 150-300 м, при этом скорость разноса ВНБ, в среднем, составит 60-100 м/год.

Ограниченное пространство рабочей зоны разноса временно нерабочего борта (ВНБ), позволяет иметь в работе в среднем не более 2-3 уступов, фронт работ вытянут по периметру карьера, меняется от 1000 до

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	33
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

2000 м. При этом, крутое падение рудного тела характеризуется постоянным сокращением фронта горных работ с увеличением глубины карьера. В таких условиях весьма важное значение приобретают вопросы правильного выбора направления расконсервации временных бортов, четкой организации и планирования работ.

Подготовка горизонтов осуществляется котлованами, экскаватор после проведения наклонной траншеи осуществляет проходку котлована, который затем расширяется во все стороны несколькими экскаваторами. При создании достаточной рабочей площадки становится возможным проведение наклонной траншеи на нижележащий горизонт и создание здесь первоначально котлована.

Интервал времени между началом подготовки смежных горизонтов (при спиральной форме трассы):

$$T_n'' = t_1 + t_2 = \frac{H_y \cdot L_{\sigma}}{Q_{\text{э.м}}} \cdot (g + l_m + f) = \frac{10 \cdot 1000}{188037} \cdot (50 + 5 + 100) = 8,2 \quad (1.2)$$

мес.,

где  $Q_{\text{э.м}}$  – месячная производительность экскаватора РС-3000, м<sup>3</sup>;

$g$  – расстояние между разрезными котлованами на смежных горизонтах, м;

$H_y$  – высота рабочего уступа, м;

$f$  – ширина разрезного котлована, м;

$$Q_{\text{э.м}} = \frac{Q_{\text{э.год}}}{12} = \frac{2256450}{12} = 188037 \text{ т/мес.} \quad (1.3)$$

Время проходки траншей при вскрытии спиральными съездами:

$$t_{\text{в.м}} + t_{\text{р.м}} = \frac{L_{\sigma} + l_o}{V_m} + \frac{l_{\text{в.м}} + l_n}{V_0} = \frac{1000 + 60}{3452} + \frac{125}{7279} = 0,32 \text{ года} \quad (1.4)$$

где  $l_o$  – минимальное допустимое расстояние между экскаваторами, м;

$l_{\text{в.т}}$  – длина съезда, м.

Скорость проходки траншеи:

$$V_m = \frac{\eta \cdot \sum Q_{\text{э.год.}i}}{(b_{\text{р.м}} + h \cdot \text{ctg} \alpha) \cdot h} = \frac{0,5 \cdot 2256450}{(30 + 10 \cdot \text{ctg} 75^\circ) \cdot 10} = 3452 \text{ м/год.} \quad (1.5)$$

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		34

Скорость разноса борта:

$$V_o = \frac{n \cdot Q_{\text{э.год.и}}}{h^2 \cdot (\text{ctg} \varphi + \text{ctg} \rho)} = \frac{1 \cdot 2256450}{10^2 \cdot (\text{ctg} 17^\circ - \text{ctg} 80^\circ)} = 7279 \text{ м/год.} \quad (1.6)$$

Интервал времени между началом подготовки новых горизонтов:

$$T = \frac{h}{h_o} = \frac{10}{70} = 0,14 \text{ года.} \quad (1.7)$$

Время отработки запасов одного уступа:

$$t_o = \frac{m_z \cdot L_p \cdot h \cdot n_o}{A_p} = \frac{220 \cdot 220 \cdot 10 \cdot 4}{5,5 \cdot 10^6} = 0,35 \text{ года.} \quad (1.8)$$

$$t_o > T$$

$$(0,35 > 0,14)$$

Закон соотношения интенсивности работ по вскрытию, подготовке и очистной выемке выполняется.

На Благодатном карьере проектом принята технология проведения траншей транспортным способом с применением БВР. Для бурения скважин используются буровые станки РИТ VIPER 235, транспортирования пород производятся автосамосвалами TEREX MT3300.

Основные параметры технологии проведения траншей принимаем по предприятию - аналогу; [1]

- высота уступа – 10 м;
- угол откоса борта траншеи – 65-75 град.;
- ширина траншеи по дну – 30 м;
- уклон траншеи – 70 ‰.

Вычисляется объем въездной траншеи:

$$V_{B.T} = \frac{H_y^2}{i_p} \cdot \left( \frac{b_{\min}}{2} + \frac{H_y \cdot \text{ctg} \alpha}{3} \right) + H_y \cdot \text{ctg} \alpha \cdot \left( \frac{b_{\min}}{2} + \frac{\pi \cdot H_y \cdot \text{ctg} \alpha}{6} \right) = \quad (1.9)$$

$$= \frac{10^2}{0,07} \cdot \left( \frac{30}{2} + \frac{10 \cdot \text{ctg} 75^\circ}{3} \right) + 10 \cdot \text{ctg} 75^\circ \cdot \left( \frac{30}{2} + \frac{3,14 \cdot 10 \cdot \text{ctg} 75^\circ}{6} \right) =$$

$$= 22748 \text{ м}^3$$

где  $H_y$  – высота уступа, м;

$b_{\min}$  – ширина траншеи по дну, м;

$i_p$  – уклон траншеи, %;

$\alpha$  – угол откоса борта траншеи, град.

Объем разрезной траншеи:

$$\begin{aligned} V_{p.m} &= (b_{\min} + H_y \cdot ctg \alpha) \cdot H_y \cdot L_{\phi} = \\ &= (30 + 10 \cdot ctg 75^\circ) \cdot 10 \cdot 1000 = 326794 \text{ м}^3, \end{aligned} \quad (1.10)$$

где  $L_{\phi}$  – длина фронта работ, м.

Объем работ по разному бортов траншеи:

$$V_{p.б} = U_{\Gamma} \cdot H_y \cdot L_{\phi} = 225 \cdot 10 \cdot 1000 = 2250000 \text{ м}^3, \quad (1.11)$$

где  $U_{\Gamma}$  – годовое подвигание фронта работ, м.

Рассчитаем время проходки траншей:

$$t_{в.м} = \frac{V_{в.м}}{\Sigma Q_{\text{э.год}}} = \frac{22478}{2256450} = 0,01 \text{ лет}, \quad (1.12)$$

где  $t_{в.т}$  – время проходки въездной траншеи, лет;

$Q_{\text{э.год}}$  – годовая производительность экскаватора, м<sup>3</sup>/год;

Рассчитаем время проходки разрезной траншеи:

$$t_{p.m} = \frac{V_{p.m}}{\Sigma Q_{\text{э.год}}} = \frac{326794}{2256450} = 0,14 \text{ лет}, \quad (1.13)$$

где  $t_{p.т}$  – время проходки разрезной траншеи, лет;

$$t_{p.б} = \frac{V_{p.б}}{n \cdot \Sigma Q_{\text{э.год}}} = \frac{2250000}{3 \cdot 2256450} = 0,33 \text{ лет}, \quad (1.14)$$

где  $t_{p.б}$  – время по разному бортов траншеи, лет.

Определим время подготовки горизонта:

$$T = t_{в.м} + t_{p.m} + t_{p.б} = 0,01 + 0,14 + 0,33 = 0,48 \text{ лет}, \quad (1.15)$$

Рассчитаем возможную величину годового понижения горных работ:

$$h_o = \frac{h}{T} = \frac{10}{0,48} = 21 \text{ м/год}. \quad (1.16)$$

Определяется показатель трудности разрушения породы:

$$\begin{aligned} P_p &= 0,005 \cdot K_m \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,5 \cdot \gamma = \\ &= 0,005 \cdot 0,5 \cdot (1100 + 40 + 250) + 0,5 \cdot 2,7 = 4,7 \end{aligned} \quad (1.17)$$

где  $K_m$  – коэффициент трещиноватости;

$\gamma$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>;

$\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{сдв}$ ,  $\sigma_{раст}$  – сопротивляемость пород соответственно сжатию, сдвигу и растяжению, МПа.

Показатель трудности бурения:

$$P_{\bar{\sigma}} = 0,007 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{раст}) + 0,7 \cdot \gamma = 0,007 \cdot (1100 + 250) + 0,7 \cdot 2,7 = 11,3 \quad (1.18)$$

Удельный эталонный расход эталонного ВВ, г/м<sup>3</sup>.

$$q_{\bar{\sigma}} = 0,02 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 2 \cdot \gamma = 0,02 \cdot (1100 + 40 + 250) + 2 \cdot 2,7 = 33,2 \quad (1.20)$$

По классификации В.В. Ржевского по трудности разрушения данные породы относятся ко II классу - легкоразрушаемые породы.[3] По показателю буримости породы относятся к III классу – труднобуримые. По показателю взрываемости породы относятся к IV классу – весьма трудновзрываемые. Исходя из трудности бурения и высокой крепости пород (по шкале Протодьяконова  $f=8-14$ ) на Благодатном карьере применяем станки шарошечного бурения РИТ VIPER 235, с диаметром долота 244,5 мм. на подшипниках с телами качения типа “К” – крепкие породы.

Рассчитываем оптимальный размер куска взорванной горной массы.

$$d_{ср.о} = (0,15 - 0,2) \cdot \sqrt[3]{E} \quad (1.21)$$

где  $E$  – вместимость ковша принятой модели экскаватора, м<sup>3</sup>.

$$d_{ср.о} = 0,17 \cdot \sqrt[3]{10} = 0,37 \text{ м}$$

Принимаем угол наклона скважин к горизонту равным 90°.

Вычисляем диаметр скважины, мм.

$$d_c = K_{PC} \cdot d_d \quad (1.22)$$

где  $K_{PC}$  – коэффициент расширения скважин при бурении;

$d_d$  – диаметр долота, мм.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		37

$$d_c = 1,1 \cdot 244,5 = 269 \text{ мм}$$

Рассчитываем глубину перебура, м.

$$l_n = 0,2 \cdot h \quad (1.23)$$

где  $h$  – высота уступа, м.

$$l_n = 0,2 \cdot 10 = 2 \text{ м}$$

Вычисляем длину скважины, м.

$$L_{скв} = \frac{h}{\sin \beta} + l_n \quad (1.24)$$

где  $\beta$  - угол наклона скважины к горизонту, град.

$$L_{скв} = \frac{10}{\sin 90^\circ} + 2 = 12 \text{ м}$$

С учетом принятых параметров режима бурения определяем техническую скорость выбранного станка с учетом величины  $\Pi_B$ .

$$V_B \approx \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot P_o \cdot n_o}{(\Pi_B \cdot d_D^2)} \quad (1.25)$$

где  $V_B$  – техническая скорость бурения, м/ч;

$P_o$  – усилие подачи, кН;

$n_o$  – частота вращения бурового става,  $\text{с}^{-1}$ .

$$V_B \approx \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot 200 \cdot 2}{(11,3 \cdot 0,269^2)} = 15 \text{ м / ч}$$

Вычисляем сменную эксплуатационную производительность бурового станка, м/см.

$$Q_B = \frac{T_{см} - T_{пер}}{t_o + t_B} \quad (1.26)$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, ч;

$T_{пер}$  – длительность ежесменных перерывов в работе, ч;

$t_o$  – основное время бурения 1 м скважины, ч;

$t_B$  – затраты времени на выполнение вспомогательных операций при бурении 1 м скважины, ч.

$$Q_B = \frac{12 - 1}{0,067 + 0,05} = 94 \text{ м/см}$$

Определяем годовую производительность бурового станка, м/год.

$$Q_{Б.С} = Q_B \cdot N_{Р.С} = 94 \cdot 485 = 45590 \text{ м/год} \quad (1.27)$$

где  $N_{Р.С}$  – число рабочих смен бурового станка в течение года с учетом их целосменных простоев, вызванных плановыми и неплановыми ремонтами и другими видами организационных и эксплуатационно-технологических перерывов, ед.

В связи с тем, что по классификации профессора М.М. Протодяконова коэффициент крепости заданных пород – 11, а по условию обводненности – скважины сухие, то в качестве взрывчатого вещества, применяемого на карьере для разрушения пород, выбираем взрывчатое вещество местного изготовления - Граммонит - 79/21.

Вычисляем проектный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

$$q_{II} = q_{Э} \cdot K_{ВВ} \cdot K_{Д} \cdot K_{Т} \cdot K_{V} \cdot K_{З} \cdot K_{ОП} \quad (1.28)$$

где  $q_{Э}$  – удельный эталонный расход эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$K_{ВВ}$  – переводной коэффициент ВВ;

$K_{Д}$  – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород;

$K_{V}$  – коэффициент, учитывающий влияние объема взрывающей породы;

$K_{З}$  – коэффициент, учитывающий степень сосредоточения заряда;

$K_{ОП}$  – коэффициент, учитывающий местоположение заряда и число открытых поверхностей взрывающей части массива;

$K_{Т}$  – коэффициент, учитывающий конкретные условия.

Значение  $K_{Д}$  можно установить по формуле:

$$K_{Д} = \frac{0,5}{d_{ср.о}} = \frac{0,5}{0,36} = 1,39 \quad (1.29)$$

Коэффициент  $K_{Т}$  для конкретных условий:

$$K_{Т} = 1,2 \cdot l_{ср} + 0,2$$

$$K_{Т} = 1,2 \cdot 1,2 + 0,2 = 1,64 \quad (1.30)$$



Величина  $K_v$  зависит от высоты взрываемого уступа.

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{h}} \quad (1.31)$$

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{10}} = 1,14$$

Так как величина коэффициента, учитывающего степень сосредоточения заряда, зависит от диаметра скважин, который определяет радиус зоны регулируемого дробления, то для скважин диаметром 269 мм в весьма трудновзрываемых породах принимаем его равным 1,1.

Коэффициент  $K_{оп}$ , учитывающий местоположение заряда и число открытых поверхностей взрываемой части массива принимаем равным 8.

$$q_{II} = 0,033 \cdot 1,13 \cdot 1,16 \cdot 1,64 \cdot 1,14 \cdot 1,1 \cdot 8 = 0,71 \text{ кг} / \text{м}^3$$

Выбираем конструкцию заряда. Принимаем сплошной колонковый заряд [2]. Конструкция скважинного заряда приведена на рисунке 1.4.

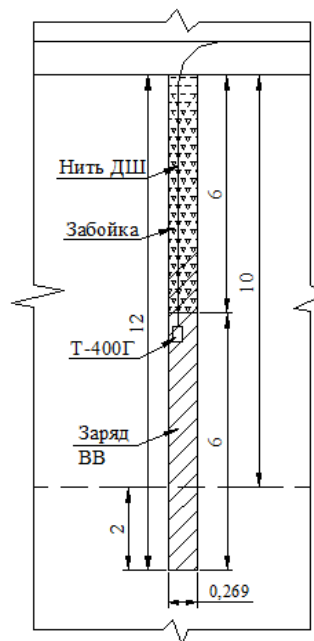


Рисунок 1.4 – Конструкция скважинного заряда

При ведении взрывных работ с перебором длина забойки составляет:

$$l_3 = l_{II} + 11,3 \cdot d^{0,75} \cdot l_{CP}^{-0,5} \cdot \Delta^{0,5} \quad (1.32)$$

где  $\Delta$  - плотность ВВ,  $\text{г}/\text{см}^3$ .

$$l_3 = 2 + 11,3 \cdot 0,269^{0,75} \cdot 1^{-0,5} \cdot 0,9^{0,5} = 6 \text{ м}$$

Вычисляем расчетную длину заряда, м.

$$\begin{aligned} l_{BB.P} &= L_C - l_3 \\ l_{BB.P} &= 12 - 6 = 6 \text{ м} \end{aligned} \quad (1.33)$$

Выбираем тип промежуточного инициатора (шашки-детонатора). Исходя из рекомендаций [2], выбираем шашки-детонаторы с большой иницирующей способностью Т – 400Г.

Устанавливаем расход шашек-детонаторов на скважину. Для применяемых ВВ достаточно по одной шашке-детонатору [4].

Вычисляем наибольшую величину линии сопротивления по подошве уступа, исключаящую образование порогов, преодолеваемую зарядом определенного диаметра, м.

$$W_P = \frac{1}{\sin \beta} \cdot 53 \cdot K_B \cdot d_C \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{BB}}} \quad (1.34)$$

где  $\beta$  - угол наклона скважины к горизонту, град;

$K_B$  – коэффициент, учитывающий взрываемость пород;

$d_C$  – диаметр скважины, м;

$m$  – коэффициент сближения зарядов.

$$W_P = \frac{1}{\sin 90^\circ} \cdot 53 \cdot 1 \cdot 0,269 \cdot \sqrt{\frac{0,9 \cdot 0,9}{2,7 \cdot 1,13}} = 8 \text{ м}$$

Находим величину ЛСПП с учетом требования безопасности ведения буровых работ у бровки уступа, м.

$$W_\sigma = b_{II} + h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta) \quad (1.35)$$

где  $b_{II}$  – ширина возможной призмы обрушения, м;

$\alpha$  - угол откоса рабочего уступа, град.

$$b_{II} = h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha_V - \operatorname{ctg} \alpha) \quad (1.36)$$

где  $\alpha_V$  - угол устойчивого откоса уступа (угол откоса уступа при погашении бортов), град.

$$b_{II} = 10 \cdot (\operatorname{ctg} 45^\circ - \operatorname{ctg} 75^\circ) = 4 \text{ м}$$

По условиям техники безопасности работа буровых станков должна производиться не ближе 3 метров от бровки, поэтому  $b_{п}=4$  м.

$$W_6 = 4 + 10 \cdot (\operatorname{ctg} 75^\circ - \operatorname{ctg} 90^\circ) = 6,5 \text{ м}$$

Так как условие безопасного ведения буровых работ на первом ряду скважин соблюдается ( $W_p > W_6$ ), то для дальнейших расчетов принимаем  $W_p = 8$  м.

Рассчитываем расстояние между скважинами в ряду, м.

$$a = m \cdot W \quad (1.37)$$

$$a = 1 \cdot 8 = 8 \text{ м}$$

$$b = 0,85 \cdot a$$

$$b = 0,85 \cdot 8 = 7 \text{ м}$$

Определяем количество взрываемых рядов скважин с учетом рекомендаций и принимаем количество рядов равное 5.[2]

Рассчитываем массу заряда в скважинах первого и последующих рядов:

$$Q_3' = q_{п} \cdot W \cdot a \cdot h \quad (1.38)$$

$$Q_3'' = q_{п} \cdot a \cdot b \cdot h \quad (1.39)$$

где  $Q_3'$  и  $Q_3''$  – соответственно масса заряда в скважинах первого и последующих рядов скважин, кг.

$$Q_3' = 0,71 \cdot 8 \cdot 8 \cdot 10 = 455 \text{ кг}$$

$$Q_3'' = 0,71 \cdot 8 \cdot 7 \cdot 10 = 398 \text{ кг}$$

Рассчитываем вместимость ВВ в скважине, кг/м.

$$p = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \quad (1.40)$$

$$p = 7,85 \cdot 2,69^2 \cdot 0,9 = 51 \text{ кг / м}$$

Принимаем  $p=51$  кг.

В соответствии с выбранной конструкцией скважинного заряда вычисляем массу заряда по условиям вместимости его в скважину, кг.

$$Q_{ВВ} = p \cdot l_{ВВ.Р} \quad (1.41)$$

$$Q_{ВВ} = 51 \cdot 6 = 306 \text{ кг}$$

Проверяем расчетную массу заряда по вместимости

$$Q_3'(Q_3'') \triangleright Q_{BB} \quad (1.42)$$

Т.к.  $Q_3'(Q_3'') \triangleright Q_{BB}$ , то корректируем массу заряда, изменяя параметры

сетки скважин.

$$a = \sqrt{\frac{Q_3}{q_{II} \cdot h}} = \sqrt{\frac{306}{0,71 \cdot 10}} = 6,6$$

$$b = 0,85 \cdot a$$

$$b = 0,85 \cdot 6,6 = 5,6 \text{ м}$$

Схема расположения скважин на уступе приведена на рисунке 1.5.

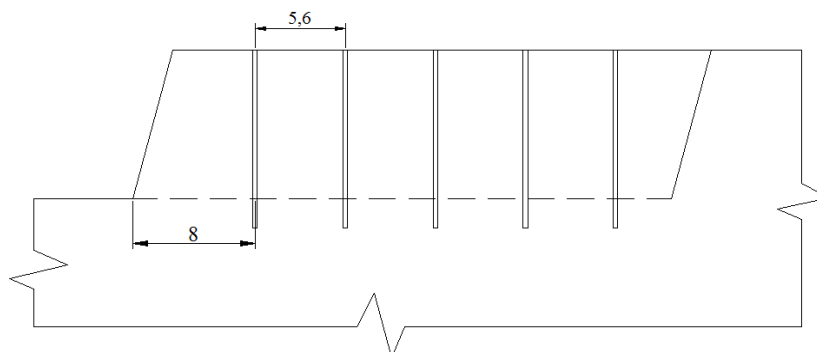


Рисунок 1.5 – Схема расположения скважин на уступе

Вычисляем объем взрывного блока по условиям обеспеченности экскаватора взорванной горной массой.

$$V_{БЛ} = Q_{СМ.З} \cdot n_{СМ} \cdot n_{Д} \quad (1.43)$$

где  $Q_{СМ}$  – сменная производительность экскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$n_{СМ}$  – число рабочих смен экскаватора в течение суток, ед;

$n_{Д}$  – обеспеченность экскаватора взорванной горной массой, сут.

$$V_{БЛ} = 3675 \cdot 2 \cdot 10 = 73500 \text{ м}^3$$

Рассчитываем длину взрывного блока, м.

$$L_{БЛ} = \frac{V_{БЛ}}{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h} \quad (1.44)$$

$$L_{БЛ} = \frac{73500}{[8 + 5,6 \cdot (5 - 1)] \cdot 10} = 242 м$$

Находим число скважин в одном ряду:

$$n_{СКВ} = \frac{L_{Б.В}}{a} + 1 \quad (1.45)$$

$$n_{СКВ} = \frac{242}{6,6} + 1 = 37 скв$$

По округленному значению  $n_{СКВ}$  скорректируем длину и объем взрывного блока.

$$L_{Б.В} = (n_{СКВ} - 1) \cdot a = (37 - 1) \cdot 6,6 = 238 м$$

$$V_{БЛ} = L_{Б.В} \cdot [W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h \quad (1.46)$$

$$V_{БЛ} = 238 \cdot [(8 + 5,6 \cdot (5 - 1)) \cdot 10] = 72352 м^3$$

Вычисляем расход ВВ на блок, кг.

$$Q_{В.Б} = q_{П} \cdot V_{БЛ} \quad (1.47)$$

$$Q_{В.Б} = 0,71 \cdot 72352 = 51370 кг$$

Вычисляем выход горной массы с 1м скважины, м<sup>3</sup>.

$$f = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot h}{n_p \cdot L_{СКВ}} \quad (1.48)$$

$$f = \frac{[8 + 5,6 \cdot (5 - 1)] \cdot 6,6 \cdot 10}{5 \cdot 12} = 37,3 м^3$$

Выбираем схему коммутации скважинных зарядов с учётом числа взрывааемых рядов скважин и требованиям к параметрам развала. Принимаем клиновую схему коммутации.[2] Схема коммутации приведена на рисунке 1.6.

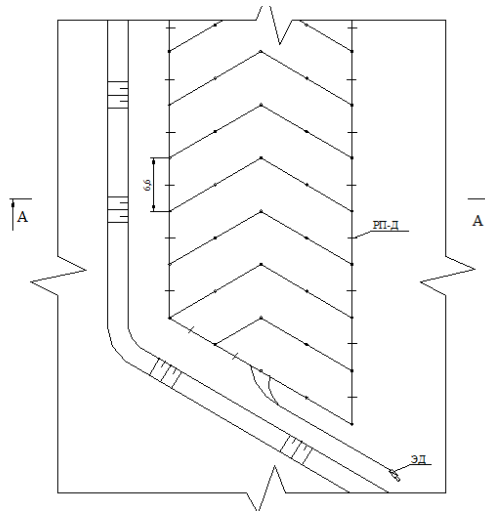


Рисунок 1.6 – Диагональная схема коммутации с клиновым врубом

Рассчитываем расход промежуточных шашек-детонаторов на блок, ед:

$$N_{ш} = N_C \cdot n_{ш} \quad (1.49)$$

где  $n_{ш}$  – расход шашек-детонаторов на скважину, ед.

$$N_{ш} = 185 \cdot 1 = 185 \text{ ед}$$

Расход ЭД для инициирования ДШ в блоке равен 2 единицы.

Расход ДШ для вытяжки на безопасное расстояние составляет 200м.

Определяем расход ДШ на скважину, м.

$$l_{д.и} = 2 \cdot l_C + l_1 + l_2 \quad (1.50)$$

где  $l_1$  – количество ДШ, необходимое для присоединения промежуточного инициатора ( $l_1=1-1,5$  м);

$l_2$  – количество ДШ, необходимое для соединения концевиков ДШ с магистралью ( $l_2=1-1,5$  м).

$$l_{д.и} = 2 \cdot 8 + 1,5 + 1,5 = 19 \text{ м}$$

Определяем расход ДШ на блок, м.

$$l_{д.ш} = \sum_1^{N_C} l_{д.и} + 2 \cdot l_K + 2 \cdot l_Y + l_3 \quad (1.51)$$

где  $l_K$  – длина кольцевой магистральной линии ДШ, м;

$l_Y$  – длина участковой магистральной линии ДШ, м;

$l_3$  – длина запаса ДШ, м.

$$l_{д.ш} = 185 \cdot 19 + 2 \cdot 280 + 2 \cdot 19 + 100 = 4213 \text{ м}$$

Расход пиротехнических реле РП-Д-20 составляет 74 штук на блок.

Вычисляем удельный расход СИ.

$$ДШ = \frac{4213}{72352} = 0,05$$

$$РП = \frac{74}{72352} = 0,001$$

$$N_{Ш} = \frac{185}{72352} = 0,0025$$

$$ЭД = \frac{2}{72352} = 0,000027$$

Вычисляем годовой расход ВВ и СИ:

$$ВВ = q_{П} \cdot A_{Г.М} = 0,71 \cdot 8700000 = 6177000 \text{ кг}$$

$$ДШ = 0,05 \cdot 8700000 = 435000 \text{ м}$$

$$РП = 0,001 \cdot 8700000 = 8700 \text{ шт}$$

$$N_{Ш} = 0,0025 \cdot 8700000 = 21750 \text{ шт}$$

$$ЭД = 0,000027 \cdot 8700000 = 235 \text{ шт}$$

Выбираем смесительно-зарядную машину МЗ-ЗБ:

- Грузоподъемность 10 т.
- Производительность 600 кг/мин.

Рассчитываем сменную производительность зарядного агрегата, т.

$$Q_{з.а} = \frac{T_{пр} \cdot G_{б}}{\frac{2 \cdot L}{V} + t_{гр} + k \cdot \frac{G_{б} \cdot t_{з}}{Q_{з.с}}} \quad (1.52)$$

где  $T_{пр}=7,2$  – время производительной работы за смену, ч;

$G_{б}$  – грузоподъемность зарядного агрегата, т;

$L$  – расстояние транспортировки ВВ, км;

$V=15-20$ , скорость движения машины, км/ч;

$t_{гр}=0,5$ , время загрузки агрегата, ч;

$k = 1,3-1,5$ , коэффициент, учитывающий время переездов машины между скважинами и подготовки к заряданию;

$t_{з}$  – время зарядания одной скважины, ч;

$Q_{з.с}$  – средняя масса скважинного заряда, т.

$$Q_{з.с} = \frac{Q_{в.б}}{N_{с}} \quad (1.53)$$

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	46
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

где  $Q_{вб}$  – расход ВВ на блок, кг.

$$Q_{з.с} = \frac{51370}{185} = 306 \text{ кг}$$

$$t_3 = \frac{Q_{з.с}}{60 \cdot Q_{п} \cdot 10^{-3}} \quad (1.54)$$

$$t_3 = \frac{0,306}{60 \cdot 600 \cdot 10^{-3}} = 0,0085 \text{ ч}$$

$$Q_{з.а} = \frac{7,2 \cdot 10}{\frac{2 \cdot 5}{20} + 0,5 + 1,4 \cdot \frac{7,2 \cdot 0,0085}{0,306}} = 150 \text{ т}$$

Выбираем тип забоечной машины ЗС-2М:

- Грузоподъемность – 11 т.
- Производительность – 1700 кг/мин.
- Число бункеров – 2.
- Вместимость бункера – 4,4 м<sup>3</sup>.

Для расстояния транспортировки забоечного материала равным 3 км определяем количество скважин, заполняемых забойкой за смену.

270 скважин за смену.

Вычисляем инвентарный парк зарядных и забоечных машин при односменной работе, ед.

$$N_{зар.м} = \frac{1,1 \cdot Q_{в.г}}{D_{рк} \cdot Q_{з.а}} \quad (1.55)$$

$$N_{заб.м} = \frac{1,1 \cdot \frac{A_{г.м}}{V_{бл}} \cdot N_c}{D_{рк} \cdot N_{з.с}} \quad (1.56)$$

где  $Q_{в.г}$  – годовой расход ВВ, т;

$D_{рк}$  – число рабочих дней карьера в течении года, сут;

$V_{бл}$  – скорректированный объем взрывного блока, м<sup>3</sup>;

$N_{з.с}$  – количество скважин, заполняемых забойкой за смену, ед.

$$N_{зар.м} = \frac{1,1 \cdot 9217}{365 \cdot 150} = 1 \text{ шт}$$



$$N_{з.а.б.м} = \frac{1,1 \cdot \frac{12500000}{72352} \cdot 185}{365 \cdot 270} = 1шт$$

Вычисляем средний линейный размер кондиционного куска, м.

$$d_k = 0,525 \cdot \sqrt[3]{E} \quad (1.57)$$

$$d_k = 0,525 \cdot \sqrt[3]{15} = 1,1м$$

Вычисляем максимально допустимый размер куска породы по размерам приёмного отверстия дробилки, м.

$$d_k'' = (0,75 - 0,85) \cdot b_d \quad (1.58)$$

$$d_k'' = 0,85 \cdot 1,2 = 1,02м$$

Сравниваем найденные расчетные значения  $d_k$  и  $d_k''$ . Для дальнейших значений принимаем наименьшее значение  $d_k$ . Все куски с размерами большими  $d_k$  считаются негабаритами и подлежат вторичному дроблению.

По среднему линейному размеру некондиционного куска и категории пород по трещиноватости, принимаем выход негабарита = 5%.

При выборе метода разрушения негабаритных кусков следует ориентироваться, в первую очередь, на механические способы (посредством падающего груза, гидроударниками, пневмобутобоями). В породах 1 категории по трещиноватости эффективно использование падающего груза, 2-4 категорий – гидроударников или пневмоударников. Взрывные методы следует применять лишь в породах 4-6 категории. Учитывая эти рекомендации выбираем метод разрушения негабаритов гидроударниками.

Выбираем наиболее приемлемую модель. Средний линейный размер негабаритного куска принимаем равным:

$$d_H = 1,15 \cdot d_k \quad (1.59)$$

$$d_H = 1,15 \cdot 1,02 = 1,17м$$

Принимаем гидроударник С54, со средней толщиной дробимого куска 1,2м.

Рассчитываем общий выход негабарита, м<sup>3</sup>.

$$A_H = \frac{P_H \cdot A_{Г.М}}{100} \quad (1.60)$$

где  $P_H$  – выход негабарита, %.

$$A_H = \frac{5 \cdot 3800000}{100} = 190000 \text{ м}^3$$

Определяем парк установок для разрушения негабарита, ед.

$$N_{УР} = \frac{1,2 \cdot A_H}{Q_{УР} \cdot N_{СМ}} \quad (1.61)$$

где  $Q_{УР}$  – сменная производительность установки;

$N_{СМ}$  – число рабочих смен установок в течение года.

$$N_{УР} = \frac{1,2 \cdot 190000}{143 \cdot 520} = 3 \text{ шт}$$

Определяем парк буровых станков:

$$N_B = \frac{1,15 \cdot A_{Г.М}}{f \cdot Q_{Б.С}} = \frac{1,15 \cdot 8700000}{37,3 \cdot 45590} = 6 \text{ станков} \quad (1.62)$$

Опасная зона по разлету отдельных кусков породы

$$r_{\text{разл}} = 1250 \cdot n_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1+n_{\text{заб}}} \cdot \frac{d_c}{a}} = \quad (1.63)$$

$$= 1250 \cdot 0,5 \cdot \sqrt{\frac{11}{1+0,5} \cdot \frac{0,269}{6,6}} = 341 \text{ м} \approx 350 \text{ м}$$

где  $n_3$  – коэффициент заполнения скважины;

$$n_3 = \frac{l_{\text{вв}}}{l_{\text{скв}}} = \frac{6}{12} = 0,5 \quad (1.64)$$

где  $n_{\text{заб}}$  – коэффициент заполнения скважины забойкой;

$f$  – коэффициент крепости;

$a$  – расстояние между скважинами в ряду, м.

При производстве взрывов на косогорах, а также в условиях превышения верхней отметки взрывающего участка более чем на 30 м размеры опасной зоны в направлении вниз по склону должны быть увеличены и безопасные по разлету отдельных кусков породы рассчитаны по формуле:

$$R_{разл} = r_{разл} \cdot K_p = 341 \cdot 1,08 = 368 \text{ м}, \quad (1.65)$$

где  $K_p$  – коэффициент, учитывающий особенности рельефа местности.

$$K_p = 0,5 \cdot \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4 \cdot H}{r_{разл}}} \right) = 0,5 \cdot \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4 \cdot 30}{341}} \right) = 1,08 \quad (1.66)$$

где  $H$  – превышение верхней отметки, м.

В соответствии с ЕПБ опасную зону по разлету отдельных кусков породы принимаем 400 м.

Определяем зону сейсмобезопасности:

$$r_c = \frac{K_z \cdot K_c \cdot \alpha}{N^{1/4}} \cdot Q^{1/3} = \frac{5 \cdot 1,5 \cdot 1}{5^{1/4}} \cdot 1443^{1/3} = 57 \approx 100 \text{ м}, \quad (1.67)$$

где  $K_z$  – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания;

$K_c$  – коэффициент, зависящий от типа здания и характера застройки;

$\alpha$  – коэффициент, зависящий от условий взрывания;

$Q$  – масса звена сети, кг;

$N$  – число рядов.

Зону сейсмобезопасности принимаем 100 м.

Расстояние безопасное по действию ударной -воздушной волны (УВВ):

$$r_6 = 65 \cdot \sqrt{Q_3} = 65 \cdot \sqrt{42} = 420 \approx 450 \text{ м}, \quad (1.68)$$

где  $Q_3$  – эквивалентная масса заряда, кг;

$$Q_3 = 12 \cdot P \cdot d_c \cdot K_3 \cdot N = 12 \cdot 58,8 \cdot 0,269 \cdot 0,002 \cdot 5 + 40 = 42 \text{ кг}. \quad (1.69)$$

Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны принимаем 450 м.

На Благодатном карьере в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования на вскрышных и добычных работах применяют экскаваторы ЭКГ-10. Паспорт забоя экскаватора приведен на рисунке 1.7

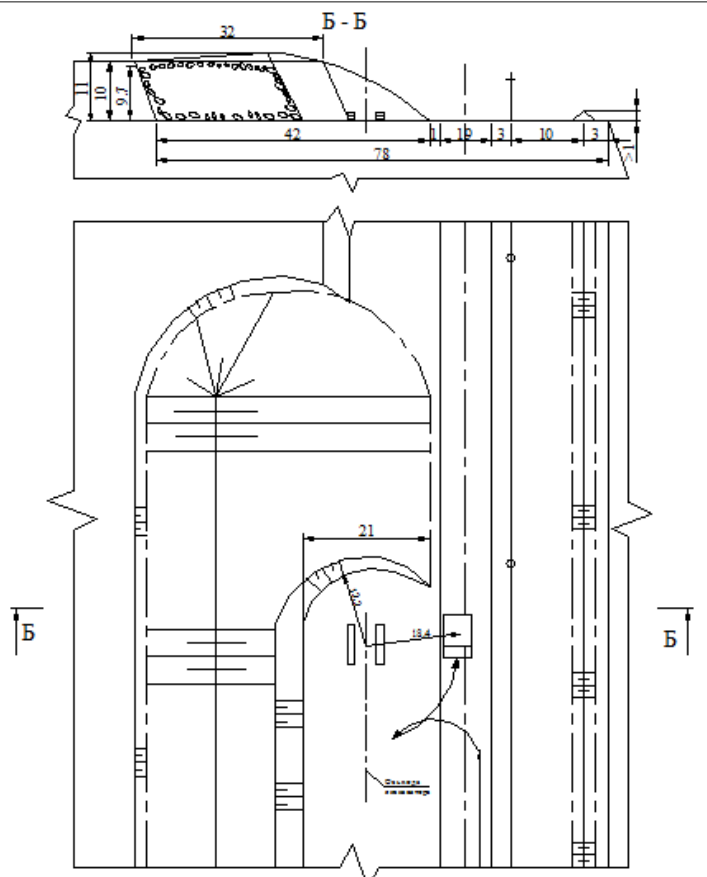


Рисунок 1.7 – Паспорт забоя экскаватора ЭЖГ-10

Находим относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород.

$$P_{\text{э}} = 0,022 \cdot \left[ A + \frac{10 \cdot A}{(K_p)^9} \right] \quad (1.70)$$

$$A = \gamma \cdot d_{\text{ср}} + 0,1 \cdot \sigma_{\text{сдв}}$$

где  $d_{\text{ср}}$  – средний размер кусков разрушенной породы в развале, см;

$K_p$  – коэффициент разрыхления в развале.

$$A = 2,7 \cdot 43 + 0,1 \cdot 40 = 127$$

$$P_{\text{э}} = 0,022 \cdot \left[ 127 + \frac{10 \cdot 127}{(1,21)^9} \right] = 7,8$$

Породы 2 класса по экскавируемости [7].

