

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.С. Морин

подпись инициалы, фамилия

« ____ » _____ 2021 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04.09 «Горные машины и комплексы»

код и наименование специальности

Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке рудного
месторождения открытым способом

Тема

Пояснительная записка

Руководитель _____
подпись, дата

должность, ученая степень

Ю.А. Плютов
инициалы, фамилия

Выпускник _____
подпись, дата

И.Р. Бовда
инициалы, фамилия

Красноярск 2021

Продолжение титульного листа ДП по теме _____

Консультанты по
разделам:

Технология горных работ
наименование раздела

подпись, дата

Е.В. Кирюшина
инициалы, фамилия

Механическое оборудование
Карьеров
наименование раздела

подпись, дата

И.И. Демченко
инициалы, фамилия

Транспорт
наименование раздела

подпись, дата

Ю.А. Плютов
инициалы, фамилия

Технология ремонта
наименование раздела

подпись, дата

Т.А. Герасимова
инициалы, фамилия

Стационарные установки
наименование раздела

подпись, дата

А.С. Морин
инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности
и охрана труда
наименование раздела

подпись, дата

А.В. Галайко
инициалы, фамилия

Экономическая часть
наименование раздела

подпись, дата

Р.Р. Бурменко
инициалы, фамилия

Нормоконтролер

подпись, дата

инициалы, фамилия

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.С. Морин

подпись инициалы, фамилия

« ____ » _____ 2021 г.

ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломного проекта

Студент Бовда Игорь Романович

фамилия, имя, отчество

Группа ГГ15-12 Направление (специальность) 21.05.04.09

номер

код

Горные машины и комплексы

Наименование кафедры

Тема выпускной квалификационной работы: Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке рудного месторождения открытым способом

Утверждена приказом по университету

Руководитель: Ю.А. Плютов., доцент, канд. тех. наук, доцент каф. ГМиК
ИГДГиГ СФУ

Исходные данные для ВКР: Фактические объемы производства карьера “Восточный” ПАО “Полюс”. Объем добычи 7 млн. т в год, объем вскрыши 17,6 млн. т в год.

Перечень разделов ВКР 1. Технология открытых горных работ. 2. Механизация открытых горных работ. 3. Транспорт. 4. Стационарные установки. 5. Технология ремонта. 6. Безопасность жизнедеятельности и охрана труда. 7. Специальная часть 8. Экономическая часть

Перечень графического материала: Лист 1. Генеральный план; Лист 2. Процессы; Лист 3. План ремонтной базы; 4. Техничко-экономические показатели; Презентация

Руководитель ВКР

подпись

Ю.А. Плютов

инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению

подпись

И.Р. Бовда

инициалы и фамилия студента

« ____ » _____ 2021 г.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1 Технология ведения горных работ	9
1.1 Общая часть	9
1.2 Геологическая часть	12
1.3 Горная часть	19
2 Механическое оборудование карьеров	37
2.1 Выбор, обоснование и расчет бурового оборудования	37
2.1.1 Расчет параметров бурения скважин	38
2.1.2 Расчет эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по вскрышным породам	40
2.2 Расчет бурового оборудования по полезному ископаемому	44
2.2.1 Расчет параметров бурения скважин	44
2.2.2 Расчет эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по полезному ископаемому	47
2.3 Выбор, обоснование и расчет выемочно-погрузочного оборудования	51
2.3.1 Выемка полезного ископаемого	51
2.3.2 Основные параметры экскаватора	53
2.3.3 Определение производительности и парка экскаваторов для выемки полезного ископаемого	60
2.3.4 Определение производительности и парка экскаваторов для выемки пустых пород	61
2.4 Выбор, обоснование и расчет выемочно-транспортирующих машин	63
2.5 Вывод по обоснование и расчету выемочно-погрузочных работ	64
3 Карьерный транспорт	65
3.1 Выбор вида транспорта	65
3.2 Формирование базы исходных данных и принятие вариантов оборудования к моделированию	66
3.3 Организация работы автотранспорта	74
4 Стационарные машины и установки	75
4.1 Общие сведения об осушении карьера	76
4.2 Расчет водоотливных установок	77
5 Технология ремонта горных машин и оборудования	82
5.1 Выбор и расчет необходимого количества оборудования	82
5.2 Определение количества и видов ремонтов	89

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке рудного месторождения открытым способом	Лит.	Лист	Листов
Разраб.		<i>Бовда И.Р.</i>					5	37
Провер.		<i>Плютов Ю.А.</i>				ГГ 15-12 ГМ		
Н. Контр.		<i>Плютов Ю.А.</i>						

5.3	Расчет численности ремонтного персонала	95
5.4	Расчет станочного оборудования	97
5.5	Проектирование ремонтной базы	98
5.6	Управление механической службой	101
6	Разработка технологических карт обслуживания редукторов мотор – колеса автосамосвалов в условия проектируемого рудного месторождения	103
6.1	Актуальность технологических карт	103
6.2	Решение проблемы	106
7	Безопасность жизнедеятельности	107
7.1	Организация безопасности труда на открытых горных работах	107
7.2	Безопасность жизнедеятельности на предприятии	108
7.2.1	Анализ опасных и вредных производственных факторов	108
7.2.2	Мероприятия по борьбе с вредными и опасными факторами	109
7.2.3	Меры безопасности при выемочно-погрузочных работах	110
7.2.4	Меры безопасности при взрывных работах	111
7.2.5	Мероприятия по предупреждению поражения электротоком	111
7.2.6	Противопожарная профилактика	112
7.2.7	Защита от вибраций	113
7.2.8	Защита от шума	115
7.3	Проветривание карьера	116
7.4	Охрана окружающей среды	118
7.4.1	Охрана атмосферного воздуха	118
7.4.2	Рекультивация земель	119
7.5	Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях	119
7.5.1	Общие положения	119
7.5.2	Основные рекомендации по составлению оперативной части плана ликвидации аварий	120
7.5.3	Основные мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией на объектах открытых горных работ	121
8	Экономическая часть	122
8.1	Организация управления производством карьера	122
8.1.1	Организация управления производством и производственная структура	122
8.1.2	Режим работы предприятия	123
8.2	Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи руды	124
8.2.1	Расчет суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений	124

8.3. Организация труда и заработной платы работников карьера	126
8.3.1. Расчет численности и фонда заработной платы работников карьера	126
8.4 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого	129
8.4.1 Энергия	129
8.4.2 Амортизация	131
8.4.3 Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	131
8.4.4 Цеховые расходы	131
8.5 Экономической эффективности проекта	132
Заключение	133
Список использованных источников	134

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.

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;
- разработка технических и организационных мероприятий по охране труда и окружающей среды.

Горный инженер механик не может быть в стороне от вопросов технического обслуживания и ремонта, в техники применяемой на предприятиях.

Поэтому в специальной части проекта планируется рассмотреть актуальную задачу по разработке технологических карт, технического обслуживания и ремонта различных узлов карьерных автосамосвалов семейства БЕЛАЗ, это позволит значительно повысить эффективность эксплуатации погрузочно-транспортных комплексов на предприятии аналоге, снизить себестоимость добычи полезного ископаемого и повысить показатели надежности карьерных автосамосвалов.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1 Технология ведения горных работ

1.1 Общая часть

В административном отношении Олимпиадинский ГОК находится на территории Северо-Енисейского района Красноярского края с районным центром в пос. Северо-Енисейский (рисунок 1.1).

Ближайшими к Олимпиадинскому ГОКу населенными пунктами являются пос. Новая Калами (40 км), Тея (80 км), Брянка (150 км). От районного центра п.г.т. Северо-Енисейского месторождение находится на расстоянии 70 км. Районный центр связан с пос. Брянка (пристань на р. Б. Пит) шоссейной дорогой III класса (170 км). ГОК связан с этим шоссе автодорогой III класса (25 км). Транспортная связь ГОКа в настоящее время осуществляется по автомобильной дороге Лесосибирск - Брянка - Олимпиадинский ГОК с переправой через Енисей в летнее время паромом, в зимний период действует временная ледовая переправа через р. Енисей у г. Енисейск и г. Лесосибирск. п.г.т. Северо-Енисейский круглогодично связан с г. Красноярск авиатранспортом

Режим работы предприятия: 365 дней, 2 смены, по 12 часов, вахтовым методом.

Район месторождения типичный среднегорный, таежный, заболоченный.

Климат района резко континентальный с суровой продолжительной холодной зимой и коротким жарким летом. Минимальные зимние температуры (декабрь январь) достигают - 61°C, максимальные летние +34°C (июль). Среднегодовая температура составляет - 5°C. Количество дней со среднесуточной отрицательной температурой воздуха - 209.

Несмотря на отрицательные среднегодовые температуры, многолетнемерзлые породы в районе месторождения отсутствуют. Незначительная глубина сезонного промерзания объясняется ранним и устойчивым снежным покровом без промежуточного оттаивания.

Преобладающее направление ветров для промплощадки: западное и юго-западное.

Средняя продолжительность ледостава 187 дней. Глубина промерзания на открытых местах до 3 м. Многолетнемерзлые грунты встречаются отдельными островками в долинах рек и на северных склонах. Непосредственно на площадке ГОКа вечная мерзлота не обнаружена. Относительно небольшая глубина сезонного промерзания объясняется ранним и устойчивым снежным покровом без промежуточного оттаивания.

Севернее месторождения вдоль правого берега ручья Олимпиадинский расположен жилой поселок Еруда. Место размещения рабочего поселка для расселения работников карьера определено вблизи карьера «Восточный».

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Объекты Олимпиадинского ГОКа размещены в районе месторождения на нескольких площадках, рисунок 1.2.



Рисунок 1.1 - действующие и перспективные предприятия

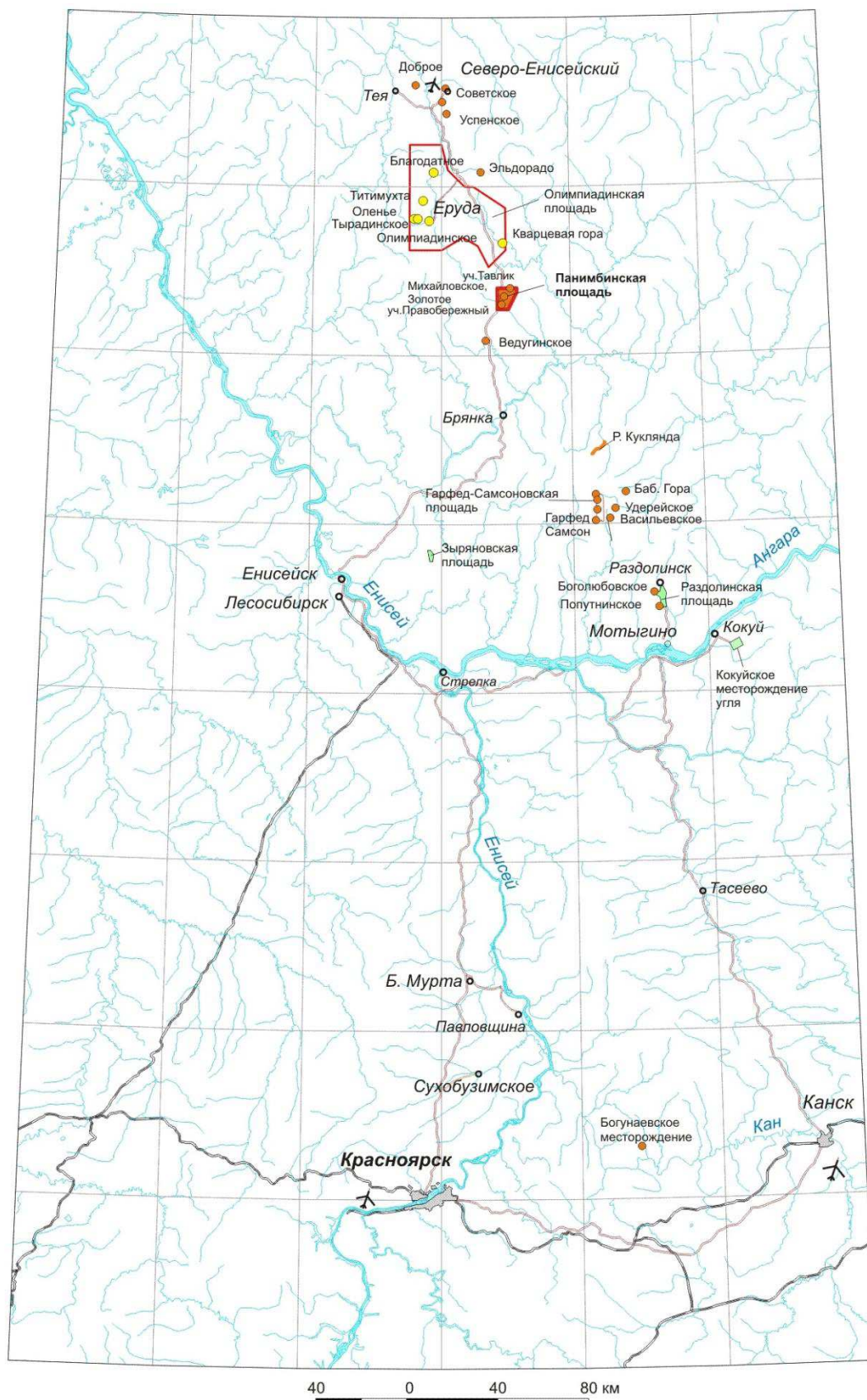


Рисунок 1.2 - Обзорная карта (1:250000)

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522

Лист

11

1.2 Геологическая часть

Олимпиадинское месторождение открыто в 1975 году.

В 1978-80 годах Северной ГРЭ ГПИ «Красноярскгеология» проведены поисково-оценочные работы, в 1981-82 годах выполнялась предварительная разведка.

В 1983-85 годах, в связи с весьма крупными запасами месторождения и выявлением богатых и технологичных окисленных руд, без составления ТЭДа и подсчета предварительно оцененных запасов была проведена детальная разведка.

С 1987 года ГОКом была продолжена добыча руд открытым способом на Восточном участке.

По особенностям геологического строения и характеру распределения золота Западный участок Олимпиадинского золоторудного месторождения отнесен к третьей группе.

Олимпиадинское месторождение входит в состав Верхне-Енашиминского рудного узла. Верхне-Енашиминский рудный узел является частью складчатого сооружения.

Олимпиадинское месторождение расположено в пришарнирной части Медвежинской антиклинали в узле пересечения трех зон тектонических нарушений: северо-западного, северо-восточного и субширотного простирания (Татарской, Медвежинской и Широтной).

Олимпиадинское золоторудное месторождение состоит из трех участков: Западного (РТ.1, 2, 3), Промежуточного (РТ.1, 2, 3, 5 и 6) и Восточного (РТ.4). Выделение участков основано на особенностях геологического строения месторождения, литологического и структурного контроля, типах оруденения и морфологии рудных тел. По сложности геологического строения Восточный участок отнесен ко второй группе, участки Западный и Промежуточный – к третьей.

На площади Олимпиадинского месторождения в разрезе верхнекординской подсвиты выделяются четыре литолого-стратиграфические пачки пород (снизу вверх по возрасту):

- пачка слюдисто-кварцевых сланцев, нижняя $PR_2 kd^1_2$
- пачка слюдисто-кварц - карбонатных пород $PR_2 kd^2_2$
- пачка углеродсодержащих пород $PR_2 kd^3_2$
- пачка слюдисто кварцевых сланцев, верхняя $PR_2 kd^4_2$

Всего в пределах месторождения выделяется четыре рудных тела, три из которых располагаются в лежащих складках, осложняющих северное крыло Медвежинской антиклинали, и составляют Западный участок месторождения; четвертое рудное тело, относящееся к Восточному участку, локализуется в пришарнирной части антиклинали и сосредотачивает в себе около 90% запасов месторождения. Рудные тела не имеют четких литологических границ и выделяются по данным опробования.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12

Рудное тело 1 имеет сложную форму, повторяет очертания рудовмещающей структуры. В связи с погружением рудовмещающей складчатой структуры в восточном направлении, вскрываются все более полные разрезы и форма рудного тела становится седловидной. Общая его длина по склонению составляет около 1000 м. Основное оруденение тяготеет к лежащему крылу, в висячем крыле оно прослеживается в виде отдельных маломощных линз. Далее к востоку оруденение в лежащем крыле рудного тела исчезает и переходит в основном в висячее крыло. Мощность рудного тела изменяется в широких пределах от 5 м в крыльях до 60-80 м в раздувах. Максимальная длина по падению 220-230 м.

Рудное тело 2 расположено в слепом залегании под рудным телом 1. Оно приурочено к пологому нарушению развитому по контакту слюдисто-кварцевых сланцев и слюдисто-карбонат-кварцевых сланцев. Простираение рудного тела 2 северо-восточное падение в восток юго-восточное под углом около 30°. Длина рудного тела по простираению 420 м, по падению его длина изменяется от 50 до 110 м. Мощность варьирует в пределах 1,9 – 17,4 м. Средние содержания золота по подсчетным блокам составляют 7,1 – 8,6 г/т.

Рудное тело 3 является непосредственным продолжением рудного тела 1 и контролируется лежащей складкой. Форма рудного тела седловидная, сложная. С поверхности до глубины 60м вдоль контакта пород углеродсодержащей и карбонатной пачек рудное тело 3 окислено. Средние содержания золота по подсчетным блокам 2,5-3,1г/т для неокисленных руд и 3,1-5,2 г/т для окисленных руд.

Рудное тело 4 оконтурено на Восточном участке и располагается между разведочными линиями 20 и 28. С запада на восток тело имеет протяженность 706м, с юга на север 380м. Средняя мощность тела составляет 228м.

Характерной особенностью месторождения является наличие мощной зоны окисления, которая прослеживается вдоль разломов. Ее ширина изменяется от первых метров до нескольких десятков метров, увеличиваясь в узлах сочленения разломов до сотни метров.

По результатам разведочных работ на месторождении выделено два природных и технологических типа руд: первичные золотосульфидные и окисленные.

Первичные руды составляют основную часть запасов Западного участка и около 60% - Восточного участка месторождения. Они представляют собой метасоматически измененные осадочно-метаморфические породы с редкой (~3%) вкрапленностью сульфидов. Среднее содержание золота в первичных рудах составляет 4 г/т при максимальных до 84 г/т. (таблица 1.1, 1.2).

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 1.1 – Минералогический состав окисленных и первичных руд
Восточного участка Олимпиадинского месторождения (по данным
Кровяковой Л.П.,2009г.)

Технологический тип руды	Минеральный состав	
	Минералы	Среднее содержание
Окисленная руда	Кварц	69.0 %
	Серицит	21.8 %
	Гидроокислы железа и марганца	6.6 %
	Сростки, агрегаты и обломки пород	2.1 %
	Монтмориллонит	0.5 %
	Золото	5,3 г/т
	Нерудные основные:	
Первичная руда	кальцит	38.6%
	кварц	33,6%
	мусковит, серицит	17,4%
	второстепенные:	
	Хлорит	5,0%
	Клиноцоизит	2,0%
	Рудные основные:	
	арсенопирит	0.5%
	пирротин	2,5%
	Антимонит	0.15%
	второстепенные:	
	пирит	0.1%
	бертьерит	0.1%
	Примеси:	
	халькопирит	менее 0,05 %
	шеелит	менее 0,05%
	самородное золото	3,7 г/т

Таблица 1.2 – Химический состав окисленных и первичных руд Восточного участка Олимпиадинского месторождения (по данным Кровяковой Л.П., 2009г.)

Технологический тип руды	Химический состав	
	компоненты	Среднее содержание, вес. %
Окисленная руда	SiO ₂	79,5
	TiO ₂	0.6
	Al ₂ O ₃	10.6
	Fe ₂ O ₃	3.5
	FeO	0.4
	MnO	0.2
	MgO	0.6
	CaO	0.3
	K ₂ O	3,3
	Na ₂ O	0.1
	P ₂ O ₅	0.2
	CO ₂	0.2
	Собщ.	0.02
	As	0.17
	Sb	0.02
	Au, г/т	5,3
Первичная руда	SiO ₂	41.8
	TiO ₂	0.6
	Al ₂ O ₃	6.6
	Fe ₂ O ₃	5.7
	FeO	2.7
	MnO	0.4
	MgO	2.7
	CaO	17,0
	K ₂ O	2.0
	Na ₂ O	0.3
	P ₂ O ₅	0.5
	CO ₂	16.8
	Сорг.	0.24
	Сульфид.	1,28
	As	0.26
	Sb	0,07
Au, г/т	3,7	
Ag, г/т	0,4	

Окисленные руды представлены рыхлым тонкозернистым глинисто-алевритовым материалом и широко развиты в приповерхностной части месторождения, особенно его восточного участка, где они прослеживаются

до глубины в 440 м. Максимальные мощности окисленных руд приурочены к зонам разломов. Контакт с неокисленными рудами достаточно резкий, с образованием промежуточной зоны полуокисленных пород мощностью не более 5-20 м.

Содержания золота в окисленных рудах достигают 448 г/т, составляя в среднем по месторождению 9,8 г/т. Самородное золото - тонкодисперсное, основная его часть сосредоточена в классе <0.074 мм. Золото высокопробное (>980), ртутьсодержащее (0,1-3,7%), с незначительными примесями Ag, Cu, Mn, W и Sb.

На Восточном участке Олимпиадинского месторождения развиты два основных комплекса пород: связные и скальные, подчиненное положение занимают дисперсные и полускальные породы.

Таблица 1.3 – Физико-механические свойства скальных пород Восточного участка (по данным Кровяковой Л.П.,2009г.)

Наименование пород	Плотность г/см ³	Пористость, %	Водопоглощение, %	Предел прочности при сжатии, МПа		Коэффициент крепости	Угол внутреннего трения, град.
				В сухом сост	В водонасыщенном сост		
Неокисленные (первичные) руды	2,78	1,38	0,27	130	108,7	10,5	60
Слюдисто-кварцевые сланцы нижней литологической пачки	2,75	2,13	0,29	69,2	50,43	6,5	50
Породы углеродсодержащей пачки (углеродистые кварц-мусковитовые сланцы)	2,77	1,40	0,27	77,6	68,8	7,0	52
Породы слюдисто-кварц-карбонатной пачки	2,81	1,32	0,30	118	75,2	6,7-12,7 8,5	58

Таблица 1.4 – Классификация горных пород по крепости, по степени трещиноватости, по взрываемости, по трудности экскавации (по данным Кровяковой Л.П.,2009г.)

Петрографическая характеристика пород	Коэффициент крепости пород f по шкале Протодяконова	Категория трещиноватости	Категории пород по взрываемости	Категории пород по трудности экскавации
Связные и дисперсные образования				
Окисленная руда (алеврито-глинистые образования)	1-2	1	2	1-2
Алеврито-глинистые образования коры выветривания по метасоматически измененным породам	1-2	1	2	1-2
Делювиальные отложения (растительный грунт с корнями деревьев, дресва, щебень пород с примесью суглинка)	1-2	1	2	2
Аллювиальные отложения (гравий, галька с песком)	1-2	1	2	1-2
Скальные породы				
Неокисленные первичные руды (метасоматиты кварц-карбонатно-сланцевые сульфидизированные)	10-12	3-4	5	5
Частично окисленные первичные руды (метасоматиты кварц-карбонатно-сланцевые сульфидизированные)	6-9	2-4	4	5

Гидрогеологические условия месторождения характеризуются наличием водоносных горизонтов зоны экзогенной трещиноватости и трещинно-жильных вод метаморфических пород, а также поровых вод образований коры выветривания и делювиально-аллювиальных четвертичных отложений. Исходя из литологических особенностей и фильтрационных параметров на месторождении выделено несколько водоносных горизонтов:

Водоносный горизонт делювиально-аллювиальных отложений - распространен полосами шириной 200 - 250 м по долинам рек и ручьев. Мощность обводненных отложений от 1.5 до 13.0 м. Водовмещающими породами являются пески, гравийно-галечные и дресвяно-щебнистые отложения с суглинистым и супесчаным заполнителем. Коэффициент

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

фильтрации от 0.55 до 8.23 м/сут, водопроницаемость от 10.0 до 98.4 м²/сут, дебиты скважин при откачке воды от 0.6 до 2.8 л/сек. Через четвертичные отложения разгружается основная масса подземных вод, через эти отложения происходит и основной транзит поверхностных вод в водоносные горизонты экзогенной трещиноватости и коры выветривания.

В рамках проекта технического перевооружения в основу сырьевой базы Олимпиадинского месторождения легли геологические запасы, полученные на основании блочной модели по состоянию на 01.01.2015г. Запасы Олимпиадинского месторождения составляют 227716 кг золота.

Запасы месторождения утверждены на участках Западном и Восточном, которые изучались поэтапно с момента их открытия. По результатам детальной разведки и доразведки месторождения были разработаны и утверждены постоянные разведочные кондиции для двух технологических типов руд (окисленной и первичной) с подсчетом их запасов.

В настоящее время площадь месторождения условно разделена на участки поперечными разведочными профилями с запада на восток: РЛ.3-РЛ.14 (участок Западный), РЛ.15-РЛ.20 (участок Промежуточный), РЛ.21-РЛ.29 (участок Восточный), где РЛ.21 является граничной между участками.

При изучении сочленения Западного и Восточного участков (участок Промежуточный) были прослежены и оконтурены ранее разведанные рудные тела участка Западного (1, 2 и 3) и выявлены 5 и 6 рудные тела.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						18
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1.3. Горная часть

Олимпиадинское золоторудное месторождение разрабатывается открытым способом с 1985 года.

Сводный календарный план горных работ по карьерам «Восточный», разработанный на основании корректировок предельных контуров и этапов карьеров, представлен в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Основные параметры карьера «Восточный»

Показатель	I этап	II этап	Всего
Горная масса, тыс.м ³	8164	108807	116971
Товарная руда, тыс.т	16713	56743	73456
Среднее содержание, г/т	3.98	3.69	3.76
Металл, кг	66456	209462	275917
Вскрыша, тыс.м ³	1974	87791	89765
Коэффициент вскрыши, м ³ /т	0.1	1.5	1.2
Отметка дна, м	гор.+170	гор.+50	
Угол наклона борта карьера, град.			
- северный		43.5	
- северо-восточный		41.2	
- восточный		41.5	
- юго-восточный		42.1	
- южный		42.1	
- юго-западный		45.0	
- западный		43.2	
- северо-западный		43.5	

Предусматривается применение углубочной кольцевой центральной системы разработки с размещением пустых пород во внешних отвалах, располагаемых на безрудной площади.

Элементы системы разработки определены в соответствии с требованиями «ЕПБ при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» и «Правил технической эксплуатации при разработке месторождений открытым способом» с учетом физико-механических свойств обрабатываемых пород.

Основные параметры I и II этапа карьера «Восточный» представлены в таблице 1.7 и показаны на рисунках 1.3, 1.4.