Вычисляем действительный показатель трудности экскавируемости.

$$P_{\text{э.в}} = K_B \cdot K_{\text{ТР}} \cdot P_{\text{э}} \quad (1.71)$$

где  $K_B$  и  $K_{тр}$  – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

$$P_{э.в} = 1 \cdot 0,95 \cdot 7,8 = 7,4$$

Расчет производительности для экскаваторов ЭКГ-10.

$$Q_{II} = \frac{3600}{T_{ц.п}} \cdot E \quad (1.72)$$

$$Q_{II} = \frac{3600}{33} \cdot 10 = 1090 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Рассчитываем минимальную продолжительность рабочего цикла экскаватора для среднего угла поворота разгрузки 120 град. (2,09 рад.).

$$T_{ц} = t_{ч} + t_{п} + t_{р} \quad (1.73)$$

где  $t_{ч}$  – время черпания;

$t_{п}$  – время поворота;

$t_{р}$  – время разгрузки.

$$t_{ч} = \frac{194 \cdot d_{ср}^2}{E} + \frac{E}{0,11 \cdot E + 0,6} \quad (1.74)$$

$$t_{ч} = \frac{194 \cdot 0,43^2}{10} + \frac{10}{0,11 \cdot 10 + 0,6} = 10 \text{ с}$$

$$t_{п \text{ min}} \approx \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot E + 0,42 \cdot E^2)^{5/3} \cdot \beta^2}{E}} \quad (1.75)$$

$$t_{п \text{ min}} \approx \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot 10 + 0,42 \cdot 10^2)^{5/3} \cdot 2,09^2}{10}} = 21 \text{ с}$$

$$t_{р} = 2,5 \text{ с}$$

$$T_{ц} = 10 + 21 + 2 = 33 \text{ с}$$

Подбираем значения коэффициентов разрыхления породы в ковше и наполнения ковша для ЭКГ-10.

$$K_{р.к} = 1,4$$

$$K_{н.к} = 0,8$$

Определяем техническую производительность экскаватора, учитывая коэффициент влияния технологии выемки.  $K_{Т.В}=0,9$ .

$$Q_T = \frac{3600 \cdot E}{T_{Ц}} \cdot \frac{K_{Н.К.}}{K_{Р.К.}} \cdot K_{Т.В} \quad (1.76)$$

$$Q_T = \frac{3600 \cdot 10}{33} \cdot \frac{0,8}{1,4} \cdot 0,9 = 406 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Рассчитываем эффективную производительность экскаватора ЭКГ-10.

$$Q_{ЭФ} = Q_T \cdot \eta_{П} \cdot K_{Пот} \cdot K_{У} \quad (1.77)$$

где  $\eta_{П}$  - коэффициент, учитывающий несоответствие между фактической трудностью экскавации пород в сложном забое;

$K_{Пот}$  - коэффициент, учитывающий потери экскавированной породы;

$K_{У}$  - коэффициент управления;

$$Q_{ЭФ} = 545 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 0,85 = 375 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

Вычисляем коэффициент обеспеченности забоя порожняком.

$$K_{ТР} = \frac{V_C}{V_C + Q_{ЭФ} \cdot K_{НЕР} \cdot t_0} \quad (1.78)$$

где  $V_C$  - вместимость кузова автосамосвала;

$K_{НЕР}$  - коэффициент неравномерности;

$t_0$  - время обмена.

$$K_{ТР} = \frac{60}{60 + 375 \cdot 0,9 \cdot 0,008} = 0,95$$

Коэффициент использования выемочной машины.

$$K_{И.Р} = \frac{T_C - T_{П.З} - T_{О.Л} - T_{ВСП} - T_{В}}{T_C} \cdot K_{ТР} \quad (1.79)$$

$$K_{И.Р} = \frac{12 - 0,5 - 0,1 - 0,5 - 0,1}{12} \cdot 0,95 = 0,74$$

Определяем сменную эксплуатационную производительность экскаватора ЭКГ-10.

$$Q_{Э.С} = Q_{ЭФ} \cdot T_C \cdot K_{КЛ} \cdot K_{И.Р} \quad (1.80)$$

где  $K_{КЛ}$  - коэффициент влияния климатических условий.

$$Q_{Э.С} = 375 \cdot 12 \cdot 0,949 \cdot 0,74 = 3240 \text{ м}^3 / \text{см}$$

Годовая производительность экскаватора ЭКГ-10.

$$Q_{\text{Э}}^{\Gamma} = Q_{\text{Э.С}} \cdot N_{\text{СМ}} \cdot n_{\text{СМ}} \quad (1.81)$$

$$Q_{\text{Э}}^{\Gamma} = 3240 \cdot 307 \cdot 2 = 1989360 \text{ м}^3 / \text{год}$$

Парк экскаваторов ЭКГ-10.

$$N_{\text{Э}} = \frac{A_{\text{Г.М}}}{Q_{\text{Э}}^{\Gamma}} = \frac{8700000}{1989360} = 4.4 \approx 5 \text{шт} \quad (1.82)$$

На добычных работах расчеты выполнены аналогично, результаты сведены в таблицу 1.6.

Таблица 1.6 – Параметры БВР на вскрыше и добыче

Параметры	Значения	
	Вскрыша	Добыча
1. Высота уступа, м	10	10
2. ЛСПП, м	8	6,4
3. Расстояние между скважинами, м	6,6	6,7
4. Расстояния между рядами скважин, м	5,6	6,7
5. Длина перебура, м	2	2,5
6. Длина скважины, м	12	12,5
7. Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,71	0,80
8. Вес заряда в скважине, кг	306	359,1
9. Выход горной массы, м <sup>3</sup> /п.м	37,3	35,9
10. Длина заряда, м	6	8,5
11. Длина забойки, м	6	4,0
12. Вместимость ВВ в скважине кг/п.м	51	52
13. Длина взрывного блока, м	238	214
14. Объем взрывного блока, м <sup>3</sup>	72352	71048
15. Расход ВВ на блок, кг	51370	56838
16. Число скважин в одном ряду	37	33
17. Число рядов скважин	5	5
18. Расход промежуточных шашек-детонаторов на блок, ед	185	165

19. Расход ДШ на скважину, м	19	19
20. Расход ДШ на блок, м	4213	3833
21. Расход РП-Д-20 на блок, шт	74	66
22. Удельный расход СИ:		
ДШ	0,05	0,05
РП	0,001	0,0009
N <sub>Ш</sub>	0,0025	0,0023
ЭД	0,000027	0,000028
23. Годовой расход ВВ и СИ:		
ВВ, кг	6177000	3040000
ДШ, м	435000	190000
РП, шт	8700	3420
N <sub>Ш</sub> , шт	21750	8740
ЭД, шт	235	107
24. Ширина развала горной массы, м	42	45
25. Высота развала, м	11	11
26. Тип ВВ	Граммонит 79/21	Граммонит 79/21
27. Диаметр заряда, мм	269	269
28. Схема коммутации	Диагональная с клиновым врубом	Диагональная с клиновым врубом
29. Безопасное расстояние по разлету отдельных кусков, м	400	450
30. Зона сейсмобезопасности, м	100	100
31. Безопасное расстояние по действию УВВ, м	450	500
32. Парк экскаваторов ЭКГ-10	5	2
33. Парк буровых станков РИТ VIPER 235	6	3

На Благодатном карьере применяется бульдозерное отвалообразование, с использованием бульдозеров KOMATSU-D375A и KOMATSU-D355A. Бульдозерное отвалообразование при автомобильном транспорте состоит из: отвальной планировки бровки, разгрузки, устройстве автодорог. На отвале устанавливают главную и временную автодорогу.



При бульдозерном отвалообразовании высота отвального уступа зависит от устойчивости пород и составляет 20-40 м. Паспорт бульдозерного отвала приведен на рисунке 1.8

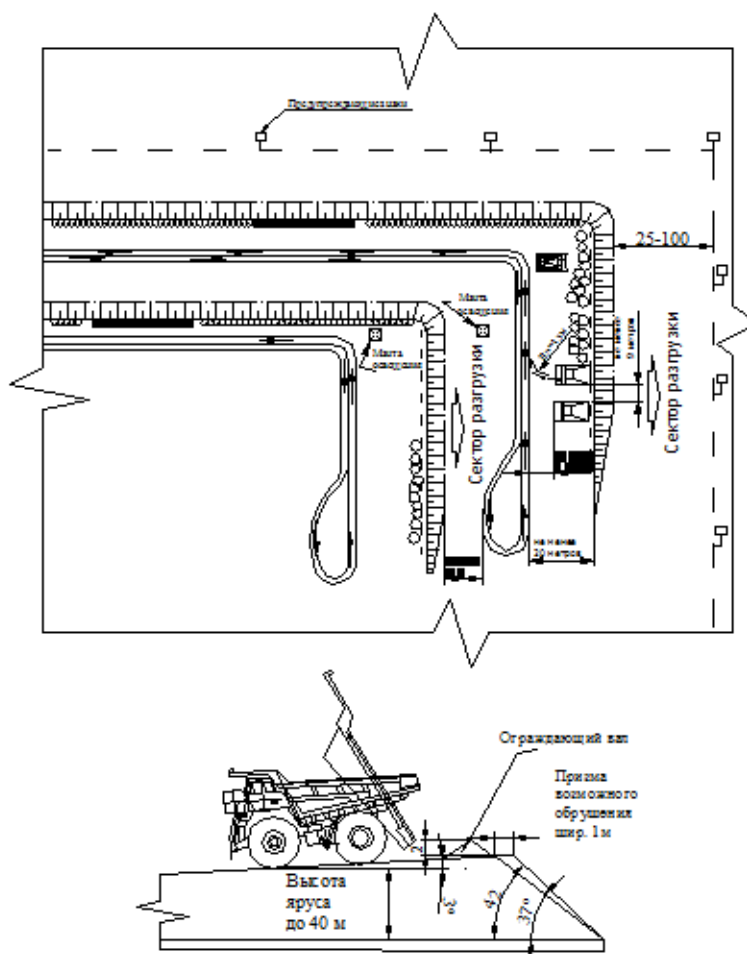


Рисунок 1.8 – Паспорт бульдозерного отвала

Определяем удельный приемную способность отвала:

$$W_o = \frac{V_{\phi} \cdot \lambda}{b_a} = \frac{60 \cdot 1,5}{7,3} = 12,3 \text{ м}^3/\text{м}, \quad (1.83)$$

где  $V_{\phi}$  – объем кузова автосамосвала,  $\text{м}^3$ ;

$\lambda$  - коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова автосамосвала;

$b_a$  – ширина кузова автомобиля, м.

Рассчитаем длину отвального участка по условиям планировки:

$$L_{o.n} = \frac{Q_{б.о}}{W_o} = \frac{1500}{12,3} = 120 \text{ м}, \quad (1.84)$$

где  $Q_{\text{бо}}$  – сменная производительность отвального бульдозера,  $\text{м}^3$ .

Эффективная производительность бульдозера:

$$Q_{\text{эф}} = \frac{3600 \cdot V_{\text{вп}} \cdot K_{\text{д}}}{T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{рп}}} = \frac{3600 \cdot 3 \cdot 1}{40 \cdot 1,2} = 225 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (1.85)$$

где  $V_{\text{вп}}$  – объем призмы волочения,  $\text{м}^3$ ;

$K_{\text{д}}$  – коэффициент изменения производительности бульдозера в зависимости от величины уклона и дальности перемещения породы;

$T_{\text{ц}}$  – продолжительность рабочего цикла бульдозера, с;

$K_{\text{рп}}$  – коэффициент разрыхления породы в призме волочения.

Время рабочего цикла:

$$\begin{aligned} T_{\text{ц}} &= t_{\text{н}} + t_{\text{д.г}} + t_{\text{д.п}} + t_{\text{в}} = \frac{L_{\text{н}}}{v_{\text{н}}} + \frac{L_{\text{д.г}}}{v_{\text{д.г}}} + \frac{L_{\text{н}} + L_{\text{д.г}}}{v_{\text{д.п}}} + t_{\text{в}} = \\ &= \frac{5}{0,55} + \frac{10}{0,9} + \frac{10+5}{1,25} + 8 = 40 \text{ с} \end{aligned} \quad (1.86)$$

где  $t_{\text{н}}$  – время набора породы, с;

$t_{\text{д.г}}$  и  $t_{\text{д.п}}$  – соответственно время перемещения породы и обратного хода бульдозера, с;

$t_{\text{в}}$  – время вспомогательных операций, с;

$L_{\text{н}}$  и  $L_{\text{д.г}}$  – соответственно расстояние набора и перемещения, м;

$v_{\text{н}}$ ,  $v_{\text{д.г}}$ ,  $v_{\text{д.п}}$  – соответственно средние скорости набора породы, груженого и обратного хода, м/с.

Объем призмы волочения:

$$V_{\text{н.в}} = 0,5 \cdot (m \cdot l_{\text{л}})^2 \cdot L_{\text{н}} \cdot \text{tg} \beta = 0,5 \cdot 0,9^2 \cdot 10 \cdot \text{tg} 35^\circ = 3 \text{ м}^3, \quad (1.87)$$

где  $m = b/l_{\text{л}}$  – отношение части лемеха, внедряемой в породу к полной его длине.

При  $H = 10 \text{ м}$   $m = 0,2 - 0,4$ , а ширина узкой заходки  $A_{\text{д}} = m \cdot l_{\text{л}} = 0,7 - 1,2 \text{ м}$ .

Определяем сменную производительность бульдозера:

$$Q_{б.см} = Q_{эф} \cdot T_{см} \cdot K_u = 225 \cdot 12 \cdot 0,85 = 2295 \text{ м}^3/\text{см}, \quad (1.88)$$

где  $K_u$  – коэффициент использования бульдозера в течение смены.

Количество одновременно разгружающихся на отвале автосамосвалов:

$$N_{a.o} = (1,15 \div 1,25) \cdot \frac{A_{в}}{60 \cdot N_p \cdot n_{см} \cdot T_{см} \cdot V_{ф}} = \frac{1,15 \cdot 8,7 \cdot 10^6}{60 \cdot 365 \cdot 2 \cdot 12 \cdot 60} = 1 \text{ ед.} \quad (1.89)$$

Объем бульдозерных работ на отвале:

$$W_{б} = (1,15 \div 1,25) \cdot \frac{A_{в} \cdot K_{зав}}{N_p \cdot n_{см}} = \frac{1,15 \cdot 8,7 \cdot 10^6 \cdot 0,5}{365 \cdot 2} = 6301 \text{ м}^3. \quad (1.90)$$

где  $K_{зав} = 0,3-0,6$  – коэффициент зависимости верхней площадки отвала при периферийном способе.

Определяем длину фронта разгрузки, м:

$$L_p = N_{a.o} \cdot l_{п} \quad (1.91)$$

где  $l_{п} = 30-40$  – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании.

$$L_p = 1 \cdot 30 = 30 \text{ м}$$

Определяем число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе, ед.:

$$N_{y.p} = \frac{L_p}{L_y} \quad (1.92)$$

где  $L_y = 60-80$  м – длина разгрузочного участка, м.

$$N_{y.p} = \frac{30}{60} = 0,5 \text{ ед} \approx 1 \text{ ед}$$

Вычисляем общее число отвальных участков, ед:

$$N_y = N_{y.p} + N_{o.п} + N_{y.рез} \quad (1.93)$$

где  $N_{o.п}$  – число участков находящихся в планировке, ед.,  $N_{o.п} = (0,5-1) N_{y.p}$  ;

$N_{y.рез}$  – число резервных участков, ед.

$$N_y = 0,5 + 0,5 + 0,5 = 1,5 \text{ ед} \approx 2 \text{ ед}$$

Определяем общую длину отвального фронта, м:

$$L_0 = L_y \cdot N_y \quad (1.94)$$

$$L_0 = 60 \cdot 1,5 = 90 \text{ м}$$

Находим инвентарный парк отвальных бульдозеров

$$N_{\bar{b}} = \frac{K_{инв} \cdot W_{\bar{b}}}{Q_{\bar{b}.см}} \text{ ед.} \quad (1.95)$$

где  $K_{инв} = 1,4$  – коэффициент, учитывающий количество бульдозеров, находящихся в ремонте и резерве.

$$N_{\bar{b}} = \frac{1,4 \cdot 6301}{2295} = 4 \text{ ед.}$$

Принимаем 4 бульдозера.

## 2 Механическое оборудование карьеров

При годовой производительности карьера по горной массе вскрышных пород  $A_{ГМ} = 8,7 \text{ млн. м}^3$ , а по полезному ископаемому  $A_{ПИ} = 3,8 \text{ млн. м}^3$  и с учетом коэффициентов крепости  $f_{ГМ} = 6 \div 9$ ,  $f_{ПИ} = 10 \div 12$  рекомендуется использовать в качестве машин для подготовки горных пород к выемке буровые станки PIT VIPER 235, которые хорошо зарекомендовали себя в данных горно-геологических условиях, применяемые для бурения скважин с последующим взрыванием. Для выемочно-погрузочных работ использовать экскаватор ЭКГ-10 с емкостью ковша  $10 \text{ м}^3$ . Выбор дизельной техники обусловлен дефицитом электроэнергии в районе расположения карьера.

### 2.1 Выбор, обоснование и расчёт бурового оборудования

Для создания наилучших условий использования средств механизации технологических процессов на открытых горных работах применяют различные способы подготовки горных пород к выемке: механический, гидравлический, физический, химический, комбинированный и взрывной.

Выбор способа подготовки горных пород к выемке зависит, прежде всего, от вида, агрегатного состояния и свойств пород в массиве, мощности предприятия, наличия технических средств. Выемка мягких, песчаных и естественно мелкоразрушенных пород успешно производится всеми видами выемочно-погрузочного оборудования. При этом подготовка совмещена с выемкой и теми же средствами механизации.

Выемка плотных пород также может осуществляться непосредственно из массива выемочными машинами с повышенным усилием копания.

Скальные и полускальные породы подготавливают к выемке взрывным способом, как наиболее эффективным и универсальным. Процессами подготовки в этом случае являются бурение и взрывание.

В настоящее время при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом в основном применяют буровые станки вращательного (шнекового) бурения, шарошечные, ударно-вращательные, комбинированные, а в особых случаях (при глубине скважины более 50м) в крепких породах станки ударно-канатного бурения.

### 2.1.1 Расчет бурового оборудования по вскрышным породам

Принимаем станок вращательного бурения – РИТ VIPER 235.

Выбираем конструкцию долота: тип – Т, твердые малоабразивные породы ( $f=9$ ); исполнение шарошек с фрезерованными зубьями. Долото Ш244,5Т-ПВ, схемы опоры – Р-Ш-Р, стадия освоения – серийное производство.

Величина осевого усилия подачи:

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot K \cdot f \cdot d; кН \quad (2.1)$$

где: К=6-8-большие значения для более крупных долот ;

d - диаметр долота, мм . :

f - коэффициент крепости породы.

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot 7 \cdot 9 \cdot 244,5 = 154 кН$$

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	60
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Техническая скорость бурения:

$$V = \frac{3 \cdot P_{oc} \cdot \omega \cdot K_{фш}}{10^4 \cdot f \cdot d^2} \text{ м / мин} \quad (2.2)$$

где:  $\omega$  - частота вращения долота,  $\text{с}^{-1}$ ;

$d$  - диаметр долота, м

$K_{фш}$  - коэффициент формы зубьев шарошечного долота,  $K_{фш}=2,3$

$$V = \frac{3 \cdot 154 \cdot 1,5 \cdot 2,3}{10^4 \cdot 9 \cdot 0,2445^2} = 0,29625 \text{ м / мин}$$

Углубление долота:

$$h = \frac{V}{K_{ск} \cdot z_{ш} \cdot \omega}; \text{ см} \quad (2.3)$$

где:  $K_{ск}$  - коэффициент, учитывающий скалывание породы,  $K_{ск}=0,5$

$z_{ш}$  - число шарошек на долоте,  $z_{ш}=3$  .

$\omega$  - частота вращения долота, об/мин .

$$h = \frac{29,625}{0,5 \cdot 3 \cdot 90} = 0,21944 \text{ см}$$

Преодолеваемое вращателем сопротивление от сжимающих и скалывающих усилий при перекачивании шарошек:

$$P_z = h \cdot \frac{d}{2} \cdot z_{ш} \cdot \sigma_{бур} \cdot 10^{-4}; \text{ Н} \quad (2.4)$$

где:  $\sigma_{бур}$  - прочность породы при бурении,  $\sigma_{бур}=625 \cdot 10^5$  Па.

$$P_z = 0,21944 \cdot \frac{24,5}{2} \cdot 3 \cdot 625 \cdot 10^5 \cdot 10^{-4} = 50402,625 \text{ Н}$$

Силу  $P_z$  рассматривают как приложенную на расстоянии  $(2/3) \cdot (d/2)$  от оси вращения. Тогда момент, необходимый для вращения долота и става штанг найдем по формуле:

$$M_p = P_z \cdot \frac{d}{3} \cdot K_{тр} \cdot 10^{-2}; \text{ Н} \cdot \text{ м} \quad (2.5)$$

где:  $K_{тр}$  - коэффициент учитывающий трение в подшипниках,  $K_{тр}=1,12$

$$M_p = 50402,625 \cdot \frac{24,5}{3} \cdot 1,12 \cdot 10^{-2} = 4610 \text{ Н} \cdot \text{ м}$$

Мощность двигателя для привода вращателя:

$$N_{ep} = \frac{M_p \cdot \omega}{\eta} \cdot 10^{-3}; \text{кВт} \quad (2.6)$$

где:  $\eta_{\text{мех}}$  - КПД привода вращателя,  $\eta_{\text{мех}}=0,65$ ;

$\omega$  - угловая скорость долота,  $\omega = 9,4$  рад/с.

$$N_{ep} = \frac{4610 \cdot 9,4}{0,65} \cdot 10^{-3} = 66,7 \text{ кВт}$$

Мощность привода механизма подачи рассчитывают по максимальной скорости бурения:

$$N_n = \frac{P_{oc} \cdot V_{под}}{\eta_{под}}; \text{кВт} \quad (2.7)$$

где:  $V_{\text{под}}$  - скорость подачи, м/с

$\eta_{\text{под}}$  - КПД механизма подачи,  $\eta_{\text{под}}=0,65$ .

$$N_n = \frac{154 \cdot 0,005}{0,65} = 1,2 \text{ кВт}$$

Вычисляем сменную эксплуатационную производительность бурового станка, м/см.:

$$Q_B = \frac{T_{см} - T_{пер}}{t_o + t_B} \quad (2.8)$$

где  $T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, ч;

$T_{\text{пер}}$  – длительность ежесменных перерывов в работе, ч;

$t_o$  – основное время бурения 1м скважины, ч;

$t_B$  – затраты времени на выполнение вспомогательных операций при бурении 1м скважины, ч.

$$Q_B = \frac{12 - 1}{0,067 + 0,05} = 94 \text{ м / см}$$

Определяем годовую производительность бурового станка, м/год.:

$$Q_{Б.С} = Q_B \cdot N_{P.C} = 94 \cdot 485 = 45590 \text{ м / год} \quad (2.9)$$

где  $N_{P.C}$  – число рабочих смен бурового станка в течение года с учетом их целосменных простоев, вызванных плановыми и неплановыми ремонтами и другими видами организационных и эксплуатационно-технологических перерывов, ед.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	62
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Определяем парк буровых станков:

$$N_B = \frac{1,15 \cdot A_{Г.М}}{f \cdot Q_{Б.С}} = \frac{1,15 \cdot 8700000}{37,3 \cdot 45590} = 6 \text{ станков} \quad (2.10)$$

## 2.2 Выбор, обоснование и расчет выемочно-погрузочного оборудования

### 2.2.1 Выемка полезного ископаемого

В практике открытых горных работ используют различные виды выемочного оборудования с широким диапазоном технологических качеств. Техническая возможность использования того или иного вида выемочного оборудования определяется, в первую очередь, экскавацией пород, а также типом разрабатываемых месторождений, способом выемки, механизацией сменных процессов, климатическими условиями и другими факторами, наиболее широкое распространение получили следующие виды выемочного оборудования: прямые мех лопаты, драглайны, цепные и роторные многоковшовые экскаваторы, одноковшовые погрузчики, скреперы и бульдозеры. Область применения этого оборудования в зависимости от показателя экскавации и категории пород по ЕНИР. Выбираем согласно таблице карьерную мех лопату: ЭКГ-10.

Таблица 2.1 – Техническая характеристика ЭКГ-10

Показатели экскаватора ЭКГ-10	
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	
Основного	10
Сменных	8;12,5
Угол наклона стрелы, градус	45
Длина стрелы, м	13,85
Длина рукояти, м	11,37
Максимальный радиус черпания на уровне стояния, м	12,6
Максимальный радиус черпания,	18,4
Максимальный радиус разгрузки,	16,3
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, м	5,7
Максимальная высота черпания, м	13,5
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки,	15,4
Максимальная высота разгрузки, м	8,6



Радиус вращения кузова, м	7,78
Ширина кузова, м	6,512
Высота экскаватора без стрелы ,м	14,6
Просвет под поворотной платформой ,м	2,765
Высота пяты стрелы, м	4,095
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора, м	2,4
Длина гусеничного хода ,м	7,95-8,23
Ширина гусеничного хода, м	6,68-6,98
Ширина гусеничной цепи, м	1,4
Рабочая скорость передвижения, км/ч	0,42
Уклон, преодолеваемый при передвижении, градус	12
Среднее удельное давление на грунт, Мпа	0,216
Максимальное усилие на блоке ковша, кН	960
Скорость подъема ковша, м/с	0,95
Максимальное усилие напора, кН	490
Мощность сетевого двигателя, кВт	630
Подводимое напряжение, В	6000
Продолжительность цикла, с	26
Масса экскаватора с противовесом, т	395

### 2.3.2 Основные параметры экскаватора (расчетные)

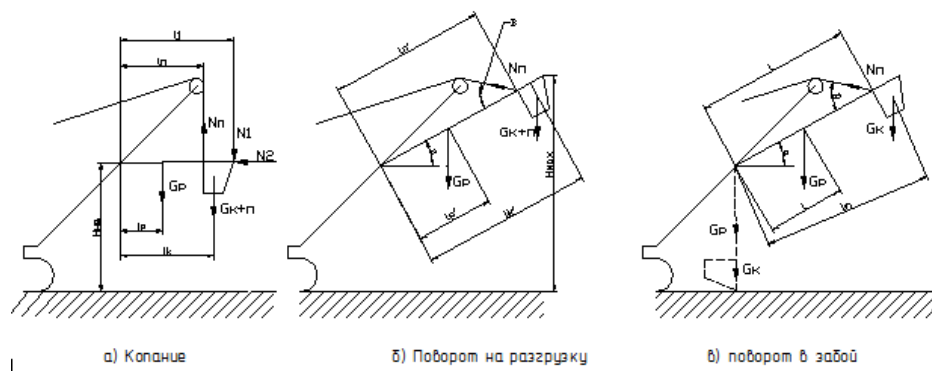


Рисунок 5.1 – схемы определения усилий в главных механизмах ЭКГ

Определяем массу экскаватора:

$$M_{экс} = K_{экс} * E_l \quad (2.11)$$

где  $K_{экс}$  – коэффициент удельной массы экскаватора;

$$K_{экс} = 38 \div 55 \text{ т/м};$$

$E_L$  – емкость ковша, м;

$$M_{экс} = 40 * 10 = 400 \text{ т}$$

Определяем по величине массы экскаватора и коэффициента  $K_L$  линейные размеры отдельных конструктивных элементов:

$$L = K_L * \sqrt[3]{m_{экс}} \quad (2.12)$$

где  $K_L$  – выбираем по таблице:

Для длины стрелы:

$$L_C = 1.8 * \sqrt[3]{400} = 13,3 \text{ м} \quad (2.13)$$

Для высоты пяты стрелы:

$$L_{п.с} = 0.45 * \sqrt[3]{400} = 3,3 \text{ м} \quad (2.14)$$

Для длины рукояти:

$$L_p = 1.2 * \sqrt[3]{400} = 8,9 \text{ м} \quad (2.15)$$

Для максимальной высоты:  
черпания

$$L_U = 1.7 * \sqrt[3]{400} = 12,5 \text{ м}$$

(2.16)

разгрузки

$$L_p = 1.25 * \sqrt[3]{400} = 9,2 \text{ м}$$

(2.17)

Для высоты напорного вала:

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	65
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

$$L_{H.B} = 1.1 * \sqrt[3]{400} = 8,1 \text{ м} \quad (2.18)$$

Для максимального радиуса:  
черпания

$$L_{P.U} = 2.7 * \sqrt[3]{400} = 19,9 \text{ м} \quad (2.20)$$

разгрузки

$$L_{P.P} = 2.5 * \sqrt[3]{400} = 18,4 \text{ м} \quad (2.21)$$

Определяем массу поворотной платформы с механизмами, стрелы с блоками и напорного механизма:

$$m_{сб} = 0,07 * 400 = 28 \text{ т} \quad (2.22)$$

Для напорного механизма:

$$m_{H.M} = 0.026 * 400 = 10,4 \text{ т} \quad (2.23)$$

Для поворотной платформы с механизмами:

$$m_{П.П} = 0.5 * 400 = 200 \text{ т} \quad (2.24)$$

Определяем линейные размеры ковша мех. лопаты:

ширина:

$$b_K = 1.3 * \sqrt[3]{E_A} \quad (2.25)$$

$$b_K = 1.3 * \sqrt[3]{10} = 2,8$$

длина:

$$l_{KЛ} = 0.77 * b_{KЛ} \quad (2.26)$$

$$l_{KЛ} = 0.77 * 2,8 = 2,2$$

высота:

$$h_{KЛ} = 0.75 * b_{KЛ} \quad (2.27)$$

$$h_{KЛ} = 0.75 * 2,8 = 2,1$$

Определяем массу ковша и породы в ковше :

$$m_k = 1.15 * C_{k\Lambda} * E_{\Lambda} = 1.15 * 1.2 * 10 = 13,8 \text{ т} \quad (2.28)$$

где Скл – коэффициент для определения масс ковшей экскаватора;

$$C_{кл} = 0,9 \div 1,7.$$

Вес ковша:

$$G_k = m_k * g * 10^3 = 13,8 * 9,81 * 10^3 = 135,4 * 10^3 \text{ Н} \quad (2.29)$$

Масса породы в ковше:

$$m_{пор} = \frac{E_{\Lambda} * \gamma_{пор}}{K_p}; \quad \text{т} \quad (2.30)$$

где  $\gamma_{пор}$  плотность породы в целике, т/м;  
 $K_p$  – коэф. разрыхления породы,  $K_p = 1,3$ .

$$m_{пор} = \frac{10 * 2,2}{1,3} = 16,9 \text{ т}$$

Определяем массу рукояти мех. лопаты:

$$m_p = C_p * m_{к\Lambda}; \quad (2.31)$$

где  $C_p = 0,5$

$$m_p = 0,5 * 13,8 = 6,9 \text{ т}$$

Определение нагрузок подъемного и напорного механизмов прямой лопаты.

Определяем сопротивление породы копанию:

$$N_{п} = \frac{E_{\Lambda} * K_{к\Lambda}}{L_s * K_p}; \quad \text{Н} \quad (2.32)$$

где  $K_{кл}$  – удельное сопротивление копанью;

$$K_{кл} = 3,04 \div 4,02 \text{ МПа};$$

$L_3$  – высота забоя;

$$L_3 = L_{в.м} = 8,1 \text{ м};$$

$$N_{\text{п}} = \frac{10 * 1,5 * 10^5}{8,1 * 1,3} = 1,424 * 10^5 \text{ Н}$$

Определяем вес ковша с породой:

$$G_{к.п} = g * (m_k + m_{\text{пор}}) * 10^3 = 9,81 * (13,8 + 16,9) * 10^3 = 301,2 * 10^3 \text{ Н} \quad (2.33)$$

Определяем вес рукояти:

$$G_p = g * m_p * 10^3 = 9,81 * 6,9 * 10^3 = 67,7 * 10^3 \text{ Н} \quad (2.34)$$

Определяем отжимающее усилие напора  $N_{2л} = N_{\text{пл}}$ , оцениваемое отношением к сопротивлению породы копанью:

$$K_{\text{кап}} = \frac{N_{2л}}{N_{1л}} * 100\% ; \quad (2.35)$$

откуда:

$$N_{2л} = K_{\text{кап}} * N_{1л} = (0,5 \div 1,05) * N_{1л} = 1,05 * 1424 * 100 = 149,5 \text{ кН} \quad (2.36)$$

Определим усилие  $N'_{\text{пл}}$  возникающее в подъемном механизме лопаты при повороте платформы на разгрузку:

$$N'_{\text{пл}} = \frac{G_{к+п} * l_K^1 * \cos \alpha_T * G_p * l_p^1 * \cos \alpha}{l_{\text{п}}^1 * \sin \beta} ; \quad (2.37)$$

где  $l_K^1, l_p^1, l_{\text{п}}^1$  - длины плеч при верхнем положении выдвинутой рукояти, определенные по схеме Б.

$$N'_{\text{пл}} = \frac{301,2 * 10^3 * 8,1 * \cos 30 + 67,7 * 10^3 * 4,9 * \cos 30}{6,8 * \sin 60} = 407,6 * 10^3 \text{ Н}$$

Определим усилие  $N_{\text{Пл}}$  возникающее в подъемном канате мехлопаты при копании при условии, что  $\beta = 90$  и  $\alpha = 0$ ;

$$N_{\text{Пл}} = \frac{N_{\text{ИП}} * l_1 + G_{\text{К+П}} * l_{\text{К}} + G_{\text{Р}} * l_{\text{Р}}}{l_{\text{П}}}; \text{ Н} \quad (2.38)$$

где  $l_1, l_{\text{К}}, l_{\text{Р}}, l_{\text{П}}$  - длины плеч определяемые по схеме А.

$$N_{\text{Пл}} = \frac{142,4 * 10^3 * 7,01 + 301,2 * 10^3 * 5,91 + 67,7 * 10^3 * 2,95}{4,8} = 620,4 * 10^3 \text{ Н}$$

Определяем усилие в подъемном канате  $N_{\text{Пл}}^{11}$  при возвращении платформы с порожним ковшем в забой:

$$N_{\text{Пл}}^{11} = \frac{(G_{\text{К}} * l_{\text{К}}^1 + G_{\text{Р}} * l_{\text{Р}}^1) * \cos \alpha}{l_{\text{П}}^1 * \sin \beta}; \text{ Н} \quad (2.39)$$

$$N_{\text{Пл}}^{11} = \frac{(135,4 * 10^3 * 8,1 + 67,7 * 10^3 * 4,9) * \cos 30}{6,8 * \sin 60} = 210 * 10^3 \text{ Н}$$

Определяем усилие в напорном механизме лопаты  $N'_{\text{Нл}}$  при повороте платформы на разгрузку:

$$N_{\text{Нл}}^1 = N_{\text{Нл}} * \cos \beta + (G_{\text{К+П}} + G_{\text{Р}}) * \sin \alpha; \text{ Н} \quad (2.40)$$

$$N_{\text{Нл}}^1 = 407,6 * 10^3 * \cos 60 + (301,2 * 10^3 + 67,7 * 10^3) * \sin 30 = 388,2 * 10^3 \text{ Н}$$

Определяем максимальное усилие в напорном механизме при повороте платформы с порожним ковшем в забой и подъеме ковша и рукояти из вертикального положения:

$$N_{\text{Нл}}^{11} = G_{\text{К}} + G_{\text{Р}} = (135,4 + 67,7) * 10^3 = 203,1 * 10^3 \text{ Н} \quad (2.41)$$

Усилие в напорном механизме лопаты:

$$N_{\text{Нл}} = N_{2\text{Л}} + N_{\text{Пл}} * \cos \beta + G_{\text{К+П}} * \sin \alpha + G_{\text{Р}} * \sin \alpha = 149,5 + 602,4 * \cos 90 + 301,2 * \sin 0 + 67,7 * \sin 0 = 149,5 \text{ кН}$$

Определение мощности двигателей подъемного и напорного механизмов экскаватора ЭКГ – 10:

Определяем мощность двигателя подъемного механизма лопаты при копании породы:

$$P_{\text{ПЛ}} = \frac{N_{\text{НЛ}} * V_{\text{НЛ}}}{\eta_{\text{НЛ}}}; \text{ кВт} \quad (2.42)$$

где  $V_{\text{НЛ}}$  – скорость перемещения подъемного каната, м/с;  
 $V_{\text{НЛ}} = (0,65 \div 1)$ , м/с;

$\eta_{\text{НЛ}}$  – КПД подъемного механизма;  
 $\eta_{\text{НЛ}} = 0,85$ .

$$P_{\text{ПЛ}} = \frac{620,4 * 10^3 * 0,7}{0,85} = 510,9 \text{ кВт}$$

Определяем мощность двигателя подъемного механизма лопаты при повороте платформы на разгрузку:

$$P_{\text{ПЛ}}^1 = (0,1 \div 0,3) * \frac{N_{\text{НЛ}}^1 * V_{\text{НЛ}} * 10^{-3}}{\eta_{\text{НЛ}}}; \text{ кВт} \quad (2.43)$$

$$P_{\text{ПЛ}}^1 = 0,3 * \frac{388,2 * 10^3 * 0,7}{0,85} * 10^{-3} = 95,9 \text{ кВт}$$

Определяем мощность двигателя подъемного механизма при повороте платформы с порожним ковшем в забой:

$$P_{\text{ПЛ}}^{11} = (1,1 \div 1,3) * \frac{N_{\text{НЛ}}^{11} * V_{\text{НЛ}} * 10^{-3}}{\eta_{\text{НЛ}}}; \quad (2.44)$$

$$P_{\text{ПЛ}}^{11} = 1,2 * 210 = 252 \text{ кВт.}$$

Определяем мощность двигателя напорного механизма при копании:

$$P_{\text{НЛ}} = \frac{N_{\text{НЛ}} * V_{\text{НЛ}} * 10^{-3}}{\eta_{\text{НЛ}}}; \text{ кВт} \quad (2.45)$$

где  $V_{\text{НЛ}}$  – скорость перемещения рукояти;

$$V_{\text{НЛ}} = 0,4 \div 0,75, \text{ м/с};$$

$\eta_{\text{НЛ}}$  – КПД напорного механизма;  
 $\eta_{\text{НЛ}} = 0,8$ .

$$P_{H\Lambda} = \frac{149,5 * 10^3 * 0.6}{0.8} * 10^{-3} = 112,4 \text{ кВт.}$$

Определяем мощность двигателя напорного механизма при повороте платформы на разгрузку:

$$P_{H\Lambda}^1 = (0.3 \div 0.5) * \frac{N_{H\Lambda}^1 * V_{H\Pi}}{\eta_{H\Lambda}} * 10^{-3}; \text{ кВт} \quad (2.46)$$

$$P_{H\Lambda}^1 = 0.4 * \frac{388.2 * 10^3 * 0.6}{0.8} * 10^{-3} = 116,5 \text{ кВт}$$

Определяем мощность двигателя напорного механизма при повороте платформы с порожним ковшем в забой:

$$P_{H\Lambda}^{11} = \frac{N_{H\Lambda}^{11} * V_{H\Lambda}}{\eta_{H\Lambda}} * 10^{-3}; \text{ кВт} \quad (2.47)$$

$$P_{H\Lambda}^{11} = \frac{203,1 * 0.6}{0.8} = 152,4 \text{ кВт}$$

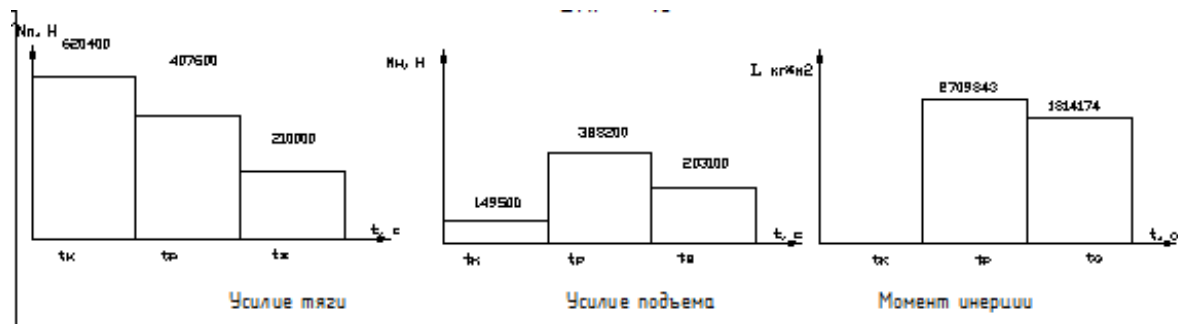


Рисунок 5.2 – нагрузочные диаграммы для определения средневзвешанной мощности двигателей

Определяем средневзвешенную мощность двигателей подъемного и напорного механизмов экскаватора:

$$P_{H\Lambda}^{C.B} = \frac{P_{H\Lambda} * t_{K\Lambda} + P_{H\Lambda}^1 * t_{P\Lambda} + P_{H\Lambda}^{11} * t_{S\Lambda}}{t_{ЦЛ}}; \text{ кВт} \quad (2.48)$$

где  $t_{ЦЛ}$  – время цикла работы экскаватора, = 26с;

$t_{K\Lambda}$  – время копания, с;

$t_{P\Lambda}$  – время поворота платформы на разгрузку, с;



$t_{зл}$  – время поворота платформы с порожним ковшем на забой, с .

$$t_{кл} = t_{рл} = t_{зл} = 0.33 * t_{цл} = 0.33 * 26 = 8,6 \text{ с}$$

$$P_{Пл}^{C.B} = \frac{510,9 * 8,6 + 95,9 * 8,6 + 252 * 8,6}{26} = 284,1 \text{ кВт}$$

$$P_{HA}^{C.B} = \frac{112,4 * 8,6 + 116,5 * 8,6 + 152,4 * 8,6}{26} = 126,2 \text{ кВт}$$

Момент инерции поворотной платформы со сторонами, равными длине  $L_{Пл}$ , ширине  $L_{Пл}^1$  и высоте кузова  $H_{куз}$  платформы, относительно вертикальной оси вращения ЭКГ-10 будет равен:

$$J_{П} = m_K * \frac{(0,5 * L_{Пл})^2 + (0,5 * L_{Пл}^1)^2}{3} + m_{Пл} * l_{Пл}^2; \quad (2.49)$$

$$J_{П} = 13,8 * \frac{(0,5 * (7,78 + 2,4))^2 + (0,5 * 6,51)^2}{3} + 200 * 2,69^2 = 2,709 * 10^6 \text{ кг} * \text{м}^2$$

Моменты инерции стрелы с блоками относительно оси вращения платформы определяем по формуле:

$$J_C = m_{СТР} * l_{СТ}^2, \text{ кг} * \text{м}^2 \quad (2.50)$$

$$J_C = 28 * 4,5^2 = 0,567 * 10^6 \text{ кг} * \text{м}^2;$$

Момент инерции ковша с породой и без породы относительно оси вращения платформы определяем согласно формулам:

$$J_{K+П} = m_{K+П} * L_{PAS}^2 = 24,9 * 6,9^2 = 1,314 * 10^6 \text{ кг} * \text{м}^2 \quad (2.51)$$

$$J_K = m_K * L_{PAS}^2 = 13,8 * 6,9^2 = 657 * 10^3 \text{ кг} * \text{м}^2$$

Моменты инерции поворотной платформы с груженым ковшем и порожним определяем по формуле:

$$J_{\text{пг}} = J_{\text{п}} + J_{\text{с}} + J_{\text{к+п}} = (2,709 + 0,567 + 1,314) * 10^6 = 4,59 * 10^6 \quad \text{кг*м}^2 \quad (2.52)$$

$$J_{\text{пп}} = J_{\text{п}} + J_{\text{с}} + J_{\text{к}} = (2,709 + 0,567 + 0,657) * 10^6 = 3,933 * 10^6 \quad \text{кг*м}^2$$

Исходя из сравнения паспортных данных экскаватора ЭКГ - 10 и полученных расчетных значений, делаем вывод, что выбранная ранее модель экскаватора ЭКГ - 10 является подходящей для заданных горно-геологических условий.

### 2.2.3 Определение производительности и парка мех.лопат для выемки полезного ископаемого

Определяем теоретическую производительность экскаватора.

$$Q_{\text{теор}} = 60 * E * n_z = 60 * 10 * 2,3 = 1090 \text{ м}^3 / \text{ч}. \quad (2.53)$$

где:  $n_z$  - частота разгрузок ковшей,

$$n_z = \frac{60}{t_u} = \frac{60}{26} = 2,3 \text{ мин}^{-1}. \quad (2.54)$$

$Q_{\text{теор}}$  - теоретическая производительность,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

Определяем техническую производительность экскаватора.

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} * \frac{K_n}{K_p} * \frac{t_p}{t_p * t_n} = 1380 * \frac{1,1}{1,3} * 0,8 = 406 \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (2.55)$$

где:  $K_n$  - коэффициент наполнения ковша;

$K_p$  - коэффициент разрыхления породы в ковше,  $K_p=1,3$ ;

$t_p$  - длительность непрерывной работы экскаватора с одного места установки, с;

$t_n$  - длительность одной передвижки, с;

$$\text{принимаем } \frac{t_p}{t_p + t_n} = 0,8 \div 0,85 \text{ с}.$$

$Q_{\text{тех}}$  - техническая производительность,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

Определяем эксплуатационную производительность экскаватора.

$$Q_3 = Q_{\text{мех}} * T_c * K_в = 375 * 12 * 0,85 = 3240 \text{ м}^3 / \text{смену. где:}$$

$K_в$  - коэффициент использования экскаватора во времени,  $K_в=0,85$ ;

$Q_3$  - эксплуатационная производительность,  $\text{м}^3 / \text{смену}$ ;

Определяем годовую эксплуатационную производительность экскаватора.

$$Q_3^g = Q_3 * (N - n_p) * n = 3240 * 307 * 2 = 1989360 \text{ м}^3 / \text{год.} \quad (2.56)$$

где:  $N$  - количество рабочих дней экскаваторов;

$Q_3^g$  - годовая эксплуатационная производительность,  $\text{м}^3 / \text{год}$ ;

$n_p$  - число ремонтных дней в году

Определяем необходимое количество экскаваторов для изъятия полезного ископаемого.

$$N_{31} = \frac{A_{\text{ни}}}{Q_3^g} = \frac{3800000}{1989360} = 1.8 = 2 \text{шт.} \quad (2.57)$$

где:  $N_{31}$  - количество экскаваторов, шт;

## 2.4 Выбор, обоснование и расчет выемочно-транспортных машин

Выбираю бульдозер марки Д-375А «KOMATSU»

Определяем эксплуатационная производительность.

$$Q_3 = \frac{3600 \cdot V_в \cdot K_в \cdot K_{\text{укл}} \cdot \alpha_n}{T_ц} = \frac{3600 \cdot 11,6 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 0,5}{40} = 225 \text{ м}^3 / \text{ч} \quad (2.58)$$

где:  $Q_3$  - эксплуатационная производительность,  $\text{м}^3 / \text{ч}$ ;

$V_в$  - фактический объём призмы волочения,  $\text{м}^3$ ;

$K_в$  - коэффициент, использования бульдозера,  $K_в=0,8$ ;

$K_{\text{укл}}$  – коэффициент, учитывающий уклон пути,  $K_{\text{укл}} = 1$ ;

$\alpha_{\text{п}}$  – коэффициент, учитывающий просыпи породы из отвала в процессе её перемещения,  $\alpha_{\text{п}} = (1 - \beta \cdot l_{\text{п}}) = 1 - 0,01 \cdot 50 = 0,5$ ;

$T_{\text{ц}}$  – продолжительность цикла, с:

$$T_{\text{ц}} = \frac{l_p}{v_p} + \frac{l_n}{v_n} + \frac{l_p + l_n}{v_o} + t_c + 2t_{\text{пов}} + t_o = \frac{2}{1,5} + \frac{50}{3,5} + \frac{2+50}{4,5} + 5 + 2 \cdot 9 + 2 = 40,2 \text{ с} \quad (2.59)$$

где:  $l_p$  – длина пути при резании,  $l_p = 2$  м;

$l_{\text{п}}$  – длина пути при перемещении породы,  $l_{\text{п}} = 50$  м;

$V_p$  – скорости трактора при резании,  $V_p = 1,5$  м/с;

$V_{\text{п}}$  – скорости трактора при перемещении породы,  $V_{\text{п}} = 3,5$  м/с;

$V_o$  – скорости трактора при обратном ходе,  $V_o = 4,5$  м/с;

$t_c$  – время на переключение передачи,  $t_c = 5$  с;

$t_o$  – время на опускание отвала,  $t_o = 2$  с;

$t_{\text{пов}}$  – время на поворот трактора,  $t_{\text{пов}} = 9$  с;

Определяем годовую производительность.

$$Q_{\text{эГ}} = Q_{\text{э}} \cdot N \cdot T_{\text{см}} = 225 \cdot 300 \cdot 8 = 293600 \text{ м}^3 / \text{Г} \quad (2.60)$$

где  $Q_{\text{эГ}}$  – годовую производительность, м<sup>3</sup>/год;

$N = 300$  – количество рабочих дней в году;

$T_{\text{см}} = 8$  ч – продолжительность смены.

Определяем парк бульдозеров

$$N_{\text{бр}} = A_{\text{Г}} \cdot k_p / Q_{\text{Г}} = 8700000 \cdot 1.1 / 293600 = 4 \text{ ед.} \quad (2.61)$$

где  $A_{\text{Г}}$  – годовой объём перемещаемой породы бульдозерами, м<sup>3</sup> / год,  $k_p$  – коэффициент технической готовности.

$$A_{\text{Г}} = (0,3 \div 0,4) A_{\text{ГВС}} = 0,3 \cdot 17,6 = 8,7 \cdot 10^6 \text{ м}^3 \quad (2.62)$$

Вывод: Для работы на отвале требуется 4 бульдозеров марки Д-375А «KOMATSU»

## 2.5 Вывод по обоснованию и расчету выемочно-погрузочных работ

По расчетам принимаем горное оборудование:

- буровой станок СБШ 250 МНА – 9 шт
- добычные и вскрышные машины: ЭЖГ-10-7 шт.
- выемочно-транспортирующие машины: Д-375А «KOMATSU» – 4 шт.

### 3 Транспорт

На современных открытых разработках приходится перемещать значительные объемы полезного ископаемого и особенно вскрышных пород (до сотен тысяч кубических метров в сутки). Транспортирование вскрыши и полезного ископаемого - один из наиболее трудоемких процессов технологического комплекса открытых горных работ. Стоимость перемещения горной массы составляет 40-50% общей стоимости вскрышных работ в карьере.

С помощью средств карьерного транспорта горная масса от экскаваторных забоев перемещается до пунктов разгрузки. Разгрузочными пунктами являются: для вскрышных пород - отвалы, для полезного ископаемого - устройства для перегрузки с одного вида транспорта на другой, постоянные или временные склады, приемные бункера дробильных, сортировочных, обогатительных, агломерационных или брикетных фабрик.

Основные виды карьерного транспорта — железнодорожный карьерный транспорт, автомобильный карьерный транспорт и конвейерный транспорт, применяемые самостоятельно и в различных комбинациях (см. комбинированный транспорт). Реже на карьерах используются канатный, гидравлический карьерный транспорт, скреперные средства доставки. Выбор вида карьерного транспорта определяется главным образом характеристикой транспортируемого груза, расстоянием транспортирования, масштабом

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	76
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

перевозок и темпами их развития (последнее предъявляет требования к манёвренности транспортных средств):

1) Железнодорожный транспорт экономичен главным образом в карьерах средней и большой производственной мощности по горной массе (10-100 млн. т в год и более), глубиной до 400-500 м при расстояниях перемещения от карьера более 2-3 км для перемещения практически всех видов пород.

Вместе с тем при применении железнодорожного транспорта предъявляются наибольшие требования к плану и профилю пути. Для его использования необходимы большая протяженность фронта работ на уступах (не менее 400-500 м), кривые большого радиуса (не менее 120-150 м для широкой колеи), небольшие подъёмы и уклоны путей. Резко возрастают длина и объёмы наклонных траншей, общий объём горных работ и срок строительства карьера; велики капитальные затраты на транспорт; усложняются доступ к забоям, организация движения; снижается маневренность транспортных средств, трудоёмки процессы перемещения и содержания путей. Сложными являются технология и механизация отвальных работ.

2) Автомобильный транспорт применяют главным образом на карьерах малой и средней производственной мощности с грузооборотом до 25 млн. тонн в год, а на более крупных, в основном вместе с другими видами транспорта. Достоинства автотранспорта: автономность энергоисточника; гибкость, манёвренность и взаимная независимость работы автосамосвалов, что упрощает схемы движения; невысокая требовательность к плану и профилю автомобильных дорог (допускаются радиусы 20-25м, подъём и уклон), что сокращает расстояния перевозок в 2-3 раза по сравнению с железнодорожным транспортом; меньшие объёмы наклонных траншей и горно-строительных работ (до 40-50%), а следовательно, меньшие сроки и затраты (на 20-25%) на строительство

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	77
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

карьеров. Отсутствие рельсовых путей и контактной сети упрощает организацию работ. Максимальная производительность экскаваторов может быть на 20-25% больше их производительности при железнодорожном транспорте. Затраты на отвальные работы существенно уменьшаются. Повышается концентрация работ, увеличивается темп углубления горных работ.

Основные недостатки автотранспорта: экономическая эффективность только при небольших расстояниях перевозок (до 2-5 км); высокая интенсивность движения (до 10-12 тыс. рейсов в сутки по главным автодорогам); большой парк машин и штат водителей; сравнительно высокие расходы на топливо и смазочные материалы; быстрый износ механических частей и двигателей при несовершенном покрытии дорог и крутых подъёмах; высокая стоимость большегрузных автомашин, а также большие расходы на их ремонт и содержание; жёсткая зависимость от климатических условий и состояния автодорог; снижение производительности в период снегопадов, распутицы, дождей, туманов и гололёда; загазованность атмосферы карьера при большой интенсивности перевозок.

3) Конвейерный транспорт применяется преимущественно для перемещения мягких вскрышных пород, угля, на песчано-гравийных карьерах, карьерах огнеупорных глин и др. на расстоянии до 4-6 км. Практически конвейерами можно перемещать все породы, главным образом в мелкодробленном состоянии. Он наиболее эффективен в сочетании с многоковшовыми экскаваторами, составляя вместе с ними высокопроизводительные комплексы машин непрерывного действия.

Область применения конвейерного транспорта ограничивается его недостатками. Из-за интенсивного прилипания на ленту велики простои при перемещении влажных и тексотропных пород (глины, мела и др.). При доставке абразивных взорванных пород дорогостоящая лента быстро

изнашивается (за 1-1,5 года). Размер кусков не должен превышать 25-35% ширины ленты. Перегрузки с одного конвейера на другой ведут к увеличению износа ленты и вызывают необходимость установки большого числа приводов.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	79
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		



### 3.1 Выбор транспорта

Анализируя вышеизложенные условия применения видов транспорта, можно сделать вывод о том, что проектируемом карьере целесообразно применение автомобильного транспорта, т.к. этот вид наиболее полно подходит для условий данного карьера. Для выбора оптимального и рационального типа экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера рассмотрим 4 комплекса:

- экскаватор ЭКГ-10, самосвал САТ-777F;
- экскаватор ЭКГ-10, самосвал САТ-785С;
- экскаватор ЭКГ-10, самосвал КОМАТСУ-785HD;

Данные комплексы будут рассмотрены отдельно для вскрышного и добычного участка.

### 3.2 Технические характеристики автотранспорта, выбор транспорта и расчеты

Технические характеристики карьерных автосамосвалов приведены в таблице 3.1.

Параметры расчетных трасс для вскрышного и добычного участка приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Параметры расчетных трасс


Длина, м	Уд. осн. сопротивление движению, Н/т	Уклон, ‰	Радиус с кривой, м	Коэфф ициент сцепления
-------------	--	-------------	-----------------------	------------------------------

Вскрышной участок				
998	500	34		0,6
279	500	75	20	0,6
801	500	34	130	0,6
468	300	-19		0,75
2546				
Добычной участок				
916	500	33	25	0,6
613	500	59	34	0,6
361	300	-19	135	0,75
3522	300	45		0,75
355	300	6	112	0,75
5767				

Выбираем оптимальный и рациональный тип экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера.

Расчеты проводим в программе «Выбор оптимального и рационального типов экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера». Экономические показатели для каждого комплекса приведены на рисунках 3.1 – 3.4.


Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая характеристика а/с	Отчёт	Критерии
	Стоимость одного экскаватора, руб	135000000			
	Стоимость одного автосамосвала, руб	39000000			
	Зарботная плата машиниста экскаватора, руб	70000			
	Зарботная плата водителя автосамосвала, руб	50000			
	Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб	7330			
	Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб	9162			
	Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала	57882			
	Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала	299259			
	Козфициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора	0,8			
	Козфициент использования времени смены автосамосвала	0,8			



Далее

Рисунок 3.1 – Экономические показатели для комплекса ЭКГ-10, САТ-777F

Стартовая	Горнотехнические условия	Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
			Стоимость одного экскаватора, руб	135000000	
			Стоимость одного автосамосвала, руб	63000000	
			Зарботная плата машиниста экскаватора, руб	70000	
			Зарботная плата водителя автосамосвала, руб	50000	
			Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб	7330	
			Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб	9162	
			Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала	294595	
			Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала	575120	
			Козфициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора	0,8	
			Козфициент использования времени смены автосамосвала	0,8	



Далее

Рисунок 3.2 – Экономические показатели для комплекса ЭКГ-10, САТ-785С

Типы э-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая характеристика а/с	Отчёт	Критерии: ◀ ▶
	Стоимость одного экскаватора, руб				
	135000000				
	Стоимость одного автосамосвала, руб				
	36000000				
	Зарботная плата машиниста экскаватора, руб				
	70000				
	Зарботная плата водителя автосамосвала, руб				
	50000				
	Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб				
	7330				
	Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб				
	9162				
	Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала				
	53429				
	Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала				
	316682				
	Кoeffициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора				
	0,8				
	Кoeffициент использования времени смены автосамосвала				
	0,8				




Рисунок 3.3 – Экономические показатели для комплекса ЭКГ-10, KOMATSU-785HD

Горнотехнические условия для вскрышного участка приведены на рисунке 3.5.

Стартовая	Горнотехнические условия	Типы э-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
Горизонт расчёта, лет, t		<input type="text" value="1"/>	<input type="button" value="Принять"/>	Текущий год : 1	
	Годовая производительность, т				
	24000000				
	Насыпная плотность породы, т/м				
	2				
	Кoeffициент экскавации				
	0,8				
	Кoeffициент неравномерности работы карьера				
	1				
	Кoeffициент технической готовности экскаватора				
	0,8				
	Время замены автосамосвала у экскаватора, мин				
	Схема заезда: тупиковая 0,85				
	Расстояние транспортирования груза, м				
	2546				
	Продолжительность смены, ч				
	12				
	Число рабочих дней в году				
	365				
	Количество смен в сутки				
	2				
	Время, затрачиваемое на плановые ремонты погрузочно-транспортного оборудования в течение года, ч				
	726				
	Время простоя погрузочно-транспортного оборудования по климатическим условиям в течение года, ч				
	100				
	Время приема-сдачи смены в течение года, ч				
	730				
	Время праздников и выходных в течение года, ч				
	0				




Рисунок 3.5 – Горнотехнические условия для вскрышного участка

Горнотехнические условия для добычного участка карьера приведены на рисунке 3.6.


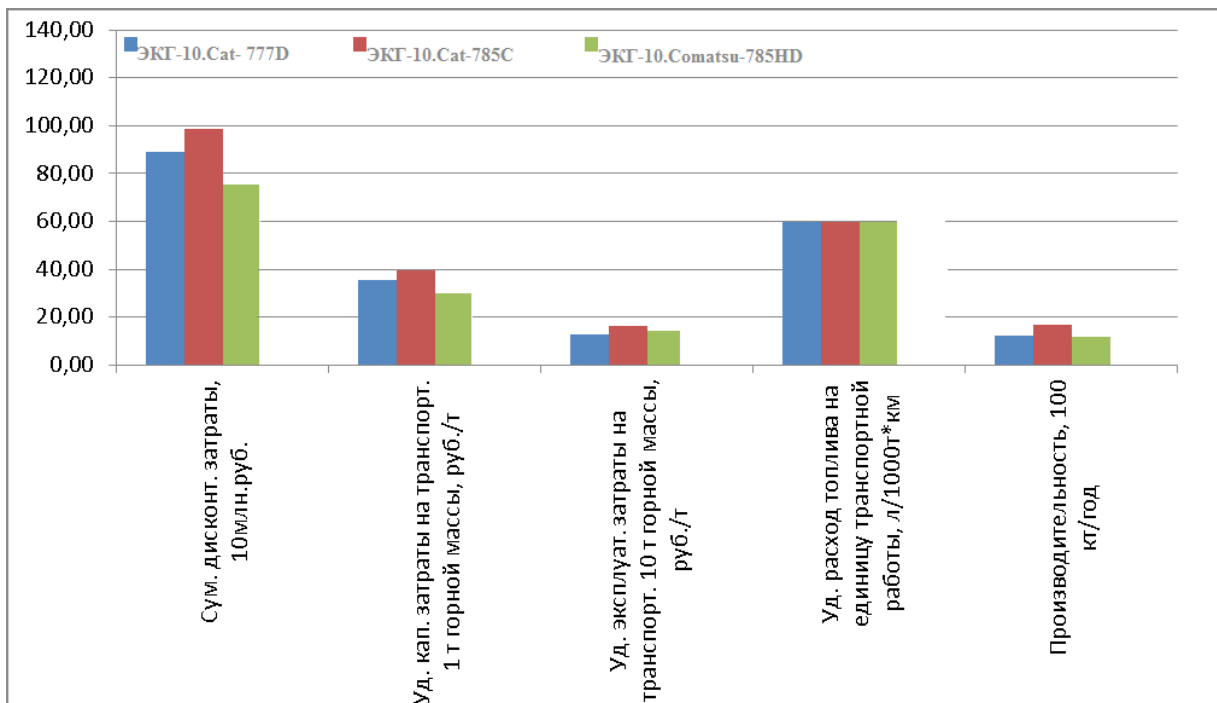
Стартовая	Горнотехнические условия	Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
Горизонт расчёта, лет, t		1	Принять	Текущий год : 1	
Годовая производительность, т		10300000			
Насыпная плотность породы, т/м		2,2			
Коэффициент экскавации		0,8			
Коэффициент неравномерности работы карьера		1			
Коэффициент технической готовности экскаватора		0,8			
Время замены автосамосвала у экскаватора, мин		Схема заезда: тупиковая 0,85			
Расстояние транспортирования груза, м		5767			
Продолжительность смены, ч		12			
Число рабочих дней в году		365			
Количество смен в сутки		2			
Время, затрачиваемое на плановые ремонты погрузочно-транспортного оборудования в течение года, ч		726			
Время простоя погрузочно-транспортного оборудования по климатическим условиям в течение года, ч		100			
Время приема-сдачи смены в течение года, ч		730			
Время праздников и выходных в течение года, ч		0			
					
					<input type="button" value="Далее"/>

Рисунок 3.6 – Горнотехнические условия для добычного участка

Полученные в результате расчетов данные приведены в таблице 3.3 и 3.4. По этим данным строим графики зависимости критериев



эффективности от вида применяемого комплекса (рисунок 3.7 – вскрышной участок, рисунок 3.8 – добычной).

Изм.	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата

Рисунок 3.7 - Критерии эффективности для вскрышного участка

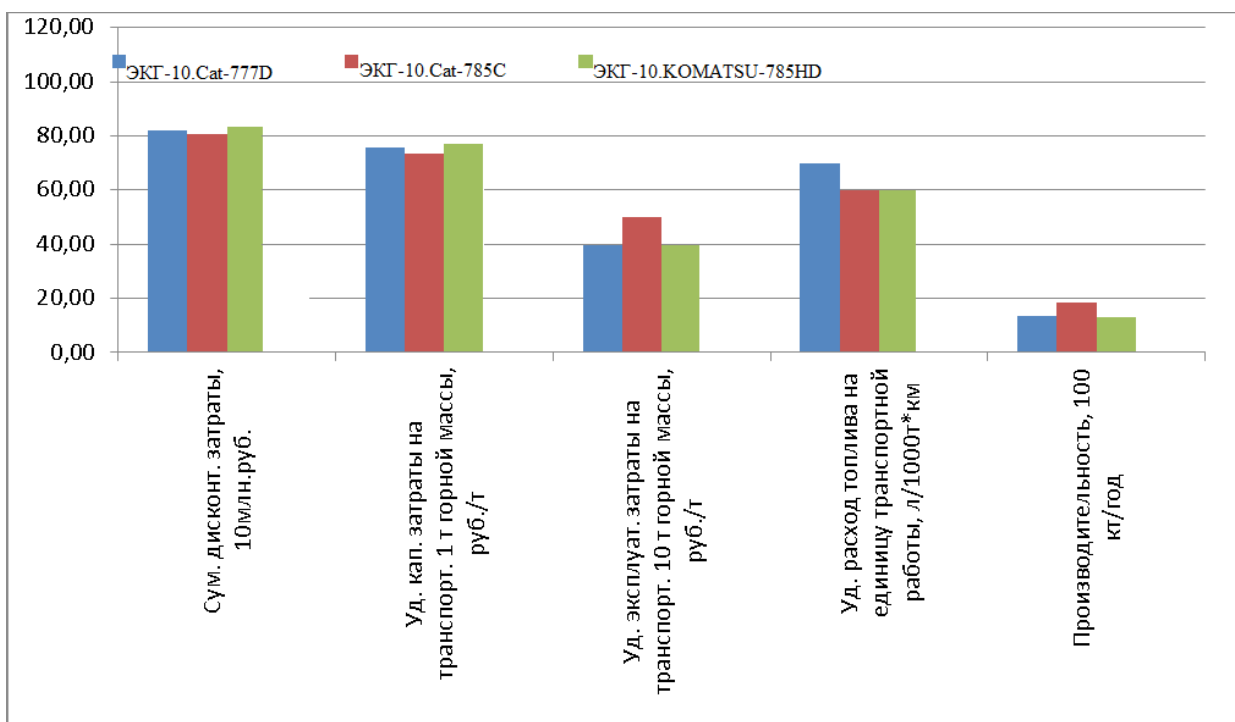


Рисунок 3.8 - Критерии эффективности для добычного участка

Для выбора оптимального варианта проставим оценки по критериям эффективности каждому комплексу от более оптимального к менее (меньше затраты, большая производительность). Комплекс, набравший минимальное количество баллов будет являться самым рациональным (таблица 3.5).

Таблица 3.5 - Оценка критериев эффективности

Критерий эффективности	PC-3000, CAT-777F	PC-3000, CAT-785C	PC-3000, KOMATSU-785HD	
Вскрышной участок				
Суммарные затраты	2	3	1	
Уд. кап. затраты	2	1	3	
Уд. эксплуат. затраты	1	3	2	
Уд. расход топлива	1-3	1-3	1-3	
Производительность	3	2	4	
ИТОГО:	10	11	12	
Добычной участок				
Суммарные затраты	2	1	3	

Уд. кап. затраты	2	1	3	
Уд. эксплуат. затраты	1	3	2	
Уд. расход топлива	4	1-3	1-3	
Производительность	3	2	4	
ИТОГО:	12	9	14	

Проанализировав сводные данные критериев эффективности, получаем, что наиболее оптимальным и рациональным для вскрышного участка будет комплекс с применением экскаватора ЭКГ-10 и самосвала САТ-777F, а для добычного участка экскаватора ЭКГ-10 и самосвала САТ-785С. Выбираем на оба участка экскаваторно-автомобильный комплекс ЭКГ-10 и САТ-785С. При необходимости, с целью оптимизации процесса, можно использовать на вскрышных работах ЭКГ-10 и САТ-777F, на добычных ЭКГ-10 и САТ-785С – 5 комплекс.

### 3.3 Организация транспортных работ

В соответствии с принятой технологией добычных и вскрышных работ для организации транспортных процессов выбираем непрерывную рабочую неделю с двумя сменами в сутки по 12 часов и 365 рабочих дней предприятия в году.

Для проведения технического обслуживания и текущих ремонтов используется ремонтно-гаражный бокс на 4 автоместа расположенном в 6 км от места проведения работ. Пересменка экипажей происходит на стоянке, расположенной на выезде из карьера. Заправка транспортных средств производится автомобильными топливными заправщиками.

Из-за несовершенства организации процесса грузоперевозок, компании горнодобывающей отрасли, могут терять до 25% чистой прибыли, не говоря уже о косвенных убытках. При этом главным показателем эффективности горнодобывающего предприятия является себестоимость добытой продукции, которая для открытого способа добычи в большей степени зависит от расходов на транспорт. Поэтому правильная организация грузоперевозок с помощью автоматизированных систем, это

важный момент в общей технологии проведения горных работ открытым способом. Сегодня системы такого типа предлагают следующие компании: Wenco (система WencoSystem®, Канада), Trimble (система Trimble Radios®, США), MODULAR (система Intellimine®, США), Micromine (система PitRam®, Австралия), ВИСТ-Групп (система «КАРЬЕР», Россия), Союзтехноком (Россия).

На проектируемом карьере предлагается использовать АСУ ГТК Wenco, которая показала свою надежность и экономическую целесообразность на Олимпиадинском ГОКе. Организация сетевой структуры системы Wenco приведена на рисунок 3.9.

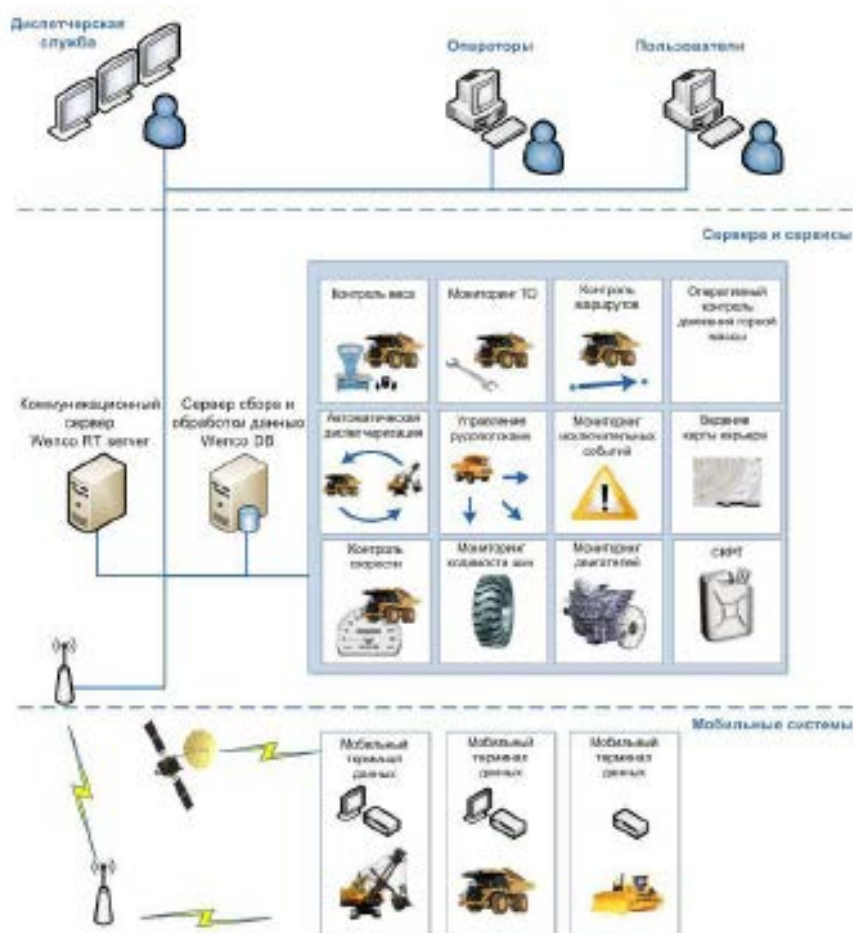


Рисунок 3.9 – Сетевая структура системы Wenco

Внедрение АСУ ГТК Wenco позволяет более эффективно использовать автосамосвалы и погрузочная техника, что приведет к следующему:

- снижение времени простоя автосамосвала у погрузочной техники для уменьшения затрат времени на выполнение технологических рейсов;



- повышение средней загрузки самосвалов (при неизменной плотности горной массы), снижение разброса загрузки, уменьшение недогруза и перегруза самосвалов;

- повышение среднетехнической скорости движения самосвалов, уменьшение случаев превышения скорости движения машины на маршруте;

- снижение удельного расхода дизельного топлива за счет уменьшения простоев и повышения равномерности движения автосамосвалов;

- снижение аварийности техники за счет снижения уровня динамических нагрузок (повышение равномерности скорости движения и загрузки автосамосвалов);

- повышение производительность автосамосвалов в наряде.

Эти факторы позволят получить следующий экономический эффект - улучшение технологических параметров управления горнотранспортным комплексом приведет к повышению его производительности, снижению себестоимости добычи и транспортировки горной массы, то есть к повышению его экономической эффективности.

Одна часть - снижение себестоимости горно-транспортных работ происходит за счет снижения доли условно-постоянных затрат (в карьере и автобазе) при увеличении объемов выемки горной массы и увеличения грузооборота технологического транспорта.