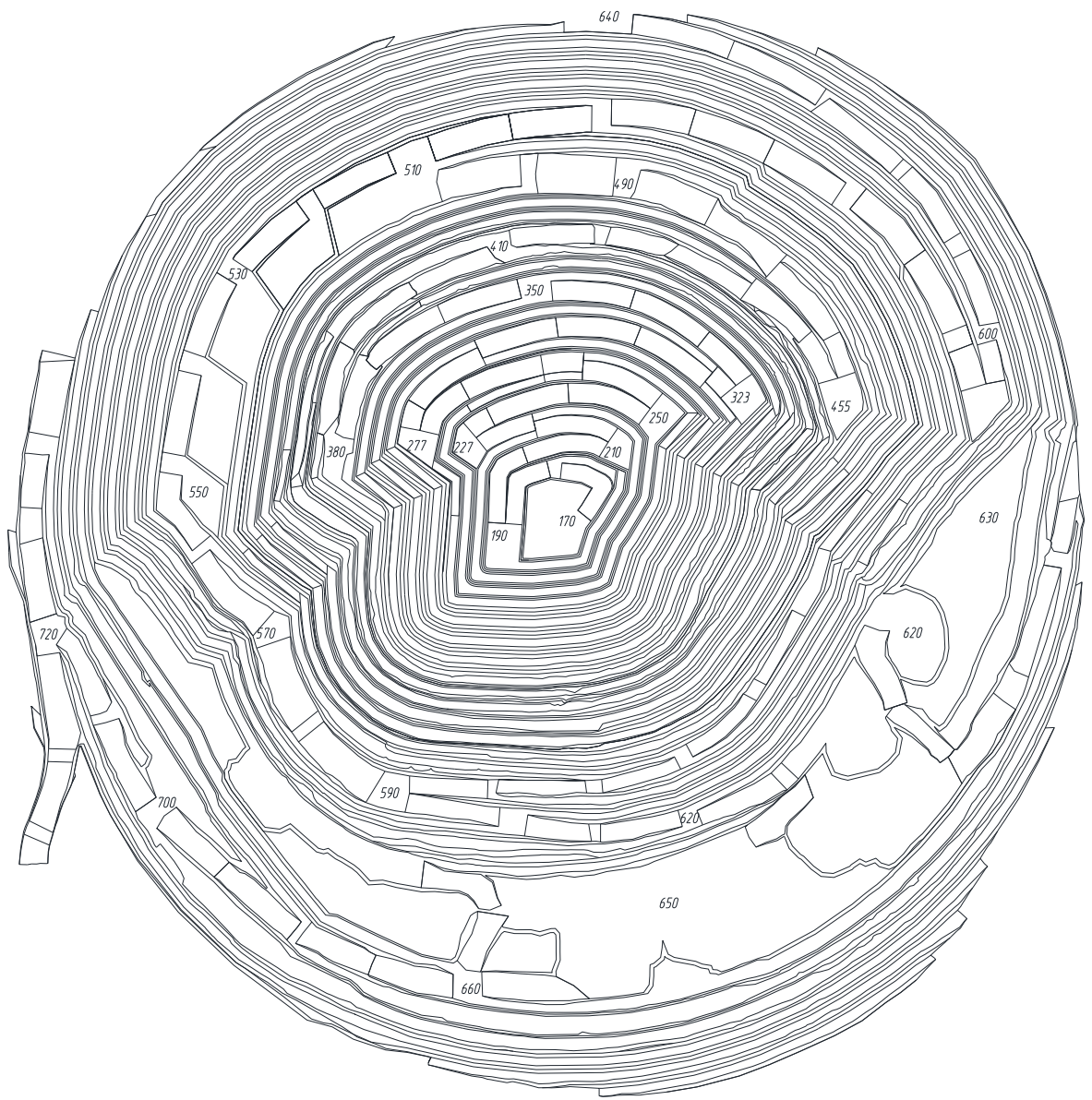


Рисунок 1.3 – Контур I этапа карьера «Восточный»

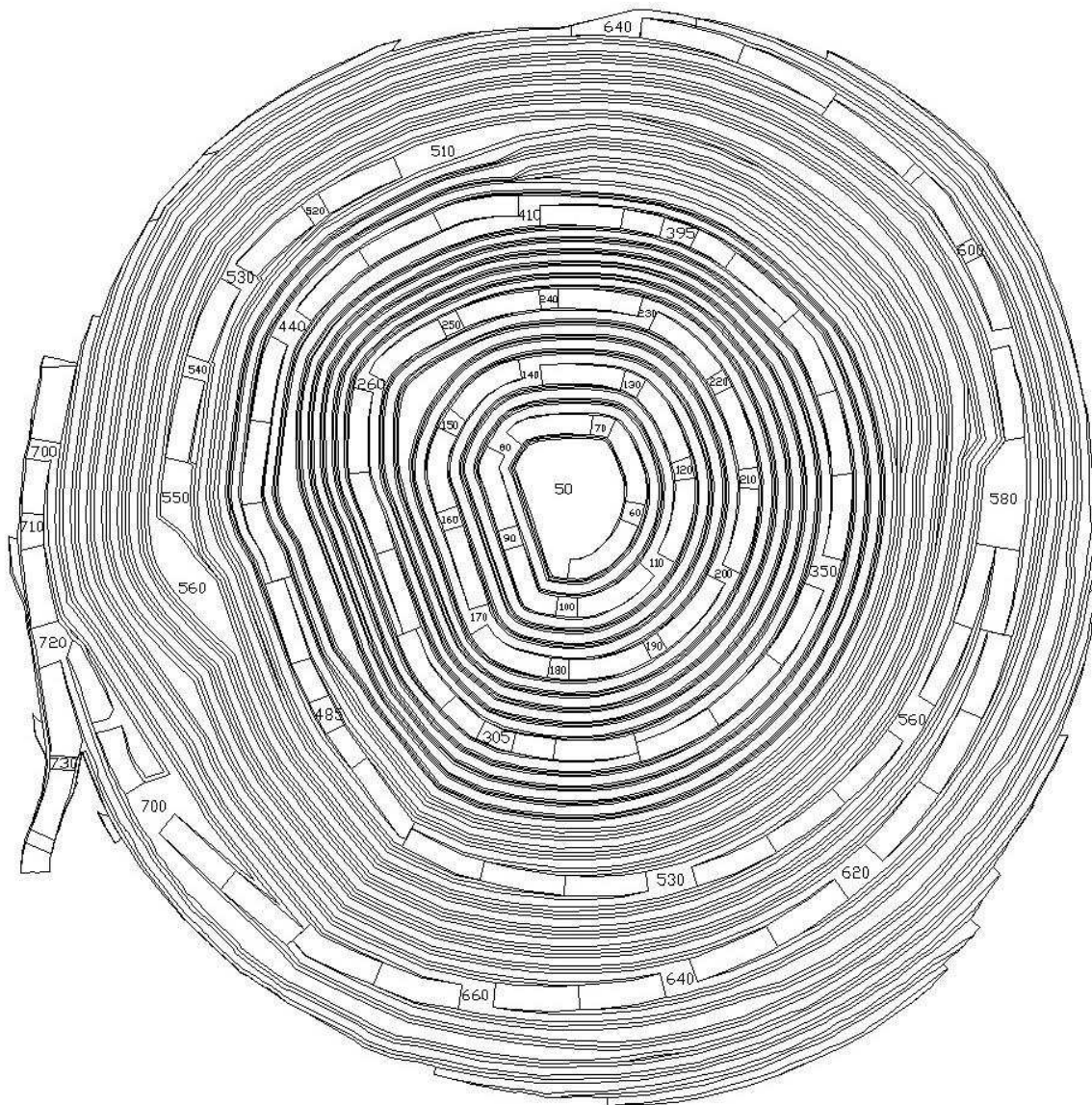


Рисунок 1.4 – Контур II этапа карьера «Восточный»

Бурение взрывных скважин и скважин заоткоски на карьере производится станками шарошечного бурения СБШ-250МНА-32. Основной диаметр бурения 244,5 мм и 215,9 мм. Буровой инструмент шарошечные долота 244,5 ТКЗ-ПВ, 215,9 ТКЗ-ПВ.

Погрузка породы и вскрыши производится экскаваторами ЭЖГ-10 с емкостью ковша 10 м³. Перевозка руды из карьера на буферно-усреднительные склады первичных руд и вскрыши в породные отвалы осуществляется автосамосвалами САТ-777D грузоподъемностью 90т. Транспортировка первичной руд от буферно-усреднительных складов на золотоизвлекательную фабрику производится автосамосвалами САТ-777D.

Складирование руд и вскрыши осуществляется в два буферно-усреднительные склада расположенных рядом с золотоизвлекательной фабрикой и три породных отвалов, которые имеют следующие параметры:

- удаленность границ отвалов от борта карьера 250-900 м;
- высота отвала 60-90 м;
- высота яруса 20-30 м;
- проектная общая емкость породных отвалов – 239,4 млн. м³.

Основные рабочие параметры карьера:

Объемный вес первичной руды	– 2,7 т/м ³
Коэффициент вскрыши	– 6,5 м ³ /м ³
Потери руды при добыче	– менее 1,5%
Разубоживание руды при добыче	– менее 3,7 %
Высота рабочего уступа	– 10 м.
Высота нерабочего уступа по заоткоске	– 20 м.
Ширина бермы безопасности	– 10 м.
Ширина транспортной бермы	– 18-30 м.
Угол откоса рабочего уступа	– 75°
Угол откоса нерабочего борта карьера	– 36° -40°
Продольный уклон дорог	– до 8 %

Нагорная часть в отметках гор.+770–гор.+640 м вскрывается комбинированно. С южной стороны с гор.+745 м капитальной траншеей внешнего заложения до гор.+720 м, с гор.+720 м капитальной внутренней траншеей до гор.+540 м. Также вскрывается отдельными наклонными и парными полутраншеями по западному и восточному борту с отметок поверхности в нисходящем порядке.

Глубинная часть карьера вскрывается с северной стороны в месте примыкания стационарных полутраншей по западному и восточному борту, с гор.+640 м до отметки дна карьера гор.+ 50 м капитальной внутренней траншеей со спиральной формой трассы. Ширина транспортной бермы южной капитальной траншеи внутреннего заложения 37 м, ширина северной капитальной траншеи внутреннего заложения 30 м.

Общий уклон спирального съезда – 65‰, уклон отдельных съездов на рабочие горизонты 80‰, горизонтальная длина отдельного съезда 125 м, длина горизонтальных площадок примыкания - 30 м.

Добыча руды и вскрыши ведется уступами 10 м. При этом в связи с неравномерным оруденением пород в карьере ведется селективная выемка балансовых руд и слабоорудененных пород. На карьере отработана технология заоткоски уступов в предельном положении. В результате бермы безопасности в предельном положении оставляются через каждые 20 м по вертикали. Ширина основных транспортных берм на: верхних горизонтах установлена из расчета движения по съездам автосамосвалов грузоподъемностью 90 т и принята 26 м; на нижних горизонтах ширина транспортных берм – 22 м.

Ширина рабочих площадок на уступах карьера – не менее 30 м, а на отдельных участках рабочей зоны, где выполняется основной объем работ она достигает – 40-60 м.

Система разработки месторождения (по классификации В.В. Ржевского) – углубочная кольцевая.

Так как породы имеют значительную крепость (по шкале В.В. Протодяконова коэффициент крепости - 8-15), для бурения взрывных скважин применяются буровые станки СБШ-250МНА-32, которые хорошо зарекомендовали себя в данных горно-геологических условия.

Таблица 1.6 – Параметры по расчетам карьерного поля

Показатели	Значения
Граничный коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	7,4
Допустимая себестоимость ПИ, руб/м ³	651
Себестоимость переработки 1 м ³ ПИ	1423
Ориентировочная глубину карьера, м	670
Годовая производительность по вскрыше, млн/м ³	21,6
Годовая производительность по горной массе млн/т	30,6

При данной производительности рациональное сочетание вместимости ковша экскаватора – 8-12м³, грузоподъемности автосамосвала – 90-130 тонн. Исходя из этих рекомендаций и действующего оборудования на карьере “Восточный”, принимаем на выемочно-погрузочных работах экскаватор ЭКГ-10, на транспортировке автосамосвалы САТ-777D. Учитывая физико-механические свойства пород и производительность экскаватора ЭКГ-10 на подготовку пород к выемке принимаем буровой станок СБШ-250МНА-32.

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

Количество рабочих дней в году в соответствии с межремонтными сроками бурового, выемочно-погрузочного и транспортного оборудования сведены в таблицу 1.8.

Таблица 1.7 – Число рабочих дней горнотранспортного оборудования

Оборудование	Число рабочих дней
ЭКГ-10	307
СБШ-250МН	300
САТ-777D	300
БелАЗ-7513	300

При разработке Олимпиадинского месторождения на вскрышных и добычных работах применяется экскаваторно-транспортный комплекс оборудования (ЭТК), который показан на рисунке 1.5.

Так как породы имеют значительную крепость (по шкале В.В. Протодяконова коэффициент крепости - 8-15) для бурения взрывных скважин применяются буровые станки СБШ-250МНА-32, которые хорошо зарекомендовали себя в данных горно-геологических условия.

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 – 5 км, на буферно-усреднительный склад – 7 км.

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 и T-170.

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

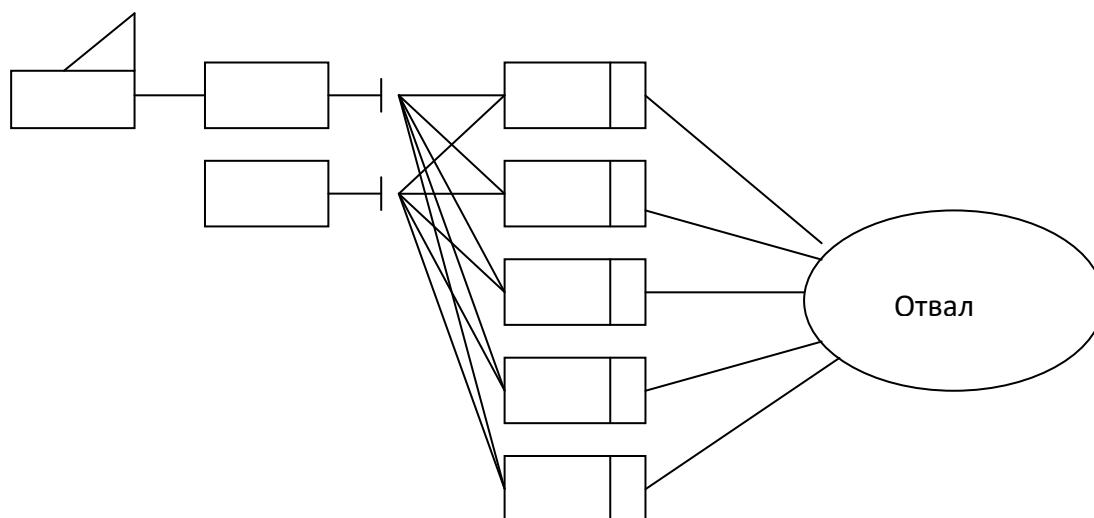


Рисунок 1.5 - Структура комплексной механизации для вскрышных работ

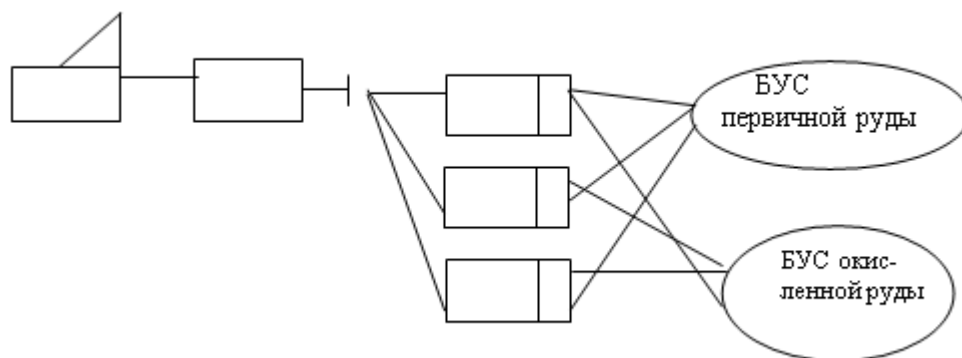
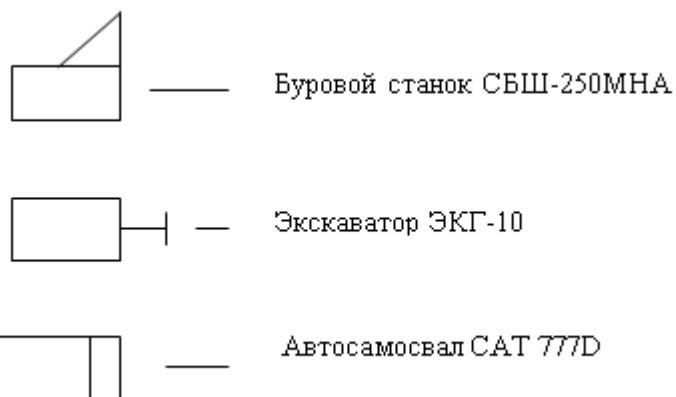


Рисунок 1.6 - Структура комплексной механизации для добычных работ

Условные обозначения:



По условиям вскрытия карьер «Восточный» условно разделяют на две части – на нагорную, расположенную выше отметки 650 м и глубинную – ниже этой отметки.

Нагорная часть карьера вскрывается траншеей внутреннего заложения на рабочие горизонты, расположенными в местах выхода последних на рельефную поверхность по восточному борту.

Нижняя часть карьера вскрывается двумя спиральными съездами. Первый съезд проходится от траншеи внутреннего заложения 650 м для связи карьера с буферно - усреднительными складами, на которые производится вывозка первичной и окисленной руды. Этим съездом вскрываются все рабочие уступы в отметках 650-450 м. Второй съезд проводится с отметки 665 м на поверхность до отметки 450 м в карьере. На отметке 600м в южной части карьера оба съезда сходятся и от этого точки нижние горизонты вскрываются одним спиральным съездом. На поверхности оба съезда примыкают к внешней автомобильной дороге, расположенной вдоль северного борта и служащую для связи рудных горизонтов карьера «Восточный» с обогатительной фабрикой и внешними отвалами.

По условиям залегания карьера «Восточный», физико-механическим свойствам руды и вмещающих пород во время разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы. Рудное тело в пределах границ карьера «Восточный» характеризуется коэффициентом рудоносности 0,6. В связи с этим при его разработке необходимо вести отдельную выемку руды и слабо рудных пород. Селективная выемка производится за счет отдельной выемки и отгрузки совместно-взорванных разнородных по качеству блоков (участков рудного тела).

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 (рис. 1.7). На рисунке 1.8 показано вскрытие карьера.

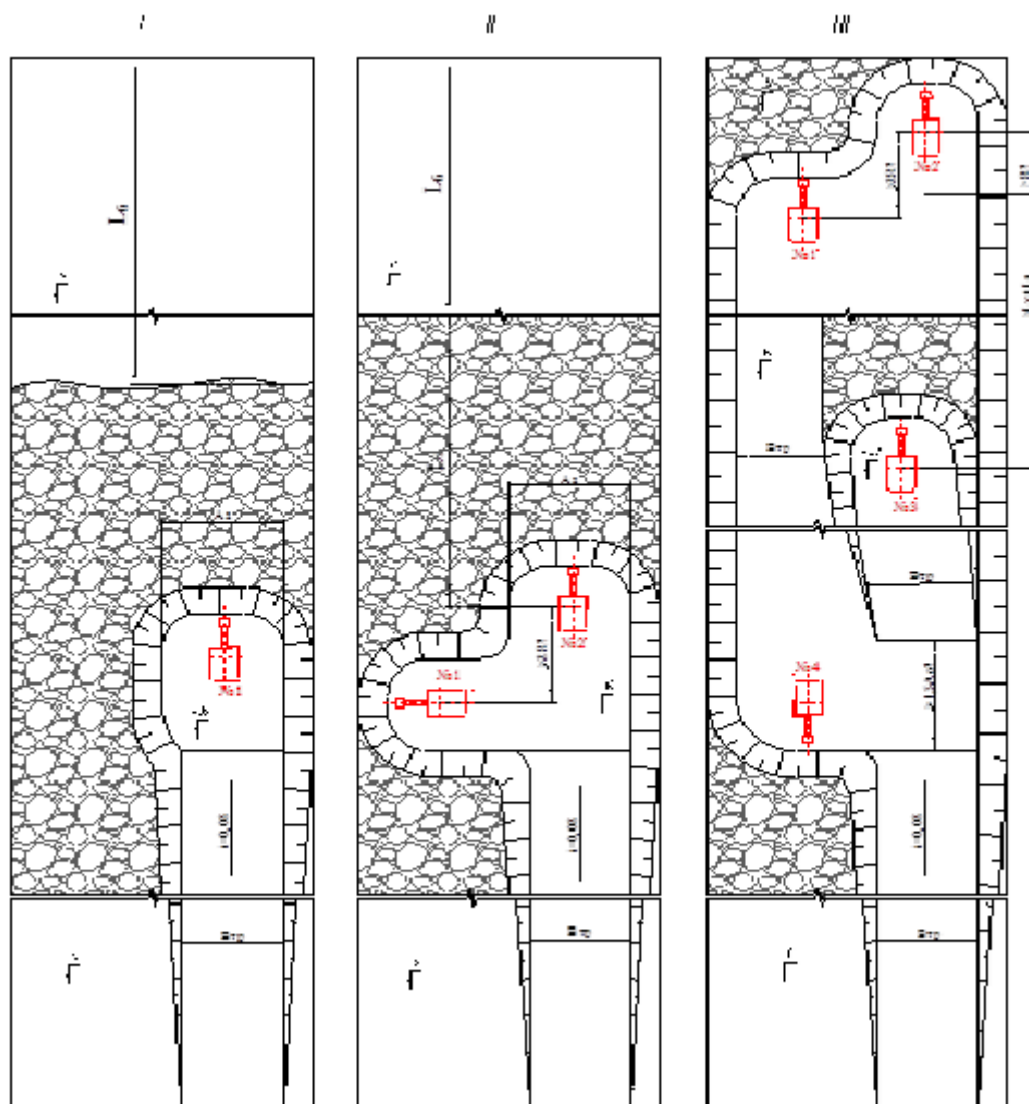


Рисунок 1.7 – Подготовка горизонтов



Рисунок 1.8 – Схема вскрытия карьера

На Олимпиадинском карьере проектом принята технология проведения траншей транспортным способом с применением БВР. Для бурения скважин используются буровые станки СБШ-250МН, транспортирования пород производятся автосамосвалами САТ – 777D. При использовании экскаватора «прямая мехлопата» применяют нижнюю погрузку с размещением экскаватора на дне траншеи.

Таблица 1.8 – Параметры вскрытия карьерного поля

Показатели	Значения
Минимальная ширина траншеи по дну, м	30
Объем вскрывающей траншеи, м ³	22478
Объем разрезной траншеи, м ³	326794
Объем работ по разносу бортов траншеи, м ³	750000
Время подготовки горизонта, лет	0,20
Величина годового понижения горных работ, м/год	50
Время отработки запасов одного уступа, лет	0,26

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

Проведение разрезных траншей и котлованов производится экскаватором ЭКГ-10 торцевым забоем и тупиковой подачей транспорта. Технологическая схема при проведении траншеи экскаватором ЭКГ-10 приведена на рис. 1.9.

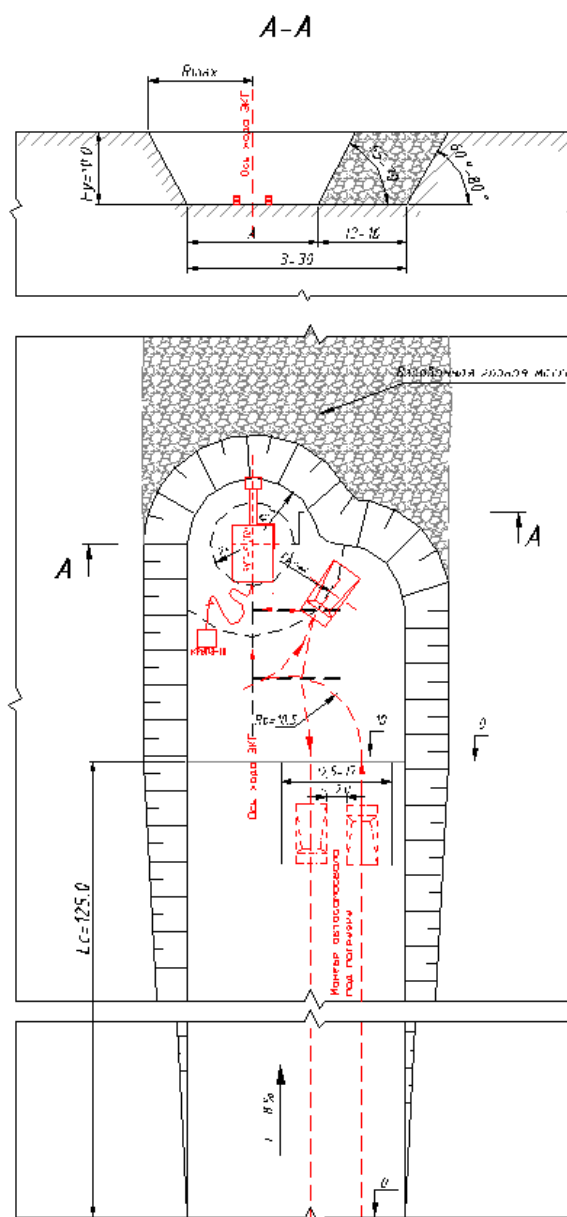


Рисунок 1.9 – Технологическая схема проведения вскрывающей траншеи

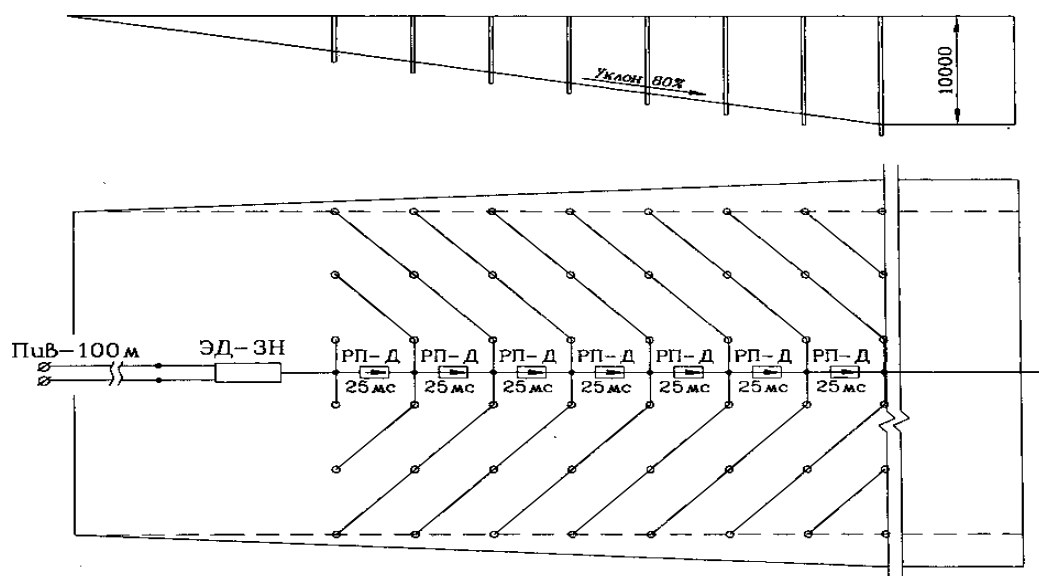


Рисунок 1.10 – Схема расположения скважин и взрывной сети при проходке съезда

Отработка карьера ведется по углубочной кольцевой системе разработки с перемещением автомобильным транспортом пород вскрыши во внешние отвалы и добытой руды на склад руды.

Основными параметрами системы разработки являются высота уступа, глубина отработки, ширина рабочей площадки, длина фронта работ и угол откоса рабочего борта. Рациональными являются параметры, которые обеспечивают:

- установление объема вскрышных и добычных пород;
- высокую производительность оборудования;
- минимальные затраты на вскрышные и добычные работы;
- безопасность ведения горных работ.

Высота вскрышного уступа, обрабатываемая экскаваторами-мехлопатами по транспортной системе разработки, согласно правил безопасности, не должна превышать технологических параметров высоты черпания экскаватора, для ЭКГ-10 – 13 м.

Глубина отработки при работе комбайна на добычных работах должна быть кратной глубине фрезерования, для простоты дальнейших расчетов и иметь такое значение при котором формируется принятый угол борта карьера и равен 10 м. (по данным п. 4.3.1).

Ширина заходки для транспортной системы разработки на вскрышных работах для экскаватора ЭКГ-10 – 19 м.

Ширина рабочей площадки для ЭКГ-10 при работе экскаваторов в скальных и полускальных породах с применением БВР с кольцевой схемой движения автотранспорта 64 м.

На добычном участке ширина рабочей площадки равна 14 м.

Выбираем схему коммутации скважинных зарядов с учётом числа взрывааемых рядов скважин и требованиям к параметрам развала. Принимаем врубную схему коммутации. Данная схема приведена на рисунке 1.12.