Вторая часть - снижение себестоимости происходит за счет прямого уменьшения затрат на производство, вызванного снижением удельного расхода горюче-смазочных материалов и уменьшением затрат на текущий (аварийный) ремонт.

Дороги с жёсткими покрытиями необходимо очищать от просыпавшейся мелочи и пыли. Мокрый способ очистки применяется в тёплое время с помощью поливомоечных машин. В тёплое время года мокрый способ пылеподавления необходимо применять на всех технологических автодорогах. Обработка дорог производится универсальной машиной УМП-1 на базе автомобиля БелАЗ -540А. В зимний период для

посыпки дорог щебнем, данную машину переоборудовывают в щебне-разбрасыватель. Для поддержания профиля дороги, а так же уборки просыпей, используется автогрейдер СДМ-25А.

## **4 Технология ремонта**

### **4.1 Организационная структура ремонтной службы предприятия**

Ремонтные средства проектируются для производства периодических осмотров и текущих ремонтов горного, транспортного и обогатительного оборудования, а так же монтажно-демонтажных работ, связанных с отправкой в капремонт отдельных узлов и агрегатов.

При определении состава и функций ремонтных средств учитывается производство:

- всех видов текущего ремонта оборудования, а так же монтажно-демонтажных работ, связанных со сменой узлов и агрегатов;
- технических обслуживаний и эксплуатационных ремонтов экскаваторов, буровых станков и бульдозеров на базе готовых запасных частей и отремонтированных узлов;
- изготовление небольшой номенклатуры запасных частей и восстановление изношенных деталей;
- частичной обработки получаемых со стороны литья и поковок.

Производство капитальных ремонтов оборудования предусматривается специализированными предприятиями, как Красноярского края, так и официальными сервисными центрами заводов-изготовителей.

В составе ремонтного хозяйства предусматриваются:

1. Ремонтно-механическая мастерская;
2. Площадка у ремонтной мастерской для монтажа и ремонта экскаваторов;
3. Передвижные ремонтные мастерские;
4. Передвижные перфораторные мастерские;

5. Гараж производственных машин;
6. Гараж хозяйственных машин;
7. Пункт ремонта бульдозеров;
8. Ремонтно-строительный цех.

При проектировании РММ учитываются:

а) получение со специализированных заводов литья, крупных поковок, и деталей, требующих сложной механической обработки.

б) централизованное снабжение запасными частями, метизами, режущим и мерительным инструментом, трубопроводной арматурой, электротехнической аппаратурой и электротехническими изделиями.

В основу организации производства принимается агрегатно – узловой метод ремонта.

Для ремонта и монтажа экскаваторов и буровых станков у РММ предусматривается открытая монтажная площадка, оборудованная козловым краном.

Для производства ремонтных осмотров экскаваторов и буровых станков на местах их работы предусматривается передвижная РММ на шасси автомобиля высокой проходимости (КамАЗ – “Батыр”).

Мастерская снабжается токарно-винторезным, настольно-сверлильным и точильно-шлифовальным станками, сварочным аппаратом.

#### **4.2 Определение структуры ремонтного цикла конкретных типов горных машин и оборудования**

Режим работы предприятия и ремонтной базы сводим в таблицу 4.1.

Таблица 4.1 - Номинальный фонд времени работы оборудования

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	90
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Характеристика производства	№, дней	Псм, ед.	Номинальный фонд времени работы оборудования, часы			
			Тсм	Тсут	Тмес	Тг
С прерывным технологическим процессом	365	2	12	24	720	8760

Перечень основного горного оборудования на добычных, вскрышных и отвальных работах на карьере «Благодатный» занесен в таблицу 4.2.

На основании данных, технических характеристик определены нормативы периодичности, продолжительности и трудоемкости ремонтов основного технологического оборудования [1].

Таблица 4.2 - Ремонтные нормативы основного оборудования

Оборудование	Кол. ед.	Масса, т.	Ремонт				Трудоемкость чел.-час.	
			вид	периодичность, ч.	продолж. ч.	число в цикле	одно-го рем.	среднего д.
ЭКГ-10	7	390	ТО	530	48	56	120	960
			T1	1590	96	26	780	2897
			T2	22260	432	1	4069	581
			К	44520	720	1	10190	1456
PIT VIPER 235	9	60	ТО	250	4	66	8	246
			T1	3000	16	3	65	91
			T2	6000	100	2	400	373
			К	18000	240	1	1200	560
KOMATSU-D375A	4	67	ТО	100	8	48	16	768
			T1	500	48	6	96	576
			T2	1000	72	5	192	960
			К	6000	380	1	1400	1400

### 4.3 Планирование ремонтных работ. Составление текущих и перспективных графиков ремонта оборудования

Определение количества и видов технических обслуживаний производится аналитическим методом. Количество капитальных ремонтов составит:

$$N_K = \frac{H_G + H_K}{K}, \text{ рем.} \quad (4.1)$$

Для ЭКГ – 10 :

$$N_{K.} = \frac{6200 + 0}{44520} \approx 0,14 = 0 \text{ рем.}$$

Для PITVIPER – 235 :

$$N_{K.PV} = \frac{7518 + 0}{18000} \approx 0,4 = 0 \text{ рем..}$$

Для KOMATSU – D375A :

$$N_{K.D375A} = \frac{5823 + 0}{6000} \approx 0,97 = 1 \text{ рем.}$$

где  $H_G$  – планируемая выработка на год, час.;

$H_K$  – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч.

$$H_G = T_G \cdot k_{II}^H - T_P, \text{ ч.} \quad (4.2)$$

Для "ЭКГ – 10 :

$$H_G = 8700 \cdot 0,85 - 1247 = 6200 \text{ ч.}$$

Для PITVIPER – 235 :

$$H_{G.PV} = 8760 \cdot 0,9 - 366 = 7518 \text{ ч.}$$

Для KOMATSU – D375A :

$$H_{G.D375A} = 8760 \cdot 0,9 - 2061 = 5823 \text{ ч.}$$

где  $k_{II}^H = 0,8 \div 0,9$  – планируемый коэффициент использования машины в смену;

$T_P$  - количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_P = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{TO} \cdot N_{TO}^{\text{II}} + T_{T1} \cdot N_{T1}^{\text{II}} + T_{T2} \cdot N_{T2}^{\text{II}} + \dots + T_K \cdot N_K^{\text{II}})}{K}, \text{ ч.} \quad (4.3)$$

Для ЭКГ – 10:

$$T_{P.} = \frac{8700 \cdot (48 \cdot 56 + 96 \cdot 26 + 432 \cdot 1 + 720 \cdot 1)}{44520} = 1247 \text{ ч.}$$

Для PITVIPER – 235:

$$T_{P.PV} = \frac{8760 \cdot (4 \cdot 66 + 16 \cdot 3 + 100 \cdot 2 + 240 \cdot 1)}{18000} = 366 \text{ ч.}$$

Для KOMATSU – D375A:

$$T_{P.D375A} = \frac{8760 \cdot (8 \cdot 48 + 48 \cdot 6 + 72 \cdot 5 + 380 \cdot 1)}{6000} = 2061 \text{ ч.}$$

где  $T_{TO}, T_{T1}, T_{T2} \dots T_K$  - продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, первого текущего второго текущего и т.д., капитальных ремонтов, ч.;

$N_{TO}^{\text{II}}, N_{T1}^{\text{II}}, N_{T2}^{\text{II}} \dots N_K^{\text{II}}$  - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и т.д., капитальных ремонтов, ед.;

$K$  – ремонтный цикл машины, ч.;

$T_{\Gamma}$  – номинальный фонд времени работы оборудования, год.

Количество вторых текущих ремонтов составит:

$$N_{T2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T2}}{T2} - N_K, \text{ рем.} \quad (4.4)$$

Для ЭКГ – 10:

$$N_{T2.экг} = \frac{6200 + 0}{22260} - 0 = 0 \text{ рем.}$$

Для PITVIPER – 235:

$$N_{T2.PV} = \frac{7518 + 0}{6000} - 0 = 1 \text{ рем.}$$

Для KOMATSU – D375A:

$$N_{T2.D375A} = \frac{5823 + 0}{1000} - 1 = 5 \text{ рем.}$$

где  $H_{T2}$  - выработка машины от предыдущего второго ремонта, ч.;

$T_2$  – периодичность вторых текущих ремонтов.

Количество первых текущих ремонтов составит:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T1} - N_K - N_{T2}, \text{ рем.} \quad (4.5)$$

Для ЭКГ – 10 :

$$N_{T1.ЭКГ} = \frac{6200 + 0}{1590} - 0 - 0 = 3 \text{ рем.}$$

Для PITVIPER – 235 :

$$N_{T1.СБШ} = \frac{7518 + 0}{3000} - 0 - 1 = 1 \text{ рем.}$$

Для KOMATSU – D375A :

$$N_{T1.D375A} = \frac{5823 + 0}{500} - 1 - 5 = 5 \text{ рем.}$$

Количество технических осмотров составит:

$$N_{TO} = \frac{H_{\Gamma} + H_{TO}}{T1} - N_K - N_{T2} - N_{T1}, \text{ осм.} \quad (4.6)$$

Для ЭКГ – 10

$$N_{TO.экг} = \frac{6200 + 0}{530} - 0 - 0 - 3 = 8 \text{ осм.}$$

Для PITVIPER – 235 :

$$N_{TO.СБШ} = \frac{7518 + 0}{250} - 0 - 6 - 17 = 28 \text{ осм.}$$

Для KOMATSU – D375A :

$$N_{TO.D375A} = \frac{5823 + 0}{100} - 1 - 5 - 5 = 48 \text{ осм.}$$

Виды технических обслуживаний и ремонтов для выбранного оборудования сведены в таблицу 4.3.

Таблица 4.3 - Виды технических обслуживаний и ремонтов

Оборудование	ТО, ед.	T1, ед.	T2, ед.	K, ед.
ЭКГ-10	8	3	0	0

235 PIT VIPER-	28	1	1	0
D375A KOMATSU-	48	5	5	1

В соответствии с рассчитанным и округленным количеством и видами технических обслуживаний и ремонтов составляются графики ППР: годовой – таблица 4.4 и месячный – таблица 4.5.

В графиках указывается рассчитанное количество и виды технических обслуживаний и ремонтов, их продолжительность в часах. Так как применяется однотипное оборудование, то в графиках ремонта указывается по одному виду (инвентарному номеру) оборудования. Остальное оборудование проходит ремонт и технические осмотры с той же периодичностью, но после того как предыдущее вернется на рабочее место.

#### 4.4 Расчет мощности ремонтной базы

Расчёт производится методом нормативной трудоемкости.

Годовые суммарные трудозатраты составят, чел.-ч.:

$$T_H = \sum_{i=1}^n \left[ (t_{TO}^1 + t_{T1}^1 + t_{T2}^1 + t_K^1) \cdot N^1 + (t_{TO}^2 + t_{T1}^2 + t_{T2}^2 + t_K^2) \cdot N^2 + \dots + (t_{TO}^n + t_{T1}^n + t_{T2}^n + t_K^n) \cdot N^n \right], \text{ чел.-ч.} \quad 4.7)$$

$$T_H = (768 + 1202 + 490 + 1055) \cdot 6 + (768 + 1350 + 2640 + 1000) \cdot 9 + (768 + 576 + 960 + 1400) \cdot 4 = 41300 \text{ чел.-ч.}$$

где  $t_{TO}^1, t_{TO}^2, t_{TO}^n$  - нормативная среднегодовая трудоемкость технических осмотров отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$t_{T1}^1, t_{T1}^2, t_{T1}^n$  - нормативная среднегодовая трудоемкость первых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;



$t_{T2}^1, t_{T2}^2, t_{T2}^n$  - нормативная среднегодовая трудоемкость вторых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$t_k^1, t_k^2, t_k^n$  - нормативная среднегодовая трудоемкость капитальных ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$N^1, N^2, N^n$  - число единиц отдельных видов оборудования, принятых к эксплуатации.

Плановая численность производственных рабочих, необходимых для выполнения годового объема ремонтных работ составит, чел.:

$$M = \frac{\alpha \cdot T_H}{D_p \cdot k_{п.в}} = \frac{1,7 \cdot 41300}{1680 \cdot 1,1} = 38 \text{ чел} \quad (4.8)$$

где  $\alpha$  - коэффициент учитывающий выполнение внеплановых работ;

$D_p$  – номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч.

$$D_p = T_{см} \cdot (365 - B - П - О) \cdot k_{п} \quad (4.9)$$

$$D_p = 12 \cdot (365 - 135 - 30 - 60) \cdot 0,95 = 1680 \text{ ч.}$$

где В, П, О – количество дней соответственно, выходных, праздничных, отпускных;

$k_{п}$  – коэффициент потерь времени по уважительным причинам.

Ориентировочный штат ремонтных рабочих по профессиям составит:

- |                             |                 |
|-----------------------------|-----------------|
| 1. Слесари и электрослесари | - 60% - 23 чел. |
| 2. Токари-станочники        | - 20% - 9 чел.  |
| 3. Кузнецы-прессовщики      | - 10% - 3 чел.  |
| 4. Электрогазосварщики      | - 10% - 3 чел.  |

Численность вспомогательных и подсобных рабочих составит, чел.:

$$M_B = M \cdot (0,1 \div 0,12) = 38 \cdot 0,12 = 3,6 \approx 4 \text{ чел.} \quad (4.10)$$

Численность инженерно-технических работников составит, чел.:

$$M_H = M + M_B \cdot (0,07 \div 0,09) = (38 + 4) \cdot 0,09 = 3,78 \approx 4 \text{ чел.} \quad (4.11)$$

Численность счетно – нормировочного состава составит, чел.:

$$M_C = M + M_B + M_H \cdot (0,04 \div 0,05) = (38 + 4 + 4) \cdot 0,05 = 2,3 \approx 2 \text{ чел.} \quad (4.12)$$

Численность младшего обслуживающего персонала составит, чел.:

$$M_M = M + M_B + M_H + M_C \cdot (0,02 \div 0,03)$$

$$M_M = (38 + 4 + 4 + 2) \cdot 0,03 = 1,44 \approx 1 \text{ чел.} \quad (4.13)$$

Общая численность производственного персонала по ремонтной базе составит, чел.:

$$M_O = M + M_B + M_H + M_C + M_M = 38 + 4 + 4 + 2 + 1 = 49 \text{ чел.} \quad (4.14)$$

Численность всего работающего персонала по категориям работы занесена в таблицу 4.5.

Таблица 4.5 - Численность ремонтного персонала

Ориентировочный штат рабочих и работников	Количество рабочих или работников, чел.
слесари и электрослесари	23
токари	7
кузнецы пресовщики	4

газоэлектросварщики	4
вспомогательные и подсобные рабочие	4
инженерно-технические работники	4
счетно-нормировочный состав	2
младший обслуживающий персонал	1
<b>итого по ремонтному персоналу</b>	<b>49</b>

#### 4.5 Расчет станочного оборудования

Количество станков составит, шт:

$$N_{ст} = \frac{\delta \cdot \alpha \cdot T_H}{m \cdot D \cdot k_{И}} = \frac{0,65 \cdot 1,7 \cdot 41300}{2 \cdot 2040 \cdot 0,8} = 14 \text{ шт.}, \quad (4.15)$$

где  $\delta$  – коэффициент станочных работ;

$m$  – число смен работы станков в сутки;

$D$  – годовой фонд времени работы одного станка, ч.;

$k_{И}$  – коэффициент использования станков в течении смены.

Ориентировочное количество станков по типам, составит:

Токарно – винторезные	- 30 %	– 4 шт.;
Сверлильные	- 15%	– 2 шт.;
Фрезерные	- 15 %	– 2 шт.;
Строгальные	- 5 %	– 1 шт.;
Зуборезные	- 15 %	– 2 шт.;
Заточные	- 10 %	– 1 шт.;
Прочие	- 5 %	– 1 шт.;
Электрогазосварочные посты	- 5 %	– 1 пост.

Количество и марки станков по видам обработки занесены в таблицу 4.6.

Таблица 4.6 - Количество и типы станочного оборудования

Вид обработки	Кол-во	Марка станка
токарно-винторезные	4	1К62, 1Д63А, 16К40
сверлильные	2	2А55, 2А135
фрезерные	2	661Б, А622
строгальные	1	7231А
зуборезные	2	5А12, 223
заточные	1	5822

С учетом рассчитанного станочного парка определяется площадь занятую под оборудование,  $m^2$  [24]:

$$F_{СТ} = \sum_{i=1}^n N_{СТi} \cdot f_0 = 200 + 70 + 90 + 60 + 50 + 10 = 480 \text{ } m^2, \quad (4.16)$$

где  $N_{СТi}$  – количество оборудования определенного типа;

$f_0$  – удельная площадь приходящаяся на единицу оборудования,  $m^2$ .

Площадь производственных цехов и отделений составит,  $m^2$ :

$$F_{ПР} = F_{СР.ПР} \cdot M = 30 \cdot 38 = 1140 \text{ } m^2, \quad (4.17)$$

где  $F_{СР.ПР}$  – средняя производственная площадь, приходящаяся на одного рабочего с учетом площади, занятой оборудованием,  $m^2$ .

Общая площадь ремонтной базы.

$$F_{\text{ОБЩ}} = F_{\text{ПП}} + F_B + F_A + F_{\text{Б}} = 1140 + 285 + 68,4 + 171 = 1664,4 \Rightarrow 1728, \text{ м}^2 \quad (4.18)$$

где:  $F_B$  - площадь вспомогательных помещений;

$$F_B = (0,2 \dots 0,25)F = 0,25 \cdot 1140 = 285, \text{ м}^2 \quad (4.19)$$

$F_A$  - площадь административных помещений;

$$F_A = 0,06 \cdot F = 0,06 \cdot 1140 = 68,4, \text{ м}^2 \quad (4.20)$$

$F_{\text{Б}}$  - площадь бытовых помещений.

$$F_{\text{Б}} = 0,15 \cdot F = 0,15 \cdot 1140 = 171, \text{ м}^2 \quad (4.21)$$

При проектировании плана ремонтной базы учитываются унифицированные размеры пролетов зданий ремонтной базы. Унифицированные здания предусматривают блочное размещение цехов и отделений предприятия, как правило, в одном многопролетном здании. Такое размещение цехов и отделений значительно снижает стоимость строительства и эксплуатации зданий, улучшает условия маневрирования при перепланировке производства. Здания в плане должны быть близкими к квадрату или короткому прямоугольнику. В этом случае при одной и той же площади периметр является минимальным. Принимается одноэтажное здание ремонтной базы с мостовыми кранами со стандартным шагом колонн 6 м. Схема производственного потока ремонта принимается криволинейную – без встречных и перекрестных грузопотоков. Данная схема представлена на рисунке 4.1.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	100
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		



Рисунок 4.1 - Технологическая схема ремонтной базы предприятия с криволинейной зоной движения грузопотоков.

Высота до подкрановых путей составит, м.:

$$H_1 = K + e + f + c = 2 + 3 + 1,5 + 1,5 = 8 \text{ м}, \quad (4.22)$$

где  $K$  – расстояние от пола до нижней части груза при его транспортировке, м.;

$e$  – максимальная высота перемещаемого груза, м.;

$f$  – расстояние между грузом и центром крюка крана, м.;

$c$  – расстояние от центра крюка в верхнем крайнем положении до рельсовых путей, м.

Принимается стандартное значение  $H_1=8,15$  м.

Высота пролета составит, м.:

$$H = H_1 + h = 8,15 + 2 = 10,15 \text{ м}, \quad (4.23)$$

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

Принимается стандартное значение  $H=10,8$  м.

Строительная высота составит, м.:

$$H_c = H + a = 10,8 + 2 = 12,8 \text{ м}, \quad (4.24)$$

где  $a=2$  – высота фермы, м.

Принимается стандартный шаг колонн – 6 м.

Длина пролета составит, м.:

$$S = t \cdot n = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}, \quad (4.25)$$

где  $n$  – число шагов колонн.

#### 4.6 Управление механической службой

Управление механической службой осуществляет главный механик, который отвечает за безопасность работ, своевременное техническое обслуживание и ремонт всего технического оборудования на предприятии.

Структура управления ремонтными службами разрезов и карьеров зависит от территориальной разбросанности, состава и количества технологического и ремонтного оборудования. Обычно на каждом карьере, как говорилось выше, механическую службу возглавляет главный механик с подчинёнными ему главным энергетиком, инженером по оборудованию, старшими механиками.

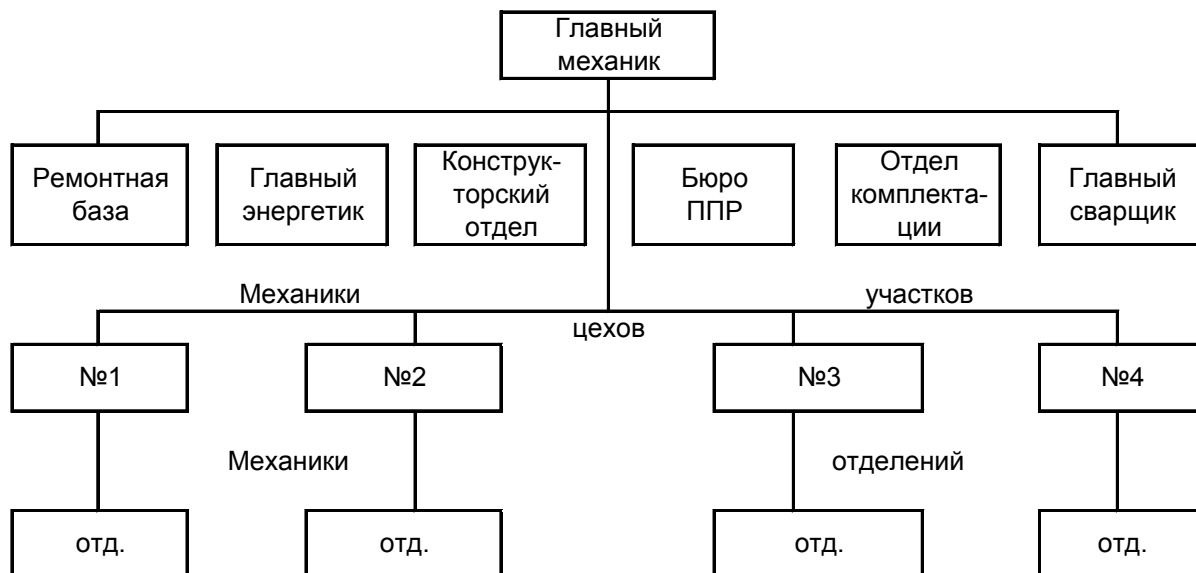


Рисунок 4.2 - Типовая структура механической службы предприятия.

Функции персонала энерго-механической службы определены должностными инструкциями.

На горных предприятиях происходит переход энерго-механической службы разрезов (карьеров) на автоматизированные системы управления с применением электронно-вычислительной техники. В связи с этим в создаваемых автоматизированных системах управления производственными объединениями (АСУ ЛО) и автоматизированных системах управления технологическими процессами разрезов. Предусматривают подсистемы, предназначенные для осуществления автоматизированного управления эксплуатацией оборудования.

Они должны осуществлять оптимальное планирование, технический учёт и оперативный контроль наличия и технического состояния оборудования, технического обслуживания и ремонта, учёт и анализ простоев, движение запасных частей с использованием экономико-математических и организационных методов, электронно-вычислительной техники, средств хранения, сбора, представление и передачи информации.



#### 4.7 Охрана труда и техника безопасности при проведении ремонтных работ

Соблюдение правил техники безопасности при производстве ремонтных работ позволяет предупредить несчастные случаи, максимально возможную безопасность труда рабочего персонала и способствует повышению их производительности. Для этого ремонтный персонал должен знать правила и инструкции по технике безопасности, уметь пользоваться защитными и противопожарными средствами, оказывать первую медицинскую помощь, иметь соответствующие группы допуска на определенные виды работ.

Ремонт машины допускается после полной их остановки, блокировки пусковых аппаратов, приводящие в действие механизмы, или отключение питающего кабеля с соблюдением организационных и технических мероприятий, обеспечивающих безопасность работ. Запрещается производить ремонтно-монтажные работы в непосредственной близости от открытых движущихся механических установок, а также вблизи электропроводов и оборудования, находящихся под напряжением, без ограждения.

Для ведения монтажных работ на высоте, допускаются люди не моложе 18 лет с хорошим здоровьем.

Монтажные работы на высоте на открытом воздухе при скорости ветра более 10...12 м/с, грозе, температуре воздуха ниже минус 30<sup>0</sup>С, а также гололеде, сильном снегопаде и тумане запрещаются.

Применяемые при ремонте устройства, установки, краны, грузозахватные приспособления, стропы должны отвечать требованиям «Правил устройства и безопасности эксплуатации грузоподъемных средств». Они должны подвергаться испытанию не реже 1 раза в год под нагрузкой, превышающей рабочую на 25%. Тали и домкраты должны быть самотормозящимися и удерживать поднятый груз на заданной высоте.

Гидравлические и пневматические домкраты должны иметь устройства, не допускающие опускания груза при прекращении работ насоса или при повреждении труб, соединяющих насос с домкратом.

Место ремонта машин в условиях действующего цеха должно быть ограждено и иметь предупредительные надписи. Рабочие, занятые на этих работах, должны иметь предохранительные каски и быть специально проинструктированы о возможных опасностях.

Напряжение электроинструмента должно быть не выше 220 В в помещениях без повышенной опасности и вне помещений. Корпус электроинструмента на напряжение выше 36 В должен иметь специальный зажим для заземления. Питание электроинструмента и переносных светильников от автотрансформатора запрещается.

Перед мойкой деталей с помощью бензина, керосина, солянки руки должны быть смазаны защитным кремом. При промывании деталей в щелочных растворах необходимо пользоваться резиновыми перчатками.

Размещение сварочного оборудования должно обеспечивать безопасный и свободный доступ к нему.

Не допускается проводить сварку сосудов, находящихся под давлением. При сварке конструкций после дождя и снегопада сварщик обязан кроме спец.одежды пользоваться диэлектрическими перчатками, галошами и ковриками. Запрещается работать внутри закрытых емкостей одновременно электро и газосварщику.

При работе на металлорежущих станках следует пользоваться очками или установленными на станках защитными экранами.

При кузнечных работах необходимо следить за исправностью инструмента. Кузнечные клещи изготавливают из мягкой стали. Помещение кузнечного отделения должно иметь приточно-вытяжную вентиляцию.

Покрасочные работы ведут с подмостков или лестниц-стремянков.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	105
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Весь ремонтно-монтажный персонал должен периодически (не реже 1 раза в год) проходить инструктаж по оказанию первой помощи, знать способы искусственного дыхания, уметь пользоваться медицинскими приспособлениями по оказанию первой медицинской помощи, знать назначение медикаментов.

## **5 Стационарные машины и установки**

В разрезе горных пород слагающих месторождение выделяются следующие водоносные комплексы: четвертичных отложений, среднерифейских метаморфических сланцев и гранитоидов татарско-аяхтинского комплекса. Водоносный комплекс гранитоидов татарско-аяхтинского комплекса не изучался.

Водоносный горизонт четвертичных элювиально-делювиальных отложений распространен с поверхности до глубины 2-3 м. Горизонт не выдержан по площади. Общая мощность горизонта составляет 4,5-8,2 м. Состав отложений не выдержан ни по разновидностям, ни по мощности. Дебиты скважин при его опробовании (совместно с подстилающими) составили от 0,8 до 2,3 л/с при понижении 1,1-2,6 м. По опытным откачкам коэффициенты водопроницаемости составили 30-800 м<sup>2</sup>/сут.

Водоносный комплекс среднерифейских метаморфических сланцев в пределах месторождения распространен повсеместно. Наиболее высокими фильтрационными свойствами чаще обладает верхняя часть разреза до глубины 60-80 м, ниже - более часто наблюдаются залеченные трещины. Водообильность пород в целом невысокая. Дебиты скважин в период откачек составили 0,08-8,00 л/с при понижениях 5,9-41,4 м. Коэффициент водопроницаемости для водоносных пород составляет от 1 до 840 м<sup>2</sup>/сут. . Коэффициенты фильтрации пород в зонах тектонических нарушений составляют до 1 и более м/сут. В целом, в разрезе пород рассматриваемого района по проницаемости можно выделить три зоны.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	106
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Первая от поверхности (зона 1) – зона аллювиальных и техногенных отложений четвертичного возраста расположена в верхней части разреза, где развиты порово-пластовые воды. Первая зона обладает повышенными фильтрационными и емкостными свойствами по сравнению с нижними зонами. Значения коэффициентов фильтрации толщи пород первой зоны в пределах пойменной части р. Енашимо, исходя из полученных по опытным откачкам коэффициентов водопроницаемости (30-800 м<sup>2</sup>/сут) и мощности пород (4,5-8,2 м), составляют до 100 и более м/сут.

Ниже залегают породы преимущественного развития трещинных вод, которые, в свою очередь, можно разделить на 2 зоны: верхнюю (зона 2) и нижнюю (зона 3). Выделенные зоны различаются между собой по фильтрационным свойствам.

Верхняя часть разреза трещиноватых пород (зона 2) характеризуется повышенными фильтрационными и емкостными свойствами по сравнению с нижней частью разреза (зона 3), что, в первую очередь, связывается с проявлением процессов выветривания и промывки пород в припойменной части реки. Вторая зона распространяется на глубину 60,0 – 150,0 м. Исходя из полученных по опытным откачкам коэффициентов водопроницаемости (1-30 м<sup>2</sup>/сут для карьера №1 и 5-750 м<sup>2</sup>/сут для карьера №2) и мощности пород второй зоны средние расчетные значения коэффициентов фильтрации толщи пород второй зоны составляют 0,1 м/сут в районе карьера №1 и 2 м/сут в районе карьера №2.

Нижняя часть трещиноватой зоны (третья зона) связана в основном с тектоникой и занимает наиболее глубокие части водоносных пород. Третья зона распространяется на глубину ниже 150,0 м до уровня 250м. Коэффициенты фильтрации пород этой зоны составляют 1 м/сут.

Особенностями гидрогеологических условий для оценки обводненности месторождения являются:

1. Воды четвертичного водоносного комплекса неоднократно перемыты при разработке золотоносных россыпей. Состав отложений не

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	107
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

выдержан ни по разновидностям, ни по мощности. В рядом расположенных скважинах, на одной и той же глубине встречены как валунно-галечные, так и песчано-глинистые отложения. Общая мощность горизонта составляет 4,5-8,2 м. По опытным откачкам коэффициенты водопроницаемости составили 30-800 м<sup>2</sup>/сут. С речными водами воды горизонта образуют единую гидравлическую связь, что осложняет горнотехнические условия разработки карьера № 2.

2. Месторождение по отработываемым карьерам №1 и №2 подразделяется на два участка с различными фильтрационными свойствами верхней проницаемой толщи трещиноватых пород и степенью обводнения.

3. Участок распространения рудного тела №1 характеризуется низкими фильтрационными свойствами верхней проницаемой толщи трещиноватых пород. Среднее расчетное значение коэффициента фильтрации пород составляет 0,1 м/сут.

4. Участок распространения рудного тела №2 имеет более высокие фильтрационные свойства верхней проницаемой толщи трещиноватых пород по сравнению с рудным телом №1 за счет промывки пород в припойменной части реки (среднее расчетное значение коэффициента фильтрации пород составляет 2 м/сут). Кроме того, наличие мощной тектонической водопроницающей зоны (Викторовское нарушение) со стороны отводимого русла р. Енашино с падением пород в сторону карьера №2 также осложняет гидрогеологическую и геомеханическую обстановку отработки рудного тела.

5. Нижняя слабопроницаемая толща трещиноватой зоны связана в основном с тектоникой, занимает наиболее глубокие части водоносных пород и распространяется до глубины 250,0 м. Коэффициенты фильтрации пород этой зоны составляют 1 м/сут.

6. Подземные воды в зонах тектонических нарушений приурочены к зонам разломов, ограничивающих крупные тектонические блоки. Глубина свободного водообмена по этим зонам может достигать первых сотен метров. Коэффициенты фильтрации пород составляют до 1 и более м/сут.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	108
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

7. Подземные воды обладают повышенной агрессивностью по отношению к металлам и бетону.

### 5.1 Водоотливные установки

Расчет карьерного водоотлива производится отдельно для двух участков.

Для участка № 1 расчет производится из условия откачки водопритоков двумя трубными ставом без устройства перекачных станций. Это связано с простыми гидрогеологическими условиями отработки, малыми притоками подземных и поверхностных вод и малой высотой подъема откачиваемых вод.

Для участка № 2 расчет производится так же из условия откачки водопритоков двумя трубными стовами без устройства перекачных станций.

Расчет карьерного водоотлива производим на момент окончания разработки первого участка и ведем для двух участков. Исходные данные приведены в таблице 5.1:

Таблица 5.1 - Исходные данные для расчета карьерного водоотлива

Исходный параметр	Участок №1	Участок №2
Нормальный водоприток, м <sup>3</sup> /ч	99,1	131,5
Максимальный водоприток, м <sup>3</sup> /ч	510,8	1098,2
Высота нагнетания жидкости, м	200	210
Длина нагнетательной магистрали, м	600	1000
Высота всасывания жидкости, м	3,5	3,5
Длина всасывающей магистрали, м	15	15

Расчетная производительность насосной станции определяется с учетом необходимости откачки максимальных суточных водопритоков за 20ч:

$$Q_p^{\max} = \frac{24 \times Q_{\max}}{20 \times n}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (5.1)$$

где  $Q_{\max}$  – максимальный водоприток в зумпфовый водосборник,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$n$  – количество трубных ставов, шт.

Для откачивания максимального водопритока предусматривается два нагнетательных трубных става для каждого участка.

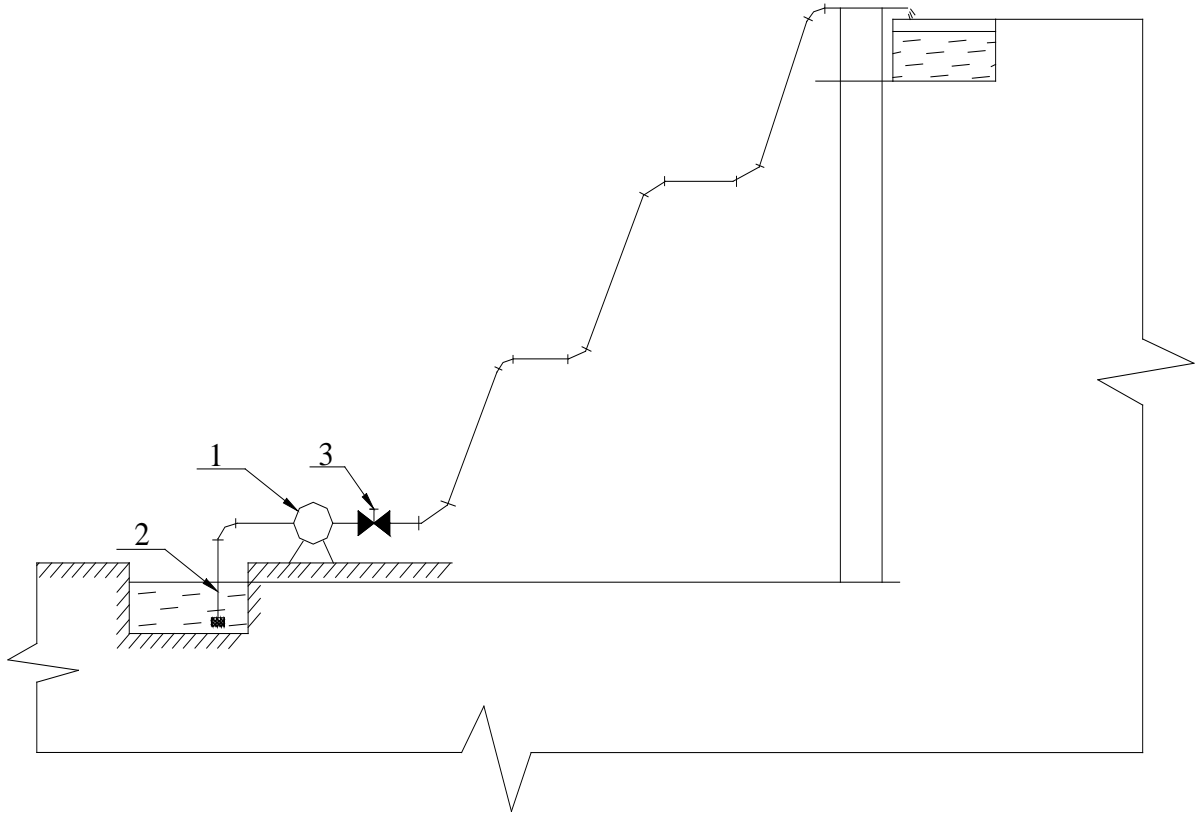


Рисунок 5.1 - Принципиальная схема водоотлива

1 – насос; 2 – приемный клапан с сеткой; 3 – регулирующая задвижка.

Внутренний диаметр труб нагнетательного става определяется по формуле:

$$D_n = \sqrt{\frac{4 \times Q_p^{\max}}{3600 \times \pi \times v_3}}, \text{ м} \quad (5.2)$$

где  $v_3$  - экономичная величина скорости воды в трубе, м/с.

$$v_3 = 4,2 \cdot \sqrt[4]{\frac{Q_p^{\max}}{3600}}, \text{ м/с} \quad (5.3)$$

Внутренний диаметр труб всасывающего става принимают на 25-50мм больше диаметра нагнетательных труб.

Расчетный напор насосной станции определяется по формуле:

$$H_p = H_z + \left( \lambda_s \cdot \frac{L_s}{D_s} + i_s \right) \cdot \frac{g_s^2}{2 \cdot g} + \left( 1 + \lambda_n \cdot \frac{L_n}{D_n} + i_n \right) \cdot \frac{g_n^2}{2 \cdot g}, \text{ м} \quad (5.4)$$

где  $H_z$  - геодезическая высота подъема жидкости в трубопроводной сети, м;

$\lambda_s, \lambda_n$  - коэффициент линейных потерь напора для всасывающего и нагнетательного трубопровода;

$L_s, L_n$  - длина трубного става для всасывающего и нагнетательного трубопровода, м;

$i_s, i_n$  - сумма потерь напора местных сопротивлений для всасывающего и нагнетательного трубопровода, м;

$g_s, g_n$  - фактическая скорость движения жидкости по трубам для всасывающего и нагнетательного трубопровода, м/с;

$g$  - ускорение силы тяжести  $9,8 \text{ м/с}^2$ .

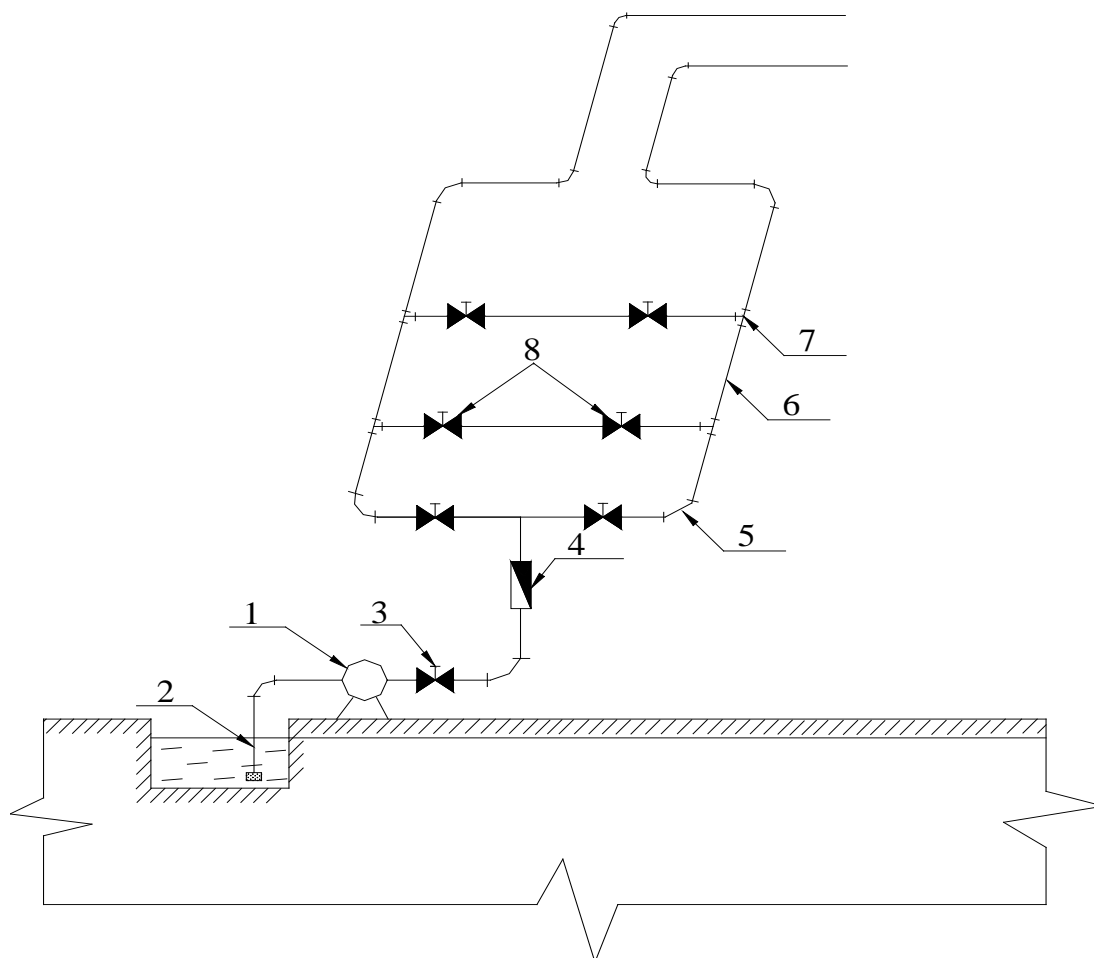


Рисунок 5.2 - Гидравлическая схема водоотливной установки



1 – насос; 2 – приемный клапан с сеткой; 3 – регулирующая задвижка; 4 – обратный клапан; 5 – колено; 6 – нагнетательный трубопровод; 7 – тройник; 8 – распределительная задвижка.

Геодезическая высота подъема жидкости в трубопроводной сети определяется по формуле:

$$H_T = H_B + H_H, \text{ м} \quad (5.5)$$

где  $H_B$ ,  $H_H$  - геодезическая высота подъема жидкости во всасывающем и нагнетательном трубопроводе, м;

Коэффициент линейных потерь напора определяется по формуле:

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{D}} \quad (5.6)$$

где  $D$  - внутренний диаметр труб для всасывающего и нагнетательного трубопровода, м.

Фактическая скорость движения жидкости по трубам определяется по формуле:

$$v_n, v_h = \frac{4 \cdot Q_p}{3600 \cdot \pi \cdot D^2}, \text{ м/с} \quad (5.7)$$

Сумма потерь напора местных сопротивлений нагнетательного трубопровода определяется по формуле:

$$i = 0,00107 \times \frac{v^2}{D^{1,3}}, \text{ м} \quad (5.8)$$

Для учета сопротивления фасонных деталей и арматуры потери принимаются на 10% больше прямолинейной части трубопровода.

Сумма потерь напора местных сопротивлений всасывающего трубопровода, содержащего приемную сетку с клапаном ( $i = 3,6$ ), колено сварное с углом загиба  $90^\circ$  ( $i = 0,6$ ) и задвижку ( $i = 0,3$ ), равняется 4,5м.

По расчетным параметрам  $Q_p$  и  $H_p$  осуществляем предварительный выбор насосов и схемы их подключения к трубопроводной сети, а так же производим выбор диаметров трубопроводов. Результаты расчета приведены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Расчет параметров карьерного воотлива

Показатель	Участок №1	Участок №2
Расчетная производительность насосной станции, м <sup>3</sup> /ч	613	1318
Внутренний диаметр труб нагнетательного става, мм	283	311
Экономичная величина скорости воды, м/с	2,70	2,88
Фактическая скорость движения жидкости в напорной трубе, м/с	2,17	2,07
Фактическая скорость движения жидкости во всасывающей трубе, м/с	1,60	1,61
Потери напора в нагнетательном трубопроводе, м	14,9	18,4
Потери напора во всасывающем трубопроводе, м	4,5	4,5
Коэффициент линейных потерь в напорном трубопроводе	0,03	0,027
Коэффициент линейных потерь во всасывающем трубопроводе	0,03	0,026
Принимаемый диаметр труб нагнетательного става, мм	325	377
Принимаемый диаметр труб всасывающего става, мм	377	426
Расчетный напор насосной станции, м	221	235

Исходя из результатов расчета, принимаем:

Для участка №1 - принимаем стальные сварные трубы диаметром 325мм, толщиной стенки 9мм и максимальным рабочим давлением 5,0МПа; для всасывающих ставов стальные бесшовные трубы диаметром 377мм, толщиной стенки 9мм; для откачивания максимальных водопритоков принимаем четыре насоса ЦНС-180-255, работающих либо на два, либо на один трубный став; нормальный водоприток откачивают одним из этих насосов.

Для участка №2 - принимаем стальные сварные трубы диаметром 325мм, толщиной стенки 9мм и максимальным рабочим давлением 7,0МПа; для всасывающих ставов стальные бесшовные трубы диаметром 377мм; для откачивания максимальных водопритоков принимаем пять насосов ЦНС-300-

240, работающих на два трубных става; нормальный водоприток откачивают одним из этих насосов;

Напорная характеристика трубопроводной сети  $H_c - Q$  определяется по формуле:

$$H_c = H_z + R \cdot \left( \frac{Q_i}{3600} \right)^2, \text{ м} \quad (5.9)$$

где  $Q_i$  – произвольные значения расходов жидкости в сети, м<sup>3</sup>/ч;

$R$  – обобщенный коэффициент гидравлического сопротивления трубопроводной сети, определяемый по формуле:

$$R = \left( 1 + \lambda_B \cdot \frac{L_B}{D_B} \cdot \frac{D_H^4}{D_B^4} + \lambda_H \cdot \frac{L_H}{D_H} + i_B \cdot \frac{D_H^4}{D_B^4} + i_H \right) \cdot \frac{8}{\pi^2 \cdot D_H^4 \cdot g}, \text{ с}^2/\text{м}^5 \quad (5.10)$$

Ожидаемые напор  $H_o$  и расход  $Q_o$ , создаваемые в одной трубопроводной магистрали, определяют по точке пересечения напорной характеристики трубопроводной сети  $H_c-Q$  с напорной характеристикой насоса  $H-Q$  или, при параллельной работе двух насосов, с суммарной напорной характеристикой двух или более насосов  $H-Q_{1+2}$ . Соответствующим построением по паспортной характеристике  $\eta-Q$  определяют ожидаемый КПД  $\eta_o$  насосов. Режимы работы насосного оборудования приведены на рисунке 5.3.

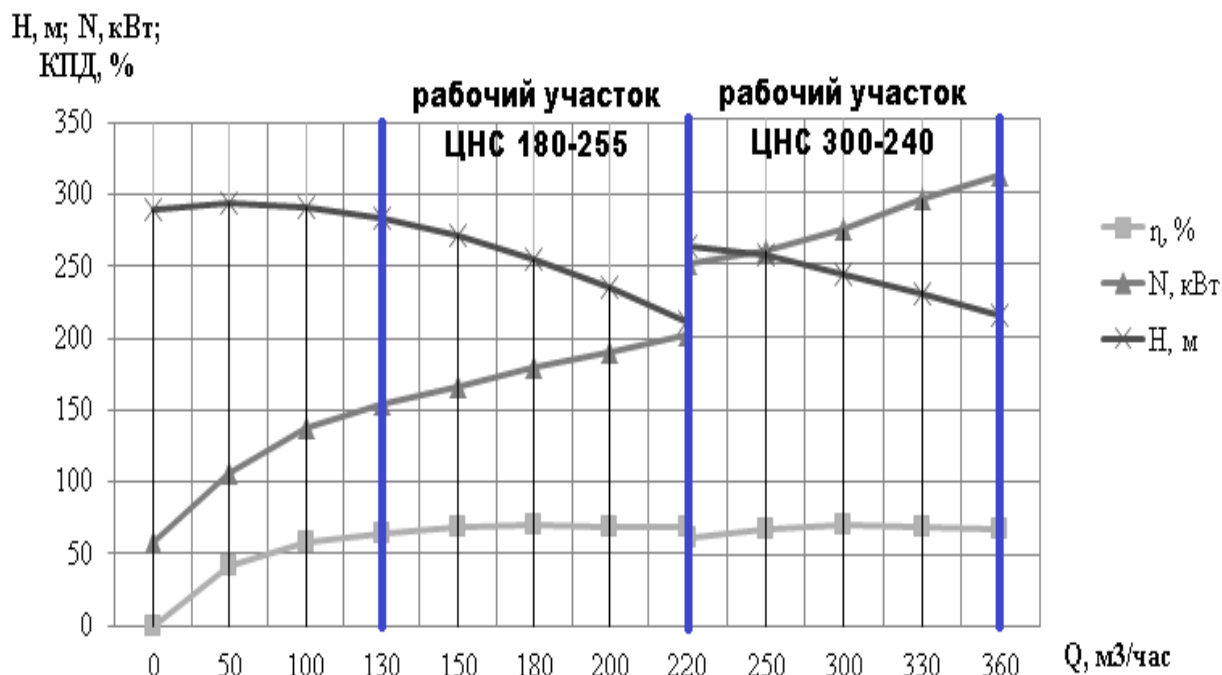


Рисунок 5.3 - Характеристика насоса ЦНС 300-240 и ЦНС 180-255 при частоте вращения 1475 об/мин. на воде

Проверка ожидаемого рабочего режима осуществляется для следующих параметров:

- на обеспечение требуемой производительности;

$$Q_o \geq Q_p \quad (5.11)$$

- на экономичность;

$$\eta_o \geq 0,9 \times \eta_{\max}$$

$$(5.12)$$

где  $\eta_{\max}$  – максимальный КПД насоса по его паспортной характеристике  $\eta$ - $Q$ ;

- на устойчивость;

$$H_r \leq 0,9 \cdot H_{(Q=0)} \quad (5.13)$$

- на отсутствие кавитации;

$$H_{\text{вак}} \geq H_B + \left( \lambda_B \cdot \frac{L_B}{D_B} + \sum \xi_B \right) \cdot \frac{g_B^2}{2 \cdot g} \quad (5.14)$$

где  $H_{\text{вак}}$  – допустимая вакуумметрическая высота всасывания, м;

$H_B$  – высота всасывания насоса, м.

Результаты расчета сведены в таблицу 5.3:

Таблица 5.3 – Проверка рабочего режима насосов

Параметр	Нормативное значение	Расчетное значение	Нормативное значение	Расчетное значение
	Участок №1		Участок №2	
	Обеспечение требуемой производительности, м <sup>3</sup> /час (Q <sub>0</sub> ≥Q <sub>p</sub> )	819	613	895
Обеспечение экономичности (η <sub>0</sub> ≥0,9*η <sub>max</sub> )	0,693	0,630	0,700	0,639
Обеспечение устойчивости (H <sub>г</sub> ≤0,9*H <sub>(Q=0)</sub> )	203,5	210,9	213,5	288,8
Отсутствие кавитации	5	4,2	5	4,2

Результаты расчетов показывают, что все требования к рабочему режиму выполняются для всех вариантов расчета.

Годовой расход электроэнергии на водоотлив определяется по формуле:

$$E = 1,05 \cdot \frac{\rho \cdot g}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_{\text{д}} \cdot \eta_{\text{с}}} \left( \frac{24 \cdot Q_{\text{н}} \cdot H_{\text{о}}^{\text{н}}}{\eta_{\text{о}}^{\text{н}}} z_{\text{н}} + \frac{24 \cdot Q_{\text{max}} \cdot H_{\text{о}}^{\text{max}}}{\eta_{\text{о}}^{\text{max}}} z_{\text{max}} \right), \text{ кВт}\cdot\text{ч} \quad (5.15)$$

где 1,05 – коэффициент, учитывающий дополнительный расход энергии вспомогательным оборудованием насосной станции;

Q<sub>н</sub> и Q<sub>max</sub> – соответственно нормальный и максимальный водопритоки, м<sup>3</sup>/ч;

H<sub>о</sub><sup>н</sup> и η<sub>о</sub><sup>н</sup> – ожидаемые напор (м) и КПД (д.е.) насосов при откачке нормального водопритока;

H<sub>о</sub><sup>max</sup> и η<sub>о</sub><sup>max</sup> – то же, при откачке максимального притока;

z<sub>н</sub> = 275 сут. и z<sub>max</sub> = 90 сут. – количество дней в году соответственно с нормальным и максимальным водопритоками;

η<sub>д</sub> - КПД электродвигателя, 0,954;

η<sub>с</sub> КПД электросети, 0,95.

Удельный расход энергии, отнесенный к единице объема перекачиваемой жидкости определяется по формуле:

$$e = \frac{E}{24 \cdot Q_H \cdot z_H + 24 \cdot Q_{\max} \cdot z_{\max}}, \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{м}^3 \quad (5.16)$$

Результаты расчета сведены в Таблица 4.4.

Таблица 5.4 – Годовой расход электроэнергии

Наименование показателя	Участок №1	Участок №2
Годовой объем карьерных вод, тыс.м <sup>3</sup>	1072	3717
Годовой расход электроэнергии на водоотлив, тыс.кВт ч	1631,7	4671
Удельный расход энергии, кВт ч/м <sup>3</sup>	0,93	0,952

Необходимая мощность двигателя насоса определяется по формуле:

$$N = k \cdot \frac{\rho \cdot g \cdot H_o \cdot Q_o}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_o}, \text{ кВт} \quad (5.17)$$

где  $k$  – коэффициент резерва мощности, учитывающий невыявленные расчетом факторы, принимаемый 1,1;

$\rho$  – плотность откачиваемой жидкости, принимаемая 1020 кг/м<sup>3</sup>;

$H_o$ ,  $Q_o$  и  $\eta_o$  – ожидаемые напор (м), подача (м<sup>3</sup>/ч) и КПД (д.е.) насоса.

По полученному значению  $N$  и частоте вращения лопастного колеса  $n = 1475 \text{ мин}^{-1}$  осуществляем выбор электродвигателя. Результаты расчета приведены в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – Проверка ожидаемого рабочего режима

Параметр	Участок №1	Участок №2
Ожидаемый напор, м	234,3	240,4
Ожидаемый напор, м <sup>3</sup> /ч	204,2	298,4
КПД насоса, д.е.	0,693	0,7
Необходимая мощность двигателя, кВт	211	313,1
Мощность принимаемого электродвигателя, кВт	200	400

По результатам расчета принимаем:

- для участка №1 принимается асинхронный электродвигатель с короткозамкнутым ротором ВАО2-315М-4;

- для участка №2 принимается асинхронный электродвигатель с короткозамкнутым ротором 5АИ 355М-4;

Рассчитанная мощность электродвигателей соответствует заводской комплектации электронасосных агрегатов. Характеристики насосных агрегатов приведены в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Характеристика принятых насосов

Марка насоса и количество, (раб/лив)шт.	Характеристика насоса				Характеристика электродвигателя		
	Q -подача, м <sup>3</sup> /час	H -напор, м вод. ст.	n-частота вращения об/мин,	Допустимая вакуумметрич. высота всасывания, м	Марка	Мощность, кВт	Напряжение, В
участок №1							
ЦНС 180-255 (2/4)	180	255	1475	5	ВАО2-315М-4	250	380/660
участок №2							
ЦНС 300-240 (1/5)	300	240	1475	5	5АИ 355М-4	315	380/660

Повышение давления в трубе при гидравлическом ударе рассчитывается по формуле:

$$\Delta p = \rho \cdot v_0 \cdot \frac{a_{зв.}}{\sqrt{1 + \frac{E_{ж.}}{E_m} \cdot \frac{D_H}{\delta}}}, \text{ Па} \quad (5.18)$$

где  $\rho$  - плотность перекачиваемой жидкости, 1020 кг/м<sup>3</sup>;

$v_0$  - фактическая скорость движения жидкости в нагнетательном трубопроводе, м/с;

$a_{зв.}$  – скорость звука в воде 1400 м/с;

$E_{ж.}$  – модуль упругости воды  $2 \cdot 10^9$  Па;

$E_m$  – модуль упругости материала стенок труб, для стали  $2 \cdot 10^{11}$  Па;

$D_n$  и  $\delta$  - внутренний диаметр и толщина стенки трубы, м.

Полное давление в трубопроводе при гидравлическом ударе рассчитывается по формуле:

$$p_{\max} = 1,1 \times \rho \times g \times H_r + \Delta p, \text{ Па} \quad (5.19)$$

где  $H_r$  – высота подъема жидкости в трубопроводной сети, м.

Если  $p_{\max} \leq p$  ( $p$  – максимально допустимое рабочее давление в трубопроводе, приводимое в его технических характеристиках), то при аварийном гидроударе разрушения стенок трубопровода не последует).

Расчет приведен в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Расчет давления в трубопроводе

Наименование показателя	Участок №1	Участок №2
Геодезическая высота подъема воды, м	204	214
Повышение давления в трубе при гидравлическом ударе, МПа	2,7	2,5
Полное давление в трубопроводе при гидравлическом ударе, МПа	4,9	4,8
Максимальное рабочее давление, МПа	5	7

Принятое давление в системе не превышает давления в трубопроводе при гидроударе. Следовательно, разрушения стенок трубопровода не последует.

По результатам проведенных расчетов окончательно принимаем:

- для карьера №1 принимаются насосы ЦНС-180-255 с асинхронным двигателем ВАО315М-4.

- для карьера №2 принимаются насосы ЦНС 300-240 с асинхронным двигателем 5АИ 355 М-4.

## 6 Электроснабжение карьера

### 6.1 Общие сведения об электроснабжении карьера



Основными потребителями электроэнергии карьера «Благодатный» являются:

- карьерный экскаватор ЭКГ-10 с установленной мощностью 600 кВт и напряжением питания 6 кВ – 7 шт;
- насосные станции водоотлива ЦНС-300-240 с установленной мощностью 320кВт и напряжением 6кВ – 16шт на последний год отработки;
- насосные станции скважинного осушения 2ЭЦВ 10-63-15 с установленной мощностью 32кВт и напряжением 0,4кВ – 20шт;
- наружное освещение карьеров, отвалов, промплощадки напряжением 0,4кВ;
- электроприёмники ремонтной площадки, раскомандировки карьера, дробильной установки с общей установленной мощностью 550 кВт и напряжением питания 380/220 В.

По надёжности электроснабжения электроприёмники карьера относятся к 3 категории надёжности электроснабжения.

Режим работы электроприёмников карьера – 2 смены по 12 часов 365 дней в году.

Расчёт электрических нагрузок по карьере «Благодатный» выполнен в соответствии с указаниями [20] с использованием коэффициента использования  $k_{и}$  и спроса  $K_c$ . Эффективное число электроприёмников  $n_э$  и коэффициент расчётной мощности  $k_p$  приняты в соответствии с [21].

Максимальная установленная мощность по карьере составляет 5672кВт. Расчетная мощность по карьере составляет 4018кВт. Расчет приведен в таблице 6.1.

Электроснабжение карьера «Благодатный» осуществляется от проектируемой подстанции 110/6 кВ «Карьер Благодатный» с двумя трансформаторами мощностью 4000кВА каждый. К этим трансформаторам через КРУПЭ 10У1 подключаются ВЛ-6 кВ.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	120
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

Для снабжения карьеров, промплощадки, отвалов, ДСУ планируется строительство отдельных воздушных линий напряжением 6кВ.

Проектом для электроснабжения потребителей горных работ и отвалов предусматриваем следующие уровни напряжения:

- 6000 В – для питания экскаваторов и передвижных трансформаторных подстанций 6/0,4 кВ и 6/0,23 кВ;

- 0,4 кВ (с изолированной нейтралью) – для питания насосной водоотлива и буровых станков;

- 0,23 кВ (с изолированной нейтралью) – для питания осветительных установок наружного освещения на передвижных прожекторных опорах;

- 0,4/0,23 кВ – для питания объектов промплощадки.

Расчётная мощность  $P_p$  на шинах 6 кВ подстанции 35/6 кВ «Карьер Благодатный» составит:

$$P_p = \Sigma P_m \cdot k_o = 4018,0 \times 0,8 = 3214,4 \text{ кВт} \quad (6.1)$$

где  $\Sigma P_m$  - расчётная нагрузка, кВт;

$K_o$  - коэффициент одновременности участия в максимуме нагрузки.

При  $\cos \varphi = 0,938$  полная мощность нагрузки ( $S_m$ ) по подстанции составит 4591,5кВА.

Коэффициент загрузки трансформаторов (8000 кВА) составит

$$k_z = S_m / S_{тр} = 4591,5 / 8000 = 0,574 \quad (6.2)$$

где  $S_{тр}$  – суммарная полная мощность трансформаторов, кВА.

## 6.2 Электрическое освещение карьера «Благодатный»

Освещённость мест работ принята в соответствии с [16]:

- мест работы экскаваторов - 5 лк;
- районов работы бульдозеров - 10 лк;
- мест разгрузки автомобилей на отвале - 3 лк;
- автодорог - 0,5 лк;
- места установки насосных водоотлива – 5 лк;
- общую освещённость всей территории - 0,2 лк.

По опыту ОГОКа общее наружное освещение участков предусматривается прожекторами ККУ01-10000-001У1, устанавливаемыми на передвижных металлических осветительных опорах высотой 12 м. Прожекторы комплектуются ксеноновыми лампами высокого давления ДКсТ 10000 мощностью 10кВт. Освещение отвалов (6 площадок) осуществляется с помощью прожекторов типа ИСУ01-2000 с галогенными лампами мощностью 2 кВт типа КГ-2000. Освещение зоны ведения работ предусматривается с помощью передвижных прожекторных мачт высотой 12м. Подключение прожекторных мачт осуществляется к передвижным комплектным трансформаторным подстанциям.

Управление освещением предусматривается автоматическое с помощью фотореле, встроенных в передвижные трансформаторные подстанции. Также предусматривается местное управление с ящиков ЯРП-11, установленных внизу мачты.

Требуемое количество прожекторов для освещения определяется по формуле:

$$N = E \times S \times K_3 \times K_n / (E_{л} \eta), \text{ шт} \quad (6.3)$$

где N – необходимое количество прожекторов, шт;

E – нормативная освещённость, лк;

S – освещаемая площадь, м<sup>2</sup> (данные с чертежа плана горных работ);

к<sub>3</sub> – коэффициент запаса (1,5);

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	122
Изм,	Лист	№ Докум.	Подпись	Дата		

$k_n$  – коэффициент неравномерности освещения (1,15 ÷ 1,5);

$F_d$  – световой поток лампы в прожекторе, лк;

$\eta$  – к. п. д. прожектора (0,65).

Высота установки прожекторов рассчитывается по формуле:

$$H_{\text{расч}} = (I_{\text{max}} / 300)^{0,5}, \text{ м} \quad (6.4)$$

где  $I_{\text{max}}$  – осевая сила света прожектора.

Дополнительное освещение мест работы экскаваторов, буровых станков, с соблюдением вышеуказанных норм освещённости, осуществляется светильниками установленными непосредственно на данных механизмах.

Электроосвещение автомобильных дорог, находящихся в пределах карьера, осуществляется прожекторными мачтами карьера. Дополнительное освещение автодороги осуществляется фарами автосамосвалов. Освещённость дорог – 0,5-3 лк.

Внутреннее электроосвещение объектов промплощадки выполнено в соответствии с требованиями [22]. Освещённость помещений принята в зависимости от назначения помещения. В качестве источников света приняты светильники с лампами накаливания и светильники с люминесцентными лампами.

Наружное освещение промплощадок предусматривается прожекторами ИО-02-1500-06У1, установленными на деревянных опорах. Прожекторы комплектуются галогеновыми лампами накаливания КГ 220-1500 мощностью 1,5кВт.

Питание светильников освещения осуществляется на напряжении 220В от сети с глухозаземлённой нейтралью 380/220 В.

Освещённость проездов и стоянки автотранспорта принята не менее 3 лк.

Расчет необходимого количества прожекторов для освещения объектов карьера «Благодатный» приведен в таблице 6.2.

### 6.3 Электрические нагрузки и выбор трансформаторов

Расчет электрической нагрузки производится методом установленной мощности и коэффициента спроса.

От распределительных ВЛ-6 кВ производится подключение местных трансформаторных подстанций и непосредственно потребителей.

Рассчитываем мощность трансформатора для каждой ТП:

установленная мощность

$$P_{уст} = \Sigma P_n, \text{ кВт} \quad (6.5)$$

расчетная активная нагрузка

$$P_{акт} = P_{уст} * K_{спр}, \text{ кВт} \quad (6.6)$$

расчетная реактивная нагрузка

$$Q_p = P_{акт} * tg\varphi, \text{ квар} \quad (6.7)$$

расход активной электроэнергии

$$W_{ai} = P_{pi} * T_i, \text{ кВт*ч} \quad (6.8)$$

расход реактивной электроэнергии

$$W_{pi} = Q_{pi} * T_i, \text{ квар*ч.} \quad (6.9)$$

расчетная полная нагрузка

$$S_p = (P_{акт}^2 + Q_p^2)^{0.5}, \text{ кВ*А} \quad (6.10)$$

коэффициент мощности  $\cos \varphi_{ср.взв}$

$$\cos \varphi_{ср.взв} = \Sigma W_{ai} / ((\Sigma W_{ai})^2 + (\Sigma W_{pi})^2)^{0.5} \quad (6.11)$$

где  $\Sigma P_n$  - сумма установленных активных мощностей электроприемников, кВт;

$tg\varphi$  - значение, соответствующее  $\cos\varphi$ ;

$T_i$  – число часов использования максимума нагрузок, ч.

Расчёт электрических нагрузок и выбор трансформаторов сведён в таблице 6.3.

Компенсация реактивной мощности карьерной сети выполняется с помощью синхронных приводов экскаваторов при работе их с  $\cos \varphi$  равным

или близким к единице и существующими конденсаторными установками на подстанции 110/6 кВ «Карьер Благодатный» на стороне 6 кВ.

Для коммутации в сети 6 кВ применяются устройства комплектные распределительные типа КРУПЭ-6 с вакуумными выключателями. По данным завода-изготовителя данные изделия характеризуются следующими техническими данными в отношении устойчивости к токам короткого замыкания:

- номинальный ток отключения вакуумного выключателя – до 20 кА;
- ток термической стойкости – до 20 кА;
- номинальный ток электродинамической стойкости – до 51 кА.

Поскольку на карьере будут преобладать нагрузки от асинхронных двигателей, при этом  $Q_p$  и средневзвешенный коэффициент мощности носят индуктивный характер, предусмотрены комплектные конденсаторные установки по расчетной мощности

$$\operatorname{tg} \varphi_{\text{ср.взв}} = Q/P = 3191/5676 = 0,563 \quad \cos \varphi = 0,803 \quad (6.12)$$

где  $\operatorname{tg} \varphi_1$  - коэффициент реактивной мощности, соответствующий средневзвешенному  $\cos \varphi_{\text{ср.взв}}$  до проведения мероприятий по компенсации;

$\operatorname{tg} \varphi_2$  - коэффициент реактивный, соответствующий желаемому  $\cos \varphi$ .

Принимаем для компенсации реактивной мощности четыре штуки комплектных конденсаторных установки мощностью по 400 кВАр на напряжение 6,3 кВ с подключением к шинам 6 кВ подстанции 110/6 кВ «Карьер Благодатный».

Коэффициент мощности карьера на полное развитие составит:

$$Q_p = P \operatorname{акт} (\operatorname{tg} \varphi_1 - \operatorname{tg} \varphi_2) \quad (6.13)$$

$$Q_p = 4307 (0,741 - 0,329) = 1775 \text{ кВАр}$$

Расчет представлен в таблице 6.3.

## 6.4 Расчет воздушных и кабельных линий

Электроснабжение карьера «Благодатный» осуществляется от проектируемой подстанции 35/6 кВ «Карьер Благодатный» с двумя трансформаторами ТМН-8000 мощностью 4000кВ·А каждый. К этим трансформаторам через КРУПЭ 10У1 подключаются ВЛ-6 кВ.

Для снабжения карьеров, промплощадки, отвалов, ДСУ и скважин водопонижения планируется строительство отдельных воздушных линий напряжением 6кВ.

Расчёт потерь напряжения выполнен по [21]:

$$\Delta U = 1/U_n \times \cos \varphi (R_0 \times \cos \varphi + X_0 \times \sin \varphi) \times P_m \times L, \text{ В} \quad (6.14)$$

где:  $\Delta U$  – потеря напряжения, В;

$U_n$  – номинальное напряжение, кВ;

$\cos \varphi$  – коэффициент мощности на конце линии (у потребителя);

$R_0, X_0$  – активное и реактивное сопротивление проводов на единицу длины линии, Ом/км;

$P_m$  – максимальная расчётная активная нагрузка в конце линии (у потребителя), кВт;

$L$  – длина линии, км.

Расчёт производится для одной линии, считая что на неё приходится половина нагрузки карьера. Коэффициент мощности (с учётом компенсации реактивной мощности) принимается  $\cos \varphi = 0,938$  ( $\sin \varphi = 0,329$ ).

Для провода АС-120  $R_0 = 0,27$  Ом/км;  $X_0 = 0,297$  Ом/км.

Для провода АС-300  $R_0 = 0,11$  Ом/км;  $X_0 = 0,36$  Ом/км.

Данные приняты по [19].

Потери напряжения в процентах от номинального составит:

$$\Delta U\% = \Delta U/U_n \times 100, \% \quad (6.15)$$

Если учитывать, что напряжение на стороне 6 кВ подстанции 110/6 кВ «Карьер Благодатный» поддерживается 6300 В, то напряжение ( $U_2$ ) в конце линии составит:

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Изд	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		124

$$U_2 = U_1 - \Delta U, \text{ В}$$

(6.16)

В процентном отношении напряжение в конце линии составит:

$$U_2\% = U_2/U_n \times 100, \%$$
 (6.17)

Результаты расчета потерь напряжения приведены в таблице 6.4.

Таблица 6.4 – Расчет потери напряжения

Параметр	Значение		
	участок №1	участок №2	ДСУ и постоянная промплощадка
Номинальное напряжение, кВ	6,0	6,0	6,0
Коэффициент мощности на конце линии (у потребителя)	0,799	0,622	0,850
Активное сопротивление проводов на единицу длины линии, Ом/км	0,27	0,27	0,27
Реактивное сопротивление проводов на единицу длины линии, Ом/км	0,297	0,297	0,297
Максимальная расчётная активная нагрузка в конце линии (у потребителя), кВт	870	2942	355
Длина линии, км	2,9	2,2	3,3
Коэффициент мощности (с учётом компенсации реактивной мощности)	0,938	0,938	0,938
	0,329	0,329	0,329
Потеря напряжения, В	92,4	304,1	40,3
Потери напряжения, %	1,54	5,07	0,67
Напряжение на стороне 6 кВ подстанции 110/6кВ	6300	6300	6300
Напряжение в конце линии, кВ	6207,6	5995,9	6259,7
Отклонение напряжения в конце линии, %	1,5	4,8	0,6
Допустимое отклонение напряжения, %	5,0	5,0	5,0

Допустимое отклонение напряжения для электродвигателей должно быть не более 5%.

Отклонение напряжения для участка №1 составляет 1,5%.

Отклонение напряжения для участка №2 составляет 4,8%.

Следовательно, для всех объектов карьера выбирается одноцепная воздушная линия.



Сечение проводов для участка №1 принимается АС120/19.

Сечение проводов для участка №2 принимается АС120/19.

Для воздушных и кабельных линий, применяемые в карьере, расчетные токи определяют по расчетным мощностям путем деления их на  $\sqrt{3} U_n$ .

Расчетные мощности находим путем умножения номинальных мощностей на соответствующий коэффициент спроса.

Расчеты токов выполняются дважды:

- по средним коэффициентам спроса  $K_{с.ср.}$  определяем средние расчетные токи  $I_{расч}$  длительного режима работы электроприемников;

- по максимальным коэффициентам спроса  $K_{с.мах}$  определяем максимальные расчетные токи  $I_{расч.мах}$  кратковременного режима работы электроприемников – пусковые.

Максимальные расчетные токи определяем только для двигателей, а результирующие максимальные расчетные токи в линиях получаются соответствующим суммированием максимальных токов двигателей со средними токами трансформаторов. Результаты расчета и выбор проводников сведены в таблице 6.5.

Таблица 6.5 –Электрический расчет линий электропередач

Наименование линии	Передаваемая мощность, кВт	Коэффициент мощности	Длина линии, км	Экономическая плотность тока, А/мм <sup>2</sup>	Рабочий ток линии, А	Расчётное сечение провода по экономической плотности тока, мм <sup>2</sup>	Принятое сечение и марка провода, мм <sup>2</sup>	Потеря напряжения в % при нормальном режиме	Потеря напряжения в % при аварийном режиме
ЭКГ-10									
ЛЭП-6 кВ	600	0,70	1,5	1,33	38,5	28,9	35,00	0,7	-
Кабельная линия	600	0,70	0,2	0,93	38,5	8,2	25,00	0,1	-
Промплошадка									
ВЛ-6 кВ	150	0,90	0,3	1,33	21,4	16,1	35,00	0,3	-
ДСУ									

ВЛ-6 кВ	300	0,85	0,3	1,33	40,8	30,6	35,00	0,3	-
Насосная станция участка №1									
ЛЭП-6 кВ	1000	0,80	1,2	1,33	100,0	75,2	95,00	0,4	-
Насосная станция участка №2									
ЛЭП-6 кВ	3390	0,80	1,2	1,33	100,0	75,2	95,00	0,4	-

- данные по передаваемой мощности приняты в соответствии с принципиальной схемой электроснабжения карьера

Выбор сечения проводов произведен исходя из опыта эксплуатации воздушных линий на Олимпиадинском ГОКе.

Для воздушных линий карьера напряжением 6 кВ применяются опоры ПДЖ 8-1, УДЖ 8-1. Расстояние между опорами принимается 50м.

Сечение воздушных линий в карьере принимается АС-95/16.