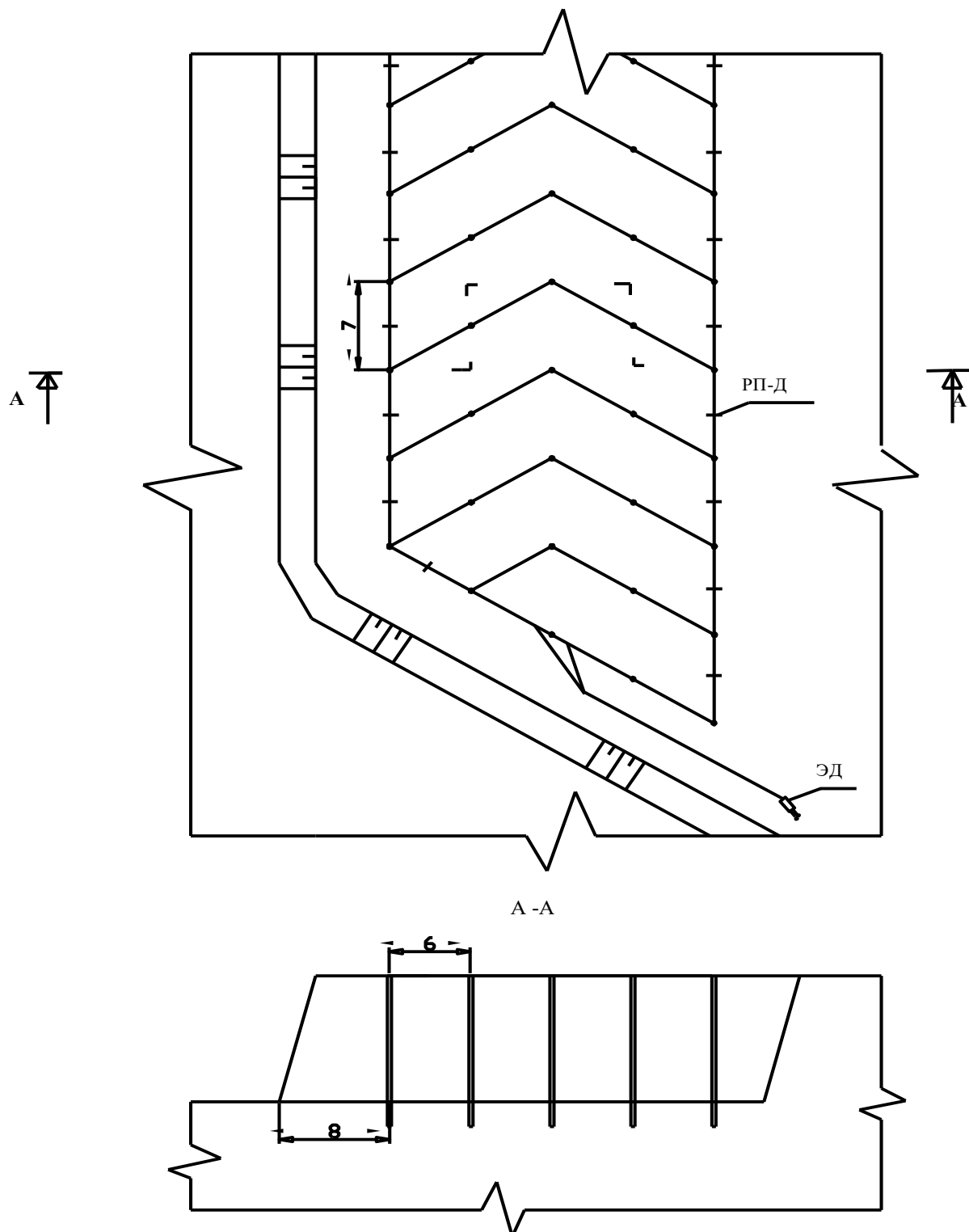


Рисунок 1.12 – Схема коммутации, параметры сетки скважины

Параметры развала горной массы изображены на рисунке 1.13

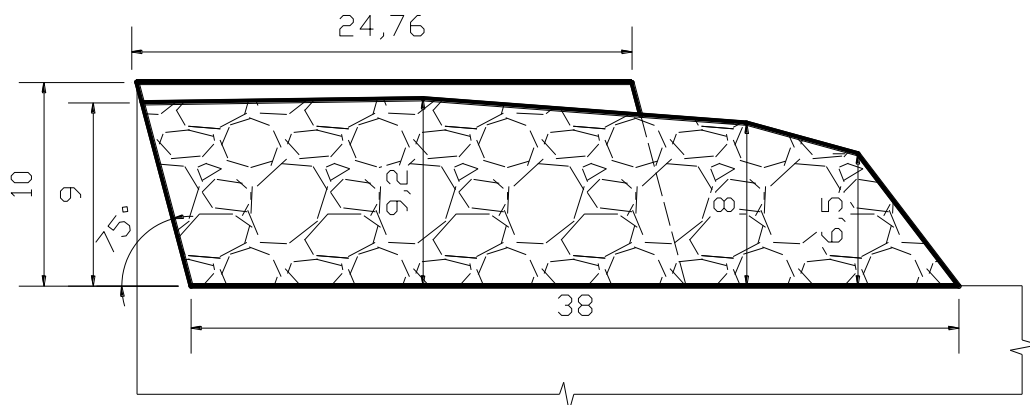


Рисунок 1.13 – Параметры развала горной массы

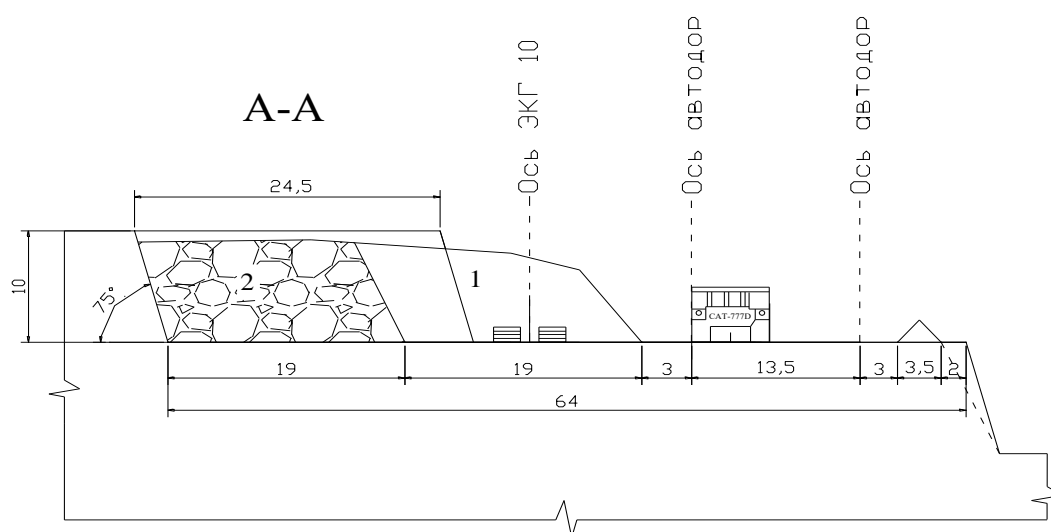


Рисунок 1.14 – Ширина рабочей площадки

Параметры буровзрывных работ рассчитываем по методике Ржевского. Результаты расчетов сведены в таблицу 1.10

Таблица 1.10 – Параметры буровзрывных работ

Расчетные значения	Значения
1. Глубина скважин, м	12,5
2. Угол наклона скважины, м.	90
3. Величина перебура, м	2,5
4. Длина заряда, м	7
5. Вместимость 1 п.м. скважины, кг.	42
6. Величина забойки, м.	5,5

Продолжение таблицы 1.10

7. Величина заряда ВВ в скважине, кг.	300
8. Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,73
9. Расстояние между скважинами, м.	7
10. Расстояние между рядами скважин, м.	6
11. Ширина буровой заходки	24,5
12. Ширина развала	38
13. Линия сопротивления по подошве, м.	6,5
14. Количество рядов скважин в заходке	4
15. Производительность бурового станка, м/год	50400
16. Коэффициент разрыхления	1,24

Таблица 1.11 – Годовой расход ВВ и СИ

Наименование	Удельный расход	Годовой расход
		$A_{ГМ} = 17,6 \text{ млн. м}^3$
ВВ, т	0,63	34020
СИНВ-С, шт	0,0024	129600
СИНВ-П, шт	0,0024	129600
ТГФ-850Э, шт	0,0024	129600
ЭД, шт	000027	1458
ДШЭ-12, м	0,0027	145800

Выбираем смесительно-зарядную машину МЗ-3Б:

Грузоподъемность – 10 т.

Производительность – 600 кг/мин.

Вычисляем инвентарный парк зарядных и забоечных машин при односменной работе

Инвентарный парк зарядных и забоечных машин:

Зарядная машина МЗ-3Б в количестве 2 ед.

Забойная машина ЗС-2М в количестве 2 ед.

Инвентарный парк установок для разрушения негабарита и буровых станков:

Парк установок для разрушения негабарита в количестве 22 ед.

Парк буровых станков в количестве 6 ед.

В соответствии с ЕПБ опасную зону по разлету отдельных кусков породы принимаем 450м.

Расстояние безопасное по действию ударной -воздушной волны (УВВ) принимаем 100 м.

На рисунке 1.15 показаны параметры БВР при приконтурном взрывании.

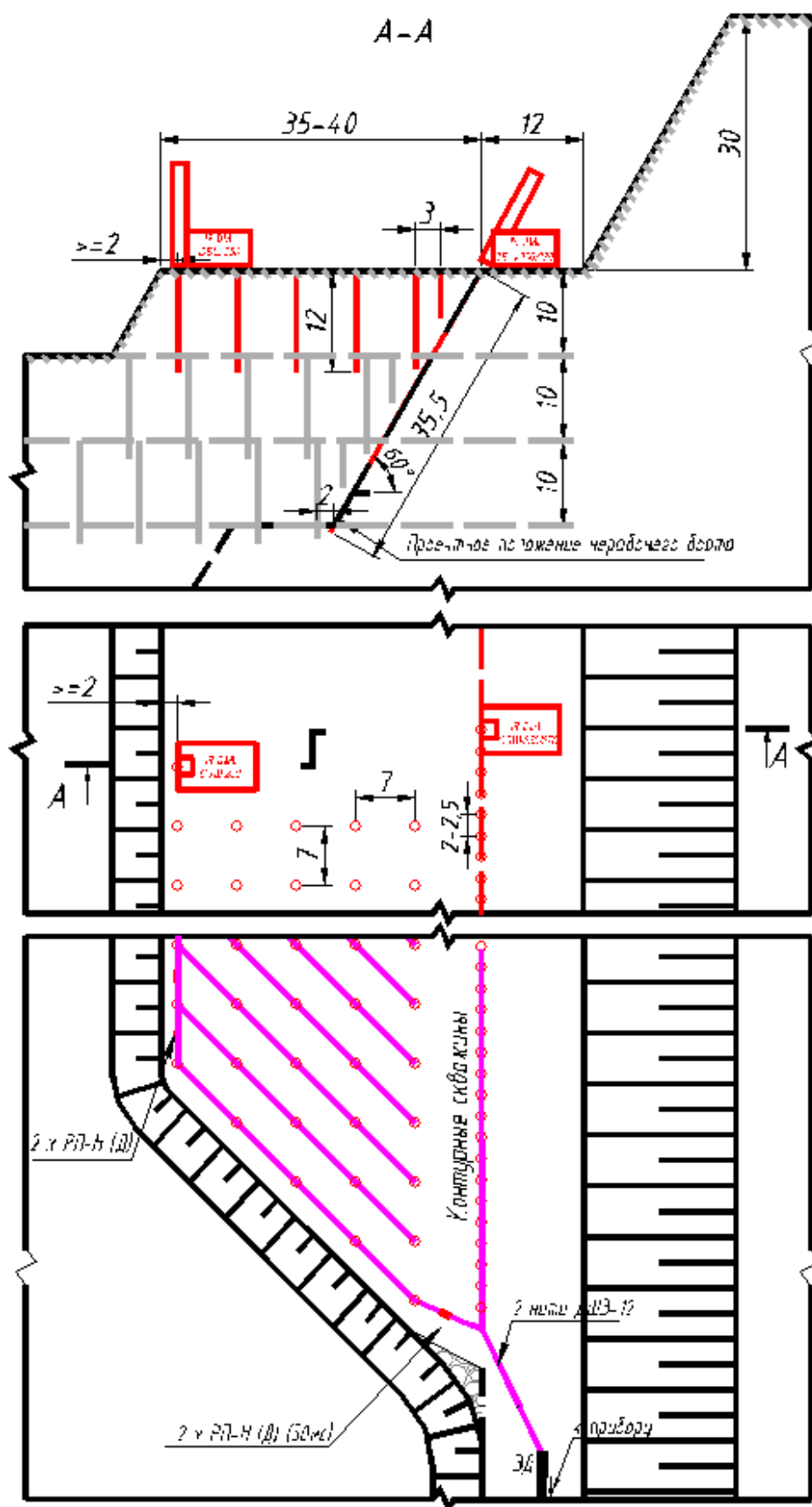


Рисунок 1.15 – Параметры БВР при приконтурном взрывании

На Олимпиадинском карьере в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования на вскрышных и добычных работах применяют экскаватор ЭКГ-10.

Паспорт экскаватора ЭКГ-10 показан на рисунке 1.16.

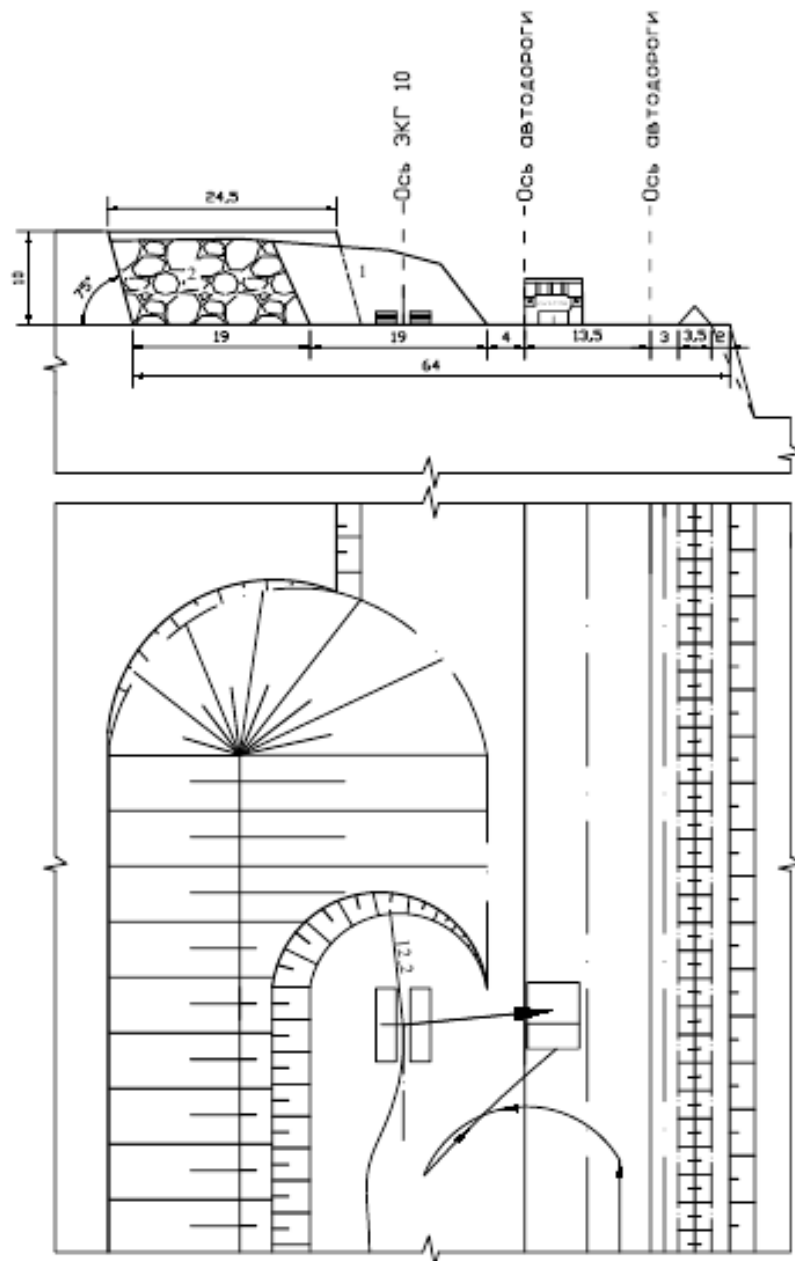


Рисунок 1.16 – Паспорт экскаватора ЭКГ-10

На Олимпиадинском 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.

На рисунке 1.17 показана схема отвалообразования и схема движения автосамосвалов на отвале.

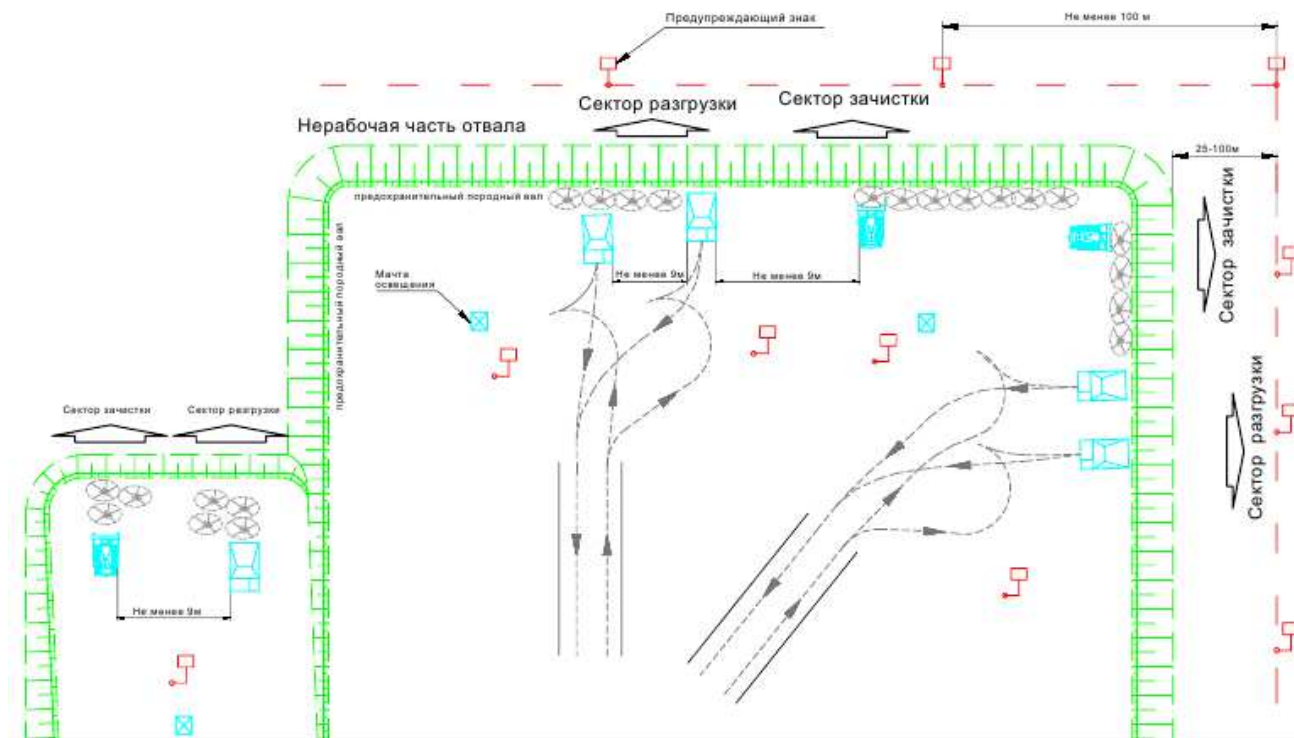


Рисунок 1.17 – Схема отвалообразования и схема движения автосамосвалов на отвале

2 Механическое оборудование карьеров

При годовой производительности карьера «Восточный» по вскрышным породам $A_{BC} = 17,6$ млн.м³, а по полезному ископаемому $A_p = 7$ млн.т и так как породы имеют значительную крепость (по шкале В.В. Протодяконова коэффициент крепости - 8-12), для бурения взрывных скважин рекомендуются буровые станки СБШ-250МНА-32, 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 м³. Для выполнения вспомогательных работ по содержанию в рабочем состоянии транспортных коммуникаций, зачистки забоев, планировки отвалов расчистки площадок для установки буровых станков применяют бульдозеры Д-375А «KOMATSU».

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 мелкообломанных 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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2.1.1 Расчет параметров бурения скважин

Диаметр скважины принимают с учётом обеспечения нормальной проработки подошвы уступа при данной высоте H_y и угле откоса уступа α :

$$d_{\text{СКВ}} = \frac{(H_y \cdot \text{ctg} \alpha + c) \cdot \sqrt{\gamma}}{30 \cdot (3 - m)}, \text{ м} \quad (2.1)$$

где $\gamma = 2,3$ - плотность породы, т/м³; $c = 3$ - минимальное допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа [4, табл. 13], м; $m = 1$ - коэффициент сближения скважины, принимается в зависимости от трудности взрывания.

$$d_{\text{СКВ}} = \frac{(19 \cdot \text{ctg} 75 + 3) \cdot \sqrt{2,3}}{30 \cdot (3 - 1)} = 0,205 \text{ м} \quad (2.2)$$

Исходя из рассчитанного диаметра скважины, а также заданной высоты уступа, предварительно принимаем станок вращательного бурения – СБШ – 250 МНА 32.

Выбираем конструкцию долота:

тип – ТЗ; породы – твердые вязкие абразивные ($f=8-12$); исполнение шарошек – со вставными зубьями.

Долото:

Ш 215, 9ТЗ-ПВ; схема опоры – Р-Ш-Р; стадия освоения – освоение производства.

Рациональное осевое усилие $P_{\text{ос}}$ (кН) на шарошечное долото ориентировочно можно определить по формуле:

$$P_{\text{ос}} = 10^{-2} \cdot K \cdot f \cdot d, \text{ кН} \quad (2.3)$$

где $K = 6 - 8$ – большие значения для более крупных долот; d – диаметр долота, мм; f – коэффициент крепости породы.

$$P_{\text{ос}} = 10^{-2} \cdot 6 \cdot 9 \cdot 215,9 = 116,6 \text{ кН} \quad (2.4)$$

Техническая (механическая) скорость шарошечного бурения V (м/мин) приближенно может быть определена по эмпирической формуле:

$$V = \frac{3P_{\text{ос}} \cdot \omega \cdot K_{\text{фш}}}{10^4 \cdot f \cdot d^2}, \text{ м/мин} \quad (2.5)$$

где $P_{\text{ос}}$ - осевая нагрузка на долото, кН; ω – частота вращения долота [2, табл. 4], с⁻¹; d - диаметр долота, м; $K_{\text{фш}}$ - коэффициент формы зубьев шарошечного долота (для типа ТЗ – $K_{\text{фш}} = 2,25$).

$$V = \frac{3 \cdot 116,6 \cdot 1,5 \cdot 2,25}{10^4 \cdot 9 \cdot 0,2159^2} = 0,2814 \text{ м/мин} \quad (2.6)$$

Полученные результаты позволяют приступить к определению мощности вращателя станка шарошечного бурения. Для этого нужно рассчитать крутящий момент на долоте, пользуясь схемой его работы.

Углубление долота на глубину h происходит путем внедрения зубьев шарошек в породу и скола породы при вращении шарошки по забою скважины. Величину h можно определить по формуле:

$$h = \frac{V}{K_{\text{СК}} \cdot z_{\text{Ш}} \cdot \omega}, \text{ см} \quad (2.7)$$

где V - скорость бурения, см/мин; $K_{\text{СК}}$ - коэффициент, учитывающий уменьшение V из-за неполного скалывания породы между зубьями ($K_{\text{СК}} = 0,5$); $z_{\text{Ш}}$ - число шарошек на долоте, принимают равным 3; ω - частота вращения долота, об/мин.

$$h = \frac{28,14}{0,5 \cdot 3 \cdot 90} = 0,208 \text{ см} \quad (2.8)$$

Преодолеваемое вращателем сопротивление P_z , Н от сжимающих и скалывающих усилий при перекатывании шарошек

$$P_z = h \cdot \frac{d}{2} \cdot \sigma_{\text{бур}} \cdot z_{\text{Ш}} \cdot 10^{-4}, \text{ Н} \quad (2.9)$$

где $\sigma_{\text{бур}}$ - прочность породы при бурении, Па ($625 \cdot 10^5$)

$$P_z = 0,208 \cdot \frac{21,59}{2} \cdot 625 \cdot 10^5 \cdot 3 \cdot 10^{-4} = 42100,5 \text{ Н.} \quad (2.10)$$

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

$$M_{\text{Ш}} = P_z \cdot \frac{d}{3} \cdot K_{\text{тр}} \cdot 10^{-2}, \text{ Н} \cdot \text{ м} \quad (2.11)$$

где $K_{\text{тр}}$ - коэффициент, учитывающий трение в подшипниках шарошек и бурового става о стенки скважины; его принимают равным 1,12.

$$M_{\text{Ш}} = 42100,5 \cdot \frac{21,59}{3} \cdot 1,12 \cdot 10^{-2} = 3393,4 \text{ Н} \cdot \text{ м} \quad (2.12)$$

Мощность двигателя для привода вращателя $N_{вр}$, кВт вычислим по выражению:

$$N_{вр} = \frac{M_{ш} \cdot \omega}{\eta_{мех}} \cdot 10^{-3}, \text{ кВт} \quad (2.13)$$

где ω - угловая скорость долота, рад/с ; $\eta_{мех}$ - КПД механизма вращателя, принимают равным 0,65.

$$N_{вр} = \frac{3393,4 \cdot 1,5}{0,65} \cdot 10^{-3} = 7,83 \text{ кВт} \quad (2.14)$$

Мощность привода механизма подачи $N_{п}$, кВт рассчитывают по максимальной скорости бурения:

$$N_{п} = \frac{P_{ос} \cdot V}{\eta_{п}}, \text{ кВт} \quad (2.15)$$

где $P_{ос}$ - осевая нагрузка на долото, Н; V - скорость бурения, м/мин; $\eta_{п}$ - КПД механизма подачи.

$$N_{п} = \frac{116,6 \cdot 0,017}{0,65} = 3,050 \text{ кВт} \quad (2.16)$$

Рассчитываю теоретическую подачу воздуха:

$$Q = \frac{\pi}{4} (D^2 - d^2) \cdot W_{п} = 0,785 (D^2 - d^2) \cdot W_{п}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.17)$$

где D – диаметр скважины, м; d – диаметр долота, м.

$$Q = 0,785 (0,23749^2 - 0,2159^2) \cdot 35 = 0,59 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.18)$$

2.1.2 Расчёт эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по вскрышным породам

Сменную производительность бурового станка $Q_{см}$ (м) определяем по формуле:

$$Q_{см} = \frac{K \cdot T_c}{\left(\frac{1}{V} + t_b\right)}, \text{ м} \quad (2.19)$$

где T_c – продолжительность рабочей смены, с; K - коэффициент эффективного использования станка в течение смены (обычно принимают $K = 0,7 - 0,9$); V – техническая (механическая) скорость шарошечного бурения, м/мин; t_b – время, затрачиваемое на вспомогательные операции и отнесенное к единице длины скважины, с/м.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Длительность вспомогательных операций для вращательного (шнекового) бурения составляет 1,5÷4,5 мин/м; шарошечного – 2÷4 мин/м; пневмоударного – 4÷16 мин/м.

$$Q_{\text{см}} = \frac{0,8 \cdot 28800}{\left(\frac{1}{0,0042} + 120\right)} = 64 \text{ м} \quad (2.20)$$

Годовую производительность станка определим по формуле:

$$Q_{\text{год}} = (T_{\text{к}} - T_{\text{в}} - T_{\text{кл}} - T_{\text{рем}} - T_{\text{п}}) \cdot n_{\text{см}} \cdot Q_{\text{см}}, \text{ м/год} \quad (2.21)$$

где $T_{\text{к}}$ – календарное количество дней в году (365); $T_{\text{в}}$ – количество выходных дней в году (59); $T_{\text{кл}}$ – количество дней простоя по климатическим причинам (15); $T_{\text{рем}}$ – количество дней на плановопредупредительные ремонты (24); $T_{\text{п}}$ – количество праздничных дней в году (12); $n_{\text{см}}$ – количество смен в сутки (3).

$$Q_{\text{год}} = (365 - 59 - 15 - 24 - 12) \cdot 3 \cdot 64 = 48960 \text{ м/год}$$

Рабочий парк буровых станков

$$N_{\text{бс}} = \frac{A_{\text{гм}}}{\varphi \cdot \gamma \cdot Q_{\text{год}}}, \text{ шт} \quad (2.22)$$

где $A_{\text{гм}}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т/год; φ – выход горной массы с 1 м скважины, м³.

$$N_{\text{бс}} = \frac{45500000}{43,6 \cdot 2,7 \cdot 48960} = 8,3 \text{ станков}$$

Принимаем $N_{\text{бс}} = 9$ станков.

Годовая производительность карьера по горной массе:

$$A_{\text{гм}} = A_{\text{пи}} \cdot K_{\text{в}}, \text{ млн. т./год} \quad (2.23)$$

$$A_{\text{гм}} = 7 \cdot 6,5 = 45,5 \text{ млн. т./год}$$

где $A_{\text{пи}}$ – годовая производительность по полезному ископаемому млн. т./год; $K_{\text{в}}$ – коэффициент вскрыши.

Определяем инвентарный парк буровых станков

$$N_{\text{и.б.}} = \frac{N_{\text{бс}}}{K_{\text{т.г}}}, \text{ шт} \quad (2.24)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $K_{т.г.}$ - коэффициент технической готовности бурового станка.

$$N_{и.б.} = \frac{9}{0,75} = 12 \text{ станков}$$

Окончательно принимаем станок СБШ-250МНА-32 количеством $N_{и.б.} = 12$ станков.

Выход горной массы с 1 м скважины

$$\varphi = \frac{[W+b \cdot (n_p-1)] \cdot a \cdot H_y}{n_p \cdot L_c}, \text{ м}^3 \quad (2.25)$$

где W – линия сопротивления по подошве, м; a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами, м; h – высота уступа, м; L_c – глубина скважины, м.

$$\varphi = \frac{[7,7 + 6,5 \cdot (4 - 1)] \cdot 7,7 \cdot 19}{4 \cdot 22,8} = 43,6 \text{ м}^3 \text{ с 1 м. скважины}$$

Длина скважины:

$$L_c = \frac{H_y + l_{п}}{\sin \beta}, \text{ м} \quad (2.26)$$

где β – угол наклона скважины к горизонту, град.; $l_{п}$ – длина перебура, м.

$$l_{п} = (0,1 \div 0,25) \cdot H_y \quad (2.27)$$

$l_{п} = 0,15 \cdot 19 = 2,85$ м. Принимаем $l_{п} = 3$ м.

$$L_c = \frac{19+3}{\sin 75} = 22,8 \text{ м} \quad (2.28)$$

Исходя из данных варианта по табл.20 [4] принимаем взрывчатое вещество (ВВ) – аммонит №6 ЖВ.

Диаметр скважины рассчитаем по формуле:

$$d_c = d_d \cdot K_{рс}, \text{ мм} \quad (2.29)$$

где $K_{рс}$ - коэффициент, учитывающий расширение скважины при бурении.

$$d_c = 215,9 \cdot 1,1 = 237,49 \text{ мм}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						42
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Линия сопротивления по подошве:

$$W = \frac{53}{\sin \beta} \cdot K_B \cdot d_c \cdot \sqrt{\Delta \cdot m / \gamma \cdot K_{BB}}, \text{ м} \quad (2.30)$$

где K_B – коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве; d_c – диаметр скважины, м; Δ – плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м³; m – коэффициент сближения зарядов; K_{BB} – переводной коэффициент от аммонита № 6 ЖВ к принятому ВВ; γ – плотность породы, т/м³.

$$W = \frac{53}{\sin 75} \cdot 1 \cdot 0,23749 \cdot \sqrt{\frac{0,8 \cdot 1}{2,3 \cdot 1}} = 7,7 \text{ м}$$

Найдем величину ЛСПП с учётом требований безопасного ведения буровых работ у бровки уступа:

$$W_6 = \delta_{\Pi} + h \cdot (ctg \alpha - ctg \beta), \text{ м} \quad (2.31)$$

$$W_6 = 4,5 + 15 \cdot (ctg 75 - ctg 75) = 4,5 \text{ м}$$

Проверим соответствие расчётной ЛСПП требованиям ведения буровых работ: $W \geq W_6$; $7,7 > 4,5$ условие выполнено.

Массу заряда в скважине определим по формуле:

$$Q_3 = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \cdot l_{BB}, \text{ кг} \quad (2.32)$$

$$Q_3 = 7,85 \cdot 2,3749^2 \cdot 0,8 \cdot 16,3 = 577 \text{ кг}$$

где d_c – диаметр скважины, дм; l_{BB} – длина заряда ВВ, м.

Здесь длина заряда будет равна:

$$l_{BB} = L_c - l_3 - l_{пр}, \text{ м} \quad (2.33)$$

$$l_{BB} = 22,8 - 6,5 = 16,3 \text{ м}$$

где l_3 – длина забойки, м; $l_{пр}$ – длина промежутка, м. Принимаем сплошной колонковый заряд, исходя из того, что для необводнённых пород рекомендуется принимать заряд, рассредоточенный воздушным промежутком.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot d_c, \text{ м} \quad (2.34)$$

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot 0,23749 = 4,75 \div 8,3 \text{ м. Принимаем } l_3 = 6,5 \text{ м.}$$

Расстояние между скважинами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м} \quad (2.35)$$

$$a = 1 \cdot 7,7 = 7,7 \text{ м}$$

При трудновзрываеваемых породах рекомендуется принимать шахматное расположение скважин на уступе. Поэтому расстояние между рядами скважин:

$$b = 0,85 \cdot a, \text{ м} \quad (2.36)$$

$$b = 0,85 \cdot 7,7 = 6,5 \text{ м}$$

Принимаем при шахматном расположении схему коммутации скважин – с порядными поперечными рядами (число рядов $n_p = 4$).

2.2 Расчёт бурового оборудования по полезному ископаемому

2.2.1 Расчёт параметров бурения скважин

Диаметр скважины принимают с учётом обеспечения нормальной проработки подошвы уступа при данной высоте H_y и угле откоса уступа α :

$$d_{\text{СКВ}} = \frac{(H_y \cdot \text{ctg} \alpha + c) \cdot \sqrt{\gamma}}{30 \cdot (3 - m)}, \text{ м} \quad (2.37)$$

$$d_{\text{СКВ}} = \frac{(17 \cdot \text{ctg} 75 + 3) \cdot \sqrt{2,7}}{30 \cdot (3 - 1)} = 0,207 \text{ м}$$

Исходя из рассчитанного диаметра скважины, а также заданной высоты уступа, предварительно принимаем станок шарошечного бурения – СБШ-250МНА-32.

Выбираем конструкцию долота:

тип – ОК, породы – очень крепкие хрупкие абразивные, исполнение шарошек – со вставными зубьями.

Долото:

долото III 215,9ОК–ПВ, схема опоры – Р–Ш–Р, стадии освоения – серийное производство.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

Рациональное осевое усилие P_{oc} (кН) на шарошечное долото ориентировочно можно определить по формуле:

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot K \cdot f \cdot d, \text{ кН} \quad (2.38)$$

где $K = 6 - 8$ – большие значения для более крупных долот; d – диаметр долота, мм; f – коэффициент крепости породы.

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot 6 \cdot 18 \cdot 215,9 = 233,2 \text{ кН}$$

Техническая (механическая) скорость шарошечного бурения V (м/мин) приближенно может быть определена по эмпирической формуле:

$$V = \frac{3P_{oc} \cdot \omega \cdot K_{фш}}{10^4 \cdot f \cdot d^2}, \text{ м/мин} \quad (2.39)$$

где P_{oc} – осевая нагрузка на долото, кН; ω – частота вращения долота [2, табл. 4], с^{-1} ; d – диаметр долота, м; $K_{фш}$ – коэффициент формы зубьев шарошечного долота (для типа ОК – $K_{фш} = 1$).

$$V = \frac{3 \cdot 233,2 \cdot 1,5 \cdot 1}{10^4 \cdot 18 \cdot 0,2159^2} = 0,125 \text{ м/мин} \quad (2.40)$$

Полученные результаты позволяют приступить к определению мощности вращателя станка шарошечного бурения. Для этого нужно рассчитать крутящий момент на долоте, пользуясь схемой его работы.

Углубление долота на глубину h происходит путем внедрения зубьев шарошек в породу и скола породы при вращении шарошки по забою скважины. Величину h можно определить по формуле:

$$h = \frac{V}{K_{ск} \cdot z_{ш} \cdot \omega}, \text{ см} \quad (2.41)$$

где V – скорость бурения, см/мин; $K_{ск}$ – коэффициент, учитывающий уменьшение V из-за неполного скалывания породы между зубьями ($K_{ск} = 0,5$); $z_{ш}$ – число шарошек на долоте, принимают равным 3; ω – частота вращения долота, об/мин.

$$h = \frac{12,5}{0,5 \cdot 3 \cdot 90} = 0,093 \text{ см}$$

Преодолеваемое вращателем сопротивление P_z , Н от сжимающих и скалывающих усилий при перекачивании шарошек

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

$$P_z = h \cdot \frac{d}{2} \cdot \sigma_{\text{бур}} \cdot z_{\text{ш}} \cdot 10^{-4}, \text{ Н} \quad (2.42)$$

где $\sigma_{\text{бур}}$ - прочность породы при бурении, Па ($1750 \cdot 10^5$)

$$P_z = 0,093 \cdot \frac{21,59}{2} \cdot 1750 \cdot 10^5 \cdot 3 \cdot 10^{-4} = 52706,6 \text{ Н}$$

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

$$M_{\text{ш}} = P_z \cdot \frac{d}{3} \cdot K_{\text{тр}} \cdot 10^{-2}, \text{ Н} \cdot \text{ м} \quad (2.43)$$

где $K_{\text{тр}}$ - коэффициент, учитывающий трение в подшипниках шарошек и бурового става о стенки скважины; его принимают равным 1,12.

$$M_{\text{ш}} = 52706,6 \cdot \frac{21,59}{3} \cdot 1,12 \cdot 10^{-2} = 4248,3 \text{ Н} \cdot \text{ м}.$$

Мощность двигателя для привода вращателя $N_{\text{вр}}$, кВт вычислим по выражению:

$$N_{\text{вр}} = \frac{M_{\text{ш}} \cdot \omega}{\eta_{\text{мех}}} \cdot 10^{-3}, \text{ кВт} \quad (2.44)$$

где ω - угловая скорость долота, рад/с ; $\eta_{\text{мех}}$ - КПД механизма вращателя, принимают равным 0,65.

$$N_{\text{вр}} = \frac{4248,3 \cdot 1,5}{0,65} \cdot 10^{-3} = 9,8 \text{ кВт}$$

Мощность привода механизма подачи $N_{\text{п}}$, кВт рассчитывают по максимальной скорости бурения:

$$N_{\text{п}} = \frac{P_{\text{ос}} \cdot V}{\eta_{\text{п}}}, \text{ кВт} \quad (2.45)$$

где $P_{\text{ос}}$ - осевая нагрузка на долото, Н; V - скорость бурения, м/мин; $\eta_{\text{п}}$ - КПД механизма подачи.

$$N_{\text{п}} = \frac{233,2 \cdot 0,017}{0,65} = 6,1 \text{ кВт}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Рассчитываю теоретическую подачу воздуха:

$$Q = \frac{\pi}{4} (D^2 - d^2) \cdot W_{\Pi} = 0,785(D^2 - d^2) \cdot W_{\Pi}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.46)$$

где D – диаметр скважины, м; d – диаметр долота, м.

$$Q = 0,785(0,23749^2 - 0,2159^2) \cdot 35 = 0,59 \text{ м}^3/\text{с}$$

2.2.2 Расчёт эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по полезному ископаемому

Сменную производительность бурового станка $Q_{\text{см}}$ (м) определяем по формуле:

$$Q_{\text{см}} = \frac{K \cdot T_{\text{с}}}{\left(\frac{1}{V} + t_{\text{в}}\right)}, \text{ м} \quad (2.47)$$

где $T_{\text{с}}$ – продолжительность рабочей смены, с; K – коэффициент эффективного использования станка в течение смены (обычно принимают $K = 0,7 - 0,9$); V – техническая (механическая) скорость шарошечного бурения, м/мин; $t_{\text{в}}$ – время, затрачиваемое на вспомогательные операции и отнесенное к единице длины скважины, с/м. Длительность вспомогательных операций для вращательного (шнекового) бурения составляет $1,5 \div 4,5$ мин/м; шарошечного – $2 \div 4$ мин/м; пневмоударного – $4 \div 16$ мин/м.

$$Q_{\text{см}} = \frac{0,8 \cdot 28800}{\left(\frac{1}{0,002} + 120\right)} = 37 \text{ м}$$

Годовую производительность станка определим по формуле:

$$Q_{\text{год}} = (T_{\text{к}} - T_{\text{в}} - T_{\text{кл}} - T_{\text{рем}} - T_{\text{п}}) \cdot n_{\text{см}} \cdot Q_{\text{см}}, \text{ м/год} \quad (2.48)$$

где $T_{\text{к}}$ – календарное количество дней в году (365); $T_{\text{в}}$ – количество выходных дней в году (59); $T_{\text{кл}}$ – количество дней простоя по климатическим причинам (15); $T_{\text{рем}}$ – количество дней на плановопредупредительные ремонты (24); $T_{\text{п}}$ – количество праздничных дней в году (12); $n_{\text{см}}$ – количество смен в сутки (3).

$$Q_{\text{год}} = (365 - 59 - 15 - 24 - 12) \cdot 3 \cdot 37 = 28305 \text{ м/год}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Рабочий парк буровых станков

$$N_{\text{бс}} = \frac{A_{\text{г}}}{\varphi \cdot \gamma \cdot Q_{\text{год}}}, \text{ шт} \quad (2.49)$$

где $A_{\text{гм}}$ - годовая производительность карьера по горной массе, т/год; φ - выход горной массы с 1 м скважины, м³.

$$N_{\text{бс}} = \frac{7000000}{54 \cdot 2,7 \cdot 28305} = 1,9 \text{ станков}$$

Принимаем $N_{\text{бс}} = 2$ станка.

Определяем инвентарный парк буровых станков

$$N_{\text{и.б.}} = \frac{N_{\text{бс}}}{K_{\text{т.г}}}, \text{ шт} \quad (2.50)$$

где $K_{\text{т.г.}}$ - коэффициент технической готовности бурового станка.

$$N_{\text{и.б.}} = \frac{2}{0,75} = 3 \text{ станков}$$

Окончательно принимаем станок СБШ-250МНА-32 количеством $N_{\text{и.б.}} = 3$ станка.

Выход горной массы с 1 м скважины

$$\varphi = \frac{[W + b \cdot (n_{\text{р}} - 1)] \cdot a \cdot H_{\text{у}}}{n_{\text{р}} \cdot L_{\text{с}}}, \text{ м}^3 \quad (2.51)$$

где W – линия сопротивления по подошве, м; a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами, м; h – высота уступа, м; $L_{\text{с}}$ – глубина скважины, м.

$$\varphi = \frac{[8,4 + 7,1 \cdot (4 - 1)] \cdot 8,4 \cdot 17}{4 \cdot 19,7} = 54 \text{ м}^3 \text{ с 1 м. скважины.}$$

Длина скважины:

$$L_{\text{с}} = \frac{H_{\text{у}} + l_{\text{п}}}{\sin \beta}, \text{ м} \quad (2.52)$$

где β – угол наклона скважины к горизонту, град.; $l_{\text{п}}$ – длина перебура, м.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$l_{\Pi} = (0,1 \div 0,25) \cdot H_{\gamma} \quad (2.53)$$

$l_{\Pi} = 0,1 \cdot 17 = 1,7$ м. Принимаем $l_{\Pi} = 2$ м.

$$L_c = \frac{17 + 2}{\sin 75} = 19,7 \text{ м}$$

Диаметр скважины рассчитаем по формуле:

$$d_c = d_d \cdot K_{pc}, \text{ мм} \quad (2.54)$$

где K_{pc} - коэффициент, учитывающий расширение скважины при бурении.

$$d_c = 215,9 \cdot 1,1 = 237,49 \text{ мм}$$

Линия сопротивления по подошве:

$$W = \frac{53}{\sin \beta} \cdot K_B \cdot d_c \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{BB}}}, \text{ м} \quad (2.55)$$

где K_B - коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве [4, табл. 21]; d_c - диаметр скважины, м; Δ - плотность заряжения ВВ в скважине [4, табл. 22], кг/м³; m - коэффициент сближения зарядов [4, табл. 21]; K_{BB} - переводной коэффициент от аммонита № 6 ЖВ к принятому ВВ [4, табл. 22]; γ - плотность породы, т/м³.

$$W = \frac{53}{\sin 75} \cdot 1 \cdot 0,23749 \cdot \sqrt{\frac{0,95 \cdot 1}{2,7 \cdot 0,84}} = 8,4 \text{ м}$$

Найдем величину ЛСПП с учётом требований безопасного ведения буровых работ у бровки уступа:

$$W_6 = \delta_{\Pi} + h \cdot (ctg \alpha - ctg \beta), \text{ м} \quad (2.56)$$

$$W_6 = 3,5 + 15 \cdot (ctg 75 - ctg 75) = 3,5 \text{ м}$$

Проверим соответствие расчётной ЛСПП требованиям ведения буровых работ: $W \geq W_6; 8,4 > 3,5$ условие выполнено.

Массу заряда в скважине определим по формуле:

$$Q_3 = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \cdot l_{BB}, \text{ кг} \quad (2.57)$$

$$Q_3 = 7,85 \cdot 2,3749^2 \cdot 0,95 \cdot 13,7 = 576 \text{ кг}$$

где d_c – диаметр скважины, дм; l_{BB} – длина заряда ВВ, м.

Здесь длина заряда будет равна:

$$l_{BB} = L_c - l_3 - l_{пр}, \text{ м} \quad (2.58)$$

$$l_{BB} = 19,7 - 6 = 13,7 \text{ м}$$

где l_3 – длина забойки, м; $l_{пр}$ – длина промежутка, м. Принимаем сплошной колонковый заряд, исходя из того, что для необводнённых пород рекомендуется принимать заряд, рассредоточенный воздушным промежутком.

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot d_c, \text{ м} \quad (2.59)$$

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot 0,23749 = 4,75 \div 8,3 \text{ м.}$$

Принимаем $l_3 = 6 \text{ м.}$

Расстояние между скважинами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м} \quad (2.60)$$

$$a = 1 \cdot 8,4 = 8,4 \text{ м}$$

При трудновзрываемих породах рекомендуется принимать шахматное расположение скважин на уступе. Поэтому расстояние между рядами скважин:

$$b = 0,85 \cdot a, \text{ м} \quad (2.61)$$

$$b = 0,85 \cdot 8,4 = 7,1 \text{ м}$$

Принимаем при шахматном расположении схему коммутации скважин – с клиновым врубом (число рядов $n_p = 4$).

Исходя из коэффициента крепости и показателя по буримости, для проведения буровых работ по полезному ископаемому принимаем станки марки СБШ-250МНА-32 в количестве 4 станков, а для буровых работ по вмещающим породам станки марки СБШ-250НМА-32 в количестве 8 станков.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

2.3 Выбор, обоснование и расчет выемочно-погрузочного оборудования

2.3.1 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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 2.1 – Техническая характеристика ЭКГ-10

Показатели экскаватора ЭКГ-10	
Вместимость ковша, м ³	
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)

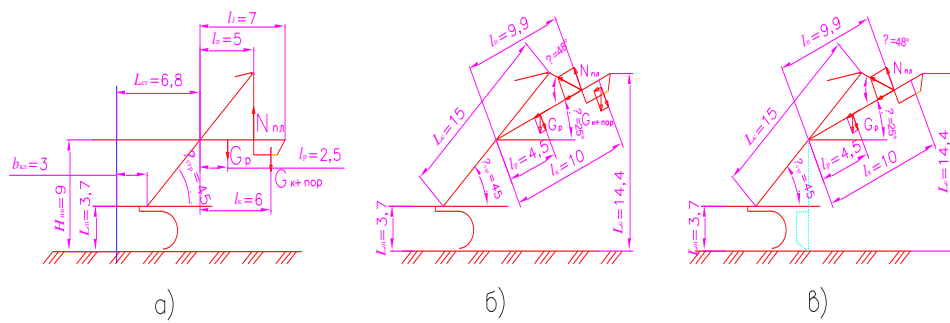


Рисунок 5.1 – Схемы определения усилий в главных механизмах ЭКГ:
а) копания; б) поворота груженого ковша на разгрузку; в) поворота порожнего ковша в забой

Определяем массу экскаватора:

$$m_{\text{экс}} = K_{\text{экс}} * Eл \quad (2.62)$$

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

$$K_{\text{экс}} = 38 \div 55 \text{ т/м};$$

$Eл$ – емкость ковша, м;

$$m_{\text{экс}} = 40 * 10 = 400 \text{ т}$$

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

$$L = K_L * \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} \quad (2.63)$$

где K_L – выбираем по таблице:

Для длины стрелы:

$$L_C = 1.8 * \sqrt[3]{400} = 13,3 \text{ м} \quad (2.64)$$

Для высоты пяты стрелы:

$$L_{\text{п.с}} = 0.45 * \sqrt[3]{400} = 3,3 \text{ м} \quad (2.65)$$

Для длины рукояти:

$$L_p = 1.2 * \sqrt[3]{400} = 8,9 \text{ м} \quad (2.66)$$

Для максимальной высоты:
черпания

$$L_U = 1.7 * \sqrt[3]{400} = 12,5 \text{ м} \quad (2.67)$$

разгрузки

$$L_p = 1.25 * \sqrt[3]{400} = 9,2 \text{ м} \quad (2.68)$$

Для высоты напорного вала:

$$L_{H.B} = 1.1 * \sqrt[3]{400} = 8,1 \text{ м} \quad (2.69)$$

Для максимального радиуса:
черпания

$$L_{P.U} = 2.7 * \sqrt[3]{400} = 19,9 \text{ м} \quad (2.70)$$

разгрузки

$$L_{P.P} = 2.5 * \sqrt[3]{400} = 18,4 \text{ м} \quad (2.71)$$

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

$$m_{сб} = 0,07 * 400 = 28 \text{ т} \quad (2.72)$$

Для напорного механизма:

$$m_{H.M} = 0.026 * 400 = 10,4 \text{ т} \quad (2.73)$$

Для поворотной платформы с механизмами:

$$m_{П.П} = 0.5 * 400 = 200 \text{ т} \quad (2.74)$$

Определяем линейные размеры ковша мех. лопаты:

ширина: $b_K = 1.3 * \sqrt[3]{E_\Lambda}$

$$b_K = 1.3 * \sqrt[3]{10} = 2,8 \quad (2.75)$$

длина: $l_{K\Lambda} = 0.77 * b_{K\Lambda}$

$$l_{K\Lambda} = 0.77 * 2,8 = 2,2 \quad (2.76)$$

высота: $h_{K\Lambda} = 0.75 * b_{K\Lambda}$

$$h_{K\Lambda} = 0.75 * 2,8 = 2,1 \quad (2.77)$$

Определяем массу ковша и породы в ковше :

$$m_k = 1.15 * C_{к\Lambda} * E_\Lambda = 1.15 * 1.2 * 10 = 13,8 \text{ т} \quad (2.78)$$

где $C_{к\Lambda}$ – коэффициент для определения масс ковшей экскаватора;
 $C_{к\Lambda} = 0,9 \div 1,7$.

Вес ковша:

$$G_k = m_k * g * 10^3 = 13,8 * 9,81 * 10^3 = 135,4 * 10^3 \text{ Н} \quad (2.79)$$

Масса породы в ковше:

$$m_{\text{ПОР}} = \frac{E_{\Lambda} * \gamma_{\text{ПОР}}}{K_p}; \quad \text{Т} \quad (2.80)$$

где γ плотность породы в целике, т/м;
 K_p – коэф. разрыхления породы, $K_p = 1,3$.

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

Определяем массу рукояти мех. лопаты:

$$m_p = C_p * m_{\text{КЛ}}; \quad (2.81)$$

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:

$$N_{\text{П}} = \frac{E_{\Lambda} * K_{\text{КЛ}}}{L_s * K_p}; \quad \text{Н} \quad (2.82)$$

где $K_{\text{КЛ}}$ – удельное сопротивление копанию;

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

L_s – высота забоя;

$$L_s = L_{\text{В.М}} = 8,1 \text{ м};$$

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

Определяем вес ковша с породой:

$$G_{\text{К.П}} = g * (m_k + m_{\text{ПОР}}) * 10^3 = 9,81 * (13,8 + 16,9) * 10^3 = 301,2 * 10^3 \text{ Н} \quad (2.83)$$

Определяем вес рукояти:

$$G_p = g * m_p * 10^3 = 9,81 * 6,9 * 10^3 = 67,7 * 10^3 \text{ Н} \quad (2.84)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						55
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определяем отжимающее усилие напора $N_{2Л}=N_{Пл}$, оцениваемое отношением к сопротивлению породы копанию:

$$K_{КАП} = \frac{N_{2Л}}{N_{1Л}} * 100\% ; \quad (2.85)$$

откуда:

$$N_{2Л} = K_{КАП} * N_{1Л} = (0,5 \div 1,05) * N_{1Л} = 1,05 * 1424 * 100 = 149,5 \text{ кН} \quad (2.86)$$

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

$$N'_{Пл} = \frac{G_{К+П} * l'_K * \cos \alpha_T * G_P * l'_P * \cos \alpha}{l'_П * \sin \beta} ; \quad (2.87)$$

где $l'_K, l'_P, l'_П$ - длины плеч при верхнем положении выдвинутой рукояти, определенные по схеме Б.

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

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

$$N_{Пл} = \frac{N_{ИП} * l_1 + G_{К+П} * l_K + G_P * l_P}{l_{П}} ; \text{ Н} \quad (2.88)$$

где $l_1, l_K, l_P, l_{П}$ - длины плеч определяемые по схеме А.

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

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

$$N_{Пл}^{11} = \frac{(G_K * l'_K + G_P * l'_P) * \cos \alpha}{l'_П * \sin \beta} ; \text{ Н} \quad (2.89)$$

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

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

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

$$N_{нл}^1 = N_{нл} * \cos \beta + (G_{к+п} + G_p) * \sin \alpha ; \text{ Н} \quad (2.90)$$

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

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

$$N_{нл}^{11} = G_k + G_p = (135,4 + 67,7) * 10^3 = 203,1 * 10^3 \text{ Н} \quad (2.91)$$

Усилие в напорном механизме лопаты:

$$N_{нл} = N_{2л} + N_{пн} * \cos \beta + G_{к+п} * \sin \alpha + G_p * \sin \alpha = 149,5 + 602,4 * \cos 90 + 301,2 * \sin 0 + 67,7 * \sin 0 = 149,5 \text{ кН}$$

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

Определяем мощность двигателя подъемного механизма лопаты при копании породы:

$$P_{пн} = \frac{N_{нл} * V_{нл}}{\eta_{нл}} ; \text{ кВт} \quad (2.92)$$

где $V_{нл}$ – скорость перемещения подъемного каната, м/с;

$V_{нл} = (0,65 \div 1)$, м/с;

$\eta_{нл}$ – КПД подъемного механизма;

$\eta_{нл} = 0,85$.

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

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

$$P_{пн}^1 = (0,1 \div 0,3) * \frac{N_{нл}^1 * V_{нл}}{\eta_{нл}} * 10^{-3} ; \text{ кВт} \quad (2.93)$$

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

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

$$P_{\text{ПЛ}}^{11} = (1.1 \div 1.3) * \frac{N_{i\Lambda}^{11} * V_{\text{НЛ}}}{\eta_{\text{НЛ}}} * 10^{-3}; \quad (2.94)$$

$$P_{\text{ПЛ}} = 1.2 * 210 = 252 \text{ кВт.}$$

Определяем мощность двигателя напорного механизма при копании:

$$P_{\text{НЛ}} = \frac{N_{\text{НЛ}} * V_{\text{НЛ}}}{\eta_{\text{НЛ}}} * 10^{-3}; \text{ кВт} \quad (2.95)$$

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

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

$\eta_{\text{НЛ}}$ - КПД напорного механизма;

$$\eta_{\text{НЛ}} = 0,8.$$

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

Определяем мощность двигателя напорного механизма при повороте платформы на разгрузку:

$$P_{\text{НЛ}}^1 = (0.3 \div 0.5) * \frac{N_{\text{НЛ}}^1 * V_{\text{НП}}}{\eta_{\text{НЛ}}} * 10^{-3}; \text{ кВт} \quad (2.96)$$

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

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

$$P_{\text{НЛ}}^{11} = \frac{N_{\text{НЛ}}^{11} * V_{\text{НЛ}}}{\eta_{\text{НЛ}}} * 10^{-3}; \text{ кВт} \quad (2.97)$$

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

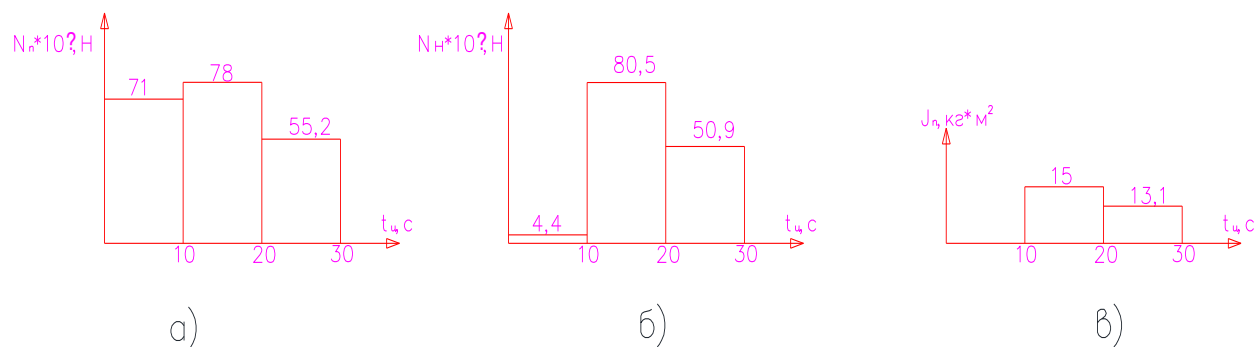


Рисунок 5.2 – Нагрузочные диаграммы для определения средневзвешанной мощности двигателей: а) механизм подъема; б) механизм напора; в) механизм поворота

Определяем средневзвешенную мощность двигателей подъемного и напорного механизмов экскаватора:

$$P_{H\Lambda}^{C.B} = \frac{P_{H\Lambda} * t_{K\Lambda} + P_{H\Lambda}^1 * t_{P\Lambda} + P_{H\Lambda}^{11} * t_{S\Lambda}}{t_{\text{цл}}}; \text{ кВт} \quad (2.98)$$

где $t_{\text{цл}}$ – время цикла работы экскаватора, = 26с;

$t_{\text{кл}}$ – время копания, с;

$t_{\text{рл}}$ – время поворота платформы на разгрузку, с;

$t_{\text{зл}}$ – время поворота платформы с порожним ковшом на забой, с .

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

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

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

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

$$J_{\text{П}} = m_K * \frac{(0,5 * L_{\text{П}\Lambda})^2 + (0,5 * L_{\text{П}\Lambda}^1)^2}{3} + m_{\text{П}\Lambda} * l_{\text{П}\Lambda}^2; \quad (2.99)$$

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

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

$$J_C = m_{СТР} * l_{СТ}^2, \text{ кг} * \text{м}^2 \quad (2.100)$$

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

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

$$J_{K+\Pi} = m_{K+\Pi} * L_{PAS}^2 = 24,9 * 6,9^2 = 1,314 * 10^6 \text{ кг} * \text{м}^2 \quad (2.101)$$

$$J_K = m_K * L_{PAS}^2 = 13,8 * 6,9^2 = 0,657 * 10^6 \text{ кг} * \text{м}^2$$

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

$$J_{\PiГ} = J_{\Pi} + J_C + J_{K+\Pi} = (2,709 + 0,567 + 1,314) * 10^6 = 4,59 * 10^6 \text{ кг} * \text{м}^2 \quad (2.102)$$

$$J_{\Pi\Pi} = J_{\Pi} + J_C + J_K = (2,709 + 0,567 + 0,657) * 10^6 = 3,933 * 10^6 \text{ кг} * \text{м}^2$$

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.

2.3.3 Определение производительности и парка мех.лопат для выемки полезного ископаемого

Определяем теоретическую производительность экскаватора.

$$Q_{теор} = 60 * E * n_z = 60 * 10 * 2,3 = 1380 \text{ м}^3 / \text{ч}. \quad (2.103)$$

где: n_z - частота разгрузок ковшей,

$$n_z = \frac{60}{t_y} = \frac{60}{26} = 2,3 \text{ мин}^{-1}. \quad (2.104)$$

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

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определяем техническую производительность экскаватора.

$$Q_{mex} = Q_{мер} * \frac{K_n}{K_p} * \frac{t_p}{t_p * t_n} = 1380 * \frac{1,1}{1,3} * 0,8 = 934,2 м^3 / с. \quad (2.105)$$

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;

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

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

Определяем эксплуатационную производительность экскаватора.

$$Q_э = Q_{mex} * T_c * K_в = 934,2 * 12 * 0,85 = 9528,8 м^3 / смену.$$

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

$Q_э$ - эксплуатационная производительность, $м^3 / смену$;

Определяем годовую эксплуатационную производительность экскаватора.

$$Q_э^г = Q_э * (N - n_p) * n = 9528,8 * (250 - 45) * 2 = 3906808 м^3 / год. \quad (2.106)$$

где: N - количество рабочих дней экскаваторов;

$Q_э^г$ - годовая эксплуатационная производительность, $м^3 / год$;

n_p - число ремонтных дней в году

Определяем необходимое количество экскаваторов для изъятия полезного ископаемого.

$$N_{э1} = \frac{A_{гм}}{Q_э^г} * K_p = \frac{7 * 10^6 * 1,3}{3906808} = 4,6 = 5 шт. \quad (2.107)$$

где: $N_{э1}$ - количество экскаваторов, шт;

$A_{гм}$ - количество добываемой руды в год,

$A_{гм} = 7$ млн. т.