В качестве кабельных проводов принимаются КГЭ ХЛ (3×35+1×16+1×6) для экскаватора ЭКГ-10

### 6.5 Проверка сети по условию пуска сетевого двигателя

Расчетная схема сети строится из следующих условий:

- запускается экскаватор ЭКГ-10, расположенный на наиболее удаленном расстоянии от источника питания;
- другие электроприёмники работают в нормальном режиме.

Индуктивное сопротивление сети:

$$X_{\text{кл}} = 0,08 \times L_{\text{кл}} / \Pi_{\text{кл}} = 0,08 \times 0,2/1 = 0,016 \text{ Ом}; \quad (6.18)$$

$$X_{\text{вл}} = 0,4 \times L_{\text{вл}} / \Pi_{\text{вл}} = 0,4 \times 1,5/1 = 0,6 \text{ Ом}.$$

(6.19)

где  $\Pi_{\text{кл}}$  ( $\Pi_{\text{вл}}$ ) – число параллельных линий;

$L_{\text{кл}}$  – длина кабельной линии, км;

$L_{\text{вл}}$  – длина воздушной линии, км.

Потеря напряжения от прочей нагрузки в общих с пускаемым двигателем элементах сети:

$$\Delta U_{\text{пр}} = (R_{\text{об}} + X_{\text{об}}) P_{\text{расч}} \times 10^{-3} / U_{\text{н}} \quad (6.20)$$

где  $P_{расч.пр}$  – расчетная нагрузка прочих электроприемников, подключённых к сети, кВ\*А;

$R_{об}$ ,  $X_{об}$  – активное и индуктивное сопротивления элементов сети общих с пускаемым двигателем, Ом.

$$\Delta U_{пр} = (0,1 + 0,05) \times 1200 \times 10^{-3} / 6 = 0,03 \%$$

Внешнее сопротивление сети до экскаватора:

$$X_{вн} = X_{в} = 0,6 \text{ Ом},$$

(6.21)

Напряжение на зажимах двигателя экскаватора в момент его пуска:

$$U_{дп} = U_{к} - \Delta U_{пр} / 10 + \sqrt{3} \times K_{пн} \times I_{дн} \times U \times X_{вн} \times 10^{-3} \quad (6.22)$$

где  $K_{пн}$  – кратность пускового тока;

$I_{дн}$  – номинальный ток двигателя.

$$U_{дп} = 6000 - 1200 / 1,03 + \sqrt{3} \times 5 \times 28,8 \times 0,2 \times 0,6 \times 10^{-3} = 4835 \text{ В}$$

Кратность напряжения на зажимах двигателя в момент его пуска:

$$U'_{дп} = U_{дп} / U_{п} = 4835 / 6000 = 0,81 \quad (6.23)$$

Для нормального запуска двигателя экскаватора должно выполняться условие:  $U'_{дп} \geq 0,75$ . Условие выполняется.

## 6.6 Защита энергетических сетей и оборудования

Внутрикарьерные сети выполняются с изолированной нейтралью, что обеспечивает высокую электробезопасность при обязательном контроле изоляции сети с автоматическим отключением при появлении опасных утечек тока на землю. Для уменьшения опасности поражения людей электрическим током, голые и изолированные проводники располагаются в недоступных для прикосновения местах или защищаются надёжными ограждениями. Голые провода, шины и другие токоведущие части не должны быть доступны даже в местах редко посещаемых людьми.

Электрооборудование используется в закрытом исполнении, с дверцами или крышками в оболочке, открывающимися с помощью

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		128

специальных ключей. Дверцы снабжаются устройствами с блокировками, препятствующими доступу к токоведущим частям до снятия с них напряжения.

Защита от опасности перехода напряжения на нетоковедущие части электрооборудования в условиях эксплуатации открытых горных разработок достигается проведением комплекса мероприятий:

1. Профилактика изоляции.
2. Непрерывный контроль изоляции: состояние изоляции сети фиксируется измерительными приборами и сигнальными устройствами в течении всего срока работы электроустановки.
3. Защитное заземление.
4. Защитное отключение, что обеспечивает автоматическое отключение всей электросети в случае повреждения изоляции, пробоя на корпус и при снижении сопротивления изоляции сети до предельно критического уровня.
5. Применение пониженного напряжения для электроустановок наиболее опасных в отношении поражения электротоком (ручной переносной инструмент, переносное освещение).
6. Изоляция нетоковедущих частей, применяемая для ручных электроинструментов.
7. Общие меры безопасности: применение изолирующих подставок, бот, перчаток и другие мероприятия.
8. Проверка и испытание заземляющих устройств при сдаче и в процессе эксплуатации. Не реже раз в месяц производить наружный осмотр всей заземляющей сети и измерение общего сопротивления передвижных и стационарных установок. Измерение сопротивления главных заземляющих устройств производят один раз в год, в периоды наименьшей проводимости грунта: один год – летом при наибольшем просыхании почвы; другой год – зимой при наибольшем промерзании грунта. Результаты осмотров и испытаний заземляющей сети заносятся в специальный журнал.

На экскаваторах должна быть выполнена:

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		129

- нулевая защита;
- максимальная токовая.

На переключательном пункте:

- нулевая
- максимальная токовая без выдержки времени или с выдержкой времени меньше 0.2 с;
- от однофазных замыканий на землю на отключение без выдержки времени.

На трансформаторной подстанции:

- минимальная;
- максимально-токовая защита;
- токовая отсечка;
- от однофазных замыканий на землю с выдержкой времени не более 0,5 с.

Управление выключателей 6 кВ предусматривается при помощи ключей управления, устанавливаемых на шкафах КРУПЭ. Оперативный ток - переменный.

Предусмотрена электромагнитная блокировка включения и отключения разъединителей под нагрузкой, включение на заземляющие ножи.

Защита электрооборудования от набегающих волн перенапряжения со стороны линий 6кВ вентильными разрядниками РВО-6 и ОПН-6.

Защита от атмосферных перенапряжений подстанций выполняется вентильными разрядниками, установленными с высокой и низкой стороны. Защита ВЛ напряжением до 35кВ от прямых ударов молнии не требуется и установка защитных промежутков в передвижных сетях не допускается.

Защита ВЛ-110кВ от прямых ударов молнии выполняется с помощью грозозащитного троса прокладываемого по верхушкам опор ВЛ-110кВ.

Защитные мероприятия предусматриваются в соответствии с требованиями действующих ПБ, ПТЭ, ПУЭ, в связи с чем проектом

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		130

предусмотрено выполнение защитного заземления, защиты от однофазных замыканий на землю в сетях 6 кВ, защита от утечек в сетях 0,4кВ, грозозащита.

Допустимые значения сопротивления заземляющего устройства 4 Ом. В качестве магистрального заземляющего провода, прокладываемого по опорам ВЛ-6 кВ, принимаем провод АС – 35, у которого  $r_{0п} = 0,91$  Ом/км.

Проектом предлагается выполнить центральный заземлитель на стыке участков ведения горных работ.

В качестве магистрального заземляющего проводника используется провод АС-35 с удельным сопротивлением  $r_{0п} = 0,79$  Ом/км.

Необходимое сопротивление центрального заземлителя:

$$R_{цз} = R_{д} - (r_{0п} \cdot l_{п} + r_{0к} \cdot l_{к}) \quad (6.24)$$

где  $R_{д}$  – необходимое сопротивление общего заземляющего устройства равное 4 Ом;

$r_{0п}$  – удельное сопротивление магистрального заземляющего проводника Ом/км (провод АС-35);

$l_{п}$  – длина магистрального заземляющего проводника до наиболее удалённого электроприёмника км;

$r_{0к}$  – удельное сопротивление заземляющего проводника электроприёмника Ом/км (жила сечением 6 мм<sup>2</sup> кабеля КГЭ);

$l_{к}$  – длина заземляющего проводника км.

$$R_{цз} = 4 - (0,79 \cdot 1,5 + 2,93 \cdot 0,1) = 2,52 \text{ Ом}$$

Так как в районе карьера преобладают скалистые грунты с высоким удельным электрическим сопротивлением, то для достижения вышеуказанной величины сопротивления центрального заземлителя проектом предлагается устройство заземлителей в скважинах глубиной 5-6 м, подготовленных для большей трещиноватости с помощью взрыва и заполнением их бентонитом. Количество скважин должно быть не менее двух.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		131

Заземляющее устройство выполнено из 6 электродов из круглой стали  $\varnothing 16\text{мм}$ , длиной 5м, расположенных по контуру и соединенных полосовой сталью 40 x 4мм, длиной 5м. Электроды располагаем в ряд с расстоянием между ними 5м.

Сопротивление местных заземлителей не нормируется но, при выходе из строя центрального заземлителя сопротивление в любой точке сети заземления не должно превышать 4 Ом.

Местные заземляющие устройства выполняются в виде заземлителей, сооружаемых у передвижных электроустановок (КРУПЭ-10У1, ПСКТП, КРУ-59) и заземляющих проводников, соединяющих передвижные электроустановки с данными заземлителями. Сопротивление местного заземлителя не нормируется.

В качестве магистральных заземляющих проводников, прокладываемых по опорам ВЛ, применяется алюминиевый провод сечением не менее  $35\text{мм}^2$ . Провод прокладывается по опорам ВЛ на металлических крюках, исключающих самопроизвольное падение провода, ниже фазных проводов на расстоянии 0,8м.

Защита от атмосферных перенапряжений подстанций выполняется вентильными разрядниками, установленными с высокой и низкой стороны.

Защита ВЛ напряжением до 35 кВ от прямых ударов молнии не требуется и установка защитных промежутков в передвижных сетях не допускается.

Молниезащита прожекторных мачт осуществляется стержневыми молниеотводами, устанавливаемыми непосредственно на прожекторных мачтах и присоединением их к заземляющему устройству мачт. Молниезащита передвижных вагончиков и карьерного оборудования не требуется.

## **7.0 Внедрение системы мониторинга технического состояния экскаватора ЭКГ-10 в условиях проектируемого карьера**

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		132

## 7.1 Проблемы отрасли

В условиях продолжающегося экономического кризиса и нестабильности на мировых сырьевых рынках, для горнорудных предприятий на первый план выходит эффективность производственной деятельности, экономия ресурсов, рациональное использование основных средств..Предприятия вынуждены работать в условиях снижения спроса и нарастания конкуренции на внутреннем и внешнем рынках.

В тоже время в золотодобывающей отрасли страны благодаря росту биржевых цен наблюдается рост производства. Отечественные производители золота, такие как ЗАО "Полюс Золото", ООО "Соврудник", ЗАО "Васильевский рудник" активизировали инвестиционную деятельность и наращивают производство ,разрабатывая новые месторождения и запуская современные золотоизвлекательные фабрики.

Инвестиции направляются, в том числе на ремонт и обновление парка горнотранспортной техники, от которой ожидается безостановочная работа и окупаемость в максимально короткие сроки. Решение поставленной задачи во многом зависит от внедрения современных подходов в области обслуживания техники. Наиболее передовым является обслуживание по фактическому техническому состоянию (ФТС).

## 7.2 Техническое обслуживание по фактическому техническому состоянию

Целью ТО и Р по фактическому состоянию является повышение надежности и снижение эксплуатационных расходов, при этом назначают необходимые работы по ТО в зависимости от фактического технического состояния конкретного объекта и предполагаемого изменения его состояния в процессе эксплуатации.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		133



Значительный опыт применения ТО по фактическому состоянию позволяет дать оценку получаемому эффекту:

Снижение затрат на обслуживание на 75%,

Снижение количества обслуживаний на 50%

Снижение числа отказов на 70% за первый год работы.

Основой ТО по ФТС является мониторинг технического состояния, своевременное диагностирование и прогнозирование остаточного ресурса с помощью аппаратно-программных средств. Для этого на объект мониторинга устанавливаются измерительные системы (измерительные блоки, датчики), непрерывно записывающие физические величины на работающем оборудовании. Впоследствии эти данные обрабатываются и анализируются с помощью математического аппарата, в итоге предоставляя обслуживающему персоналу достоверную информацию о техническом состоянии оборудования.

Современные системы сбора данных позволяют измерять многочисленные физические параметры, в том числе одновременно: температуру, давление, вибрацию, уровень загрязнения масла и другие. В комплексных системах мониторинга могут использоваться все эти параметры или только один из них. Выбор измерительной системы зависит от типа наблюдаемого механизма или агрегата. Например, для роторного оборудования (в том числе электрических машин) наиболее целесообразно применять системы мониторинга на основе измерения и анализа вибрации.

В настоящее время отечественные и зарубежные производители горнотранспортной техники стремятся оснастить свою продукцию комплексными системами мониторинга, позволяющими обслуживающему персоналу оценить общее состояние машины и выбрать оптимальный режим работы. В частности на экскаваторах типа ЭКГ с завода могут устанавливаться системы контроля температуры подшипниковых узлов, температуры масла, датчики наклона поворотной платформы.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		134

Однако, подобные системы не могут служить полноценной основой ТО и Р по ФТС из-за своей низкой информативности в задаче диагностики дефектов на ранней стадии.

### **7.3 Система мониторинга технического состояния ЭКГ-10**

Комплексная система мониторинга технического состояния ЭКГ-10 может состоять из обширной сети датчиков и измерительных блоков, контролирующих работу всех агрегатов экскаватора, а также состояние его металлоконструкций. Однако, наибольший экономический эффект будет получен при внедрении системы мониторинга на 4-ех машинный преобразовательный агрегат, так как отказ этого агрегата ведет к длительному простоя экскаватора и наносит ощутимый экономический урон.

Как и для другого роторного оборудования, в основе СМ преобразовательного агрегата — система измерения вибрации. Такая система позволит своевременно обнаружить большинство дефектов четырехмашинного агрегата на ранней стадии зарождения, в том числе: дефекты подшипниковых узлов, муфтовых соединений, дефекты электромагнитного характера.

Таким образом, система мониторинга вибрации позволит перевести обслуживание агрегата на ТО и Р по ФТС.

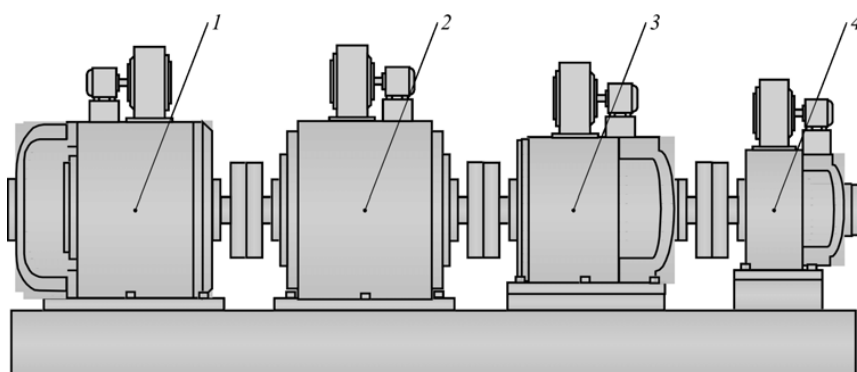
#### **7.3.1 Четырехмашинный преобразовательный агрегат**

Агрегат электромашинный предназначен для питания электродвигателей главных приводов экскаваторов по системе генератор — двигатель. Питание приводного двигателя агрегата от сети переменного тока с частотой 50 (60) Гц.

Четырехмашинный агрегат состоит из приводного электродвигателя и генераторов постоянного тока, соединенных эластичными муфтами и смонтированными на общей фундаментной плите сварной конструкции. Для

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		135

подъема агрегата в плите предусмотрены специальные транспортные окна или транспортные цапфы.



1. Генератор подъема
2. Сетевой двигатель
3. Генератор поворота
4. Генератор напора и хода

Рисунок 7.1 - Схема узлов преобразовательного агрегата

Агрегаты электромашинные предназначены для работы в районах умеренного, холодного и тропического климата, на высоте не более 1000 м над уровнем моря, с температурой окружающего воздуха от + 40 до -60°С.

Таблица 7.1- Технические данные четырехмашинного агрегата.

Тип агрегата	Приводной двигатель	Генератор подъема	Генератор поворота	Генератор напора	Генератор тяги	Размеры , мм	Масса, кг.
ЭКГ-10	СДЭУМ5-14-29-6	4ГПЭ600-1/1	4ГПЭ300-1/2	4ГПЭМ170	-	6090x1855x2105	22100

## 7.4 Дефекты конкретных узлов преобразовательного агрегата

### 7.4.1 Дефекты подшипников качения

По статистике выход из строя подшипников связан :

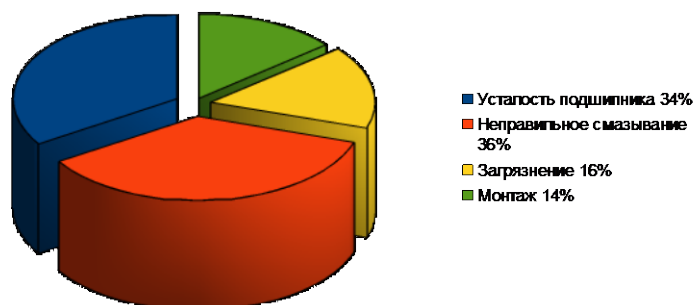


Рисунок 7.2 - Причины износа подшипников

Надежность подшипниковых узлов — ключевой фактор надежности всей роторной машины. Каждый подшипник имеет свой расчетный ресурс, но не каждый его полностью вырабатывает.

Дефекты подшипников качения являются довольно распространенной причиной колебаний машин. Ресурс роторных машин малой и средней единичной мощности определяется в основном ресурсом подшипников качения. Дефекты изготовления, сборки и эксплуатации подшипников влияют на сигнал вибрации различным образом и имеют разные диагностические признаки. Это позволяет обнаруживать развивающиеся дефекты, определять состояние подшипников и обеспечивать достаточно достоверный его прогноз.

Параметры вибрации агрегатов с подшипниками качения в значительной мере определяются конструктивными особенностями подшипникового узла (например, радиальные, радиально-упорные, спаренные подшипники) и самого агрегата (например, с горизонтальным и вертикальным положением ротора, соотношением статистических нагрузок и др.).

Влияние на вибрацию подшипников качения оказывают три группы факторов : влияние нелинейной жесткости подшипников на колебания опор( периодическое изменение жесткости при групповом вращении тел качения), влияние дефектов изготовления и сборки подшипниковых узлов и влияние дефектов эксплуатации.

### **1. Дефекты изготовления:**

1.1 Отклонение геометрических размеров и формы деталей от идеальной.

1.2 Радиальные зазоры в подшипниках качения.

1.3 Нарушение шероховатости поверхности качения.

### **2. Дефекты сборки:**

2.1 Дефекты посадки подшипников в гнезда( перекос ,неконцентричность посадочных мест).

2.2 Неправильная сборка.

2.3 Неправильное или принудительное центрирование.

2.4 Бой вращающегося кольца (вала).

2.5 Перекос внутреннего или наружного кольца подшипника или перекос всего подшипника.

2.6 Несоосность подшипников ротора.

### **3. Дефекты эксплуатации:**

3.1 Износ подшипника и посадочных мест и вызываемы им повреждения.

3.2 Дефекты смазки (недостаточность, загрязнение) и сопутствующие повреждения.

3.3 Дефекты любой из поверхностей трения , выкрашивание, сколы , раковины, трещины из-за усталости материала.

### **7.4.2 Дефекты муфт.**

Роторы соединяют в валопроводы , как правило, с помощью муфт двух типов: неподвижных и подвижных.

В неподвижных муфтах отсутствует взаимное проскальзывание между элементами муфты делятся на жесткие и упругие.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
						138
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		

Типичной неподвижной жесткой муфтой является фланцевая муфта, которая состоит из двух полумуфт-фланцев, насаживаемых на концы валов стягиваемых между собой болтами.

Типичной неподвижной упругой муфтой является фланцевая муфта с упругой (резиновой) прокладкой.

#### **Причины вибрации:**

1. Несовершенство изготовления:

- несоосность фланцев муфт и оси вращения (радиальное биение);
- неперпендикулярность оси и торцов (торцевое биение);

2. Несовершенство сборки:

- несовпадение осей роторов в местах соединений с муфтами;
- поперечное и угловое смещение осей из-за монтажных неточностей.

#### **7.4.3 Дефекты электромагнитного характера**

Анализируя сигналы с датчиков вибрации, установленных на опорных подшипниках электрических машин, можно выявить достаточно много специфических дефектов состояния, возникающих только в электродвигателях и генераторах различного типа. Причиной повышенной вибрации электрических машин могут являться как различные внутренние электромагнитные дефекты электрических машин, так некоторые специфические особенности проявления электромагнитных процессов в обмотках и сердечниках, это просто может отражать особенности нормальной работы электродвигателей и генераторов во вращающихся агрегатах.

#### **7.4.5 Дисбаланс , несоосность, механические ослабления**

Дисбаланс (неуравновешенность) наиболее частая причина сильных механических колебаний машин и оборудования . Может быть постоянным или временным , проявляющимся в определенное время, при определенных режимах.

Дисбаланс возникает ( в силу различных причин ) из-за отклонений рабочих геометрических размеров ротора от номинальных конструктивных. При

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		139

вращении такого ротора с некоторой угловой скоростью в каждом поперечном сечении, имеющим отклонение размеров от номинальных. Появляется центробежная сила, вращающаяся вместе с ротором и вызывающие переменные нагрузки на опоры. При этом, для наблюдателя результирующая центробежная сила вращается, как и ее отдельные составляющие, но для ротора она неподвижна и является статической нагрузкой, которая может вызывать его изначальный изгиб.

### **Причины дисбаланса:**

1. Неуравновешенность, образующаяся в процессе изготовления

1.1 Неравномерная структура материала.

1.2 Погрешности изготовления.

1.3 Прогиб вала.

1.4 Радиальные и торцевые биения.

### **2. Дефекты сборки:**

2.1 Погрешности сборки

2.2 Недостающие детали.

2.3 Погрешности балансировки.

2.4 Угловое смещение корпуса упорного подшипника.

2.5 Неточность угловой посадки диска.

Под несоосностью (расцентровкой) понимается линейное или угловое, смещение осей двигателя и насоса (компрессора). Характер вибрации оборудования при нарушениях соосности валов в большинстве случаев определяется конструкцией применяемых соединительных муфт.

### **Причины несоосности:**

1. Несовершенство изготовления:

- Центровка выполнена по дефектным полумуфтам без поворота роторов.

- Центровка выполнена по дефектным полумуфтам с поворотом роторов, но полумуфты не исправлены перед их стягиванием.

2. Несовершенство сборки:

- Если центровка проведена без учета разогрева опор после пуска.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
						140
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		

- В результате нарушения соосности двигателя привода и ведомой машины.

### 3. Несовершенство эксплуатации:

- Температурные деформации подводящих и отводящих жестких трубных магистралей.

- Неудовлетворительный монтаж или дефекты фундамента.

- Деформации фундамента и рамы.

Механические ослабления (механические зазоры, люфты) - нарушение структуры материала или конструкции . Ослабления , люфты, нарушения жесткости опор и конструкций не возбуждают вибрации непосредственно, а формируют лишь нелинейную реакцию системы( агрегата) на воздействие неуравновешенных сил.

### 7.5 Структура системы мониторинга ЭЖГ-10.

Перед системой мониторинга четырехмашинного агрегата стоит задача определения дефектов перечисленных в пункте 7,4 по средством измерения и анализа вибрации. В качестве датчиков вибрации должны использоваться датчики виброускорения (виброакселерометры). Виброакселерометры должны устанавливаться на каждый подшипниковый узел .

Для получения цифровых данных для последующей обработки необходимо устройство, осуществляющие преобразование непрерывно изменяющейся величины ( виброускорения) в цифровой код с последующим вводом данных в персональный компьютер или сервер .Такое устройство называется измерительный блок или измерительный модуль.

Анализ оцифрованного сигнала и визуализация информации осуществляется на сервере, в котором установлено программное обеспечение OMNITREND.

В это ПО вносятся данные из диагностического паспорта( частоты неисправностей, боковые полосы частот).

### 7.6 Оборудование и комплектующие "VIBNODE" системы мониторинга технического состояния ЭЖГ-10

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		141



## 7.6.1 Вибрационный мониторинг четырехмашинного преобразовательного агрегата

Правильный выбор оборудования и комплектующих для системы вибрационного мониторинга является залогом бесперебойной работы системы и достоверности измерений. На сегодняшний день на рынке представлено большое количество вибродиагностического оборудования от отечественных и зарубежных производителей. Хорошо зарекомендовала себя продукция немецкой фирмы Pruftechnik. Предлагаемая в данной работе система мониторинга основывается на разработках этой фирмы.

Система вибрационного мониторинга 4-ех машинного преобразовательного агрегата ЭКГ-10 состоит из: измерительного блока, датчиков, сервера, кабельной продукции и комплектующих.

Исходя из количества точек измерения, длины кабельных линий, требуемых параметров измерения и возможностей программного обеспечения, было выбрано следующее оборудование.

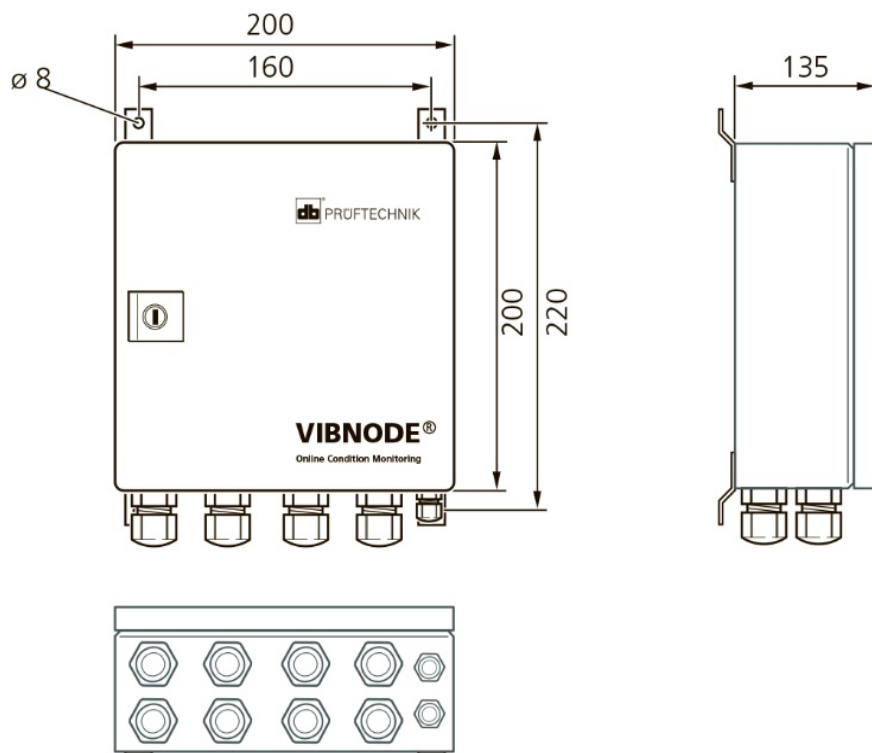
### Измерительный блок

VIBNODE 12 (VIB 7.150). 12-ти канальная система с возможностью подключения акселерометров с зарядовым выходом, 2-мя входами для датчиков оборотов, встроенным интерфейсом Ethernet.

Данный блок позволяет измерять сигналы вибрации с датчиков с частотой до 10KHz с разрешением 16 бит, что полностью соответствует задачам мониторинга и диагностики целевого агрегата.



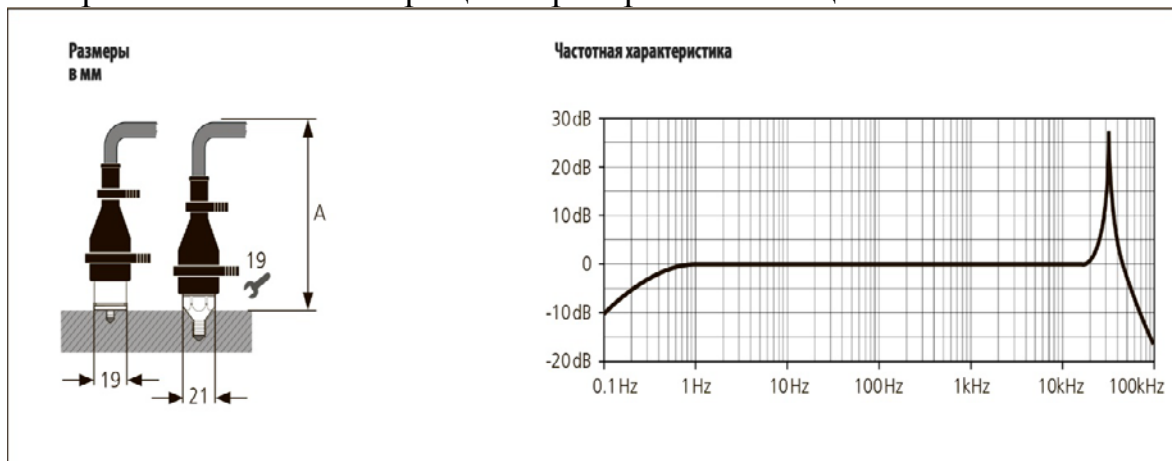
					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		142



### Датчики

VIB 6.122– промышленный акселерометр с зарядовым выходом с отверстием под метрический крепеж (M8).

Данный акселерометр позволяет производить измерения с частотой до 20КHz на агрегатах с частотой вращения ротора выше 1 Гц.



### Кабель

Для подключения датчиков к измерительному блоку VIBNODE был выбран коаксиальный кабель RG-58.

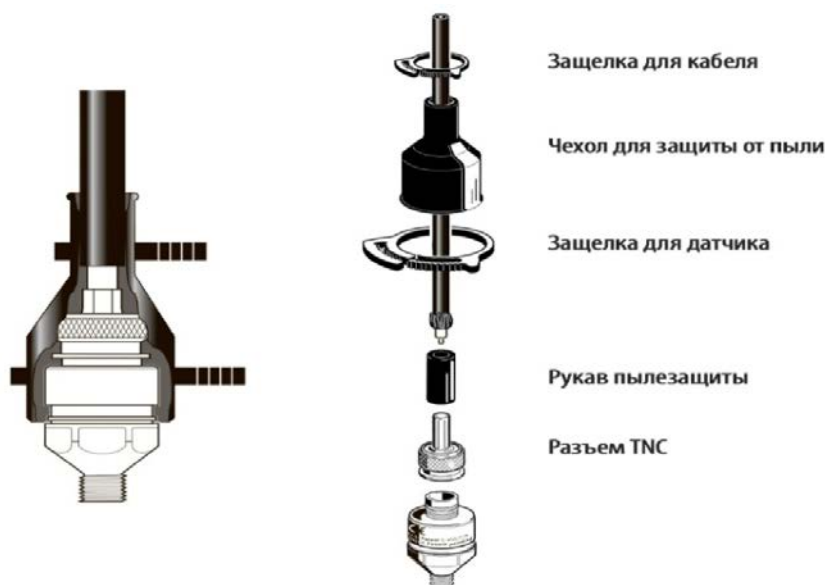
Для подключения измерительного блока VIBNODE к серверу был выбран кабель Ethernet категории 5.

### Аксессуары

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	Подпись/П	Дата		143

Для надежного крепления кабеля к датчику и защиты соединения от пыли выбраны следующие аксессуары:

- Чехол для защиты от пыли
- Защелка для кабеля
- Защелка для датчика
- Рукав пылезащиты



## Сервер

В качестве сервера и средства визуализации используются рабочая станция и монитор фирмы HP.

Программное обеспечение для мониторинга Omnitrend поставляется совместно с измерительным блоком и устанавливается на сервер.

## Спецификация оборудования

№	Наименование	Кол-во
1.	12-ти канальный измерительный блок VIBNODE	1
2.	Промышленный акселерометр - VIB 6.122	8
3.	Кабель RG-58	150
4.	Чехол для защиты от пыли	8
5.	Защёлка для кабеля	8
6.	Защёлка для датчика	8
7.	Рукав пылезащиты	8
8.	Сервер с монитором	1

## 7.7 Монтаж оборудования

### 7.7.1 Монтаж датчиков

Монтаж датчиков начинается с выбора места измерения для обеспечения должной передачи сигнала. Маршрут прохождения вибрационного сигнала в металле от источника вибрации до установленного датчика должен быть как можно более коротким. Границы между деталями и искривленные маршруты приводят к ослаблению высокочастотных сигналов, что негативно сказывается на качестве определения дефектов. Место установки датчика должно быть в пределах зоны нагрузки.

На четырехмашинном агрегате оптимальное место установки датчиков нижняя половина корпуса подшипника. Конструкция электрических машин агрегата позволяет установить датчик в этой точке.

После определения оптимальных мест установки датчиков можно приступить к их монтажу. Датчики допустимо монтировать одним из следующих способов:

- Резьбовое соединение
- Приклеивание
- Крепление на магнитах

Факторы, связанные с установкой, могут оказывать большое влияние на частотную характеристику и динамический диапазон акселерометров. Слабое крепление к месту измерения может приводить к ослаблению сигнала и ограничивать частотный диапазон.

Для крепления датчиков на преобразовательном агрегате рационально использовать крепление на магнитах. Такое крепление не окажет влияние на сигнал в интересующей нас частотной области, а также удобно в эксплуатации за счет быстрого монтажа, демонтажа.

### **7.7.2 Монтаж кабельных линий**

Кабели от датчика до измерительного блока BIBNODE прокладывается вдоль станины преобразовательного агрегата в металлической трубе диаметром не менее 20 мм.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		145

Кабель от измерительного блока до сервера в кабине машиниста прокладывается в кузове экскаватора вдоль борта в металлической трубе .

При монтаже кабеля должен применяться специализированный инструмент в том числе для зачистки кабеля , для опрессовки разъема TNC и RJ 45.

### **7.7.3 Монтаж измерительного блока**

Измерительный блок монтируется в кузове экскаватора непосредственно на борте либо через переходной металлическую пластину с помощью болтов.

### **7.7.4 монтаж сервера и дисплея**

Сервер монтируется в кабине машиниста экскаватора в удобном для эксплуатации месте и подключаются бортовой электрической сети напряжением 220 V.

### **7.7.5 Схема расположения оборудования**

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		146



Рисунок 7.3 - Схема размещения оборудования и кабельных линий

## 7.8 Программное обеспечение

Вибросигнал работающей машины содержит большое количество информации о ее состоянии. Для эффективного использования виброконтроля в программе технического обслуживания необходимо, чтобы эта информация была извлечена из полученных вибросигналов и должным образом обработана, что и позволяет сделать программное обеспечение

OMNITREND в комплексе с вышеперечисленными переносными приборами, или стационарными системами.

OMNITREND – является программными средствами для портативных приборов измерения вибрации и онлайн систем контроля условий производства компании PRUFTECHNIK AG.