2.3.4 Определение производительности и парка мех.лопат для выемки пустых пород

Определяем теоретическую производительность экскаватора.

$$Q_{мер} = 60 * E * n_z = 60 * 10 * 2,3 = 1380 м^3 / ч. \quad (2.108)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

где: n_z - частота разгрузок ковшей,

$$n_z = \frac{60}{t_y} = \frac{60}{26} = 2,3 \text{ мин}^{-1}. \quad (2.109)$$

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

Определяем техническую производительность экскаватора.

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{тер}} * \frac{K_n}{K_p} * \frac{t_p}{t_p * t_n} = 1380 * \frac{1,1}{1,3} * 0,8 = 934,2 \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (2.110)$$

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.

$$Q_3 = Q_{\text{тех}} * T_c * K_6 = 934,2 * 12 * 0,85 = 9528,8 \text{ м}^3 / \text{смену} \quad (2.111)$$

где: K_6 - коэффициент использования экскаватора во времени, $K_6=0,85$;

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

Определяем годовую эксплуатационную производительность экскаватора.

$$Q_3^g = Q_3 * (N - n_p) * n = 9528,8 * (250 - 45) * 2 = 3906808 \text{ м}^3 / \text{год}. \quad (2.112)$$

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 пустой породы.

$$N_{31} = \frac{A_{\text{гм}}}{Q_3^g} * K_p = \frac{45,5 * 10^6 * 1,3}{3906808} = 14,8 = 15 \text{ шт}. \quad (2.113)$$

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

$A_{\text{гм}}$ - количество породы в год,

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$A_{ГМ} = 45,5 \text{ млн. т.}$$

2.4 Выбор, обоснование и расчет выемочно-транспортных машин

Выбираю бульдозер марки Д-375А «KOMATSU»

Определяем эксплуатационную производительность.

$$Q_э = \frac{3600 \cdot V_в \cdot K_в \cdot K_{укл} \cdot \alpha_п}{T_ц} = \frac{3600 \cdot 11,6 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 0,5}{52,2} = 320 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (2.114)$$

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

$V_в$ – фактический объём призмы волочения, м^3 ;

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

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

$\alpha_п$ – коэффициент, учитывающий просыпи породы из отвала в процессе её перемещения, $\alpha_п = (1 - \beta \cdot l_п) = 1 - 0,01 \cdot 50 = 0,5$;

$T_ц$ – продолжительность цикла, с:

$$T_ц = \frac{l_p}{v_p} + \frac{l_п}{v_п} + \frac{l_p + l_п}{v_o} + t_c + 2t_{пов} + t_o = \frac{2}{1,5} + \frac{50}{3,5} + \frac{2+50}{4,5} + 5 + 2 \cdot 9 + 2 = 52,2 \text{ с} \quad (2.115)$$

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

$l_п$ – длина пути при перемещении породы, $l_п = 50$ м;

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

$v_п$ – скорости трактора при перемещении породы, $v_п = 3,5$ 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;

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

Определяем годовую производительность.

$$Q_{эГ} = Q_э \cdot N \cdot T_{см} = 320 \cdot 310 \cdot 8 = 793600 \text{ м}^3/\text{Г} \quad (2.116)$$

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

$N = 310$ – количество рабочих дней в году;

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

Определяем парк бульдозеров

$$N_{бр} = A_Г \cdot k_p / Q_Г = 5280000 \cdot 1,1 / 793600 = 8,7 \text{ ед.} \quad (2.117)$$

где $A_Г$ – годовой объём перемещаемой породы бульдозерами, $\text{м}^3/\text{год}$,
 k_p – коэффициент технической готовности.

$$A_Г = (0,3 \div 0,4) A_{ГВС} = 0,3 \cdot 17,6 = 5,28 \cdot 10^6 \text{ м}^3 \quad (2.118)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Вывод: Для работы на отвале требуется 9 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-32 – 12шт
- добычные и вскрышные машины: ЭКГ-10 – 6 шт.
- выемочно-транспортирующие машины: Д-375А «KOMATSU» – 9 шт.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

3 Карьерный транспорт

Карьерный транспорт является важнейшим элементом в производственном процессе добычи полезного ископаемого. Основной производственной функцией транспорта является перемещение горной массы от забоя выемочно-погрузочного средства до места назначения (обогащительная фабрика, рудный склад и породные отвалы).

Эффективность применения транспортного средства определяется минимальной себестоимостью перевозимого груза с учетом всех видов затрат.

На горнорудных предприятиях нашей страны наибольшее распространение получили три вида транспорта – железнодорожный, автомобильный и конвейерный.

3.1 Выбор вида транспорта

Так как разработка ведется в сложных горно-геологических условиях. Рудное тело имеет сложную форму крутопадающая, что влечет за собой применение селективной выемки, более мобильного оборудования для работы в стесненных условиях, также высокой динамичности буровзрывных работ. Массовые взрывы проводятся в среднем три раза в неделю.

Эти факторы показывают на невозможность применения железнодорожного транспорта в связи с большими затратами на вынос транспортного оборудования в безопасную зону и дополнительное время простоя карьера, то есть требуется применение вспомогательных средств, а также дополнительные затраты на автоматизацию смежных работ. Также применению железнодорожного транспорта препятствуют большие руководящие уклоны транспортных путей, неизбежно получаемые при разработке крутопадающих месторождений.

Практика показала преимущество автомобильного транспорта над остальными видами карьерного транспорта в данных горно-геологических условиях. Автомобильный транспорт позволяет обеспечить избирательность разработки и селективную выемку полезного ископаемого, гибкость при управлении и организации производственного процесса, что соответствует современным темпам добычи.

Карьер работает по вахтовому методу, с непрерывной рабочей неделей при двух сменах в сутки по двенадцать часов, число рабочих дней в году – 365.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3.2 Формирование базы исходных данных и принятие вариантов оборудования к моделированию

Производительность по руде 7 000 000 т. и по вскрыше 17 600 000 м³.
Расстояние транспортирования: на вскрыше 4160 км, на добыче 7380 км.

Рассмотрим варианты экскаваторно-автомобильного комплекса:

1. ЭКГ-10 и САТ 777D
2. ЭКГ-10 и БЕЛАЗ 7513

При выборе оптимального комплекса будем ориентироваться на критерий эффективности «Эксплуатационная производительность автосамосвала», так как он является основой технической политики предприятия – аналога.

Для решения этой задачи применили программу “Выбор оптимального и рационального типов экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера”.

Горизонт расчёта, лет, t	1	Принять	Текущий год : 1
Годовая производительность, т	7000000		
Насыпная плотность породы, т/м	0,96		
Коэффициент экскавации	0,8		
Коэффициент неравномерности работы карьера	1,1		
Коэффициент технической готовности экскаватора	0,95		
Время замены автосамосвала у экскаватора, мин	Схема заезда: петлевая 0,39		
Расстояние транспортирования груза, м	7380		
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	720		
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		

Далее

Рисунок 3.1 - Горнотехнические условия (добыча)

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Стоимость одного экскаватора, руб

Стоимость одного автосамосвала, руб

Зарботная плата машиниста экскаватора, руб

Зарботная плата водителя автосамосвала, руб

Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб

Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб

Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала

Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала

Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора

Коэффициент использования времени смены автосамосвала

Рисунок 3.2 - Экономические показатели (добыча)

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Задать число участков

Грузовое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
1	2000	500	0		0,6
2	2500	400	10	20	0,75
3	1500	400	-15	80	0,75
4	1380	1000	25	25	0,6

Скорость ветра: км/ч

Порожняковое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
4	1380	1200	-25	25	0,6
3	1500	480	15	80	0,75
2	2500	480	-10	20	0,75
1	2000	600	0		0,6

Скорость ветра: км/ч

Примечание: Скорость ветра ставится со знаком "+" при встречном ветре и знаком "-" при попутном. Величина уклона ставится со знаком "+" при подъеме и знаком "-" при спуске.

Рисунок 3.3 - Параметры расчетной трассы (добыча)

Длины трасс и уклоны взяты из расчета профиля трассы.

Автосамосвал: БелАЗ-7513 Экскаватор/Погрузчик: ЭКГ-12	
ПОКАЗАТЕЛЬ	Год 1
Годовая производительность, т	7000000
Эксплуатационная производительность одного автосамосвала, т/год	830994,57
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, кг/т*км	0,07
Себестоимость транспортирования, руб/т	1,29
Себестоимость погрузки, руб/т	0,98
Удельные капитальные затраты на погрузку и транспортирование, руб/т	81,71
Техническая производительность экскаватора, т/ч	1262,88
Рабочий парк экскаваторов	2
Инвентарный парк экскаваторов	3
Расчетный расход топлива автосамосвала, кг	89,29
Фактический расход топлива автосамосвала, кг	107,15
Сменная техническая производительность, т	1138,35
Рабочий парк автосамосвалов	12
Инвентарный парк автосамосвалов	16
Пропускная способность (автомобилей в час)	655
Среднетехническая скорость движения, км/ч	19
Провозная способность, т/ч	44505,64

Рисунок 3.6 - Параметры добычного участка ЭКГ-12 и БЕЛАЗ 7513 на добыче

Горизонт расчёта, лет, t

Годовая производительность, т

Насыпная плотность породы, т/м

Коэффициент экскавации

Коэффициент неравномерности работы карьера

Коэффициент технической готовности экскаватора

Время замены автосамосвала у экскаватора, мин

Расстояние транспортирования груза, м

Продолжительность смены, ч

Число рабочих дней в году

Количество смен в сутки

Время, затрачиваемое на плановые ремонты погрузочно-транспортного оборудования в течение года, ч

Время простоя погрузочно-транспортного оборудования по климатическим условиям в течение года, ч

Время приема-сдачи смены в течение года, ч

Время праздников и выходных в течение года, ч

Рисунок 3.7 - Горнотехнические условия (вскрыша)

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Стоимость одного экскаватора, руб 65000000
 Стоимость одного автосамосвала, руб 42000000
 Зарботная плата машиниста экскаватора, руб 90000
 Зарботная плата водителя автосамосвала, руб 70000
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб 7240
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб 9390
 Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала 56300
 Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала 334890
 Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8
 Коэффициент использования времени смены автосамосвала 0,4

Далее

Рисунок 3.8 - Экономические показатели (вскрыша)

Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамическая характеристика а/с Отчёт

Задать число участков 4

Грузовое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
1	1000	500	0		0,6
2	1100	400	10	20	0,75
3	860	400	-15	80	0,75
4	1200	1000	25	25	0,6

Скорость ветра: 36 км/ч

Порожняковое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
3	860	480	15	80	0,75
2	1100	480	-10	20	0,75
1	1000	600	0		0,6

Скорость ветра: -36 км/ч

? Удельное основное сопротивление движению
 ? Коэффициент сцепления колеса с дорогой

Примечание: Скорость ветра ставится со знаком "+" при встречном ветре и знаком "-" при попутном. Величина уклона ставится со знаком "+" при подъеме и знаком "-" при спуске.

Далее

Рисунок 3.9 - Параметры расчетной трассы (добыча)

Длины трасс и уклоны взяты из расчета профиля трассы

Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамическая характеристика а/с Отчёт

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	533	10	170
2	768	12	223
3	379	13	180
4	1401	7	350

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	1329	17	130
3	621	25	60
2	664	34	65
1	593	34	60

Далее

Рисунок 3.10 - Параметры расчетной трассы (вскрыша)

Автосамосвал: САТ 777D Экскаватор/Погрузчик: ЭКГ-10	
ПОКАЗАТЕЛЬ	Год 1
Годовая производительность, т	17600000
Эксплуатационная производительность одного автосамосвала, т/год	1187813,14
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, кг/т*км	0,07
Себестоимость транспортирования, руб/т	0,81
Себестоимость погрузки, руб/т	22,72
Удельные капитальные затраты на погрузку и транспортирование, руб/т	75,51
Техническая производительность экскаватора, т/ч	2979,31
Рабочий парк экскаваторов	2
Инвентарный парк экскаваторов	3
Расчетный расход топлива автосамосвала, кг	52,05
Фактический расход топлива автосамосвала, кг	62,46
Сменная техническая производительность, т	1627,14
Рабочий парк автосамосвалов	20
Инвентарный парк автосамосвалов	27
Пропускная способность (автомобилей в час)	533
Среднетехническая скорость движения, км/ч	15
Провозная способность, т/ч	36353,17

Рисунок 3.11 - Параметры вскрышного участка
ЭКГ-10 и САТ-777D на вскрыше

Автосамосвал: БелАЗ-7513
 Экскаватор/Погрузчик: ЭКГ-12

ПОКАЗАТЕЛЬ	Год 1
Годовая производительность, т	17600000
Эксплуатационная производительность одного автосамосвала, т/год	1497503,97
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, кг/т*км	0,07
Себестоимость транспортирования, руб/т	0,98
Себестоимость погрузки, руб/т	22,72
Удельные капитальные затраты на погрузку и транспортирование, руб/т	40,34
Техническая производительность экскаватора, т/ч	3186,89
Рабочий парк экскаваторов	2
Инвентарный парк экскаваторов	3
Расчетный расход топлива автосамосвала, кг	56,40
Фактический расход топлива автосамосвала, кг	67,68
Сменная техническая производительность, т	2051,38
Рабочий парк автосамосвалов	16
Инвентарный парк автосамосвалов	22
Пропускная способность (автомобилей в час)	613
Среднетехническая скорость движения, км/ч	19
Провозная способность, т/ч	41816,22

Рисунок 3.12 – Параметры вскрышного участка ЭКГ-12 и БЕЛАЗ 7513 на вскрыше

Согласно представленных отчетов составляем таблицы критериев.

Таблица 3.1 - Критерии эффективности по добыче

№	Критерии эффективности	ЭКГ-10 + САТ 777D	ЭКГ-10+ Белаз-7513
1	Эксплуатационная производительность одного автосамосвала, т/год	643853,38	830994,57
2	Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, кг/т*км	0,06	0,07
3	Себестоимость транспортирования, руб/т	3,54	1,29
4	Себестоимость погрузки, руб/т	57,12	0,98
5	Удельные капитальные затраты на погрузку и транспортирование, руб/т	155,71	81,71
6	Техническая производительность экскаватора, т/ч	1176,51	1262,88
7	Расчетный расход топлива автосамосвала, кг	84,79	89,29
8	Фактический расход топлива автосамосвала, кг	101,75	107,15
9	Сменная техническая производительность, т	881,99	1138,35
10	Пропускная способность (автомобилей в час)	599	655
11	Провозная способность, т/ч	43599,95	44505,64

Таблица 3.1 - Критерии эффективности по вскрыше

№	Критерии эффективности	ЭКГ-10 + САТ 777D	ЭКГ-10+ Белаз-7513
1	Эксплуатационная производительность одного автосамосвала, т/год	1187813,14	1497503,97
2	Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, кг/т·км	0,07	0,07
3	Себестоимость транспортирования, руб/т	0,81	0,98
4	Себестоимость погрузки, руб/т	22,72	22,72
5	Удельные капитальные затраты на погрузку и транспортирование, руб/т	75,51	40,34
6	Техническая производительность экскаватора, т/ч	2979,31	3186,89
7	Расчетный расход топлива автосамосвала, кг	52,05	56,40
8	Фактический расход топлива автосамосвала, кг	62,46	67,68
9	Сменная техническая производительность, т	1627,14	2051,38
10	Пропускная способность (автомобилей в час)	533	678
11	Провозная способность, т/ч	36353,17	41816,22

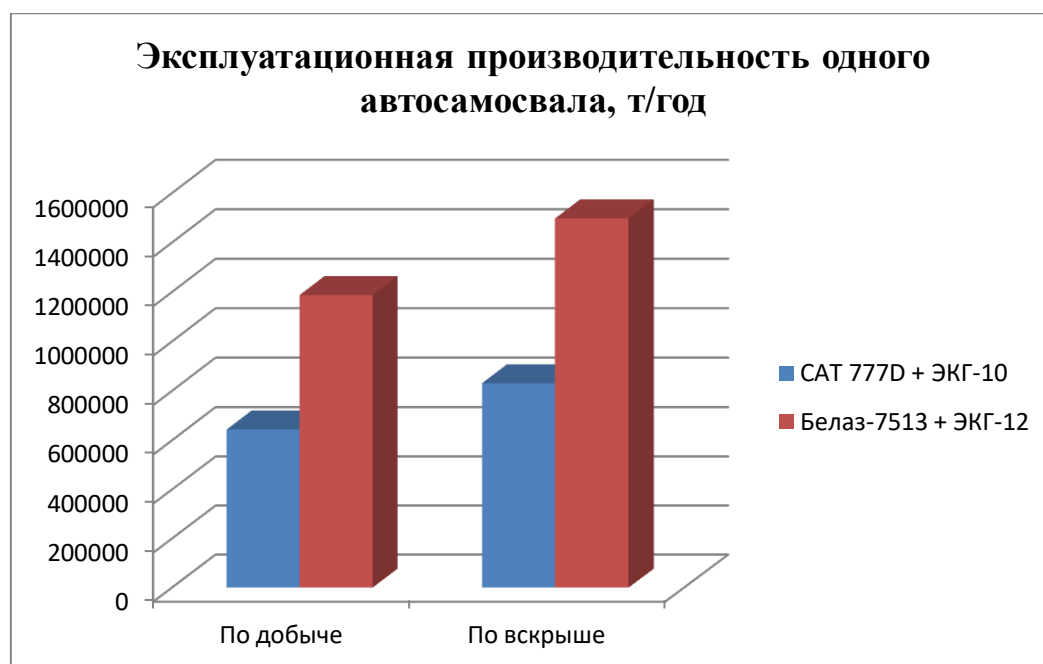


Диаграмма 3.1 – Критерии эффективности ЭАК

Путем экономико-математического моделирования выбран рациональный комплекс оборудования, который не только увеличит производительность, но и снизит капитальные затраты. Рациональный экскаваторно-автомобильный комплекс:

- Автосамосвал Белаз-7513;
- Экскаватор ЭКГ-10.

3.3 Организация работы автотранспорта

Эксплуатация автотранспорта на карьере организуется таким образом, чтобы обеспечивалась бесперебойная работа добычных и вскрышных экскаваторов при соблюдении принятой системы текущего обслуживания и ремонта машин.

Режим работы карьера и автохозяйства совпадает, это круглосуточная двухсменная работа при непрерывной рабочей неделе.

На данном предприятии, используется спутниковая система «VENCO», которая представляет диспетчеру информацию о ходе погрузочно-транспортных работ в карьере и месте положения каждого вида оборудования. Для производительного использования оборудования большое значение имеет правильный выбор схемы подъезда и установки автомобиля у экскаватора.

Подъезды с петлевым разворотом осуществляются при встречном движении автомобилей на уступе и не требуют сложных маневров. Обычно схема с петлевым подъездом обеспечивает достаточно высокое использование экскаватора. Автосамосвалы могут следовать один за другим, так что время их обычно не превышает длительности рабочего цикла.

Вспомогательная техника:

1. Автогрейдер
2. Бульдозер
3. Поливочно-оросительная машина
4. Щебне-разбрасывательная машина

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

4 Стационарные машины и установки

4.1 Общие сведения об осушении карьера

В 2019 году осушение карьерного поля осуществлялось при помощи водопонижающих скважин и открытого карьерного водоотлива. Скважины сооружаются по проекту, разработанному НПО ВИОГЕМ в 2010 году. Водопонижающие скважины оборудованы погружными насосами типа ЭЦВ6-ЭЦВ8, производительностью от 6.3 до 40 м³/час, станция карьерного водоотлива оборудована насосами ЦНСК-500/720.

В рабочем состоянии на начало августа 2019 года находятся 26 водопонижающих скважин, в среднем в работе ежемесячно были задействованы 23 скважины.

За 6 месяцев 2019 года были пробурены 4 наблюдательных скважины. Общее количество скважин системы осушения карьера на 1.01.2011 года составляет 64 (59 – водопонижающих, 5-наблюдательные). Водоподъемное оборудование рабочих скважин позволяет откачивать в час 460 м³ воды, макс. фактический скважинный водоотбор в 2011 году составил 390 м³/час.

Действующей системой осушения до конца 2011 года будет откачано 3.9 млн. м³ воды. Дебит системы осушения в среднем составил 415.0 м³/час (min в марте 257.0 м³/час, max в июне 567.0 м³/час).

Наблюдения за формированием воронки депрессии ведутся по наблюдательным скважинам и резервным водопонижающим, количество их от 10 до 20 штук. Периодичность замеров один раз в 5 дней в период паводка и один раз в месяц в остальное время.

Воронка депрессии развивается стабильно и предсказуемо: максимальное понижение в центре карьера (за 6 мес.2011 года понижение составило 33 м), на бортах карьера по наблюдательным скважинам

происходит сезонное колебание динамического уровня подземных вод с максимальными отметками в период таяния снегов и плавным понижением после прохождения паводка.

Высокие «остаточные столбы воды», обусловленные неравномерным расположением водопонижающих скважин и фильтрационной неоднородностью водоносных горизонтов, ведут к возникновению неблагоприятных инженерно-геологических явлений: разжижение пород под действием динамических нагрузок от работающего оборудования, взрывов и, как следствие – оползни и оплывы откосов.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						75
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

4.2 Расчет водоотливных установок

Исходные данные:

1. Нормальный водоприток $Q_n = 7580 \text{ м}^3/\text{сут.}$
2. Максимальный водоприток $Q_{\text{max}} = 11600 \text{ м}^3/\text{сут.}$
3. Щелочность воды, $\text{pH} = 8,2$
4. Коэффициент фильтрации от 0,55 до 8,23 м/сут.
5. Число дней с нормальным водопритоком – 305
6. Число дней с максимальным водопритоком – 60
7. Глубина карьера – 704 м.

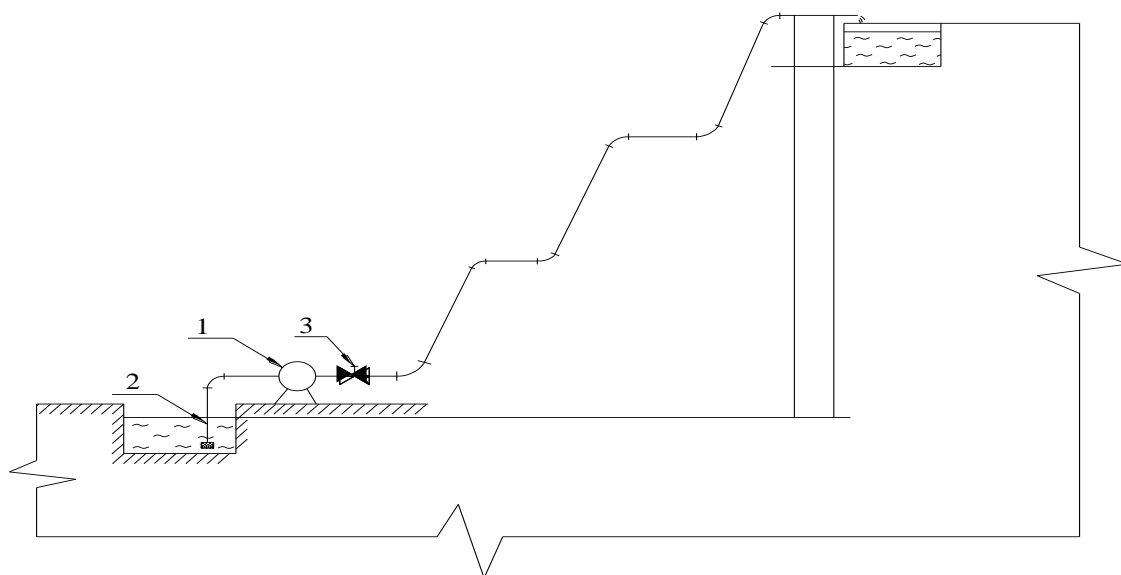


Рисунок 4.1 – Принципиальная схема водоотлива

1 – насос; 2 – приемный клапан с сеткой; 3 – регулирующая задвижка.

Необходимая подача насосов исходя из условия откачки суточного притока за 20 часов:

$$Q_p^n = \frac{Q_n}{20} = \frac{7580}{20} = 379 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.1)$$

Определяем геодезическую высоту подачи исходя из условия глубины карьера:

$$H_r = H_n + H_b = 704 + 3 = 707, \text{ м} \quad (4.2)$$

где H_k – глубина карьера, м; H_b – высота всасывания, м.

Определяем необходимый напор насоса:

$$H = \frac{H_r}{\eta_T} = \frac{707}{0,98} = 716, \text{ м} \quad (4.3)$$

где η_T – КПД трубопровода.

Исходя из необходимой подачи насоса и напора предварительно принимаем насос с частотой вращения 1475 об/мин ЦНСК 500-720.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

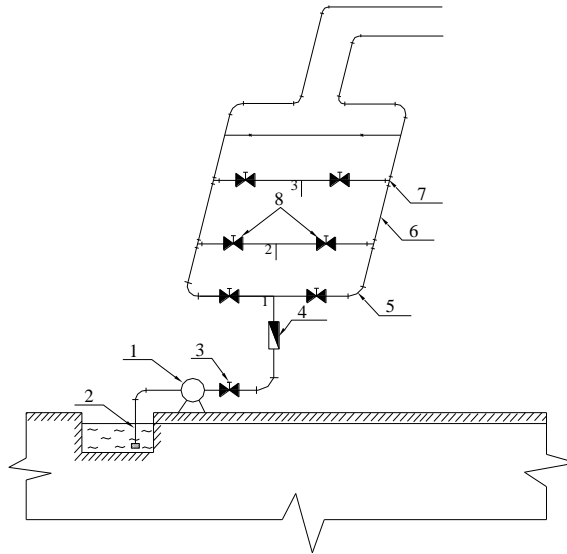


Рисунок 4.2– Гидравлическая схема водоотливной установки

1 – насос; 2 – приемный клапан с сеткой; 3 – регулирующая задвижка; 4 – обратный клапан; 5 – колено; 6 – нагнетательный трубопровод; 7 – тройник; 8 – распределительная задвижка.

Диаметр нагнетательного трубопровода:

$$d_n = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_p}{3600 \cdot \pi \cdot V_s}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 2,5}} = 0,26 \text{ ,м} \quad (4.4)$$

Принимаем стандартный диаметр нагнетательного трубопровода

$d_n/d_b = 273/259$ мм,

- толщина стенки 7 мм,

- максимальное рабочее давление $P = 6,0$ МПа.

Насосную станцию оборудуют двумя ставами нагнетательного трубопровода: рабочим и резервным. Второй став пускается в действие при максимальном водопритоке, то есть в периоды снеготаяния и ливневых дождей.

Диаметр всасывающего трубопровода принимается на 26мм больше нагнетательного.

Принимаем: $d_n/d_b = 351/376$ мм,

Толщина стенки 8 мм,

Максимальное рабочее давление $p = 5,0$ МПа.

Определяем скорости движения воды во всасывающем и нагнетательном трубопроводах, м/с:

$$V = \frac{4 \cdot Q_p}{3600 \cdot \pi \cdot D^2} \text{ , м/с} \quad (4.5)$$

$$V_{BC} = \frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,376^2} = 1,25 \text{ м/с}$$

$$V_H = \frac{4 \cdot 500}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,351^2} = 2,4 \text{ м/с}$$

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{D}}, \quad (4.6)$$

$$\lambda_{BC} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,376}} = 0,028$$

$$\Delta H_{BC} = \left(0,028 \cdot \frac{7}{0,376} + 8 + 0,6 + 0,5 \right) \cdot \frac{1,25^2}{2 \cdot 9,8} = 0,8 \text{ м} \quad (4.7)$$

Определяем потери напора в нагнетательном трубопровода:

$$\Delta H_H = \left(\lambda_H \cdot \frac{l_H}{d_H} + 2 \cdot \xi_{зад} + \xi_{обр\text{ кл}} + \xi_{кол} \cdot n_{кол} + 3 \cdot \xi_{гр} + \xi_{вых} \right) \cdot \frac{(V_H)^2}{2g} \quad (4.8)$$

где λ_H – коэффициент линейных потерь напора в нагнетательной части трубопровода;

$\xi_{зад}$, $\xi_{вых}$ и $\xi_{кол}$ – коэффициенты местных сопротивлений (помощью справочника гидросопротивлений);

l_H – длина нагнетательного трубопровода, м.

$$\lambda_H = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,351}} = 0,0318 \quad (4.9)$$

$$\Delta H_H = \left(0,0318 \cdot \frac{986}{0,351} + 2 \cdot 0,3 + 10 + 0,6 \cdot 10 + 3 \cdot 1,5 + 1 \right) \cdot \frac{2,4^2}{2 \cdot 9,8} = 34 \text{ м} \quad (4.10)$$

Определяем длину нагнетательного трубопровода

$$l_{нагн} = \frac{h_y}{\sin \alpha} \cdot z_y + b_y \cdot (z_y - 1) + l_n + l_{ст} + l_{пов} = \quad (4.11)$$

$$= \frac{30}{\sin 70} \cdot 10 + 15 \cdot (10 - 1) + 7 + 5 + 520 = 986 \text{ м}$$

где z_y - количество уступов;

b_y - ширина площадки уступа, м;

l_n - длина трубопровода от насосной станции до подошвы уступа, м;

$l_{ст}$ - длина трубопровода в насосной станции, м;

$l_{пов}$ - длина трубопровода по поверхности до места слива, м.

Определяем общие потери напора:

$$\Delta H = \Delta H_{BC} + \Delta H_H = 0,8 + 34 = 34,8 \text{ м} \quad (4.12)$$

Манометрический напор:

$$H_M = H_T + \Delta H = 707 + 34,8 = 740,8 \text{ м} \quad (4.13)$$

Определяем постоянную трубопровода:

$$R = \frac{\Delta H}{Q^2} = \frac{34,8}{500^2} = 0,000139 \text{ ч}^2 / \text{м}^5 \quad (4.14)$$

По формуле $H = H_T + R \cdot Q^2$ строим напорную характеристику трубопровода.

Таблица 4.1 - Уравнение характеристики внешней сети

Q, м ³ /ч	0	100	200	300	400	500
H _c , м	707	708,39	713,95	726,46	748,7	783,45

Таблица 4.2 - Паспортная характеристика насоса ЦНСК – 500-720

Q _п , м ³ /ч	H _п , м	η _п	H _в , м
500	720	0,73	4,5

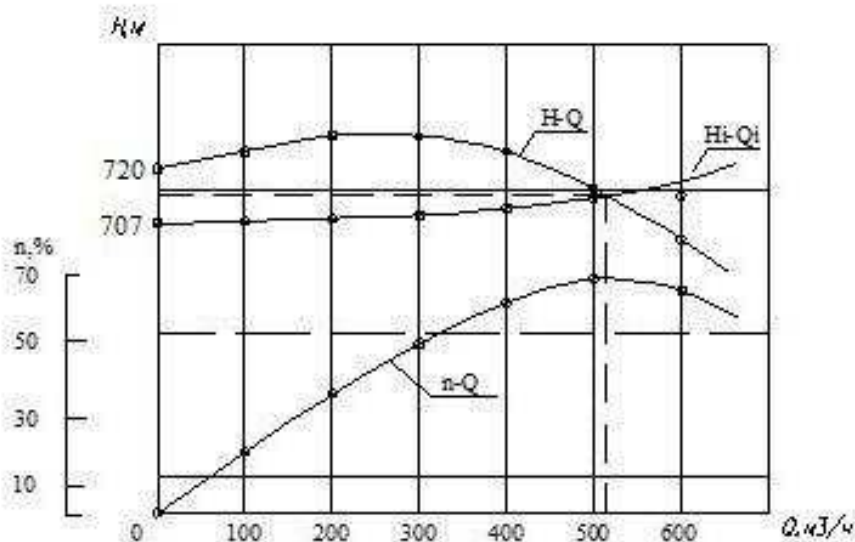


Рисунок 4.3- Характеристика насоса ЦНСК 500-720

По данным графика (рисунок 4.3) определяем:

$$Q_p = 500 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad \eta_p = 70 \%, \quad H_p = 720 \text{ м}$$

Осуществляем проверку рабочего режима на обеспечение требуемой производительности, экономичности и отсутствие кавитации:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

$$\eta > 0,92 \cdot \eta_{max}, \quad 0,70 > 0,73 \cdot 0,92 \quad (4.15)$$

$$0,70 > 0,67$$

$$H_2 < 0,92 \cdot H_3, \quad 363 < 0,92 \cdot 398,8 \quad (4.16)$$

$$704 < 720$$

$$H_{BAK.BC} \triangleright H_{BC} + \Delta H_{BC}$$

$$4,5 > 3 + 0,8$$

$$4,5 > 3,8$$

Все условия выполняются. Оставляем ранее выбранный насос.

Объем водосборников определяют из размещения четырехчасового нормального водопритока в каждом из двух его отсеков.

$$V_8 = 4 \cdot 2 \cdot Q = 4 \cdot 2 \cdot 315,8 = 2526 \text{ м}^3 \quad (4.17)$$

Мощность приводного электродвигателя насоса для рабочего режима:

$$N = K \cdot \frac{\rho \cdot g \cdot H_0 \cdot Q_0}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_0} = \frac{1,15 \cdot 1000 \cdot 9,8 \cdot 395 \cdot 510}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,7} = 900 \text{ , кВт} \quad (4.18)$$

где К – коэффициент запаса мощности.

Подбираем электродвигатель 2АРМ1-100/6000У4.

$n_{об} = 1500$ об/мин, $N = 1000$ кВт, $\eta = 96,3 \%$, $G = 4300$ кг.

Годовой расход электроэнергии, при откачке норм притока, кВтч/год

$$E = \frac{\rho \cdot Q_p \cdot g \cdot H_p}{\eta_c \cdot 3600 \cdot 1000 \cdot \eta_{об} \cdot \eta_p} \cdot (t_H \cdot n_H + t_{MAX} \cdot n_{max}), \quad (4.19)$$

где Q_{max} и Q_H – максимальный и нормальный суточный приток воды взумпф, $\text{м}^3/\text{сут}$;;

n_H и n_{max} – количество дней в году соответственно с нормальным и максимальным водопритоком;

$\eta_{дв}$ и η_c – соответственно КПД электродвигателя и электросети.

$$E = \frac{1000 \cdot 510 \cdot 9,8 \cdot 395}{0,95 \cdot 3600 \cdot 1000 \cdot 0,963 \cdot 0,7} \cdot (24 \cdot 305 + 12 \cdot 60) = 6884921 \text{ , кВтч/год.} \quad (4.20)$$

Удельный расход электроэнергии, отнесенной к единице объема перекачиваемой жидкости:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$e = \frac{E}{Q_n \cdot n_n + Q_{\max} \cdot n_{\max}} = \frac{6884921}{(7580 \cdot 305 + 11600 \cdot 60)} = 2,29 \text{ кВт} \cdot \text{ч/м}^3 \quad (4.21)$$

Для управления водоотливной установкой принимается система автоматизации типа УАВ.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81

5 Технология ремонта горных машин и оборудования

Эксплуатация механического оборудования карьеров – процесс целесообразного использования средств механизации горных работ при достижении их максимальной производительности и минимальных эксплуатационных затратах. Это обеспечивается правильным применением оборудования для определенных видов работ, видом рациональной схемы горных работ, своевременным и качественным проведением ремонтов и технических обслуживаний, соответствующей квалификацией обслуживающего персонала и т. д.

Многообразие используемых машин на карьерах, различные срок службы и ресурсы, необходимость в своевременной остановке машин на техническое обслуживание и ремонт без ущерба для основного производства, обеспечение в необходимых количествах запасными частями, эксплуатационными материалами, топливом, маслами, оборудованием для ремонта, подготовка персонала для работы на машинах и ремонтников делают чрезвычайно сложным управление системной эксплуатации.

Эксплуатацию можно разделить на производственную и техническую. К производственной эксплуатации (использование оборудования по назначению) относится организация работы оборудования на предприятии, а к технической – монтаж и демонтаж, транспортирование, хранение и консервация, испытание, ремонт и техническое обслуживание. Номинальный фонд работы оборудования представлен в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Номинальный фонд работы оборудования

N _p	n _{см}	Номинальный фонд работы оборудования, ч			
		T _{см}	T _{сут}	T _{мес}	T _г
365	2	12	24	730	8760

5.1 Выбор и расчет необходимого количества оборудования

Таблица 5.2 - Исходные данные

Наименование показателя	Значение
Годовая производительность карьера по полезному ископаемому: $A_{Г.ПИ}$, млн. т.	7
Коэффициент вскрытия: K_B , м ³ /м ³ .	2,70
Коэффициент крепости f пород по шкале профессора М.М. Протоdjяконова.	8-15
Климатический район.	Северный
Характеристика производства	С непрерывным технологическим процессом
Горно-транспортный комплекс	Эксплуаторно-транспортно-отвалный

Вычисляем годовую производительность карьера по вскрыше и горной массе:

$$A_{Г.ВП} = A_{Г.ПП} \cdot K_B = 7000000 \cdot 2,70 = 18900000 \text{ т} \quad (5.1)$$

$$A_{ГМ} = A_{Г.ПП} \cdot (1 + K_B) = 7000000 \cdot (1 + 2,70) = 25900000 \text{ т} \quad (5.2)$$

где $A_{Г.ВП}$ - годовая производительность карьера по вскрыше, млн. т;

$A_{Г.ПП}$ - годовая производительность карьера по полезному ископаемому (таблица 5.2), млн. т;

K_B - коэффициент вскрытия, м³/м³;

$A_{ГМ}$ - годовая производительность карьера по горной массе, млн. т.

Т.к. годовая производительность карьера 25900000 т горной массы, а климатический район северный, то принимаем непрерывную рабочую неделю 7 суток, 365 рабочих дней в году в 2 смены по 12 часов.

1. Расчет выемочно-погрузочного оборудования

Теоретическая производительность экскаватора

$$Q_{ТЕОР} = 3600 \cdot E \cdot \frac{1}{T_{Ц}} = 3600 \cdot 10,0 \cdot \frac{1}{114} = 315 \text{ м}^3/\text{час} \quad (5.3)$$

Техническая производительность:

$$Q_{ТЕХ} = Q_{ТЕОР} \cdot \frac{K_H}{K_P} \cdot \frac{t_P}{t_P + t_{II}} = 315 \cdot \frac{0,9}{1,2} \cdot 0,85 = 201 \text{ м}^3/\text{час} \quad (5.4)$$

Эксплуатационная производительность

$$Q_{Э} = Q_{ТЕХ} \cdot T_{СМ} \cdot K_{II} = 201 \cdot 12 \cdot 0,85 = 2050 \text{ м}^3/\text{смену} \quad (5.5)$$

Годовая эксплуатационная производительность

$$Q_{ЭГ} = Q_{Э} \cdot (N - n_p) \cdot n = 2050 \cdot (365 - 50) \cdot 2 = 1291500 \text{ м}^3/\text{год} \quad (5.6)$$

t_{II} - длительность одной передвижки, с; для практических расчетов

можно применить $\frac{t_P}{t_P + t_{II}} = 0,8 \dots 0,85$;

$T_{СМ}$ - продолжительность смены, ч;

K_{II} - коэффициент использования экскаватора во времени $K_{II} = 0,8 \dots 0,9$ - для экскаватора, работающего с погрузкой в автосамосвалы;

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						83
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

N - число рабочих дней в году;
 n_p - число ремонтных дней в году (для экскаваторов с вместимостью ковша до 10 м^3 $n_p = 45...50$);
 n - число смен в сутки.

Необходимое количество экскаваторов:

$$N_{\text{эВП}} = \frac{A_{\text{ГВП}}}{Q_{\text{эГ}}} \cdot K_p = \frac{18900000}{1291500} \cdot 1,2 = 5,7 = 6 \text{ ед} \quad (5.7)$$

где $K_p = 1,2...1,3$ - коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Принимаем окончательно 6 ед. экскаваторов.

2. Расчет бурового оборудования

Определяем необходимое осевое усилие:

$$P_{OC} = 10^{-2} \cdot (6...8) \cdot f \cdot d_o = 0,01 \cdot 12 \cdot 4 \cdot 250 = 120, \text{кН} \quad (5.8)$$

Техническая скорость бурения:

$$V_{BT} = \frac{3 \cdot P_{OC} \cdot \omega \cdot K_{ФШ}}{10^4 \cdot f \cdot d_o^2} = \frac{3 \cdot 120 \cdot 2 \cdot 1,3}{10^4 \cdot 12 \cdot 0,25^2} = 0,12, \text{м/мин} \quad (5.9)$$

где ω - частота вращения долота, с^{-1} ;

$K_{ФШ}$ - коэффициент формы зубьев шарошечного долота (для типа К - $K_{ФШ} = 1,3$).

Сменная производительность бурового станка:

$$Q_{\text{э}} = \frac{T_{cm} - (T_{n.z.} + T_{p.})}{t_o + t_g} = \frac{720 - 60}{1,4 + 1,5} = 227 \text{ м} \quad (5.10)$$

где $(T_{n.z.} + T_{p.}) = 30...60$, мин - продолжительность подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов;

$t_g = 0,83...1,5$, мин для шарошечного бурения;

t_o - основное время, затрачиваемое на бурение 1м скважины, мин.

$$t_o = \frac{1}{V_{BT}} = \frac{1}{0,12} = 8,3 \text{ мин} \quad (5.11)$$

Годовая производительность бурового станка:

$$Q_{\text{Э.Г}} = Q_{\text{Э}}(N - n_p) \cdot n = 227 \cdot (365 - 60) \cdot 2 = 138470, \text{м} \quad (5.12)$$

Находим инвентарный парк буровых станков:

$$N_{\text{б.с.}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{Г.ШШ}}}{\gamma_{\text{ШШ}} \cdot \phi \cdot Q_{\text{Э.Г}}} \cdot K_p = \frac{1,15 \cdot 7000000}{2,7 \cdot 65 \cdot 138470} \cdot 1,2 = 1, \text{ед.} \quad (5.13)$$

$$N_{\text{б.с.}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{Г.ВП}}}{\gamma_{\text{ВП}} \cdot \phi \cdot Q_{\text{Э.Г}}} \cdot K_p = \frac{1,15 \cdot 18900000}{0,96 \cdot 65 \cdot 138470} \cdot 1,3 = 4, \text{ед.} \quad (5.14)$$

где $\phi = 65$ - выход горной массы с одного метра скважины.

3. Расчет бульдозеров

Определяем высоту отвала по стандартам ВНИИ:

$$H = K_{\delta} \cdot \sqrt[3]{0,1 \cdot T_{\text{Н.Т}}} - 5 \cdot 10^{-4} \cdot T_{\text{Н.Т}} = 0,45 \cdot \sqrt[3]{0,1 \cdot 400} - 0,0005 \cdot 400 = 1,33, \text{м} \quad (5.15)$$

где $K_{\delta} = 0,45$ - для поворотных отвалов;

$T_{\text{Н.Т}}$ - номинальное тяговое усилие.

Суммарное сопротивление на ноже бульдозера, кН:

$$\begin{aligned} W = & 10^3 \cdot K_F \cdot L \cdot t + g \cdot V_B \cdot \gamma \cdot \mu_2 + g \cdot V_B \cdot \gamma \cdot \mu_1 \cdot \cos^2 \delta_0 + \\ & + g \cdot m_{\text{Б.М}} \cdot (f_K \cdot \cos \alpha \pm \sin \alpha) + g \cdot K_0 \cdot m_{\text{Б.О}} \cdot \mu_1 = 10^3 \cdot 0,055 \cdot 4,82 \cdot 0,3 + \\ & + 9,81 \cdot 5,32 \cdot 0,66 \cdot 0,6 + 9,81 \cdot 5,32 \cdot 0,66 \cdot 1 \cdot \cos^2 55 + \\ & + 9,81 \cdot 51,15 \cdot (0,1 \cdot \cos 15 \pm \sin 15) + 9,81 \cdot 0,7 \cdot 8,75 \cdot 1 = 172,9 \text{кН} \end{aligned} \quad (5.16)$$

где $K_F = 0,055$ - коэффициент сопротивления копанию, МПа;

L и t - соответственно длина отвала и средняя толщина стружки, м;

γ - плотность породы, т/м³;

μ_1 и μ_2 - коэффициенты трения породы о сталь и породы о породу;

$m_{\text{Б.М}}$ и $m_{\text{Б.О}}$ - массы соответственно базовой машины и

бульдозерного оборудования, т;

$f = 0,06 \dots 0,1$ - коэффициент сопротивления перекачиванию;

α и δ_0 - углы соответственно подъема (уклона) поверхности и резания ножа бульдозера, град.;

$K_0 = 0,5 \dots 0,8$ - коэффициент, учитывающий долю веса бульдозерного оборудования, участвующего в трении о породу;

V_B - объем призмы волочения:

$$V_B = 0,5 \cdot K_{\text{П}} \cdot L \cdot H^2 = 0,5 \cdot 1,25 \cdot 4,82 \cdot 1,33^2 = 5,32, \text{м}^3 \quad (5.17)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						85
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $K_{\Pi} = 1,25$ - коэффициент призмы волочения, зависимость отношение высоты отвала $H=1,41$ м. к его длине $L=4,82$ м и вида породы.

Сменная эксплуатационная производительность:

$$Q_{э.см.} = \frac{3600 \cdot V_B \cdot K_B \cdot T_{см} \cdot K_{укл} \cdot \alpha_{\Pi}}{T_{ц}} = \frac{3600 \cdot 5,32 \cdot 0,9 \cdot 12 \cdot 0,9 \cdot 0,5}{104,1} = 894,12, \text{ м}^3 \quad (5.18)$$

где $K_B = 0,85 \dots 0,9$ - коэффициент использования бульдозера по времени;

$K_{укл}$ - коэффициент, учитывающий уклон пути (1...0,4 – при подъеме 0...15%);

α_{Π} - коэффициент, учитывающий просыпи породы из отвала в процессе её перемещения на пути l_{Π} .

$$\alpha_{\Pi} = (1 - \beta \cdot l_{\Pi}) = (1 - 0,01 \cdot 50) = 0,5 \quad (5.19)$$

$$\beta = 0,008 \dots 0,04, \text{ м}^{-1}.$$

$T_{ц}$ – продолжительность цикла, с:

$$T_{ц} = \frac{l_P}{v_P} + \frac{l_{\Pi}}{v_{\Pi}} + \frac{l_P + l_{\Pi}}{v_O} + t_c + t_o + 2t_{пов} = \frac{8}{0,5} + \frac{50}{1} + \frac{8+50}{5} + 5 + 1,5 + 2 \cdot 10 = 104,1 \quad (5.20)$$

где l_P и l_{Π} – длина пути соответственно при резании (6...10 м) и перемещение породы бульдозером, м;

v_P, v_{Π}, v_O – скорости трактора соответственно при резании ($v_P = 0,4 \dots 0,5$), перемещение породы ($v_{\Pi} = 0,9 \dots 1,1$), обратном ходе ($v_O = 1,1 \dots 1,5$), м/с;

$t_c, t_o, t_{пов}$ – время соответственно на переключение передачи (около 5 с), опускания отвала (1,5...2,5), поворот трактора (10 с).

Принимаем бульдозер KOMATSU – D375A.

Годовая производительность бульдозера:

$$Q_{э.г} = Q_{э.см.} \cdot (N - n_p) \cdot n = 894,12 \cdot (365 - 45) \cdot 2 = 572236,80, \text{ м}^3 \quad (5.21)$$

Необходимое количество бульдозеров:

$$N_{э.и} = \frac{K_P \cdot A_{ГП.Б}}{Q_{э.г} \cdot \gamma} \quad (5.22)$$

где K_P – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте, $K_P = 1,2 \dots 1,3$;

$A_{ГП.Б}$ – годовой объем бульдозерных работ, м^3 :

$$A_{ГП.Б} = (0,3 \dots 0,4) \cdot A_G \quad (5.23)$$

$$N_{э.и} = \frac{K_P \cdot A_{ГП.Б}}{Q_{э.з} \cdot \gamma_{III}} = \frac{1,2 \cdot 2800000}{572236,80 \cdot 2,7} = 2,17 = 3, \text{ ед.}$$

$$A_{ГП.Б} = (0,3 \dots 0,4) \cdot A_{Г.III} = 0,4 \cdot 7000000 = 2800000, \text{ м}^3.$$

$$N_{э.и} = \frac{K_P \cdot A_{ГП.Б}}{Q_{э.з} \cdot \gamma_{ВП}} = \frac{1,2 \cdot 5760000}{572236,80 \cdot 0,96} = 12,58 = 13, \text{ ед.}$$

$$A_{ГП.Б} = (0,3 \dots 0,4) \cdot A_{Г.ВП} = 0,3 \cdot 18900000 = 5760000, \text{ м}^3.$$

4. Расчет выемочно-транспортирующих машин

Определяем эксплуатационная производительность.

$$Q_э = \frac{3600 \cdot V_B \cdot K_B \cdot K_{укл} \cdot \alpha_{п}}{T_{ц}} = \frac{3600 \cdot 11,6 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 0,5}{52,2} = 320 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (5.24)$$

где $Q_э$ – эксплуатационная производительность, $\text{м}^3/\text{ч}$;

V_B – фактический объём призмы волочения, м^3 ;

K_B – коэффициент, использования бульдозера, $K_B=0,8$;

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

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

$T_{ц}$ – продолжительность цикла, с:

$$T_{ц} = \frac{l_p}{v_p} + \frac{l_{п}}{v_{п}} + \frac{l_p + l_{п}}{v_0} + t_c + 2t_{пов} + t_o = \frac{2}{1,5} + \frac{50}{3,5} + \frac{2+50}{4,5} + 5 + 2 \cdot 9 + 2 = 52,2 \quad (5.25)$$

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

$l_{п}$ – длинна пути при перемещении породы, $l_{п} = 50$ м;

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

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

V_0 – скорости трактора при обратном ходе, $V_0 = 4,5$ м/с;

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

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

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

Определяем годовую производительность.

$$Q_{эг} = Q_э \cdot N \cdot T_{см} = 320 \cdot 310 \cdot 8 = 7936000 \text{ м}^3/\text{г} \quad (5.26)$$

где $Q_{эг}$ - годовую производительность, $\text{м}^3/\text{год}$;

$N = 310$ – количество рабочих дней в году;

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

Определяем парк бульдозеров

$$N_{бр} = A_r \cdot k_p / Q_r = 5280000 \cdot 1.1 / 7936000 = 8,7 \approx 9 \text{ ед.} \quad (5.27)$$

где A_r – годовой объём перемещаемой породы бульдозерами, м³/ год,
 k_p – коэффициент технической готовности.

$$A_r = (0,3 \div 0,4) A_{гвс} = 0,3 \cdot 21,6 = 5,28 \cdot 10^6 \text{ м}^3 \quad (5.28)$$

В результате расчетов принимаем следующее оборудование:

- 1) Бульдозеры KOMATSU – D375A – для вскрышных работ - 3 штуки,
для добычных работ - 13 шт;
- 2) Экскаваторы ЭКГ 10 - 6 шт;
- 3) Буровые станки СБШ-250МНА-32 – для вскрышных работ - 4 штуки,
для добычных работ - 1 шт;
- 4) Автосамосвалы БЕЛАЗ 7513 - 9 шт.

Определяем нормативы периодичности, продолжительности и трудоемкости ремонтов выбранного оборудования (таблица 5.3):

Таблица 5.3 – Ремонтные нормативы оборудования

№ п/п	Оборудование	Кол-во	Масса, т	Ремонт				Трудоемкость, чел.-ч.	
				вид	периодичность, ч	продолжительность, ч	число в цикле	одного ремонта	средне-годовая
1	СБШ-250-МНА-32	5	71,5	ТО	50	4	192	8	768
				T1	250	16	36	75	1350
				T2	1000	96	11	480	2640
				К	12000	530	1	2000	1000
2	ЭКГ-10	6	390	ТО	530	48	56	120	960
				T ₁	1590	96	26	780	2897
				T ₂	22260	432	1	4069	581
				К	44520	720	1	10190	1456
3	БЕЛАЗ 7513	9	71	ТО	470	6	12	12	96
				T ₁	1410	16	3	72	143
				T ₂	2820	40	2	240	312
				К	8460	160	1	900	600
4	D375A	16	50,8	ТО	200	8	48	16	768
				T ₁	500	48	6	96	576
				T ₂	1000	72	5	192	960
				К	6000	360	1	1400	1400

5.2 Определение количества и видов ремонтов

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

Для буровых станков СБШ-250МНА-32 определяем количество капитальных ремонтов на текущий год:

$$N_K = \frac{H_\Gamma + H_K}{K} = \frac{5161,7 + 0}{12000} \approx 0,43 = 0 \quad (5.29)$$

где H_Γ – планируемая выработка на год, ч

$$H_\Gamma = T_\Gamma \cdot K_{И}^П - T_P = 8760 \cdot 0,85 - 2080,3 = 5161,7 \quad (5.30)$$

где $K_{И}^П = 0,8 \dots 0,9$ – планируемый коэффициент использования станка в смену;

T_P – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году

$$T_P = \frac{T_{T0} \cdot N_{T0}^И + T_{T1} \cdot N_{T1}^И + T_{T2} \cdot N_{T2}^И + T_K \cdot N_K^И}{K} = \quad (5.31)$$

$$\frac{8760 \cdot (4 \cdot 192 + 16 \cdot 36 + 96 \cdot 11 + 530 \cdot 1)}{12000} = 2080,3$$

где T_{T0} , T_{T1} , T_{T2} , T_K – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов (таблица 5.1);

$N_{T0}^И, N_{T1}^И, N_{T2}^И$ - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов;

$K = 12000$ ч – ремонтный цикл станка;

$H_K = 0$ – выработка станка от предыдущего капитального ремонта;

T_Γ - номинальный фонд времени работы станка, ч

$$T_\Gamma = D \cdot C \cdot П = 355 \cdot 2 \cdot 12 = 8760 \text{ ч.} \quad (5.32)$$

где $D = 355$ – количество рабочих дней станка в году;

$C = 2$ – количество смен работы станка в сутки;

$П$ – продолжительность смены.

Количество капитальных ремонтов на текущий год принимается равным нулю.

Количество вторых текущих ремонтов

$$N_{T_2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T_2}}{T_2} - N_K = \frac{5161,17 + 0}{1000} - 0 \approx 5,2 = 5, \quad (5.33)$$

где $T_2 = 1000$ ч – периодичность вторых текущих ремонтов;

$H_{T_2} = 0$ – выработка станка от предыдущего второго текущего ремонта.

Количество вторых текущих ремонтов принимается равным пяти.

Количество первых текущих ремонтов

$$N_{T_1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T_1}}{T_1} - N_K - N_{T_2} = \frac{5161,7 + 0}{250} - 0 - 5 \approx 15,6 = 16, \quad (5.34)$$

где $T_1 = 250$ ч – периодичность первых текущих ремонтов (таблица 5.1).

$H_{T_1} = 0$ – выработка станка от предыдущего первого текущего ремонта.

Количество первых текущих ремонтов принимается равным шестнадцати.

Количество технических осмотров

$$N_{TO} = \frac{H_{\Gamma} + H_{TO}}{TO} - N_K - N_{T_2} - N_{T_1} = \frac{5161,7 + 0}{50} - 0 - 5 - 16 \approx 82,2 = 82 \quad (5.35)$$

где $TO = 50$ ч – периодичность технических осмотров станка (табл. 1);

$H_{TO} = 0$ – выработка станка от предыдущего технического обслуживания ремонта.

Количество технических осмотров принимается равным 82.