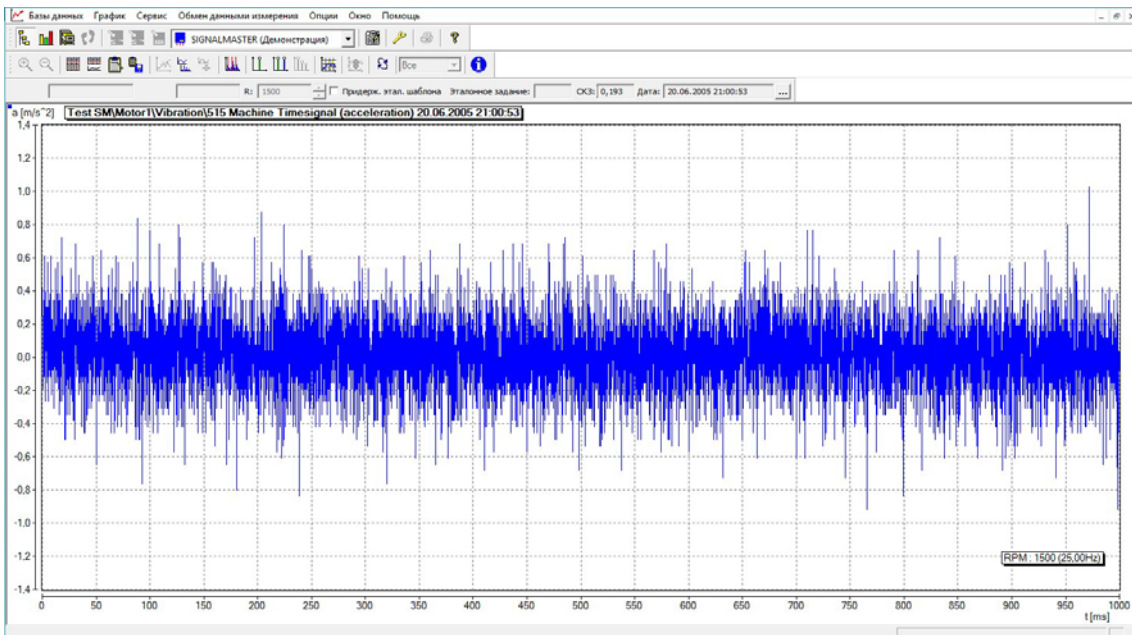


Рисунок 7.4-Окно программы " Временной сигнал"

нок 7.4-Окно программы " Временной сигнал"

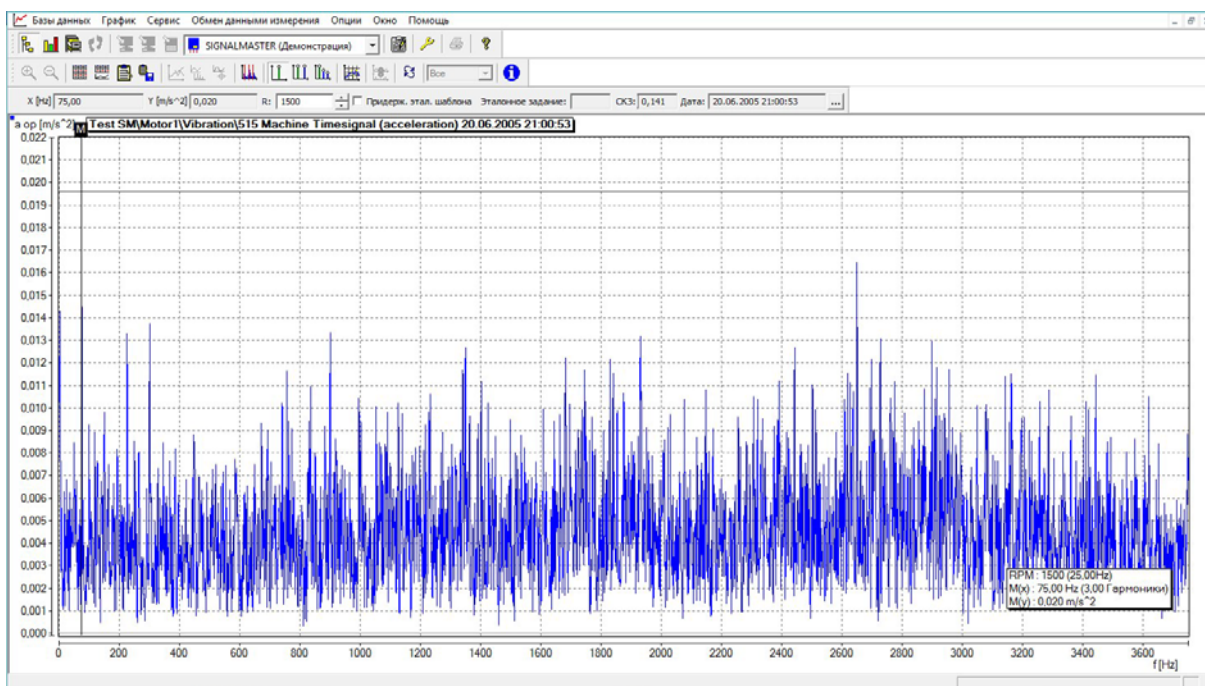


Рисунок 7.5 - Окно программы " Спектральное отображение"

Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата

OMNITREND позволяет: контролировать тренд специфических для машины общих характеристик (overall values) и сигналов анализировать сигналы машины проводить диагностирование вибрации машины ,и подшипников качения.

Текущая версия программы OMNITREND включает многочисленные усовершенствования и новые функции. Это 32-битовое приложение (под ОС Windows 98/2000/XP). Реляционная база данных с ODBC-открытым интерфейсом, удовлетворяющим требованиям стандартов ISO MIMOSA; сетевая совместимость (парольная защита, индивидуальные пользовательские права) Машинно-ориентированные MIMOSA-совместимые структуры данных для обмена с программными средствами MMS (Maintenance Management System) .Управление измерениями сигналов и общих характеристик, а также воспроизведение результатов измерений и настроек на экране дисплея. Управление списками событий, частотными маркерами, файлами допусков и настройками датчиков Управление данными состояния машины, информацией о машине и данными о подшипниках Множественные уровни пользователей 'MultiView': приспособляемый к потребностей клиентов выбор экранов для воспроизведения тренда или оценки сигнала.

### **7.8.1 Интерфейс программы для машиниста экскаватора.**

Программа OMNITREND сложна для освоения и предназначена для квалифицированного диагностического персонала предприятия . В тоже время существует программный интерфейс для упрощенного представления данных с помощью которого можно создать необходимый интерфейс для

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		149



машиниста.



Рисунок 7.6- Пример интерфейса программы для машиниста экскаватора

### 7.9. Экономическая эффективность

Экономический эффект от внедрения указанной системы заключается в сокращении времени простоя экскаватора по причине выхода из строя преобразовательного агрегата .

Простой экскаватора из-за проведения технического обслуживания и ремонта составляет 22% от номинального фонда времени работы оборудования.

16,7 % от общего времени простоя экскаватора занимает ремонт и обслуживание преобразовательного агрегата.

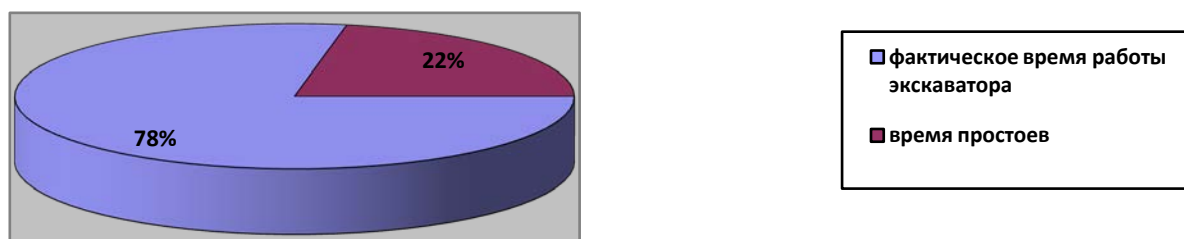


Рисунок 7.7 - Структура номинального времени работы экскаватора

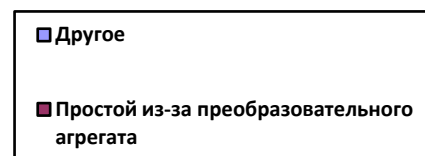
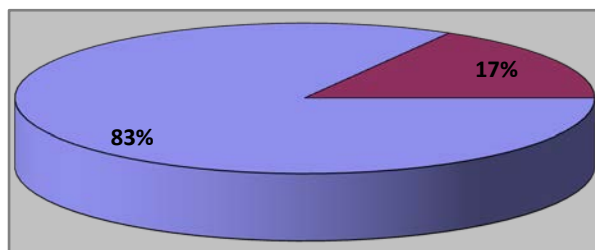


Рисунок 7.8 -Структура времени простоя экскаватора

После внедрения системы мониторинга на ЭКГ-10 время простоя экскаватора из-за неисправностей преобразовательного агрегата снижается с 16,7% до 10,3%. Вследствии чего фактическое время работы экскаватора увеличивается с 78% до 79,4%.

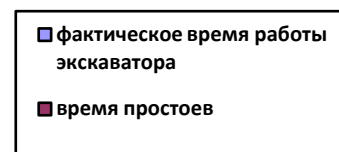
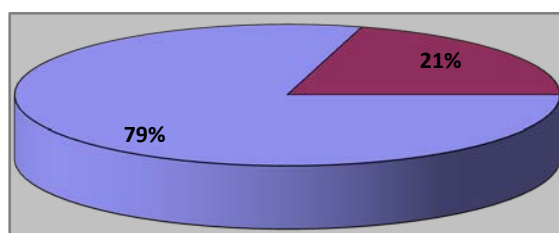


Рисунок 7.9-Структура номинального времени работы экскаватора после внедрения системы

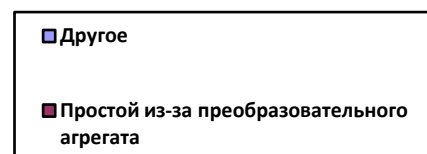
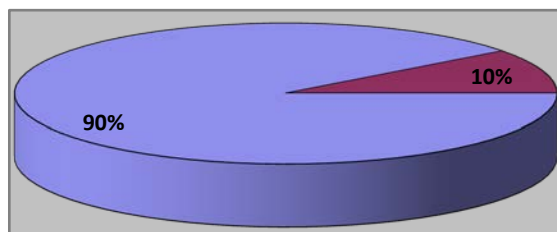


Рисунок 7.10-Структура времени простоя экскаватора после внедрения системы

Рассчитаем балансовую прибыль по формуле:

$$\Pi_6 = \Pi_p - H_{и} - H_{п} = 34588 - 11344 - 300 = 22944 \text{ тыс. руб.} \quad (7.1)$$

где  $H_{и}$  – налог на имущество 2% от суммы основных фондов, тыс. руб.;

$H_{п}$  – налог на прибыль 32,8% от суммы прибыли (суммы экономических эффектов), тыс. руб.;

$\Pi_p$  – прибыль (сумма экономических эффектов) от реализации рекомендаций, тыс. руб.

Рентабельность проекта составит:

$$R = \frac{\Pi_{\delta}}{K} \times 100 = \frac{22944}{15000} \times 100 = 153\% \quad (7.2)$$

где  $K$  – сумма капитальных затрат, тыс.руб.

Срок окупаемости проекта:

$$T = \frac{K}{\Pi_{\delta}} = \frac{15000}{22944} = 0,65 \text{ года}$$

## 8 Безопасность жизнедеятельности

### 8.1 Организация безопасности труда на открытых горных работах

Основными документами для ведения горных работ на карьере “Благодатное ” являются: (7.3)

- утвержденный проект разработки;
- план развития горных работ;
- паспорт, технологическая карта, типовой проект по отдельным технологическим процессам (экскавация, отвалообразование, БВР и т. п.).

Горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов должны вестись в соответствии с утвержденными руководителем разреза паспортами

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		152

(технологическими картами), определяющими допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоты уступов, расстояний от горного и транспортного оборудования до бровок уступов или отвалов.

Надзор и контроль за соблюдением требований правил техники безопасности осуществляется администрацией предприятия и участка работ.

Предусматривается осуществление ведомственного трехступенчатого контроля за состоянием охраны труда и техники безопасности.

Первая ступень - ежесменный контроль за состоянием охраны труда на рабочих местах в пределах горного участка. Контроль производится начальником участка, его заместителем, мастером, механиком, энергетиком, бригадиром, общественным инспектором и имеет целью выявление и устранение всех нарушений правил и инструкций по безопасному ведению работ. Результаты ежесменных проверок оформляются в книгах наряд-заданий участков или сдачи-приемки.

Вторая ступень контроля производится еженедельно комиссией по охране труда в установленный день (день техники безопасности). Работа комиссии производится по графику, утвержденному руководством предприятия. Результаты проверок рассматриваются на еженедельных заседаниях Совета по технике безопасности.

Третья ступень контроля осуществляется ежемесячно комиссией возглавляемой руководством предприятия. График проверки утверждается начальником предприятия, результаты проверок рассматриваются на заседаниях Совета по ТБ предприятия с заслушиванием руководителем подразделений.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		153

Все рабочие проходят обучение и инструктаж по безопасным методам ведения работ, порядок и виды которых определены приказом 12.0.004-79 и специальными правилами.

Вновь поступающий на работу, а также рабочие при переводе на работу с одной профессии на другую должны пройти вводный инструктаж со сдачей экзаменов по определенной программе. Прохождение каждого инструктажа оформляется в специальных журналах. Инструктаж на рабочем месте проводится до начала работы со всеми вновь принятыми работниками, а также с переведенными с одной работы на другую. Инструктаж проводит начальник участка или его заместитель. Инструктаж сопровождается практическим показом правильных методов работы. До освоения правильных приемов работы, работник не может быть допущен к самостоятельной работе.

Проведение повторного инструктажа (квартального) осуществляется для рабочих независимо от их квалификации, стажа и опыта работы не реже одного раза в квартал по программе инструктажа на рабочем месте. Дополнительный инструктаж проводится при изменении технологического процесса или вида работ.

Кроме инструктажей по ТБ со всеми вновь поступающими работниками ведется обучение специальности с последующей сдачей экзаменов. Лица, знания которых признаны комиссией неудовлетворительными, проходят повторное обучение.

Рабочие, занятые на работах с повышенной опасностью, допускаются к самостоятельной работе только после специального обучения, сдачи экзаменов и получения удостоверения на право ведения этих работ и обслуживания

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		154

механизмов.

К выполнению работ повышенной опасности допускаются лица, прошедшие специальный инструктаж перед началом работы. Производить эти работы разрешается только по нарядам.

По профессиям и видам работ на основе типовых правил разрабатываются и утверждаются установленном порядке инструкции по безопасности труда.

На все виды ремонтов горных, транспортных, строительного-дорожных машин, монтажных и демонтажных работ разрабатываются технологические карты.

Всех ИТР и рабочих периодически знакомят с проектами разработки участков, технологическими картами, паспортами и другой нормативной документацией.

## **8.2 Безопасность жизнедеятельности на предприятии**

### **8.2.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов**

На карьере «Благодатное» предусмотрено ведение буровзрывных, выемочно-погрузочных работ, транспортировка вскрыши и руды, отвалообразование.

При производстве данных производственных процессов повышается запыленность, загазованность рабочей зоны, увеличивается уровень шума, вибрации. Вредные и опасные факторы, которые могут привести к травматизмам или заболеванию рабочих на карьере, приведены в таблице 8.1.

Таблица 8.1 – Вредные факторы производства карьера

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Изм	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		155

Процесс	Рабочее место	Наимен. Фактора	Характеристика фактора	Интенсивность, мг/с	Ед.изм	Факт. Значение	Норматив	
Бурение	РПТ VIPER 235	пыль	аэрозоль	500	мг/м <sup>3</sup>	5,8	3	
Взрывание	Взрывной блок	газ	СО		мг/м <sup>3</sup>	15	20	
			NO+NO <sub>2</sub>		мг/м <sup>3</sup>	4	5	
Экскавация	ЭКГ-10	пыль	SiO <sub>2</sub>	500	мг/м <sup>3</sup>	2,8	3	
Транспортировка	САТ-777F	пыль	SiO <sub>2</sub>	6000	мг/м <sup>3</sup>	1	3	
		газ	СО	0,003	мг/м <sup>3</sup>	2	20	
			NO+NO <sub>2</sub>	0,005	мг/м <sup>3</sup>	0,5	5	
		общая вибрация				дБ	120	112
Отвалообразование	Д-375А	пыль	SiO <sub>2</sub>	100	мг/м <sup>3</sup>	2	3	
	поверх. Отвала	пыль	SiO <sub>2</sub>	4200	мг/м <sup>3</sup>	2	3	
		шум				дБА	80	70
		локальная вибрация				дБ	120	112

### 8.2.2 Мероприятия по борьбе с вредными и опасными факторами

При работе шарошечных буровых станков пылевыведение в атмосферу карьера снижено за счет применения специальных пылеулавливающих установок, использования мокрых способов пылеподавления (водой, пеной, воздушно-водяной смесью). Для повышения смачивающих свойств используются добавки поверхностно-активных веществ (ПАВ), снижающих поверхностное натяжение воды, улучшающих смачивающую способность и диспергирование.

В настоящее время разработана система конденсационного пылеподавления для станков шарошечного бурения. Эта система предусматривает

насыщение выходящего из скважины пылевоздушного потока паром и последующую обработку дисперсированной водой, капли которой становятся центрами конденсации пара. Для усиления эффекта конденсации воду заряжают электростатически разноименно.

Основные вредные примеси, выделяющиеся при производстве массовых взрывов – пыль и газы

Сокращение пылегазоподавления при массовых взрывах на карьере «Благодатное» возможно при применении следующих мероприятий:

- организационных (перенесение времени взрыва на период максимальной ветровой активности);
- инженерно-технических (орошение зоны выпадения пыли из пылегазового облака водой в расчете 10 л на 1 м<sup>2</sup> площади).

Отработанные газы двигателей представляют собой сложную многокомпонентную смесь. Анализ сложившейся ситуации на разрезе показывает, что использование “нетоксичных” (электрических, инерционных) двигателей экономически невозможно из-за трудного финансового положения. Наиболее приемлемые мероприятия:

- использование присадок к топливу, например, бариевая;
- использование нейтрализаторов.

При отвалообразовании образуются большие незакрепленные поверхности, которые при неблагоприятных условиях являются источником пылеобразования.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		157



### 8.2.3 Меры безопасности при выемочно-погрузочных работах

Горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов должны вестись в соответствии с утвержденными главным инженером предприятия паспортами, определяющими допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоту уступа, расстояние от горного и транспортного оборудования до бровок уступа или отвала. Паспорта находятся на экскаваторах. Запрещается ведение горных работ без утвержденного паспорта, а также с отступлением от него.

При передвижении экскаватора по горизонтальному пути или на подъем ведущая ось его находится сзади, а при спусках с уклона впереди. Ковш опорожнен, и находится не выше одного метра от почвы, а стрела установлена по ходу экскаватора.

При движении экскаватора на подъем или при спусках предусматриваются меры, исключаящие самопроизвольное скольжение.

Перегон экскаватора производится по сигналам помощника машиниста или специально назначенного лица, при этом обеспечивается постоянная видимость между ними.

Экскаваторы располагаются на уступе карьера или отвала на твердом выровненном основании с уклоном, не превышающим допустимые техническим паспортом экскаватора. Во всех случаях расстояние между бортом уступа, отвала или транспортными сосудами и контргрузом экскаватора не менее 1 метра.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		158

В темное время суток зона работы экскаватора и подъездные пути хорошо освещаются.

При погрузке автомобильного транспорта машинист экскаватора подает сигналы, значение которых устанавливается администрацией карьера.

Передвижение автотранспортных средств начинается только по сигналу машиниста экскаватора.

Таблицу сигналов следует вывешивать на кузове экскаватора на видном месте, с ней знакомятся машинисты локомотивов и водители транспортных средств.

Запрещается проносить грузный ковш над кабиной автомашины. Шофер при загрузке должен находиться на безопасном расстоянии, если кабина его машины не защищена.

Запрещается при работе экскаватора пребывание людей в зоне действия ковша. Применяющиеся на экскаваторах канаты соответствуют паспорту.

В случае угрозы обрушения или оползания уступа во время работы экскаватора или при обнаружении отказавших зарядов взрывчатых веществ, работа экскаватора прекращается, и экскаватор отведен в безопасное место.

#### **8.2.4 Меры безопасности при взрывных работах**

Взрывные работы на карьере ведутся методом скважинных зарядов по проектам, составленным на каждый взрыв. Организация и проведение взрывных работ производится по специальной типовой инструкции, утвержденной объединением, согласованно с управлением Госгорнадзора.

При производстве массового взрыва обязательно

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		159

применение звуковых сигналов, которые хорошо слышны на границах опасной зоны. Звуковые сигналы подаются сиреной. Световые сигналы ракетами используются в качестве вспомогательных сигналов. Способы, время подачи, назначение сигналов доводятся до сведения всех рабочих и служащих карьера и смежных предприятий.

Безопасные расстояния для людей при производстве взрывных работ устанавливается проектом или паспортом и быть таким, чтобы исключить несчастные случаи. За безопасное расстояние принимается наибольшее из установленных по различным поражающим факторам. Минимально допустимый радиус опасной зоны при взрывании скважинных зарядов - 200 м.

В целях предотвращения несчастных случаев, на границах опасной зоны выставляются посты, обеспечивающие охрану, а все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места.

Для защиты зданий и сооружений от сейсмического воздействия при взрывных работах и работах с ВМ масса зарядов ВВ такая, чтоб при взрывании исключались повреждения, нарушающие их нормальное функционирование.

### **8.2.5 Мероприятия по предупреждению поражения электротоком**

ГОСТ 12.1.038-82(01). ССБТ “Предельно допустимые значения напряжений прикосновения и токов”.

Эксплуатация электроустановок на карьере производится в соответствии с требованиями РД 05-334-99

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		160

«Нормы безопасности на электроустановках угольных разрезов и требования по их безопасной эксплуатации". ГОСТ 12.1.038-82(01).

Внутрикарьерные сети согласно ПБ выполняются с изолированной нейтралью, что обеспечивает высокую электробезопасность, при обязательном контроле изоляции сети с автоматическим отключением при появлении опасных утечек тока на землю.

Для уменьшения опасности поражения людей электрическим током, изолированные проводники располагаются в недоступных для прикосновения местах или защищаются надежными ограждениями. Голые провода, шины и другие токоведущие части не допустимы даже в местах, редко посещаемых людьми.

Все горные машины и механизмы питаются напряжением 6 кВ от главной подстанции с изолированной нейтралью. Буровые станки – 380 В.

Все отходящие фидеры от подстанции оборудованы аппаратурой, обеспечивающей автоматическое отключение линий при однофазном замыкании на землю. Для защиты людей от поражения электротоком в электроустановках до 1000 В и выше применяют аппараты (реле утечки РУП, реле контроля УАКИ-220 В и УАКИ-320 В), автоматически отключающие сеть при опасных токах утечки. Общее время отключения не должно превышать 200 мс. Гибкий кабель, питающий передвижную машину, прокладывается так, чтобы исключить его возможные повреждения – примерзание, завала породой, наезда на него транспортных средств и механизмов. По обводненной площади кабель прокладывается на опорах. При подносе экскаваторного и бурового кабеля, находящегося

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		161

под напряжением, обслуживающий персонал пользуется средствами защиты или специальными устройствами с изолированными рукоятками.

Расстояние от нижнего провода до поверхности земли, при максимальной величине провеса:

а) территория карьера и породных отвалов – шесть метров;

б) места, труднодоступные для людей и недоступные для подземного транспорта – пять метров;

в) откосы уступов – три метра.

Заземление стационарных и передвижных установок напряжением до 1000 В и выше выполняется общим (экскаваторы, бур. станки и др.)

Сопrotивление общего заземляющего устройства составляет не более 4 Ом.

### 8.2.6 Противопожарная профилактика

Согласно ГОСТу 12.1.033-81(01) ССБТ “Предельно допустимые значения напряжений прикосновения и токов” по степени пожароопасности промышленные объекты относятся к категориям Б, В и Г. К категориям Б и В относятся склады ГСМ, склады с углём. Эти объекты располагаются вне промышленной площадки.

Склады ГСМ располагаются на специально отведённой территории, направление господствующих ветров в сторону, противоположную от населённого пункта. Экскаваторы и буровые станки относятся к категории Д.

Противопожарная безопасность обеспечивается специальными средствами:

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		162

- а) пенными огнетушителями ОП-5;
- б) порошковыми огнетушителями ОП Х;
- в) передвижными огнетушителями ОППС-100;
- г) пожарной автомашиной;
- д) необходимым пожарным инвентарем;
- е) песком.

Пожарная характеристика и обеспечение противопожарными средствами объектов приведена в таблице 8.2.

Таблица 8.2 – Пожарная характеристика и обеспечение противопожарными средствами объектов

Наименование объекта	Категория пожароопа	Степень огнестойкость	Средства пожаротушения
1.Котельная	Б	3	Пенообразователь Огнетушители
2.Автотранспортный цех	Г	2	Огнетушители Ящик песка Пожарный щит
3.Центральные ремонтно-механические мастерские	Г	2	Огнетушители Ящик песка Пожарный щит
4.Здание управления	Д	1	Огнетушители Ящик песка

### 8.2.7 Защита от вибраций

ГОСТ 12.1.012-90(96) ССБТ “Вибрационная безопасность”.

Снижение вибраций в источнике ее возникновения

достигается устранением резонансных колебаний, уменьшением величины возмущающей силы за счет рациональной конструкции режущего органа, обоснованного выбора режима эксплуатации, ограничения смещения зубьев ковшей за пределы расчетной траектории их движения, уравнивания вращающихся деталей, ослабления массива БВР и др.

Виброизоляция предназначена для снижения вибрации механического оборудования кабин и приборов управления, средств автоматического управления, отдельных узлов машины до допустимого уровня, а также для уменьшения динамических воздействий, передаваемых источниками вибрации на поддерживающие конструкции. Объектами виброизоляции могут быть ковши, привод ротора, дробильные установки, отражательные щиты в местах погрузки и перегрузки горной массы, ролики конвейеров, установки Г-Д, светильники, вспомогательное оборудование (компрессоры, насосы, вентиляторы), кабины управления, кресла на рабочих местах, ручки приборов управления и др.

Виброизолируемый объект может непосредственно опираться на виброизоляторы (опорный вариант) либо подвешиваться на виброизоляторах (подвесной вариант).

Чтобы виброизоляторы обеспечили виброизолирующий эффект, необходимо, чтобы собственные частоты системы  $f_c$  были в  $2,5 \div 4$  и более раз ниже возбуждающей  $f_B$ .

Стальные пружины применяют для амортизации низкочастотной вибрации от 4 до 10 Гц, они малоэффективны при частотах звукового диапазона. Недостаток пружинной подвески - неустойчивость в поперечном направлении.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		164

Амортизацию очень низких колебаний  $f_B < 3$  Гц можно осуществить с помощью металлической торсионной или пневматической подвески. Преимущество пневматической подвески - возможность автоматической регулировки в процессе эксплуатации, недостаток - сложность в эксплуатации.

Виброизоляторы с резиновыми элементами могут работать на сдвиг (собственная частота объекта амортизации, опирающегося на резиновый элемент,  $f_c = 5 \div 6$  Гц), кручение ( $f_c = 2-5-3$  Гц), растяжение ( $f_c = 3 \div 4$  Гц), сжатие ( $f_c = 10 \div 15$  Гц), т.е. они могут быть эффективны при  $f_B > 4 \div 4,5$  Гц. Достоинства резиновых виброизоляторов - простота конструкции и наличие демпфирующих свойств (логарифмический декремент  $0,25 \div 0,5$ ).

Вибропоглощение служит для снижения вибраций ограждений, кожухов и других элементов, изготовленных из металлических листовых материалов, в которых возникают колебания резонансного характера. С этой целью на вибрирующую поверхность наносят специальные материалы, обладающие большим внутренним трением (вибропоглощающие мастики, резина, пластины) и рассеивающие энергию колебаний. Это позволяет резко снизить амплитуды распространяющихся изгибных колебаний, особенно в резонансных режимах. Обычно вибропоглощающие покрытия наносятся в местах максимальных амплитуд вибраций. Применением вибропоглощающих покрытий достигается также значительное снижение уровня производственного шума, особенно в области высоких частот.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		165



## 8.2.8 Защита от шума

ГОСТ 12.1.003-83 (99) ССБТ “Шум”.

При модернизации механического оборудования шум можно снизить осуществлением следующих мероприятий:

- ликвидацией погрешностей зацепления зубчатых передач на 10дБ;
- заменой прямозубого зацепления косозубым - на 5 дБ;
- заменой одной стальной шестерни в паре капроновой - на 12 дБ;
- заменой подшипников качения подшипниками скольжения - на 15 дБ;

Снижение шума в редукторах достигается за счет исключения

частот ударов зубьев передач с собственными частотами колебаний стенок редуктора и механической системы «привод - редуктор - исполнительный орган». В редукторах небольшой мощности шум можно снизить до 20 дБ заменой стального корпуса и крышки на пластмассовые (из волокнита, стекловолокнита).

Так как большинство источников шума (процессы разрушения горного массива, погрузки, транспортирования, пересыпки, дробления горной массы и др.) находятся в открытом пространстве. Уровни звука уменьшаются с увеличением расстояния от источника звука, частично поглощаются воздухом. При встрече звуковой волны с преградой часть ее энергии поглощается преградой, часть отражается, часть проходит через преграду.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		166

Некоторые источники шума (кондиционеры, вентиляторы и т.п.) расположены непосредственно в кабинах управления. Их звуковые волны многократно отражаются от стен, потолка.

Защита от шума осуществляется с помощью средств звукоизоляции и звукопоглощения.

Защитное действие звукоизолирующей конструкции состоит в том, что часть звуковой мощности отражается от специальных ограждений (кожухи, укрытия, кабины и др.). Для изоляции применяют плотные материалы, хорошо отражающие звук. Звукоизолирующие конструкции могут быть съемными, разборными с открывающимися окнами и дверцами, проемами для ввода коммуникаций.

Звукопоглощение производится материалами, способными поглощать звуковую мощность. Звукопоглощающие материалы применяют не только для шумоизоляции источника шума (кожухи, ограждения и др.), но и внутри кабины управления для поглощения внутреннего шума.

Способность материалов и конструкций поглощать звук оценивается коэффициентом звукопоглощения, представляющим собой отношение поглощенной звуковой энергии материалов к звуковой энергии, падающей на него.

Звукопоглощающие материалы пожаробезопасны, обладают гигиеничностью, высоким коэффициентом звукопоглощения, не изменяющим свои свойства во времени.

### 8.3 Охрана окружающей среды

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		167

### 8.3.1 Охрана атмосферного воздуха

Массовый взрыв в разрезе является мощным периодическим источником выброса в атмосферу большого количества пыли и газов. С увеличением удельного расхода ВВ в 2 раза удельное пылевыделение возрастает в 6 раз, поэтому предусмотрены следующие мероприятия:

полностью исключить перерасход взрывчатого материала;

производить орошение подготовленных к взрыву участков уступов, эффективность подавления пыли в этом случае составляет 60÷80 %;

применение взрывчатых веществ с низким кислородным балансом, таких как игданит. При использовании взрывчатых веществ на основе аммиачной селитры ядовитых газов выделяется в 1,5÷2,5 раза меньше, чем при применении тротила;

производить взрывы при северном и северо-восточном направлении ветра, так как проветривание карьера естественное, к югу от карьера находится поселок Еруда.

Улавливание пыли при буровых работах обеспечивается подачей воды в скважину. Пыль, смоченная водой, удаляется из скважины с помощью воздуха, поданного под давлением компрессорной установкой. Влажная пыль не рассеивается, а скапливается у устья скважины, затем используется как забоечный материал.

Снижение пылеобразования при погрузочно-разгрузочных работах достигается за счет гидроорошения. Установка ТЭ-1м, смонтированная на крыше экскаватора, хорошо зарекомендовала себя на карьере.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		168

Для предупреждения пылевыведения на автодорогах в карьере следует поливать их водой. Поливка водой производится в летний период, а в зимний период автодороги поливают отработанными маслами.

Для предотвращения сдувания пыли с рабочих площадок и откосов уступов карьера и отвалов следует их орошать 0,01÷0,1 % раствором полиакриламида.

На нерабочих площадках предотвращением пылеобразования является озеленение, для чего надо выполнять подготовительные работы по созданию удовлетворительных условий для произрастания растений.

### **8.3.2 Рекультивация земель**

Горными работами к концу отработки месторождения будут нарушены большие площади земли. С целью сохранения и улучшения продуктивности этих земель и приданию площади с нарушенной поверхностью свойств, характерных для окружающих комплексов, осуществляется рекультивация.

Выполнение работ по рекультивации земель осуществляется на основе комплексных планов землеустройства района и рабочих проектов по рекультивации. Рекультивация проходит в два этапа.

Горнотехническая рекультивация проводится по совмещенной схеме. В период горнотехнической рекультивации плодородный слой почвы снимается и транспортируется к месту временного складирования, а затем, после планировки нарушенных площадей, укладывается на них. Предварительно производится качественная оценка плодородного слоя. Горнотехническая рекультивация

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		169

осуществляется с отставанием от основных отвальных работ на участке в 2-3 года.

После проведения горнотехнической рекультивации на землях, предусмотренных для сельскохозяйственного и лесохозяйственного использования, а также под водоемы, санитарные зоны и т.д., производится биологическая рекультивация.

Процесс биологической рекультивации заканчивается только тогда, когда почва приобретает все свои свойства и качества. Продолжительность этого периода 15-30 лет.

## **8.4 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях**

### **8.4.1 Общие положения**

1. План ликвидации аварий (ПЛА) разрабатывается на все объекты открытых горных работ: карьеры, эксплуатируемые в сложных горнотехнических условиях, а также карьеры, на которых ведутся взрывные работы, накопители жидких отходов, драги (земснаряды), аварии на которых сопряжены с реальной угрозой для жизни людей, сохранности производственных объектов, населенных пунктов или экологическими бедствиями.

В ПЛА следует учитывать возможные нарушения производственных процессов и режимы работы машин и оборудования, а также отключения электроэнергии, освещения, воды, пара, предупреждение и тушение пожаров.

Помимо перечисленных факторов, для карьеров следует учитывать вероятность затопления карьера, обрушения кусков

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		170

горной массы с уступов и бортов карьеров.

В ПЛА указывается система оповещения производственного персонала опасного производственного объекта об аварии.

2. ПЛА разрабатывается на каждый год с учетом фактического состояния объектов горных работ техническим руководителем карьера, согласовывается с командованием аварийно - спасательного формирования (ВГСЧ), утверждается техническим руководителем организации за 15 дней до начала следующего года.

3. Обучение специалистов порядку организации и проведения аварийно - спасательных работ проводит технический руководитель производственного объекта, а рабочих - руководитель соответствующего производственного подразделения. Обучение проводят не позднее чем за 10 дней до ввода ПЛА в действие с соответствующей регистрацией в актах ПЛА рабочих и специалистов под роспись. Допускается регистрация об ознакомлении в специальном журнале.

При изменениях фактического состояния объекта горных работ, в том числе при изменении схемы подпадающего под действие позиции ПЛА, изменения в план ликвидации аварий внесены в суточный срок. С каждым изменением, внесенным в ПЛА, дол ознакомляются специалисты и рабочие под роспись перед допуском к работе.

Работники сторонних организаций и служб, привлекаемые к ликвидации аварий, независимо от их ведомственной принадлежности поступают в распоряжение ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Ответственный руководитель работ по ликвидации аварии согласовывает действия привлеченных сил и средств

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		171

сторонних организаций.

4. В план ликвидации аварий следует включать оперативную часть, составленную по специальной форме.

#### **8.4.2 Основные рекомендации по составлению оперативной части плана ликвидации аварий**

Оперативной частью ПЛА охватываются все работы и основные виды возможных аварий на объектах открытых горных работ, угрожающие безопасности людей или окружающей среде.

При изменении в технологии или организации работ в ПЛА в течение суток вносятся соответствующие изменения.

ПЛА со всеми приложениями находится у диспетчера (оператора) опасного производственного объекта, у должностного лица, ответственного за состояние опасного производственного объекта, и у командира подразделения специализированного профессионального аварийно - спасательного формирования, обслуживающей объект. Электронная версия ПЛА на магнитных носителях передается в соответствующий территориальный орган Госгортехнадзора России. При этом технический руководитель организации, имеющей в своем составе опасный производственный объект, обеспечивает своевременное обновление информационной базы электронных версий ПЛА, переданных в территориальный орган Госгортехнадзора России.

Спасательные работы и ликвидация последствий аварии осуществляются по распоряжению ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

#### **8.4.3 Основные мероприятия по спасению людей,**

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		172

## **застигнутых аварией на объектах открытых горных работ**

В оперативной части ПЛА аварии следует предусматривать:

- способы оповещения об аварии на всех производственных участках, пути выхода людей из аварийных мест, действия лиц горного надзора (специалистов), ответственных за вывод людей из опасной зоны, вызов подразделения специализированного профессионального аварийно - спасательного формирования и маршруты его следования для спасения людей, локализации и ликвидации аварии;

- использование транспортных средств для быстрой эвакуации людей из опасной зоны и доставки горноспасательных формирований к месту аварии;

- назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий, расстановка постов охраны опасной зоны;

- методы и средства спасения людей в зависимости от вида аварии;

- необходимость и последовательность прекращения подачи электроэнергии на аварийный участок;

- список должностных лиц и организаций, подлежащих немедленному оповещению об аварии.

## **9 Экономическая часть**

### **9.1 Организация управления производством и организация труда**

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		173



Общее руководство работой предприятия осуществляется директором предприятия, путём использования общих методов организации работ.

Оперативно - техническое руководство и производственно-технический контроль осуществляется главным инженером карьера. Под его руководством разрабатывают производственно-технические планы и мероприятия по их выполнению. Главный инженер принимает решения по внедрению новой техники, развитию рационализаторства и изобретательства, а также осуществляет контроль за правильным ведением горных работ. Также он несёт полную ответственность за состоянием техники безопасности и охраны труда на предприятии. Для выполнения этих функции на карьере созданы звенья управления, находящиеся в непосредственном подчинении у главного инженера.

Главный механик и главный энергетик возглавляют энерго-механическую службу, организуют правильную эксплуатацию машин и механизмов, электрических подстанций и силовых линий, а также насосных и компрессорных установок карьера. Они руководят ремонтом оборудования и осуществляют контроль за состоянием техники.

Главный геолог и главный маркшейдер руководят геолого-маркшейдерской службой, которая осуществляет надзор за правильной эксплуатацией недр, ведёт учёт добычи руды и объёмов вскрыши.

Отдел труда и заработной платы занимается вопросами организации и нормирования труда и заработной платы.

Главный технолог руководит технологическим отделом и решает вопросы непосредственно связанные с технологией горных работ на карьере.

Вопросами безопасности работ занимается заместитель

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		174

главного инженера по ТБ.

Организация буровых работ должна обеспечить максимальную производительность буровых станков и обеспечение подготовленными запасами.

Взрывные работы в карьере производятся только в светлое время суток, обычно после обеденного перерыва. На карьере применяется соответствующая система освещения и организационно-технические мероприятия.

Организационная схема управления карьера представлена на рисунке 9.1.