Определяем количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для экскаватора ЭКГ-10:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_{\Gamma} + H_K}{K} \quad (5.36)$$

где H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

H_K – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч., принимаем $H_K = 0$;

K – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} * k_{\Pi}^{\Pi} - T_p = 8760 * 0,85 - 1247 = 6200 \text{ ч} \quad (5.37)$$

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

T_{Γ} – номинальный фонд времени работы оборудования, час (таблица 5.1);

T_p – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} * (T_{\text{ТО}} * N_{\text{ТО}}^{\text{Ц}} + T_{\text{T}} * N_{\text{T}}^{\text{Ц}} + T_{\text{К}} * N_{\text{К}}^{\text{Ц}})}{K} =$$

$$= \frac{8760 * (48 * 56 + 96 * 26 + 432 * 1 + 720 * 1)}{44520} = 1247 \text{ ч} \quad (5.38)$$

где $T_{\text{ТО}}; T_{\text{T}}; T_{\text{К}}$ – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

$N_{\text{ТО}}^{\text{Ц}}; N_{\text{T}}^{\text{Ц}}; N_{\text{К}}^{\text{Ц}}$ – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$N_{\text{К}} = \frac{6200 + 0}{44520} \approx 0,14 = 0 \text{ ед.} \quad (5.39)$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{\text{T2}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{T2}}}{T_2} - N_{\text{К}} \quad (5.40)$$

где H_{T1} – выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.;

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.;

T_2 – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

$$H_{\text{T1}} = H_{\text{К}} - T * n_1 = 0 - 22260 * 0 = 0 \text{ ч} \quad (5.41)$$

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

$$n_2 = \frac{H_{\text{К}}}{T_2} = \frac{0}{22260} = 0 \quad (5.42)$$

$$N_{\text{T2}} = \frac{6200 + 0}{22260} - 0 \approx 0,28 = 0 \text{ ед.} \quad (5.43)$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{\text{T1}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{T1}}}{T_1} - N_{\text{К}} - N_{\text{T2}} \quad (5.44)$$

где H_{T1} – выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.;

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

$$H_{\text{T1}} = H_{\text{К}} - T * n_1 = 0 - 1590 * 0 = 0 \text{ ч} \quad (5.45)$$

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

$$n_1 = \frac{H_k}{T_1} = \frac{0}{1590} = 0 \quad (5.46)$$

$$N_{T1} = \frac{6200+0}{1590} - 0 - 0 \approx 3,9 = 3 \text{ ед.} \quad (5.47)$$

Количество технических осмотров:

$$N_{T0} = \frac{H_T + H_{T0}}{T_0} - N_k - N_{T2} - N_{T1} \quad (5.48)$$

где H_{T0} – выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.; T_0 – периодичность технических осмотров машины, ч.

$$H_{T0} = H_k - T_0 * n_0 = 0 - 530 * 0 = 0 \text{ ч} \quad (5.49)$$

где n_0 – целое число проведенных технических осмотров со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_0 = \frac{H_k}{T_0} = \frac{0}{530} = 0 \quad (5.50)$$

$$N_{T0} = \frac{6200+0}{530} - 0 - 0 - 3 \approx 8,7 = 8 \text{ ед.} \quad (5.51)$$

Определяем количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для автосамосвала БЕЛАЗ 7513:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_k = \frac{H_T + H_k}{K}; \quad (5.52)$$

$$H_T = T_T * k_{и}^{\Pi} - T_p = 8760 * 0,85 - 375 = 7071 \text{ ч}; \quad (5.53)$$

$$T_p = \frac{T_T * (T_{T0} * N_{T0}^{\Pi} + T_{T1} * N_{T1}^{\Pi} + T_{T2} * N_{T2}^{\Pi} + T_k * N_k^{\Pi})}{K} = \frac{8760 * (6 * 12 + 16 * 3 + 40 * 2 + 160 * 1)}{8400} = 375 \text{ ч}; \quad (5.54)$$

$$N_k = \frac{7071+0}{8460} \approx 0,83 = 0 \text{ ед.} \quad (5.55)$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T2}}{T2} - N_{\text{к}}; \quad (5.56)$$

$$H_{T2} = H_{\text{к}} - T * n_2 = 0 - 2820 * 0 = 0 \text{ ч}; \quad (5.57)$$

$$n_2 = \frac{H_{\text{к}}}{T2} = \frac{0}{2820} = 0; \quad (5.58)$$

$$N_{T2} = \frac{7071+0}{2820} - 0 \approx 2,5 = 2 \text{ ед.} \quad (5.59)$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T1} - N_{\text{к}} - N_{T2}; \quad (5.60)$$

$$H_{T1} = H_{\text{к}} - T * n_1 = 0 - 1410 * 0 = 0 \text{ ч}; \quad (5.61)$$

$$n_1 = \frac{H_{\text{к}}}{T1} = \frac{0}{1410} = 0; \quad (5.62)$$

$$N_{T1} = \frac{7071+0}{1410} - 0 - 2 \approx 3,01 = 3 \text{ ед.} \quad (5.63)$$

Количество технических осмотров:

$$N_{\text{ТО}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{ТО}}}{\text{ТО}} - N_{\text{к}} - N_{T2} - N_{T1}; \quad (5.64)$$

$$H_{\text{ТО}} = H_{\text{к}} - \text{ТО} * n_0 = 0 - 470 * 0 = 0 \text{ ч}; \quad (5.65)$$

$$n_0 = \frac{H_{\text{к}}}{\text{ТО}} = \frac{0}{470} = 0; \quad (5.66)$$

$$N_{\text{ТО}} = \frac{7071+0}{470} - 0 - 2 - 3 \approx 10,04 = 10 \text{ ед.} \quad (5.67)$$

Определяем количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для бульдозера Д375-А:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_{\text{к}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{к}}}{K}; \quad (5.68)$$

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} * k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_{\text{р}} = 8760 * 0,85 - 2032 = 5414 \text{ ч}; \quad (5.41)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						93
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} * (T_{TO} * N_{TO}^{\Pi} + T_{T1} * N_{T1}^{\Pi} + T_{T2} * N_{T2}^{\Pi} + T_K * N_K^{\Pi})}{K} =$$

$$= \frac{8760 * (8 * 48 + 48 * 6 + 72 * 5 + 360 * 1)}{6000} = 2032 \text{ ч}; \quad (5.69)$$

$$N_K = \frac{5414 + 0}{6000} \approx 0,9 = 0 \text{ ед.} \quad (5.70)$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T2}}{T2} - N_K; \quad (5.71)$$

$$H_{T2} = H_K - T * n_2 = 0 - 1000 * 0 = 0 \text{ ч}; \quad (5.72)$$

$$n_2 = \frac{H_K}{T2} = \frac{0}{1000} = 0; \quad (5.73)$$

$$N_{T2} = \frac{5414 + 0}{1000} - 0 \approx 5,41 = 5 \text{ ед.} \quad (5.74)$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T1} - N_K - N_{T2}; \quad (5.75)$$

$$H_{T1} = H_K - T * n_1 = 0 - 500 * 0 = 0 \text{ ч}; \quad (5.76)$$

$$n_1 = \frac{H_K}{T1} = \frac{0}{500} = 0; \quad (5.77)$$

$$N_{T1} = \frac{5414 + 0}{500} - 0 - 5 \approx 5,82 = 5 \text{ ед.} \quad (5.78)$$

Количество технических осмотров:

$$N_{TO} = \frac{H_{\Gamma} + H_{TO}}{TO} - N_K - N_{T2} - N_{T1}; \quad (5.79)$$

$$H_{TO} = H_K - TO * n_o = 0 - 200 * 0 = 0 \text{ ч}; \quad (5.80)$$

$$n_o = \frac{H_K}{TO} = \frac{0}{200} = 0; \quad (5.81)$$

$$N_{TO} = \frac{5414 + 0}{200} - 0 - 5 - 5 \approx 20,14 = 20 \text{ ед.} \quad (5.82)$$

Количество технических обслуживаний и ремонтов для каждого вида оборудования, представим в таблице 5.4.

Таблица 5.4 – Количество технических обслуживаний и ремонтов оборудования

Оборудование	$N_{ТО}$	$N_{Т1}$	$N_{Т2}$	$N_{К}$
СБШ 250 МНА-32	82	16	5	0
ЭКГ-10	8	3	0	0
БЕЛАЗ 7513	10	3	2	0
ДЗ75-А	20	5	5	0

В соответствии с рассчитанным и округленным количеством и видами технических обслуживаний и ремонтов составляются графики ППР которые указаны в приложении 1.

5.3 Расчет численности ремонтного персонала

Годовые суммарные трудозатраты рассчитываем по формуле:

$$T_H = (t_{ТО}^1 + t_{Т1}^1 + t_{Т2}^1 + t_{К}^1) * N^1 + (t_{ТО}^2 + t_{Т1}^2 + t_{Т2}^2 + t_{К}^2) * N^2 + (t_{ТО}^3 + t_{Т1}^3 + t_{Т2}^3 + t_{К}^3) * N^3 + (t_{ТО}^4 + t_{Т1}^4 + t_{Т2}^4 + t_{К}^4) * N^4 = (768 + 1350 + 2640 + 1000) * 5 + (960 + 2897 + 581 + 1456) * 18 + (96 + 143 + 312 + 600) * 9 + (768 + 576 + 960 + 1400) * 16 = 205145 \text{ чел.ч.} \quad (5.83)$$

где $t_{ТО}^1, t_{ТО}^2, t_{ТО}^3, t_{ТО}^4$ – нормативная среднегодовая трудоемкость технических осмотров отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$t_{Т1}^1, t_{Т1}^2, t_{Т1}^3, t_{Т1}^4$ – нормативная среднегодовая трудоемкость первых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$t_{Т2}^1, t_{Т2}^2, t_{Т2}^3, t_{Т2}^4$ – нормативная среднегодовая трудоемкость вторых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$t_{К}^1, t_{К}^2, t_{К}^3, t_{К}^4$ – нормативная среднегодовая трудоемкость капитальных ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

N^1, N^2, N^3, N^4 – число единиц отдельных видов оборудования, принятых к эксплуатации.

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

$$M = \frac{\alpha * T_H}{D_p * k_{п.в.}} \quad (5.84)$$

где $\alpha = 1,4 \dots 1,7$ – коэффициент, учитывающий выполнение внеплановых работ;

D_p – номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч.

$$D_p = (365 - B - П - O) * T_{см} * k_n =$$

$$= (365 - 60 - 7 - 36) * 8 * 0,97 = 2033 \text{ ч} \quad (5.85)$$

где B – количество выходных дней в планируемом году;

$П$ – количество праздничных дней;

O – средняя продолжительность отпуска производственного рабочего;

$k_n = 0,95 \dots 0,98$ – коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам (болезни и т. Д.);

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

$k_{п.в.} = 1,1 \dots 1,15$ – коэффициент выполнения норм выработки рабочими.

$$M = \frac{\alpha * T_n}{D_p * k_{п.в.}} = \frac{1,4 * 205145}{2033 * 1,15} \approx 94,1 = 95 \text{ чел.} \quad (5.86)$$

Представим в таблице 5.5 штат рабочих по профессиям.

Таблица 5.5 – Штат ремонтных рабочих по профессиям

Профессия рабочего	Численность, чел
Слесари и электрослесари	45
Токари-станочники	27
Кузнецы, прессовщики, бурозаправщики	10
Электрогазосварщики	7
Прочие	6

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

$$M_B = M * (0,10 \dots 0,12) = 95 * 0,1 = 9,5 \approx 10 \text{ чел.} \quad (5.87)$$

Численность инженерно-технических работников.

Численность ИТР принимаем равным:

$$M_{И} = (M + M_B) * (0,07 \dots 0,09) = 105 * 0,07 = 8 \text{ чел.} \quad (5.88)$$

Численность счетно-нормировочного состава:

$$M_C = (M + M_B + M_{И}) * (0,04 \dots 0,05) = 113 * 0,05 = 6 \text{ чел.} \quad (5.89)$$

Численность младшего обслуживающего персонала:

$$M_M = (M + M_B + M_{И} + M_C) * (0,02 \dots 0,03) = 119 * 0,03 = 4 \text{ чел.} \quad (5.63)$$

Численность всего работающего персонала представим в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Численность всего работающего персонала по категориям работ

Категория работы	Численность, чел
Ремонтных рабочих	95
Вспомогательных и подсобных рабочих	10
ИТР	8
Счетно-нормировочного состава	6
Младшего обслуживающего персонала	4

5.4 Расчет станочного оборудования

Количество станков определяем по формуле:

$$N_{ст} = \frac{\delta * \alpha * T_H}{m * D * k_{и}} = \frac{0,3 * 1,4 * 205145}{2 * 2040 * 0,65} = 33 \text{ ед.} \quad (5.90)$$

где $\delta = 0,3 \dots 0,35$ – коэффициент станочных работ;

m – число смен работы станков в сутки, обычно $m = 2$;

$D = 2040$ ч – годовой фонд рабочего времени одного станка;

$k_{и} = 0,6 \dots 0,65$ – коэффициент использования станка в течение смены.

Распределение станков по типам производим в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Распределение станков по типам и маркам

Тип станка	Количество, ед.
Токарно-винторезные	10
Сверлильные	7
Фрезерные	5
Зуборезные	4
Строгальный	2
Расточный	2
Заточной	3

Общее количество станков $N_{ст} = 50$

5.5 Проектирование ремонтной базы

Расчет производственных площадей производим в зависимости от типа ремонтного предприятия, объема ремонтных работ проводим по площади пола, занятого оборудованием (таблица 5.7).

Таблица 5.7 – Площади производственных цехов и отделений

№	Цех или отделение	$F_o, \text{м}^2$	F
1	Участок наружной мойки	30-35	3,5-4
2	Участок разборки оборудования	20-30	4-4,5
3	Отделение мойки деталей	20-25	3-3,5
4	Отделение сортировки и комплектовки	40-47	2-2,5
5	Испытательное отделение	25-30	4-5
6	Отделение ремонта электрооборудования	15-20	5-7
7	Отделение ремонта корпусных деталей и рам	20-25	3,5-4
8	Цех сборки машин и агрегатов	20-25	4-4,5
9	Кузнечно-прессовое отделение	24-26	3,5-4
10	Термическое отделение	24-26	3-3,5
11	Электрогазосварочное отделение	25-30	5-5,5
12	Компрессорная станция	25-30	6-6,5
13	Трансформаторная подстанция	25-30	5-5,5
14	Механический цех	120-140	4-5

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

$$F = \sum_{i=1}^{n=14} F_{oi} * k == 30 * 3,5 + 20 * 4 + 20 * 3 + 40 * 2 + 25 * 4 + 15 * 5 + 20 * 3,5 + 20 * 4 + 25 * 4 + 25 * 3 + 25 * 5 + 25 * 6 + 25 * 5 + 120 * 4 = 1705 \text{ м}^2 \quad (5.91)$$

где F_{oi} – площадь пола, занятого i -м оборудованием, м^2 ;

k – переходный коэффициент, $\text{м}^3/\text{чел}$.

Площадь административных помещений, м^2 :

$$F_a = 0,06 * F = 0,06 * 1705 = 102 \text{ м}^2. \quad (5.92)$$

Площадь бытовых помещений, м^2 :

$$F_6 = 0,15 * F = 0,15 * 1705 = 255 \text{ м}^2. \quad (5.93)$$

Площадь вспомогательных помещений: инструментальное и заточное отделения, кладовые инструмента и запасных частей, складские помещения и т.д., м^2 :

$$F_B = 0,2 * F = 0,2 * 1705 = 341 \text{ м}^2. \quad (5.94)$$

Общая площадь ремонтной базы:

$$F_{\text{общ}} = F_0 + F_a + F_6 + F_B = 1705 + 102 + 255 + 341 = 2403 \text{ м}^2. \quad (5.95)$$

Выбор схемы ремонтной базы.

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

Унифицированные здания предусматривают блочное размещение цехов и отделений предприятия, как правило, в одном многопролётном здании. Такое размещение цехов и отделений значительно снижает стоимость строительства и 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 здания является минимальным.

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

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

Все цехи и отделения ремонтного предприятия делятся на зоны:

1. Зона разборки. В неё входят участки: разборки и мойки оборудования, отделение сортировки, контрольно-сортировочный склад деталей;
2. Зона сборки. В неё входят отделения: комплектовки, испытательное, малярное; цех сборки машин и агрегатов;
3. Зона холодной обработки. В неё входят отделения ремонта электрооборудования и корпусных деталей, механический цех;
4. Зона горячей обработки. В нее входят термическое, гальваническое, штамповочное, кузнечно-прессовое отделения;
5. Зона сварки, в которую входят электрогазосварочное и газотермическое отделения;
6. Зона вспомогательных цехов и служб: инструментальное и заточное отделения, склады, трансформаторная подстанция и компрессорная станция;
7. Зона движения грузопотоков;
8. Зона административных помещений;
9. Зона бытовых помещений.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		99

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

Определение параметров пролета здания ремонтной базы:

Основными параметрами пролета здания являются: ширина пролета L ; шаг колонн t в направлении продольной оси пролета; сетка колонн $L \times t$; высота до подкрановых путей H_1 ; высота пролета H (расстояние от пола до нижней части несущих конструкций перекрытия); строительная высота H_c ; длина пролета S (расстояние между осями крайних колонн здания в направлении продольной оси пролета).

Высота до подкрановых путей, м:

$$H_1 = K + e + f + c = 3 + 1,5 + 1,5 + 1,5 = 7,5 \text{ м}, \quad (5.96)$$

где K - расстояние от пола до нижней части груза при его транспортировании, м;

e - максимальная высота перемещаемого груза, м;

f - расстояние между грузом и центром крюка крана;

c - расстояние от центра крюка в верхнем крайнем положении до рельсовых путей, м.

Принимаем $H_1 = 6,95$ м.

Высота пролета, м:

$$H = H_1 + h = 7 + 3 = 10 \text{ м}, \quad (5.97)$$

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

Принимаем $H = 10$ м.

Строительная высота:

$$H_c = H + a = 10 + 2 = 12 \text{ м}, \quad (5.98)$$

где a - высота фермы.

Длина пролета, м:

$$S = t * n = 6 * 3 = 18 \text{ м}, \quad (5.99)$$

где n - число шагов колонн.

В приложении 2 указана схема ремонтной базы.

5.6 Управление механической службой

Типовая структура энерго-механической службы представлена на рисунке 5.1. Во главе механической службы стоит главный механик, который отвечает за безотказную работу, своевременное техническое обслуживание и ремонт всего оборудования рудника. Подчиняется главный механик непосредственно главному инженеру рудника.

За бесперебойное снабжение электроэнергией отвечает главный энергетик рудника.

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

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

Функции персонала энерго-механической службы предприятия определены должностными инструкциями.

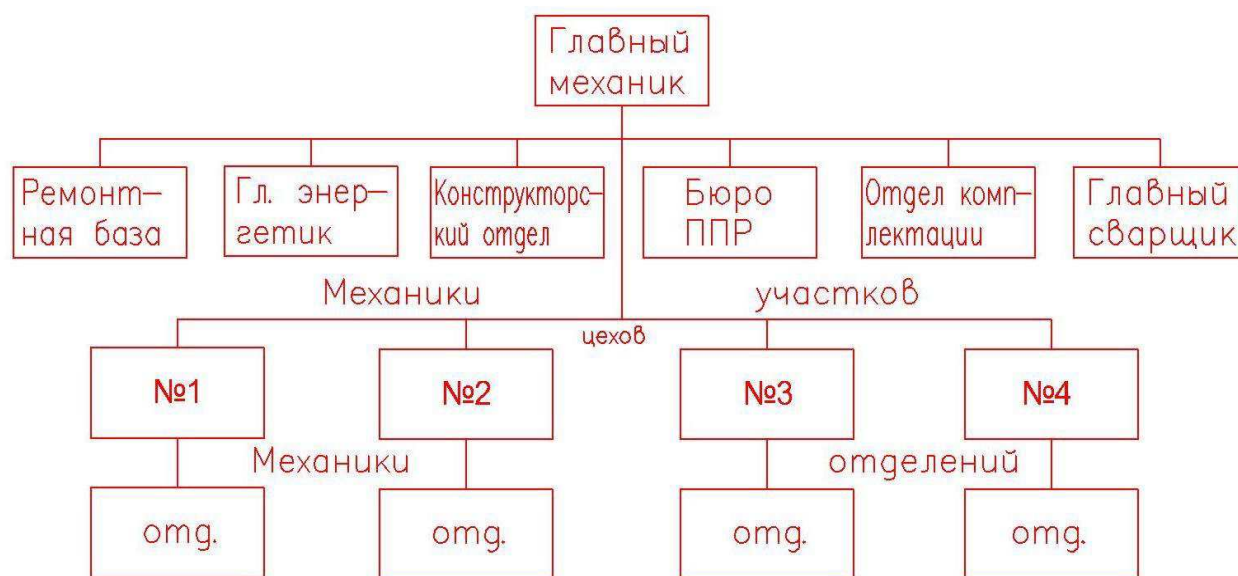


Рисунок 5.1 – Типовая структура механической службы предприятия

Таким образом, были определены нормативы периодичности, продолжительности, трудоемкости ремонтов бурового, погрузочного, транспортного и отвального оборудования. Установлены виды и количество ремонтов указанного оборудования. Произведен расчет численности ремонтного персонала и спроектирован станочный парк ремонтной базы.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						102
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

6 Разработка технологический карт обслуживания редукторов мотор – колеса автосамосвалов в условия проектируемого рудного месторождения

6.1 Актуальность технологических карт

Как показывает анализ производственной деятельности компании «Полюс», сегодня существуют две противоположные тенденции: С одной стороны, внедряются все новые разновидности различных видов ремонтных работ, и с другой стороны, все больше снижается квалификация персонала. Для повышения производительности и уровня безопасности при производстве работ недостаточно простого изменения штатной структуры или привлечения подрядчиков. Решение этих задач требует применения ряда специальных эффективных инструментов, одним из которых являются технологические карты, определяющие порядок выполнения стандартизированных операций технологического процесса. Технологическая карта - это унифицированный документ, предназначенный для работников предприятия, занятых на ремонте или обслуживании производственного оборудования. Карта содержит список необходимого оборудования, инструментов и комплектов средств индивидуальной защиты, перечень инструкций по охране труда. В ней указаны последовательность, периодичность и правила выполнения операций, разновидности и количество расходных материалов, нормы времени, материальные затраты, а также нормативные документы, используемые при оценке качества работы. Технологические карты разрабатываются с целью систематизировать и повысить безопасность производственного процесса за счет упорядочивания действий персонала в процессах ремонта или технологического обслуживания оборудования. Их внедрение также способствует решению задач по определению и оптимизации материально-технических затрат на единицу продукции или услуги. Как показывает практика, применение технологических карт способствует снижению темпов износа оборудования на 15-20%. При этом затраты на ремонт сокращаются на 13-14%, а трудоемкость ремонтных работ – на 16%. Наличие технологической карты значительно упрощает составление производственных графиков, подготовки планово-экономической документации, обучения персонала и систематизации работы службы снабжения.

Поэтому разработка технологических карт технического обслуживания и ремонта оборудования (ТОиР), в том числе, карьерных автосамосвалов является производственной необходимостью в условиях проектируемого карьера.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						103
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Устойчивая тенденция роста масштабов открытых горных работ, ухудшение горнотехнических условий и соответствующего увеличения плеча откатки и глубины карьеров предопределили главное направление развития карьерного автотранспорта - применение автосамосвалов особо большой грузоподъемности.

На карьерах сложилась ситуация, характеризующаяся значительным ростом единичной мощности и стоимости машин, созданием нового поколения отечественных автосамосвалов с электромеханической трансмиссией грузоподъемностью до 320 т, увеличением масштабов и концентрации горных работ и, в связи с этим, повышением требований к надежности технологических систем.

На открытых горных работах в России эксплуатируются, в основном, автосамосвалы производства ПО «БелАЗ», одним из которых является автосамосвал БЕЛАЗ – 7513 эксплуатируемый на карьере «Восточный».

Карьерные автосамосвалы особо большой грузоподъемности – техника весьма дорогостоящая, работающая в тяжелых условиях, поэтому задача их эффективного обслуживания всегда актуальна.



Рисунок 6.1 – Автосамосвал серии БелАЗ 7513

Следует отметить, что надежность карьерного автотранспорта характеризуется, в первую очередь, его безотказностью и долговечностью

Свойство безотказности отражается несколькими показателями, основным из которых является средняя наработка на отказ.

Основная часть отказов карьерного автотранспорта относится к категории внезапных, обусловленных в основном влиянием условий эксплуатации.

В настоящее время, несмотря на улучшения в конструкции и работе основных элементов привода – тяговый электродвигатель (ТЭД), редуктор мотор – колеса (РМК) не претерпели существенных изменений, и их техническое обслуживание и ремонта.

В работе на основании исследований причин простоев самосвалов БелАЗ 7513, отмечено, что наиболее частым по числу и «тяжести потерь» от простоев техники является отказ редукторов мотор – колес (РМК). По причине выхода из строя РМК. Основной причиной аварийного выхода РМК из строя являются высокие статические и динамические нагрузки, обуславливающие интенсивный износ и поломки зубчатых колес и подшипников планетарных редукторов.

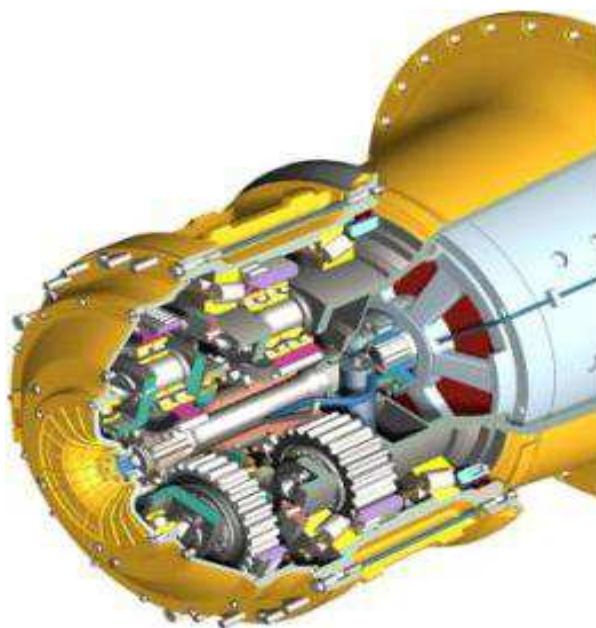


Рисунок 6.2 – Редуктор мотор - колеса

6.2 Решение проблемы

Потеря эксплуатационной производительности обусловлена несвоевременной постановкой машин на техническое обслуживание и ремонт, это как правило зависит от организационно - технического уровня.

В связи с этим я разработал технологические карты (ТК) по демонтажу, монтажу РМК (приложение А) и электродвигателя автосамосвала БелАЗ 7513 (приложение Б).

Разработанные мною ТК позволят сократить трудоёмкость процесса, снизить время ремонта и уменьшить время простоя автосамосвала.

Применение этих технологических карт увеличит коэффициенты готовности парка автосамосвалов и производительность единицы техники

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						106
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

7 Безопасность жизнедеятельности

7.1 Организация безопасности труда на открытых горных работах

Основными документами для ведения горных работ на карьере «Восточный» являются:

- 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 (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.

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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		107

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 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, строительно-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.

7.2 Безопасность жизнедеятельности на предприятии

7.2.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов

На карьере «Восточный» 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 травмам или заболеванию рабочих на карьере, приведены в таблице 8.1.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						108
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 8.1 – Вредные факторы производства карьера «Восточный»

Процесс	Рабочее место	Наимен. Фактора	Характеристика фактора	Интенсивность, мг/с	Ед.изм	Факт. Значение	Норматив	
Бурение	СБШ-250	пыль	аэрозоль	500	мг/м ³	5,8	3	
Взрывание	Взрывной блок	газ	СО		мг/м ³	15	20	
			NO+NO ₂		мг/м ³	4	5	
Экスカвация	ЭКГ-10	пыль	SiO ₂	500	мг/м ³	2,8	3	
Транспортировка	БЕЛАЗ-7513	пыль	SiO ₂	6000	мг/м ³	1	3	
		газ	СО	0,003	мг/м ³	2	20	
			NO+NO ₂	0,005	мг/м ³	0,5	5	
		общая вибрация				дБ	120	112
Отвалообразование	Д-375А	пыль	SiO ₂	100	мг/м ³	2	3	
	поверх. Отвала	пыль	SiO ₂	4200	мг/м ³	2	3	
		шум				дБА	80	70
		локальная вибрация				дБ	120	112

7.2.2 Мероприятия по борьбе с вредными и опасными факторами

При работе шарошечных буровых станков пылевыделение 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 «Восточный» 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 м² 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.

7.2.3 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, исключая 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.

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 грузеный 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.

7.2.4 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 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.

7.2.5 Мероприятия по предупреждению поражения электротоком

ГОСТ 12.1.038-82(01). ССБТ “Предельно допустимые значения напряжений прикосновения и токов”.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						111
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Эксплуатация электроустановок на карьере производится в соответствии с требованиями РД 05-334-99 «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 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.

7.2.6 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

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						112
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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:

- 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 пожароопасности	Степень огнестойкости	Средства пожаротушения	Количество
1.Котельная	Б	3	Пенообразователь Огнетушители	1 8
2.Автотранспортный цех	Г	2	Огнетушители Ящик песка Пожарный щит	4 2 2
3.Центральные ремонтно-механические мастерские	Г	2	Огнетушители Ящик песка Пожарный щит	4 1 1
4.Здание управления	Д	1	Огнетушители Ящик песка	2 1

7.2.7 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.

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.

7.2.8 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.

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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						115
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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.

7.3 Проветривание карьера

Карьер “Восточный” Олимпиадинского ГОКа относится к загрязненным, плохо проветриваемым карьерам. Ему характерны повышенная запыленность и загазованность. Основными источниками загрязнения карьера являются: экскаватор, буровые станки, взрывы, автотранспорт.

Для борьбы с загрязненностью карьера необходима вентиляция, т.к. глубина карьера больше 200 м происходит ухудшение вентиляции карьера. Следовательно, необходимо применять дополнительные меры борьбы с пылью и газом. Одной из таких мер является искусственная вентиляция.

Искусственная вентиляция не единственное решение вопроса с воздействием на окружающую среду. Основным источником запыленности и загазованности является автотранспорт.

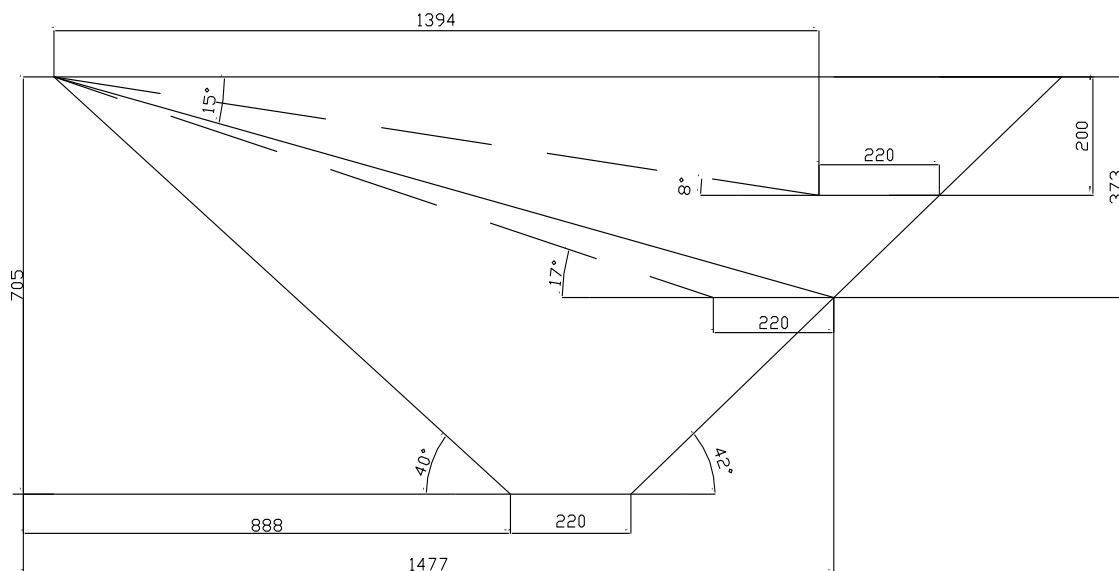


Рисунок 8.1 – Схема проветривания карьера

Количество воздуха, осуществляющее проветривание карьера Q_{oc} , определяется схемой проветривания:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						116
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- для рециркуляционной схемы проветривания

$$Q_{OC}^P = 0,077 \cdot x_c^P \cdot V_o \cdot L, \text{ м}^3/\text{с} \quad (7.1)$$

где V_o – скорость ветрового потока на поверхности карьера, м/с;
 L – размер карьера на поверхности в направлении, перпендикулярном движению воздушного потока, м;
 x_c^P – проекция отрезка на горизонтальную ось, м.

$$Q_{OC}^P = 0,077 \cdot 1477 \cdot 3 \cdot 1840 = 627784, \text{ м}^3/\text{с} \quad (7.2)$$

Количество воздуха, необходимое для разжижения пыли до санитарных норм определяется, исходя из суммарной интенсивности пылевых источников и предельно допустимой концентрации (ПДК) пыли:

$$Q_{НЕОБ}^П = \frac{\sum G_{П}}{q}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (7.3)$$

где $\sum G_{П}$ - суммарная интенсивность пылевыделения, мг/с;
 q – ПДК пыли в воздухе, мг/м³.

$$Q_{НЕОБ}^П = \frac{498500}{3} = 166166, \text{ м}^3/\text{с} \quad (7.4)$$

$Q_{OC}^P > Q_{НЕОБ}^П$ из этого можно сделать вывод, что искусственная вентиляция приданной скорости ветра не понадобится. В период безветрия для искусственной вентиляции применяем водовоздушную установку АИ-21-КВ.