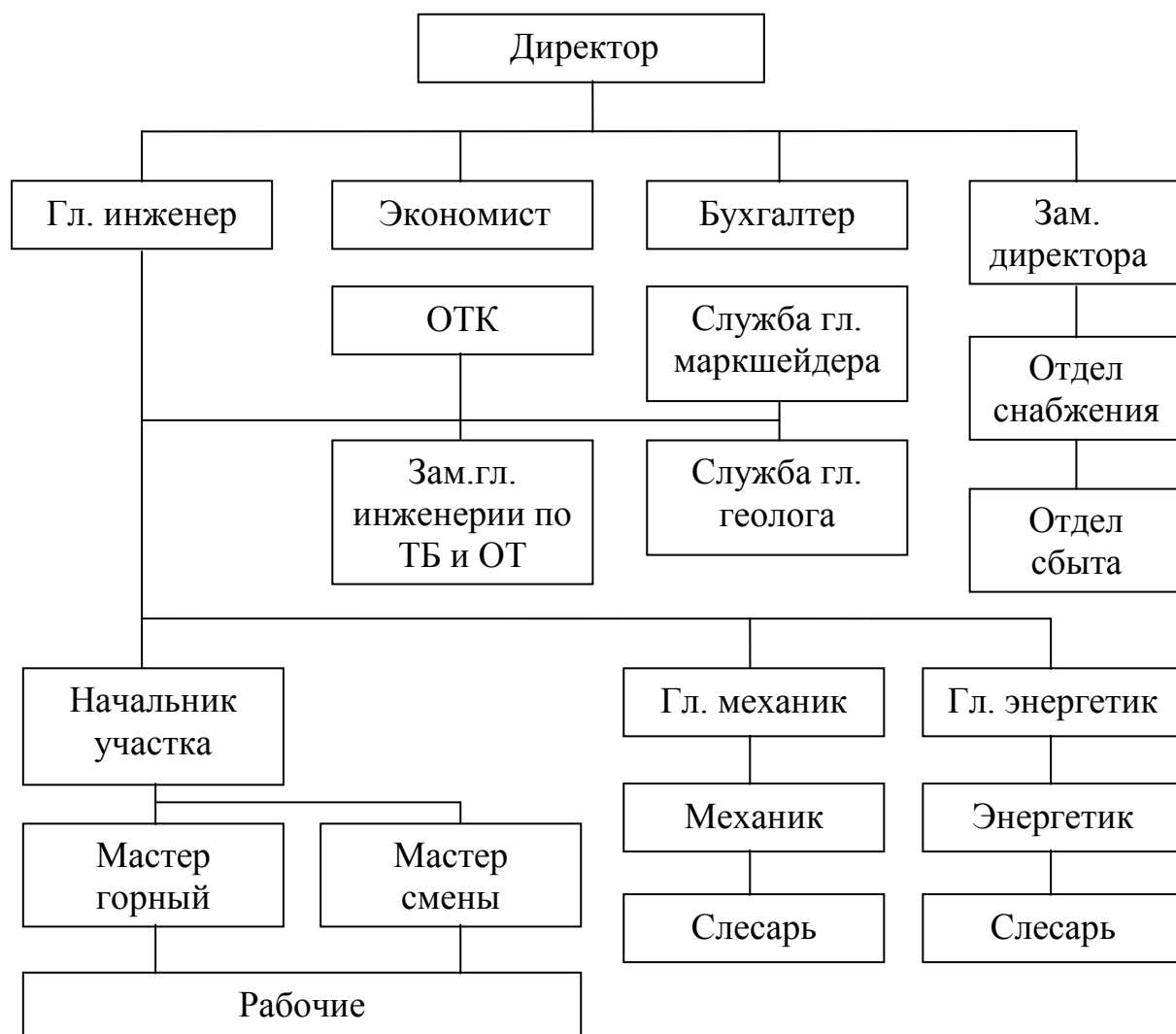


Рисунок 9.1- Организационная схема управления карьера

В соответствии с принятой технологией добычных и

вскрышных работ принимаем режим работы ЗАО „Полнос” - непрерывная рабочая неделя с двумя сменами в сутки по 12 часов и 365 рабочих дней предприятия в году.

Необходимость круглосуточной работы обуславливается потребностью в материальном сырье для золотоизвлекающей фабрики.

Определяем коэффициент списочного состава.

$$K_{СП} = \frac{T_K - T_{ПР} - T_{ВЫХ}}{(T_K - T_{ПР} - T_{ВЫХ} - T_{ВЫХ.Р} - T_{ОТП}) \times K_{УВ}} = \frac{365}{(365 - 0 - 103 - 60) \times 0,96} = 1,50 \quad (9.1)$$

где  $T_K$  - календарное число дней в году;  $T_{ВЫХ.Р}$  - выходные дни рабочего по графику (учитываются в том случае, если выходные дни не совпадают с выходными днями предприятия);  $T_{ВЫХ}$  - число выходных дней предприятия и участка в планируемом году;  $T_{ОТП}$  - продолжительность отпуска,  $K_{УВ}$  - коэффициент, учитывающий неявки работника по уважительной причине, принимаем равным 0,96.

Таблица 9.1- Баланс рабочего времени

Показатели	Значение
Календарный фонд времени, дн.	365
Отпуск, дн.	60
Номинальный фонд рабочего времени, дн.	305
Всего не выходов, дн. в т.ч.;	
государственные и общественные	103
Эффективный фонд рабочего времени, дн.	202
Продолжительность рабочей смены, час.	12
Коэффициент списочного состава	1,75

## 9.2 Расчёт капитальных затрат на строительство предприятия

Сумму затрат на горно-капитальные работы определяют по трем группам:

- горно-капитальные выработки, используемые для вскрытия

всех

запасов поля;

- горно-капитальные выработки, вскрывающие запасы горизонтов;

- горно-капитальные выработки, вскрывающие часть запасов горизонтов (участков).

Таблица 9.2 - Смета горно-капитальных работ для открытого способа добычи

Наименование	Ед. изм.	Объем работ, тыс.м <sup>3</sup>	Стоимость единицы, руб.	Общая стоимость, тыс.руб.	Амортизационные отчисления, тыс.руб.
Капитальные работы:					
Капитальные траншеи	м <sup>3</sup>	1568,1	48	75268,8	1505
Котлованы	м <sup>3</sup>	1372	48	65856,4	1317
Разнос борта карьера	м <sup>3</sup>	2250	48	123360,0	2467
Дренажные горные выработки	м <sup>3</sup>	2514,6	52	1307,6	26
Автодороги	км.	10,5	12610	132,4	3
Всего по карьеру:				265925	5319

Расчет общей стоимости при проходке капитальной траншеи, разрезной траншеи, дренажных горных выработок, также по разному бортов, прокладке автодороги производят по формуле:

$$C_{\text{общ.}} = V_{\text{раб.}} \times C, \text{ тыс.руб.},$$

(9.2)

где  $V_{раб}$  - объём работ, тыс. м<sup>3</sup>;  $C$  - стоимость, тыс. руб.

Годовую сумму амортизационных отчислений определяют из выражения:

$$A = \frac{C_{общ.} \times H_a}{100}, \text{ тыс.руб.},$$

(9.3)

где  $C_{общ}$  - общая стоимость, тыс. руб.;  $H_a$  - норма амортизации, % .

Принимаем  $H_a=2\%$ .

Капитальные затраты на производственные здания рассчитывают, исходя из их объемов и стоимости строительства 1м.

Таблица 9.3 - Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Количество, шт.	Цена за единицу, тыс.руб.	Общая сумма затрат, тыс руб	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации
Здания и сооружения:					
АТЦ	1	10650	10650	2,5	266,25
РГБ	1	26935	26935	2,5	673,38
Раскомандиров	1	212	212	2,5	5,3
Котельная	2	2687	5374	2,5	134,35
Склады	6	935	5610	2,5	140,25
ГПП	1	32000	32000	2,5	800
Трубопровод	1	316	316	2,5	7,9
Итого			81097		2027,43
Транспорт и связь;					
Автомобили	1	632	632	7	44,24
АЗС	1	2381	2381	10	238,1
Связь	-	-	234	5	11,7
Итого			3247		294,04
Всего по			84344		2321,47

Затраты на здания и сооружения составляют 81097 тыс. руб.

Из таблицы 9.3 видно, что технологические бытовые помещения требуют больших капитальных затрат.

Далее определяют общую сумму капитальных затрат на

оборудование по формуле:

$$\sum Z_{\text{кап.}} = C_{\text{б}} \times n, \text{ тыс.руб.},$$

(9.4)

где  $C_{\text{б}}$  - балансовая стоимость, тыс. руб.;  $n$  - количество оборудования, ед.

Годовой фонд амортизационных отчислений находят из выражения

$$\Phi_{\text{отч.}} = \sum Z_{\text{кап.}} \times \frac{H_a}{100}, \text{ тыс.руб.},$$

(9.5)

Капитальные затраты на оборудование представлены в таблице 9.4.

Таблица 9.4 - Смета капитальных затрат на оборудование

Наименование оборудования	Кол-во единиц	Стоимость, тыс.руб	Общая сумма, тыс.руб.	Норма амортизации, %	Сумма амортизации, тыс.руб
Вскрышные работы					
1. Бурение					
PV 235	6	55000	330000	32,4	107027,0
2. Экскавация					
ЭКГ-10	4	135000	540000	32,4	175135,1
3. Транспортирование					
Самосвал САТ 785С	15	63000	945000	32,4	306486,5
4. Отвалообразование					
Бульдозер D-355	4	28000	112000	32,4	36324,3
Итого:	29		1927000,0		624973,0
Добычные работы					
1. Бурение					
PV 235	3	55000	165000	32,4	53513,5
2. Экскавация					
ЭКГ-10	2	135000	270000	32,4	87567,6
3. Транспортирование					
Самосвал САТ 785С	6	63000	378000	32,4	122594,6
4. Складирование					

Бульдозер D-355	2	28000	56000	32,4	18162,2
Итого:	13		869000,0		281837,8
Итого по карьере:	42		2796000,0		906810,8

Сводная смета капитальных затрат на строительство предприятия приведены в таблице 9.5.

Таблица 9.5 - Смета капитальных затрат на строительство предприятия

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс.руб	Затраты на 1 т годовой добычи, руб.
<b>Часть 1</b>		
Горно-капитальные работы	265925,0	25,8
Промышленные здания и сооружения	81097,0	7,9
Горное оборудование	2796000,0	271,5
Транспорт и связь	3247,0	0,3
Инструменты и производственный инвентарь	175,2	0,0
Благоустройство промышленной площадки	3503,0	0,3
Временные объекты на строительные работы	14012,0	1,4
Итого по первой части сметы:	3163959,2	307,2
<b>Часть 2</b>		
Содержание дирекции строящегося предприятия	2101,8	0,2
Подготовка территории строительства	3503,0	0,3
Подготовка эксплуатационных кадров	2640,0	0,3
Проектные и изыскательские работы	3503,0	0,3
Итого по второй части сметы:	11747,8	1,1
Всего по 1-ой и 2-ой части сметы	3175707,0	308,3
Жилищное, куртульно-бытовое строительство	15329,0	1,5
Прочие расходы	28024,0	2,7
<b>Всего по смете:</b>	<b>3219060,0</b>	<b>312,5</b>

Затраты на подготовку территории строительства принимаем 1% от суммы, полученной в первой части сметы. Стоимость инструмента и производственного инвентаря принимаем 0,05% от

суммы первой части сметы. Затраты на временные здания и сооружения, служащие в период строительства, принимаем 4% от суммы 1 части сметы. Сумму затрат на прочие работы принимаем 8% от суммы 1 части сметы. Содержание дирекции строящегося предприятия 0,6% от суммы первой части сметы. Расходы на подготовку кадров устанавливаем исходя из 40 тыс. руб. на 1 ИТР. Затраты на проектирование и изыскательские работы определяем исходя из 1% от сметной стоимости строительства. Величину возвратных сумм по временным зданиям и сооружениям устанавливаем в размере 40% от их стоимости.

### 9.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого

Калькуляция себестоимости 1т. полезного ископаемого определяется по всем процессам и является важной частью технико-экономического обоснования плана по себестоимости. Первоначально рассчитывается калькуляция себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрышных пород по процессам технологического цикла производства, затем себестоимость добычи.

#### 9.3.1 Вспомогательные материалы

Данная статья включает затраты: на нормируемые материалы на добычу 1т. полезного ископаемого(1м вскрышных работ) - взрывчатые вещества, средства взрывания канат, кабель, шин и др. Все расчеты сведены в таблицу 9.6.

Таблица 9.6 - Расчет затрат по статье "Вспомогательные материалы"

Наименование материалов	Ед. измерения	Год. объём производства, тыс. т	Норма расхода	Цена за единицу, тыс.	Сумма затрат, тыс. руб.
Вскрышные работы					
1. Бурение					
Долото	шт./1000 м <sup>3</sup>	8700	0,029	45	11353,5
Штанга буровая	шт./1000 м <sup>3</sup>		0,01	28	2436



Диз. топливо	т/1 000 м <sup>3</sup>		0,129	35	39280,5
Смазка	кг/1000 м <sup>3</sup>		3,7	0,25	8047,5
Итого:					61117,5
2. Взрывание					
ВВ	т/1000 м <sup>3</sup>	8700	0,71	21	129717
ДШ	м/1 000 м <sup>3</sup>		50	0,008	3480
ЭД	шт./1000 м <sup>3</sup>		0,027	0,015	3,5
Шашка-Т-400Г	шт./1000 м <sup>3</sup>		2,5	0,04	870
РП-Д	шт./1000 м <sup>3</sup>		1	0,02	174
Итого:					134244,5
3. Экскавация					
Коронка ковша	шт./1000 м <sup>3</sup>	8700	0,009	100	7830
Диз. топливо	т/1 000 м <sup>3</sup>		0,3	35	91350
Смазка	кг/1000 м <sup>3</sup>		3,68	0,25	8004
Итого:					107184
4. Транспортировка					
Шины	шт./1000 м <sup>3</sup>	8700	0,005	600	26100,0
Диз. топливо	т/1 000 м <sup>3</sup>		0,459	35	139765,5
Смазка	кг/1000 м <sup>3</sup>		1,53	0,25	3327,8
Итого:					169193,3
5. Отвалообразование					
Смазка	кг/1000 м <sup>3</sup>	8700	0,53	0,025	115,3
Диз. топливо	т/1 000 м <sup>3</sup>		0,055	35	16747,5
Итого:					16862,8
Всего по вскрыше:					488602,0
Добычные работы					
1. Бурение					
Долото	шт./1000 м <sup>3</sup>	3800	0,029	45	4959
Штанга буровая	шт./1000 м <sup>3</sup>		0,01	28	1064
Диз. топливо	т/1 000 м <sup>3</sup>		0,122	35	16226
Смазка	кг/1000 м <sup>3</sup>		3,7	0,25	3515
Итого:					25764,0
2. Взрывание					
ВВ	т/1000 м <sup>3</sup>	3800	0,8	21	63840
ДШ	м/1 000 м <sup>3</sup>		50	0,008	1520
ЭД	шт./1000 м <sup>3</sup>		0,028	0,015	1,596
Шашка-Т-400Г	шт./1000 м <sup>3</sup>		2,3	0,04	349,6
РП-Д	шт./1000 м <sup>3</sup>		0,9	0,02	68,4
Итого:					65779,6
3. Экскавация					
Коронка ковша	шт./1000 м <sup>3</sup>	3800	0,009	100	3420
Диз. топливо	т/1		0,3	35	39900
Смазка	кг/1000		3,68	0,25	3496
Итого:					46816
4. Транспортировка					

Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата
--------	--------	-----------	----------	------

СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ

Лист/Л

182

Шины	шт./ 1000м <sup>3</sup>	3800	0,01	600	22800
Диз. топливо	т/1000м <sup>3</sup>		1,047	35	139251
Смазка	кг/1000 м <sup>3</sup>		1,53	0,25	1453,5
Итого:					163504,5
5. Складирование					
Смазка	кг/1000м <sup>3</sup>	3800	0,53	0,25	503,5
Диз. топливо	т/1000м <sup>3</sup>		0,055	35	7315
Итого:					7818,5
Всего по добыче:					309682,6
<b>Всего по карьере:</b>					<b>798284,6</b>

Затраты по статье "Вспомогательные материалы" составили 798284,6 тыс. руб.

### 9.3.2 Энергия

По данной статье учитываются затраты электроэнергии. Тарифы на электроэнергию зависят от района, в котором находится предприятие.

Затраты на электроэнергию рассчитываются следующим образом:

$$Z_{\text{э}} = \Sigma (W \times K_{\text{с}} \times K_{\text{л}}) \times a \times 8760, \text{ руб.},$$

где  $W$  - мощность потребителя;  $a$  - тариф за 1 кВт/час;  $K_{\text{с}}$  - коэффициент спроса;  $K_{\text{л}}$  - коэффициент использования (для освещения равен 0,4).

Данные для расчетов берем из таблицы 6.1:

$$Z_{\text{э}} = ((1000 + 1890 + 1500) \times 0,8 \times 0,85 + (20 + 60 + 12) \times 0,4 \times 1 + 640 \times 600 \times 0,6 \times 0,7 + 2 \times 0,804 \times 0,4 + 100 \times 0,5 \times 0,7 + 150 \times 0,4 \times 0,5 + 300 \times 0,8 \times 8760 = 93778,7 \text{ тыс.руб.}$$

Затраты по статье "Электрическая энергия" составили 93778,7 тыс. руб.

### 9.3.3 Фонд оплаты труда производственных рабочих

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		183

Для данной статьи рассчитываем списочную численность персонала.

Явочную численность рабочих находим по формуле:

$$K_{я.ч.} = n_{см} * N_{об}$$

(9.7)

Списочную численность рабочих находим по формуле:

$$K_{с.ч.} = K_{я.ч.} * K_{сп}$$

(9.8)

Таблица 9.7 - Расчет списочной численности производственных рабочих и ремонтной службы

Профессия рабочего	Количество во оборудов.	Норма числен.	Кол-во смен	Ксп	Явочная числен., чел	Списочная числен., чел
Вскрыша						
1. Бурение						
Машинист РГТ VIPER	6	1	2	1,50	12	21
Помощник машиниста	6	1	2	1,50	12	21
Итого по бурению					24	42
2. Взрывание						
Взрывник	1	6	1	1,75	6	10
Итого по взрыванию					6	10
3. Эскавация						
Машинист ЭКГ-10	4	1	2	1,75	8	14
Помощник машиниста	4	1	2	1,75	8	14
Итого по эскавации					16	28
4. Транспортировка						
Водитель	15	1	2	1,75	30	52
Итого по транспортировке					30	52
5. Отвалообразование						
Машинист бульдозера	4	1	2	1,75	8	14
Итого по отвалообразованию					8	14

<b>Всего по вскрыше</b>					<b>84</b>	<b>146</b>
Добыча						
1. Бурение						
Машинист РПТ VIPER	3	1	2	1,75	6	10
Помощник машиниста	3	1	2	1,75	6	10
Итого по бурению					12	20
2. Взрывание						
Взрывник	-	3	1	1,75	3	5
					3	5
3. Эскавация						
Машинист ЭКГ-10	2	1	2	1,75	4	7
Помощник машиниста	2	1	2	1,75	4	7
Итого по эскавации					10	14
4. Транспортировка						
Водитель	6	1	2	1,75	12	21
Итого по транспортировке					12	21
5. Складирование						
Машинист бульдозера	2	1	2	1,75	4	7
Итого по отвалообразованию					4	7
<b>Всего по добыче</b>					<b>41</b>	<b>67</b>
Вспомогательные рабочие						
Автогрейдер ДЗ-98Б	2	1	2	1,75	4	7
Пескоразбрасыватель АП-17	3	1	2	1,75	3	5
Снегоочиститель Д-470	1	1	2	1,75	2	3
Поливочная машина КамАЗ-53202	3	1	2	1,75	3	5
Бульдозер D-355	2	1	2	1,75	4	7
Автопогрузчик ТО-18А	1	1	2	1,75	2	3
Дорожный каток Д-326	1	1	2	1,75	2	3
<b>Итого по вспомогательным рабочим:</b>					<b>20</b>	<b>33</b>
Ремонтная служба						

Изм.Из	ЛистЛ	№ докум.№	ПодписьП	Дата
--------	-------	-----------	----------	------

СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ

ЛистЛ

185

Токари-станочники	9	1	2	1,75	18	31
Слесари и электрослесари	23	1	2	1,75	23	40
Кузнецы-прессовщики	3	1	2	1,75	6	10
Электрогазосварщик	3	1	2	1,75	6	10
Слесарь - ремонтник	12	1	2	1,75	24	42
<b>Итого ремонтной группе:</b>					<b>77</b>	<b>133</b>

К основной заработной плате относят все виды оплаты за фактически выполненную работу или отработанное время.

Затраты по основной заработной плате:

$$Z_o = 12 \times \sum N_v \times T_p \times (K_n \times K_{п} \times K_p \times K_c), \text{ руб.},$$

где  $N_v$  - количество выходов одной профессии, дн;  $T_p$  - тарифная ставка;  $K_n$  - коэффициент, учитывающий доплату в ночное время,  $K_n=0,2$ ;  $K_{п}$  - коэффициент, учитывающий доплату за премирование рабочих из фондов зарплаты,  $K_{п}=1,3$ ;  $K_p$  - районный коэффициент;  $K_c$  - северные надбавки.

Результаты расчетов представлены в таблице 9.8.

Отчисления на социальное страхование во внебюджетные фонды. Единый социальный налог составляет 26% от фонда заработной платы, 4,2% отчисления в социальный фонд страхования от несчастных случаев. Результаты расчетов представлены в таблице 9.10.

Таблица 9.10 - Отчисления на социальное страхование производственных рабочих

Показатели	Отчисления, тыс. руб.
<b>Вскрышные работы</b>	
ЕСН (26%)	30628,6
Отчисления в ФСС от несчастных случаев (4,2%)	4947,7
<b>Итого:</b>	<b>35576,3</b>
<b>Добычные работы</b>	
ЕСН (26%)	13962,0
Отчисления в ФСС от несчастных случаев (4,2%)	2255,4

<b>Итого:</b>	16217,3
<b>Вспомогательные работы</b>	
ЕСН (26%)	4612,5
Отчисления в ФСС от несчастных случаев (4,2%)	745,1
<b>Итого:</b>	5357,6
<b>Всего по карьере:</b>	<b>57151,2</b>

Итого затраты по статье "ФОТ производственных рабочих" составили 246393,7 тыс. руб.

### 9.3.4 Расходы по эксплуатации и содержанию оборудования

В данную статью включают также затраты по заработной плате (основной, дополнительной) и отчислениям на социальное страхование ремонтной службы.

Таблица 9.11 - Сводная смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
1. Эксплуатация оборудования (3% от стоимости)	83880,0
2. Основная и дополнительная зарплата	30584,6
3. Отчисления на соц. страхование (30,2% от ФОТ)	9236,5
4. Текущий ремонт оборудования (8% от стоимости)	223680,0
5. Прочие затраты (10% от 1 и 4 строк)	30756,0
<b>Итого:</b>	<b>378137,1</b>

### 9.3.5 Цеховые расходы

Таблица 9.12 - Штатное расписание и фонд заработной платы руководителей и специалистов

Наименование должности	Кол-во, чел	Месячный оклад, руб.	Премия, руб.	Заработок с учетом РК и СК, руб.	Сумма годового заработка, руб.

Начальник карьера	1	45000	13500	157950	1895400
Главный инженер карьера	1	40000	12000	140400	1684800
Главный энергетик карьера	1	35000	10500	122850	1474200
Главный механик карьера	1	35000	10500	122850	1474200
Мастер по ремонту экскаваторов	2	17000	5100	59670	1432080
Мастер по ремонту буровых станков.	2	17000	5100	59670	1432080
Мастер БВР	5	23000	6900	80730	4843800
Горный мастер	9	23000	6900	80730	8718840
Начальник участка осушения	1	30000	9000	105300	1263600
Мастер участка осушения	2	20000	6000	70200	1684800
Маркшейдер	4	15000	4500	52650	2527200
Геолог	3	15000	4500	52650	1895400
Техник-геолог	1	15000	4500	52650	631800
Техник-гидрогеолог	3	15000	4500	52650	1895400
Начальник ГРП	1	30000	9000	105300	1263600
Геолог ГРП	2	15000	4500	52650	1263600
Начальник РМЦ.	1	25000	7500	87750	1053000
Мастер РМЦ.	4	17000	5100	59670	2864160
Всего:	44				39297960

Таблица 9.13 - Смета цеховых расходов

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб.
Содержание аппарата управления цехом	39298,0
Отчисления на социальное страхование	11868,0
Охрана труда и ТБ-2% от заработной платы рабочих и цехового персонала	5182,5
Содержание зданий и сооружений (1% от их стоимости)	811,0
Текущий ремонт зданий и сооружений (2% от их стоимости)	1621,9
Рационализация и изобретательство	3929,8
Прочие(10% от предыдущих расходов)	6271,1
<b>Итого:</b>	<b>68982,3</b>

Составляем сводные калькуляции себестоимости 1 м<sup>3</sup> вскрышных пород и добычи 1 т полезного ископаемого (таблицы

9.14, 9.15).

Таблица 9.14 - Сводная калькуляция себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрышных пород, рубль

Статьи расходов	Процессы работ					Сумма
	бурение	взрывание	экскавация	транспортирование	отвалообразование	
1.Вспомогательные материалы на технологические цели	7,03	15,43	12,32	19,45	56,16	110,38
2.Энергия	1,88	0,00	1,88	1,88	1,88	7,50
3.Основная заработная плата производственных рабочих	3,08	0,59	2,46	4,58	0,92	11,63
4.Дополнительная заработная плата производственных рабочих	0,51	0,10	0,40	0,75	0,15	1,91
5.Отчисления на социальное страхование	1,08	0,21	0,87	1,61	0,32	4,09
6.Амортизация	12,30	0,00	20,13	35,23	4,18	71,84
7.Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	5,13	0,00	8,39	14,69	1,74	29,96
8.Цеховые расходы	1,56	0,37	1,04	1,94	0,52	5,43
<b>Карьерная себестоимость вскрышных работ</b>	<b>32,56</b>	<b>16,69</b>	<b>47,50</b>	<b>80,12</b>	<b>65,87</b>	<b>242,74</b>

Таблица 9.15 - Сводная калькуляция себестоимости добычи 1 т руды, рубль

Статьи расходов	Процессы работ					Сумма
	бурение	взрывание	экскавация	транспортирование	складирование	
1.Вспомогательные материалы на технологические цели	2,50	6,39	4,55	15,87	0,76	30,07
2.Энергия	0,69	0,00	0,69	0,69	0,69	2,77
3.Основная заработная плата производственных рабочих	1,24	0,25	1,04	1,56	0,39	4,48
4.Дополнительная заработная	0,20	0,04	0,17	0,26	0,06	0,74



плата производственных рабочих						
5.Отчисления на социальное страхование	0,44	0,09	0,37	0,55	0,14	1,57
6.Амортизация	5,20	0,00	8,50	11,90	1,76	27,36
7.Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	2,17	0,00	3,55	4,96	0,74	11,41
8.Цеховые расходы	0,63	0,16	0,44	0,66	0,22	2,11
9.Погашение вскрышных работ	74,0 4	39,2 3	109,1 3	185,7 9	152,3 2	560,5 1
Карьерная себестоимость добычных работ	87,1 1	46,1 4	128,4 3	222,2 5	157,0 8	641,0 2

К переменным затратам относятся: вспомогательные материалы на технологические цели, энергия на технологические цели основная заработная плата основных рабочих, дополнительная заработная плата производственных рабочих, единый социальный налог и другие, погашение вскрышных работ.

#### 9.4 Расчет технико-экономических показателей проекта

Эффективность проекта в целом определяется путем сравнения проектных данных и данных по предприятию-аналогу с использованием системы показателей, включающих в себя объем производства, количество реализованной продукции, прибыль, рентабельность производства и т.п.

Таблица 9.16 - Техничко-экономические показатели проекта

Наименование показателей	Проект	Аналог
Производительность карьера по полезному ископаемому, тыс.т/ год	1030 0	6000
Объем вскрыши на 1 т добычи, м3/т	0,87	0,87
Срок эксплуатации карьера, лет	10	18
Среднесписочная численность, чел	335	238
В том числе рабочих, чел	291	194
Средняя заработная плата рабочего за месяц, руб.	5620 0	5280 0
Себестоимость добычи руды, руб./т.	641, 02	879, 26

Себестоимость вскрыши, руб./м3.	242,74	314,02
Удельные капитальные затраты, руб./т	312,5	350,1
Срок окупаемости капитальных вложений, лет.	2	3,4
Рентабельность, %.	21,3	19,17
Прибыль от реализации, руб./т.	304,22	102,33
Фондоотдача, т/руб.	3,57	2,85
Эффективность капитальных вложений, %	63,2	29,2

Балансовую прибыль на проектируемом горном предприятии определяют по формуле:

$$\Pi_{\text{бал.}} = \Pi_{\text{р}} + /-(V_{\text{нд}} - V_{\text{нр}}) = 3133469,5 - 1098894,6 = 2034574,9 \text{ тыс.руб.}$$

$$\Pi_{\text{р}} = (\text{Ц} - \text{С}_{\text{вс}} - \text{С}_{\text{д}}) * \text{Д} - \text{НДС} = (1000 - 242,74 - 641,02) * 10300 / 1,18 = 3133469,5 \text{ тыс.руб.}$$

где Ц – цена 1 т продукции, руб.; С<sub>д</sub> – полная себестоимость добычи 1 т продукции, руб.; Д – годовой объем продукции, тыс.т; V<sub>нд</sub>, V<sub>нр</sub> - внереализационные доходы и расходы, руб.; Π<sub>р</sub> – прибыль от реализации продукции, руб.; НДС – налог на добавленную стоимость, руб.

Внереализационные расходы включают сумму налогов, относимых на финансовый результат:

- налог на имущество предприятий – 2% от среднегодовой стоимости имущества – 67104 тыс.руб.;

- налог на прибыль предприятия – 20% от прибыли

$$N_{\text{п.}} = (\Pi_{\text{р}} - N_{\text{и}}) * 33\% = (3133469,5 - 67104) * 0,33 = 1031790,6 \text{ тыс.руб.}$$

$$V_{\text{нр}} = N_{\text{и}} + N_{\text{п.}} = 67104 + 1031790,6 = 1098894,6 \text{ тыс.руб.}$$

Уровень рентабельности:

$$R_{\text{нр}} = \frac{\Pi}{\Phi_{\text{o}} + \Phi_{\text{об}}} \times 100 = \frac{2034579,6}{2796000 + 798284} \times 100 = 21,3\%,$$

(9.14)

где Π<sub>б</sub>- балансовая прибыль предприятия за год; Φ<sub>об</sub>, Φ<sub>о</sub>-

среднегодовая стоимость нормируемых оборотных средств предприятия и среднегодовая стоимость основных производственных фондов соответственно.

Фондоотдача:

$$f_{\text{оан.}} = \frac{B}{\Phi_{\text{ц}}} = \frac{10300000}{2880344000} = 3,57 \text{ т/руб.} \quad (9.15)$$

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		192

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Материалы преддипломной практики, 2015г.
2. Проект: Т.3.1. Горнодобывающее и перерабатывающее предприятие на базе месторождения «Благодатное» / Д.Е.Малофеев [и др.]. Красноярск: ИПЦ ЗАО ЗДК «Полнос», 2007.-583 с.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Ч1. М.: Недра, 1985. 549 с.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Ч2. М.: Недра, 1985. 549 с.
5. Справочник: Открытые горные работы / К.И. Трубецкой, М.Г. Потапов, Н.Н. Мельников [и др.]. М.: Горное бюро, 1994.- 590 с.
6. Безопасность при взрывных работах : Сборник документов. Серия 13. Выпуск 1. - 3-е изд. испр. и доп. -М: Закрытое акционерное общество < Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности> , 2010.-264с.
7. Синьчковский В.Н., Капустин В.П., Вокин В.Н. Открытые горные работы. Практикум: учеб. пособие. Красноярск: СФУ, 2010.- 171 с.
8. Демченко И.И. Выбор, обоснование и расчет буровых и выемочно-погрузочных работ, методические указания к курсовому, дипломному проектированию и практическим занятиям. Красноярск: ГАЦМиЗ, 1998. 39 с.
9. Демченко И.И., Буткин В.Д. Буровые машины, методические указания к курсовому проектированию и практическим занятиям. Красноярск: ГАЦМиЗ, 2000. -38 с.
- 10.Подерни Р. Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. М.: Недра, 1985.- 540 с.
11. Гришко А.П., Шелоганов В.И. Стационарные машины и установки: учеб. пособие. М.: Горная книга, 2007.- 320 с.
- 12.Программа Borland Delphi 7.0. Выбор оптимального и рационального экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера. Идея Ю.А. Плютова.
- 13.Охрана труда / К.З. Ушаков [и др.]. М.: Недра, 1986.- 624 с.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		193

14. Расчет транспортных машин открытых горных разработок: Методическое указание к практическим занятиям, курсовому и дипломным проектам для студентов специальности 0905 / под ред. Ю.А. Плютов. Красноярск: ГАЦМиЗ, 1995.- 40 с.

15. ПБ 03-498-02 Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М.: НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2003.- 152 с.

16. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых: Ч.2. Технология и комплексная механизация открытых разработок / Новожилов М. Г. [и др.]. М.: Недра, 1971.- 552 с.

17. Заварыкин Б.С., Герасимов А.И. Электроснабжение карьера: учеб. пособие. Красноярск: [б. и.], 2006.- 108 с.

18. ВНТП 35-86 Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. М.: Унипроммедь, 1986.- 134 с.

19. РТМ 36.18.32.4-92 Указания по расчёту электрических нагрузок. М.: ВНИПИ ТяжПромЭлектроПроект, 1992.- 40 с.

20. СНиП 23-05-96 Естественное и искусственное освещение. М.: Главтехнормирование Минстроя России, 1996.- 55 с.

21. Горные машины и оборудование: методические указания к дипломному проектированию для студентов специальности 1701 / под ред. А.В. Гилев. Красноярск: КИЦМ, 1993.- 35 с.

22. Гилев А.В., Мишхожев Х.М. Ремонт машин и оборудования: Метод. указания по курсовому и дипломному проектированию. Красноярск: КИЦМ, 1990.- 40с.

23. Надежность технологических машин и оборудования: методические указания к практическим занятиям для студентов специальности 150402, 150404 / под ред. В.А. Карепов, В.Т. Чесноков. Красноярск: ГАЦМиЗ, 2006.- 52 с.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		194

24. Безопасность труда в промышленности: Справочник / Ткачук К.Н., Галушко П.Я., Сабарно Р.В. [и др.]. Киев: Техника, 1982.- 231 с.

25. Шины для строительной и карьерной техники. Каким образом поддержание хорошего состояния подъездных дорог сказывается на сроке эксплуатации шин? URL: <http://www.probelaz.ru/ru/help/usefull/37.html> (дата обращения: 20.03.2013).

26. Белшина - один из крупнейших производителей шин для карьерной техники в мире. URL: <http://maxi-exkavator.ru/articles/different/~id=1529> (дата обращения: 20.03.2013).

27. Ракитина В.А., Булатова М. Т. Крупногабаритные шины. Дефицит. Эксплуатация, защита, ремонт // Горная Техника. 2008. №2. С. 40-46.

28. Технологии переработки изношенных шин. URL: <http://www.explotex.com/ru/?a=news&idnew=48> (дата обращения: 20.04.2013).

29. Какие способы утилизации автопокрышек используются сегодня в мире? URL: <http://www.valkont.ru/about/articles/metody-utilizatsii-shin-i-rti/> (дата обращения: 20.04.2013).

30. Машины для земляных работ / Под общ.ред. Д.П.Волкова. М.: Машиностроение, 1992.- 448 с.

31. Алешин О.Н. Машины для земляных работ. Брянск: БГТУ, 2005.- 172с.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
						195
Изм.Изд	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В настоящем дипломном проекте рассмотрены вопросы эксплуатации горных машин и комплексов при разработке золоторудного месторождения «Благодатный» открытым способом.

В «Горной» части проекта обоснована структура комплексной механизации, определены параметры карьера, произведены расчеты производственных процессов.

В части «Механическое оборудование карьеров» обосновано количество буровых станков и экскаваторов, проведен расчет мощностей приводов рабочего оборудования экскаватора.

В разделе «Карьерный транспорт» обоснован вид транспорта, с помощью программы «Выбор оптимального и рационального типов экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера».

На выбранные машины выполнен расчет необходимого количества ТО и ремонтов, спроектирована ремонтная база предприятия.

Водоотлив на карьере осуществляется с помощью насосов типа ЦНС.

В электромеханической части произведен расчет электроснабжения на карьере.

В специальной части проекта решены следующие задачи:

Повышение производительности погрузочного оборудования карьера "Благодатный" за счет внедрения системы мониторинга технического состояния

- определена экономическая эффективность от внедрения системы мониторинга – рентабельность от внедрения на производстве составляет 153%.

В проекте рассмотрены вопросы по борьбе с вредными и опасными факторами, технические и организационные мероприятия по обеспечению безопасности и охрана окружающей среды.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		196

В экономической части произведен анализ хозяйственной деятельности предприятия, расчет себестоимости добычи руды и основных технико-экономических показателей проекта.

					СФУ ИГДГГ ДП - 150402.65 - 121013636 ПЗ	Лист/Л
Изм.Из	Лист/Л	№ докум.№	ПодписьП	Дата		197