Таблица 8.3 – Характеристика водовоздушной установки АИ-21КВ

Силовая установка	Турбовинтовой двигатель (ИЛ-18)
Тип создаваемой струи	Неизотермический
Начальный расход Q_o , м ³ /с	640
Мощность, кВт	2940
Параметры активного участка струи	
- дальность L_c , м	800
- расход в конце струи, м ³ /с	45000
Часовой расход топлива, кг	870

7.4 Охрана окружающей среды

7.4.1 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.

Для предупреждения пылевыделения 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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						118
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

7.4.2 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 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.

7.5 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях

7.5.1 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 горной массы с уступов и бортов карьеров.

В ПЛА указывается система оповещения производственного персонала опасного производственного объекта об аварии.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						119
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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 ознакомливаются 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 сторонних организаций.

4. В план ликвидации аварий следует включать оперативную часть, составленную по специальной форме.

7.5.2 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,

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						120
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

переданных в территориальный орган Госгортехнадзора России.

Спасательные работы и ликвидация последствий аварии осуществляются по распоряжению ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

7.5.3 Основные мероприятия по спасению людей, 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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508522	Лист
						121
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8 Экономическая часть

8.1 Организация управления производством карьера

8.1.1 Организация управления производством и производственная структура

Руководителем предприятия является директор. В функции которого входят организация работ и эффективное взаимодействие производственных единиц, цехов и других структурных подразделений.

Обеспечивает выполнение организацией заданий, согласно установленным количественным и качественным показателям.

Как правило, он имеет четырех заместителей, за которыми закреплены определенные сферы деятельности предприятия.

Управленческие решения руководства предприятия готовят сотрудники функциональных подразделений предприятия. Показанных на схеме (рисунок 8.5). Их количество и функции на отдельных предприятиях могут меняться.

Структура управления предприятием приведена на рисунке 8.5.

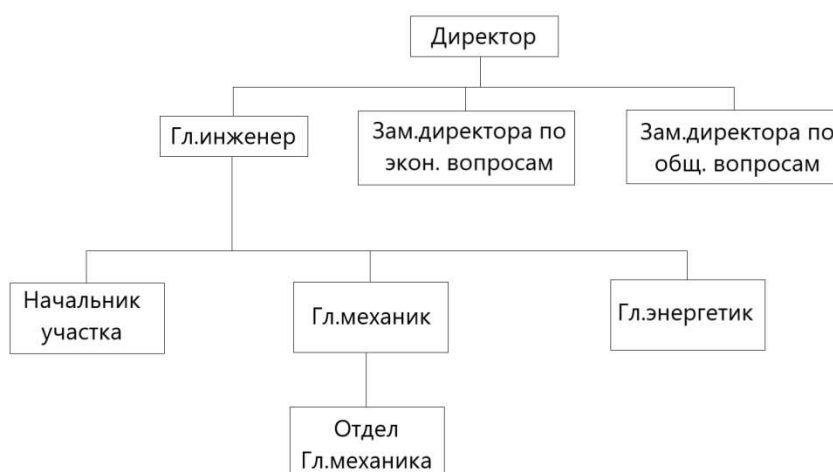


Рисунок 8.5 – Упрощенная схема управления предприятием

Вопросами эксплуатации горных машин и комплексов на проектном предприятии занимается отдел главного механика.

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.

Отдел главного механика имеет в своем составе структурные подразделения (бюро, группы, лаборатории, пр.).

Например: бюро (сектор, группа) планово-предупредительного ремонта, конструкторское бюро по модернизации, ремонтно-механический цех (РМЦ), конструкторское бюро по проектированию подъемно-транспортного оборудования, конструкторско-технологическое бюро (сектор, группа), управление делами отдела.

Ремонт всех видов и некоторые работы по техническому обслуживанию производятся силами ремонтно-механического цеха (РМЦ). Этот цех располагает специализированными ремонтными бригадами, необходимым универсальным оборудованием, запасными частями, материалами и др.

8.1.2 Режим работ предприятия

В соответствии с принятой технологией добычных и вскрышных работ принимаем режим работы ЗАО „Полюс” - непрерывная рабочая неделя с двумя сменами в сутки по 12 часов.

Необходимость круглосуточной работы обуславливается потребностью в материальном сырье для золотоизвлекающей фабрики.

Определяем коэффициент списочного состава.

В таблице 8.1 приведен баланс рабочего времени рабочих карьера. На основании показателей таблицы 8.1 рассчитали коэффициент списочного состава

$$K_{\text{сп}} = \frac{T_{\text{ном}}}{T_{\text{эф}}} = \frac{305}{202} = 1,5$$

где: $T_{\text{ном}}$ – Номинальный фонд рабочего времени, дни; $T_{\text{эф}}$ - Эффективный фонд рабочего времени, дни.

Таблица 8.1 – Баланс рабочего времени одного рабочего.

№ п/п	Структура баланса времени	План
1	2	3
1	Календарный фонд времени, дн.	365
2	Количество нерабочих дней - всего, в том числе: праздничных выходных	128 26 102
3	Номинальный фонд времени, дн.	237
4	Неявки на работу - всего, дн. в том числе: очередной и дополнительный отпуск отпуска в связи с учебной декретный отпуск невыходы по болезни выполнение государственных и общественных обязанностей	72 60 1,5 3 7 0,5
5	Действительный фонд рабочего времени, дн. (с.3 - с.4)	165
6	Коэффициент списочного состава, (с.3 / с.5)	1,43

8.2 Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи руды

8.2.1 Расчет суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений

На карьере «Восточный» в производственных целях необходимо использование следующих объектов инженерно-строительного назначения, перечень которых приведен в таблице 8.2.

Капитальные затраты на производственные здания и сооружения рассчитывают, исходя из их объемов и стоимости строительства 1 м³.

В данных расчетах определяется размер амортизационных отчислений по этим фондам.

Таблица 8.2 – Смета горно-капитальных затрат

Наименование зданий и сооружений	Ед. Изм.	Объем работ, м ³	Стоимость, м ³ , т.руб	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Амортизационные отчисления, т.руб.	
					Потонная ставка, руб/т.	Всего т.руб/год
Котлованы	тыс.м ³	1372009	48	65856	3,53	1317
Капитальные траншеи	тыс.м ³	1570437	48	75381	4,82	1508
Разрезные траншеи	тыс.м ³	2514600	52	130759	4,46	2615
Разнос борта траншеи	тыс.м ³	2570000	48	123360	6,68	2467
Итого				395356	19,49	7907

Таблица 8.2 – Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Значение физического о параметра	Цена работ за единицу, тыс. руб.	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %.	Годовая сумма АО, тыс. руб.
Здания и сооружения					
Ремонтно-гаражный блок (РГБ), м ³	16000	2200	35200	2	704
Ремонтно-механический цех (РМЦ), м ³	100000	1000	100000	2	2000
Автомобильно-транспортный цех (АТЦ), м ³	80000	1000	80000	2	1600
Котельная, м ³	50000	1100	55000	2	1100
Склады, м ³	10000	900	9000	2	180
ЛЭП, п.м.	10000	520	5200	2,8	104
Автодорога, п.м.	10500	12610	132405	2	2648
Итого			326805		8336

Таблица 8.3 - Расчет капитальных затрат на электромеханическое оборудование и величины амортизационных отчислений

Наименование оборудования по (процессам работ)	Количество единиц оборудования, шт.	Стоимость единицы, тыс. руб.	Общая сумма капитальных затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Сумма амортизации, тыс. руб.
Вскрышные работы					
Экскаватор, ЭКГ-12	3	68000	204000	10	20400
Автосамосвал Белаз-7513	22	28000	616000	10	61600
Бульдозер KOMATSU D275A	10	18000	180000	10	18000
Буровые работы					
Буровой станок, 2СБШ 250-МНА32	15	56000	840000	10	84000
Добычные работы					
Экскаватор, ЭКГ-12	3	68000	204000	10	20400
Автосамосвал Белаз-7513	16	28000	448000	10	44800
Грейдер	5	8000	40000	10	4000
Полив.машина	2	8000	16000	10	1600
Снегоочиститель	1	8000	8000	10	800
Оборудование РМЦ					
Кран	3	636	1908	10	190
2.Силовые машины и оборудование					
Насосы ЦНС-500/420	3	100	300	10	30
3.Транспортные средства					
Камаз (вахтовка)	3	5000	15000	10	1500
Автобус	2	1500	3000	10	300
Всего		-	2576208	-	257620

Капитальные вложения и амортизационные отчисления на строительство предприятия определяют укрупненным расчетом по направлениям затрат, представленных в таблице 8.4.

Таблица 8.4 - Капитальные вложения в создание основных средств предприятия

Группа основных средств	Сумма капитальных вложений, тыс. руб.	Сумма амортизации, тыс. руб.
1.Здания	279200	5584
2.Сооружения	532961	10659
3 Рабочие машины и оборудование	2748000	274800
4 Силовые машины и оборудование	300	30
5 прочие машины и оборудование	19908	1990
6 Транспортные средства	18000	1800
7 Инструмент	7510	751
8 Производственный и хозяйственный инвентарь	1876	187
Всего капитальные вложения	3607755	295801

8.3. Организация труда и заработной платы работников карьера

8.3.1. Расчет численности и фонда заработной платы работников карьера

В соответствии с принятой технологией добычных и вскрышных работ на карьере принят следующий режим работы:

- круглогодичный с непрерывной рабочей неделей, две смены в сутки продолжительностью 12 часов каждая.

Расчет численности производственных рабочих представлен в таблице 8.5.

Расчеты заработной платы цехового персонала (руководителя и специалистов) сведены в таблицу 8.6

Таблица 8.6 - Расчет численности и фонд заработной платы управленческого персонала предприятия

Профессия	Количество чел, шт.	Месячный оклад, тыс.руб..	Премия, тыс.руб.	Полный оклад, тыс.руб.	Сумма годового заработка, тыс.руб.
1	2	3	4	5	6
Начальник карьера	1	150	50	200	2400
Главный инженер карьера	1	100	30	130	1560
Главный энергетик карьера	1	100	30	130	1560
Главный механик карьера	1	100	30	130	1560
Мастер по ремонту экскаватора	1	50	15	65	780
Мастер по ремонту буровых станков	2	50	15	65	780
Начальник горного участка	1	70	20	90	1080
Горный мастер	6	60	18	78	936
Начальник БВР	1	85	25	110	1320
Начальник строительства	1	70	20	90	1080
Мастер участка осушения	2	40	15	55	660
Маркшейдер	4	60	18	78	936
Геолог	3	60	18	78	936
Техник-геолог	1	60	18	78	936
Техник-гидрогеолог	1	60	18	78	936
Главный геолог	1	80	22	102	1224
Геолог ГРП	2	72	20	92	1104
Буровой мастер ГРП	1	40	15	55	660
Зав. складом ВМ	1	38	12	50	600
Итого:	32				21048

Таблица 8.5 Расчет фонда заработной платы по карьеру.

Категория работающих	Дневная тарифная ставка, тыс.руб.	Списочная численность, чел.	Основная заработная плата, руб.			Дополнительная заработная плата, тыс.руб.	Всего фонд заработной платы, тыс.руб.	Итого зарп. на 1м ³ вскрыши руб	Итого зарп. на 1т руды руб
			Тарифный фонд или фонд по окладам, тыс.руб	Премии к тарифному фонду или сдельному заработку	Итого основной заработной платы				
Вскрышные работы									
1.Бурение									
машинист СБШ-250-МНА	2,8	24	6192	2477	8669	1777	10446	0,70	
пом. маш. СБШ-250-МНА	2,3	24	4205	1682	5887	1207	7093	0,47	
Итого		60			17781	3645	21426	1,43	
2.Экскавация									
маш. ЭКГ-10	3	18	5141	2056	7197	1475	8673	0,58	
пом. маш. ЭКГ-10	2,5	18	4320	1728	6048	1240	7288	0,49	
маш. ЭКГ-12	3	3	857	343	1200	246	1445	0,10	
пом. маш. ЭКГ-12	2,5	3	720	288	1008	207	1215	0,08	
Итого		42			15453	3168	18620	1,24	
3.Взрывание									
Взрывник V	3,5	12	2880	1152	4032	827	4859	0,32	
Итого		12			4032	827	4859	0,32	
4.Транспортирование									
водитель БЕЛАЗ 7513	2,3	81	23134	9253	32387	6639	39026	2,60	
Итого		111			42064	8623	50687	3,38	
5.Отвалообразование									
Бульдозерист Д 375А	2,2	21	5418	2167	7585	1555	9140	0,61	
Итого		36			12424	2547	14970	1,00	

СФУ ИГДПИГ ДП-21.05.04.09-121508522

Итого:		261			91753	18809	110563	7,37	
---------------	--	------------	--	--	--------------	--------------	---------------	-------------	--

Продолжение таблицы 8.5

Добычные работы									
1.Бурение									
машинист СБШ-250-МНА	2,8	9	2322	929	3251	666	3917		0,80
пом. маш.СБШ-250-МНА	2,3	9	1577	631	2208	453	2660		0,54
Итого		18			5458	1119	6577		1,34
2.Экскавация									
маш. ЭКГ-10	3	6	1714	685	2399	492	2891		0,59
пом. маш.ЭКГ-10	2,5	6	1440	576	2016	413	2429		0,50
Итого		18			6623	1358	7980		1,63
3.Взрывание									
Взрывник V	3,5	4	960	384	1344	276	1620		0,33
Итого		4			1344	276	1620		0,33
4.Транспортирование									
водитель БЕЛАЗ 7513	2,3	42	11995	4798	16793	3443	20236		4,13
Итого		42			16793	3443	20236		4,13
5.Складирование									
бульдозерист KOMATSU	2,2	9	2322	929	3251	666	3917		0,80
Итого		15			5186	1063	6249		1,28
Итого:		82			35404	7258	36413		8,71
Всего по карьере:		343				26067	146975		
Вспомогательное оборудование									
машинист крана	3,3	9	2322	929	3251	666	3917		
машинист ЭО-5124	3,1	6	1548	619	2167	444	2611		
водитель снегоочистителя	2,1	3	691	276	968	198	1166		
водитель полив.машины	1,9	6	1382	553	1935	397	2332		
водитель грейдера	2,6	15	3456	1382	4838	992	5830		
Итого:		39			13159	2698	15857		
Итого по смете:		382			140316	28765	162832		

СФУ ИГДПГ ДП-21.05.04.09-121508522

Изм.

Лист

№ докум.

Подпись

Дата

8.4 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 вскрышных пород по процессам технологического цикла производства, затем себестоимость добычи.

Результаты расчета представлены в таблице 8.7.

Таблица 8.7 - Расчет затрат по статье "Вспомогательные материалы"

Наименование вспомогательных материалов (по видам горных работ)	Единица измерения, п.м., т,кг, шт., м ³	Норма расхода на 1т (м ³)	Цена за единицу, руб.	Потребность на годовой объем добычи	
				количество	сумма, руб.
1	2	3	4	5	6
Кабель	П.м	0,035	6	10153	2132
Шарошечные долота	Шт.	0,029	22	20300	12951
Взрывчатые вещества	кг	0,64	19	20300	246848
ГСМ	т	3,03	0,05	10146	1537
Запасные части	шт	2,8	71,25	271	53897
Итого по группе «Вспомогательные материалы»	-	-	-	-	317365

Сумма затрат на вспомогательные материалы по добычным и вскрышным работам равна 317365 тыс. руб.

8.4.1 Энергия

По данной статье учитываются затраты всех видов энергии: сжатого воздуха, электроэнергии, пара и воды. Тарифы на электроэнергию зависят от района, в котором находится предприятие.

Затраты на электроэнергию рассчитываются следующим образом:

$$Q = \sum Z P_p * a + W * b * h, \text{ руб.}$$

где $\sum P_p$ - суммарная мощность электродвигателей и трансформаторов, а - тариф за установленную мощность электродвигателей;

W - годовой расход электроэнергии всего оборудования; b - тариф за потребляемую электроэнергию, руб.;

h - коэффициент, учитывающий изменения нагрузки; n - количество оборудования.

Все данные по амортизационным отчислениям представлены в таблице 8.8

					СФУ ИГДГИГ ДП – 21.05.04.09 - 121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		129

Таблица 8.8 – Расчет потребляемой энергии

Потребит-ли электроэнерг ии	Кол-во обор-ния в работ е	Мощность, кВт		Кэф. исполь-я обор-ия во времен и	Суточн ое режим-ное время работы, час.	Расход эл.энергии в год, кВт*ч	Тариф за		Плата за			на 1т руды, руб	на 1м3 вскрыши, руб
		Един ицы обор-ия	Всего				устан . мошн -ть, руб.	потребну ю эл.энерги ю, руб.	установл. мощность, руб.	потреб эл.энергию, руб.	Общие затраты, руб.		
Вскрышные работы													
СБШ-250-МНА	10	400	4 000	0.7	24	537 600	1.6	1,88	6 400	1 010688	1 017 088	-	0,050
ЭКГ-10	3	1250	11250	0.9	24	2 450 250	1,6	1.88	18 000	4 606 470	4 624 470	-	0,228
Итого			15250			2987850			24 400	5 617 158	5 641 558	-	0.278
Добычные работы													
СБШ-250-МНА	5	400	2000	0.7	24	268 800	1,6	1,88	3 200	505 344	508 544	0,073	-
ЭКГ-10	3	1250	2500	0.6	24	369 000	1.6	1.88	4 000	693 720	697 720	0.100	-
ЦНС-500/420	3	600	1800	0.9	24	398 520	1.6	1.88	2 880	749 218	752 098	0.107	-
Итого:			6300			1036320			15 200	1948282	1958362	0.386	-
ВСЕГО:			21 550			4024170			34480	7565440	7599920		

СФУ ИГДТИГ ДП-21.05.04.09-121508522

Изм.

Лист

№ докум.

Подпись

Дата

8.4.2 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяют по видам оборудования, исходя из первоначальной или восстановительной стоимости и установленных норм амортизации. Расходы по этой статье рассчитаны в таблице 8.4.

8.4.3 Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования

В данную статью включают затраты по заработной плате (основной, дополнительной) и отчислениям на социальное страхование. Расчеты по данной статье затрат представлены в таблице 8.9.

Таблица 8.9 - Смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

№ п/п	Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
1	Эксплуатация оборудования, в т.ч. смазочные и обтирочные материалы (3% от стоимости оборудования)	83139
2	Основная и дополнительная заработная плата вспомогательных рабочих	499707
3	Отчисления в фонды социального страхования	146238
4	Текущий ремонт оборудования (8% балансовой стоимости оборудования)	221704
5	Прочие затраты (10% от суммы строк 1+2+3+4)	30484
	Итого:	981273

Данная смета по всем затратам 981273 тыс. руб.

8.4.4 Цеховые расходы

Для расчета цеховых расходов составляют смету и проводят расчет по форме таблицы 8.10

Таблица 8.10 - Смета цеховых расходов

№ п/п	Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
1	Содержание аппарата управления цехом	22631
2	Отчисления на социальное страхование	5884
3	Содержание зданий и сооружений и инвентаря (1% от их стоимости)	5689
4	Текущий ремонт зданий, сооружений и инвентаря (2% от их стоимости)	8534
5	Испытания, опыты и исследования, рационализация и изобретательство (10,5% от фонда оплаты труда всего персонала)	2376
6	Охрана труда (2% от фонда оплаты труда всего персонала)	570
7	Прочие расходы (10% от суммы предыдущих статей)	4568
	Итого цеховые расходы	50252

Общие расходы по смете равны 50252 тыс. руб

					СФУ ИГДГиг ДП – 21.05.04.09 - 121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		131

По результатам выполненных расчетов формируем сводную калькуляцию себестоимости добычи 1т полезного ископаемого в таблице 8.11

Таблица 8.11 – Калькуляция себестоимости добычи 1 т руды

№ п/п	Статьи затрат	На весь объем добычи, руб.
1	2	3
1	Вспомогательные материалы на технологические цели	31,26
2	Энергия на технологические цели	0,52
3	Основная заработная плата производственных рабочих	33,66
4	Дополнительная заработная плата производственных рабочих	7,11
5	Отчисления в фонды социального страхования	11,96
6	Амортизация	19,48
7	Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	5,78
8	Погашение вскрышных работ	162,68
9	Цеховые расходы	8,08
	Итого цеховая себестоимость	220,29

8.5 Экономической эффективности проекта

Таблица 8.12 – Техничко-экономические показатели

№ п/п	Наименование показателей	По аналогу	По проекту
1	2	3	4
1	Промышленные запасы месторождения, тыс.т.	120000	120000
2	Годовая производительность предприятия, т	700000	700000
3	Производительность труда рабочего, т/см.	93	104
4	Среднесписочная численность рабочих, чел.	1328	1180
5	Среднемесячная заработная плата одного рабочего, тыс.руб.	68,4	62,7
6	Себестоимость добычи руды, руб./т	249,09	220,29
7	Прибыль, тыс.руб.	1393,7	1548,5
8	Рентабельность производства, %	34	37
9	Фондоотдача, руб./руб.	0,68	0,76
10	Срок окупаемости капитальных вложений, лет		10

Заключение

Выбранное в проекте горное оборудование по основным технологическим процессам добычи полезного ископаемого обеспечивает заданную производительность, о чем свидетельствуют результаты расчетов буровзрывных, выемочно-погрузочных, транспортных и отвальных работ.

В специальной части проекта рассмотрена актуальная задача – разработка технологических карт по демонтажу, монтажу редуктора мотор - колеса и электродвигателя, это позволила упорядочить ремонтный процесс на предприятии аналоге и повысить эффективность технического обслуживания и ремонта карьерных автосамосвалов.

В результате дипломного проектирования обеспечено повышение прибыли в сравнении с предприятием аналога на 151 500 руб. и снижение себестоимости на 28 800 руб.

					СФУ ИГДГиГ ДП – 21.05.04.09 - 121508522	Лист
						133
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Список использованных источников

1. Материалы преддипломной практики, 2020г.
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. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М.: Недра, 1982. 413 с.
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.
14. Безопасность при взрывных работах: сб. док. М.: НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2002. 248 с.
15. 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.
16. ПБ 03-498-02 Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М.: НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2003. 152 с.
17. Картавый Н.Г. Стационарные машины: учебник для вузов. М.: Недра, 1981. 327 с.
18. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых: Ч.2. Технология и комплексная механизация открытых разработок / Новожилов М. Г. [и др.]. М.: Недра, 1971. 552 с.
19. Заварыкин Б.С., Герасимов А.И. Электроснабжение карьера: учеб. пособие. Красноярск: [б. и.], 2006. 108 с.

					СФУ ИГДГиГ ДП – 21.05.04.09 - 121508522	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		134

20. ВНТП 35-86 Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. М.: Унипроммедь, 1986. 134 с.

21. РТМ 36.18.32.4-92 Указания по расчёту электрических нагрузок. М.: ВНИПИ ТяжПромЭлектроПроект, 1992. 40 с.

22. СНиП 23-05-96 Естественное и искусственное освещение. М.: Главтехнормирование Минстроя России, 1996. 55 с.

23. Горные машины и оборудование: методические указания к дипломному проектированию для студентов специальности 1701 / под ред. А.В. Гилев. Красноярск: КИЦМ, 1993. 35 с.

24. Гилев А.В., Мишхожев Х.М. Ремонт машин и оборудования: Метод. указания по курсовому и дипломному проектированию. Красноярск: КИЦМ, 1990. 40с.

25. 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.

26. Безопасность труда в промышленности: Справочник / Ткачук К.Н., Галушко П.Я., Сабарно Р.В. [и др.]. Киев: Техника, 1982. 231 с.

					СФУ ИГДГиГ ДП – 21.05.04.09 - 121508522	Лист
						135
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ПРИЛОЖЕНИЕ А
(обязательное)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА
ДЕМОНТАЖ, МОНТАЖ РМК
АВТОСАМОСВАЛА БЕЛАЗ – 7513



Главный инженер

_____ 2021 г.
« _ » _____

Зам. главного инженера по ОТиПК

_____ 2021 г.
« _ » _____

Главный механик

_____ 2021 г.
« _ » _____

Главный инженер АТЦ







_____ 2021 г.
« _ » _____

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА ДЕМОНТАЖ МОНТАЖ РМК А\С БЕЛАЗ - 7513

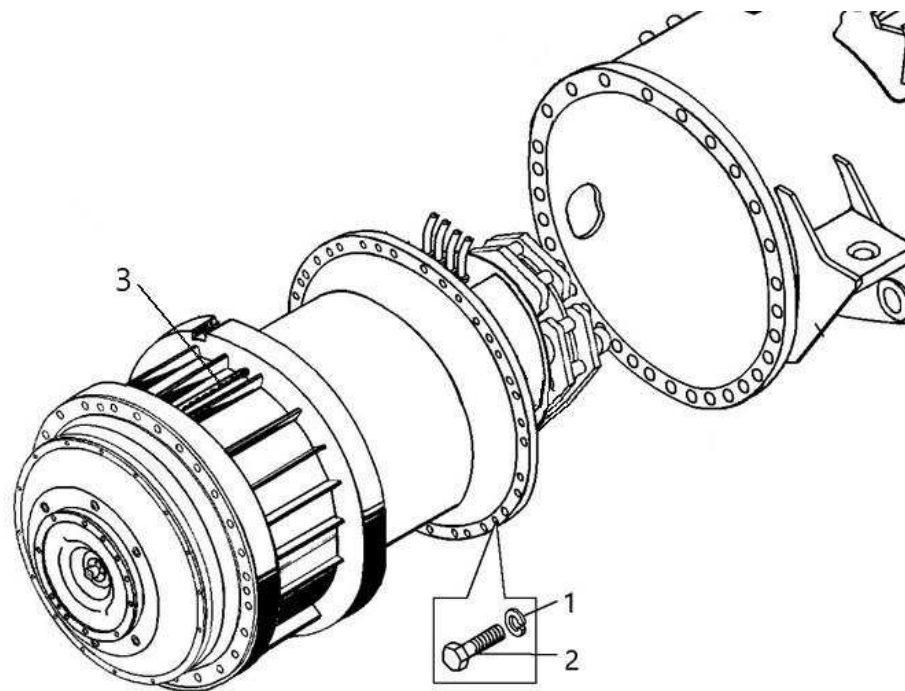


Еруда 2021 г.




КОМПЛЕКТ ИНСТРУМЕНТА, ОБОРУДОВАНИЯ И ДОКУМЕНТАЦИИ НЕОБХОДИМЫЙ ДЛЯ ЗАМЕНЫ РМК А\САМОСВАЛА БЕЛАЗ 7513.

Наименование	Визуализация	Кол-во
1. Стандарт выполнения операций		1
2. Наряд-допуск на работы повышенной опасности		1
3. Специальная подставка		1
4. Гайковерт (усилие не менее 2700 н·м)		1
5. Ключ торцевой специальный S=46 мм		1
6. Вороток		1
7. Ключ рожковый S=14мм		1
8. Ключ рожковый S=19мм		1
9. Ключ рожковый S=22мм		1
10. Ключ рожковый S=24мм		1
11. Головка торцевая 6-гранная S=46 мм		1

ПЕРЕЧЕНЬ СБОРОЧНЫХ ДЕТАЛЕЙ



РАСХОДНЫЕ МАТЕРИАЛЫ НЕОБХОДИМЫЕ ДЛЯ ЗАМЕНЫ РМК АСАМОСВАЛА БЕЛАЗ 7513.

Номер позиции	Наименование единиц деталей	Визуализация	Кол-во
1	Болт М30х105		31
2	Шайба 30Л		31
3	Шланг дюритовый, подвода смазки к уплотнительным манжетам		3

Специальное требование к средствам индивидуальной защиты:			Необходимое для замены задних колес количество исполнителей:	
Защитные очки			Постоянно: Слесарь 4-го разряда (с разрешением на г/п механизмы + стропальщика)	1 чел.;
Каска			Водитель автосамосвала	1 чел.
Перчатки			Эпизодически: Оператор Модуля самоходного	1 чел.;
Респиратор			Необходимое для замены РМК оборудование:	
			Модуль самоходный	
			Кран-балка (грузоподъемностью не менее 10 тон)	

Информационные знаки:



При выполнении технологической операции существует опасность воздействия движущимися частями оборудования



При выполнении технологической операции существует опасность падения груза



При выполнении технологической операции необходимо пользоваться специальными лестницами и приспособлениями



При выполнении технологической операции необходимо пользоваться защитными очками



При выполнении технологической операции запрещено пользоваться неисправным инструментом

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ДЕМОНТАЖА РМК.

1. Перед демонтажем РМК необходимо демонтировать задние колеса

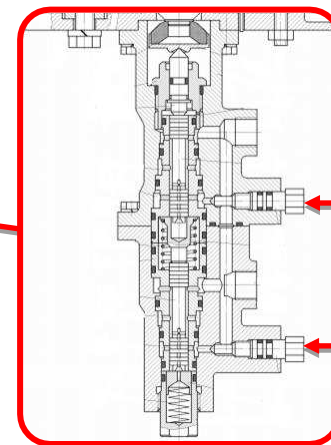


Время операции: 2 часа 30 мин

2. Сравить давление рабочей жидкости в гидроприводе тормозных систем. Не полностью отворачиванием запорных игл на тормозном кране.



Тормозной кран



запорные иглы



Время операции: 15 мин.

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

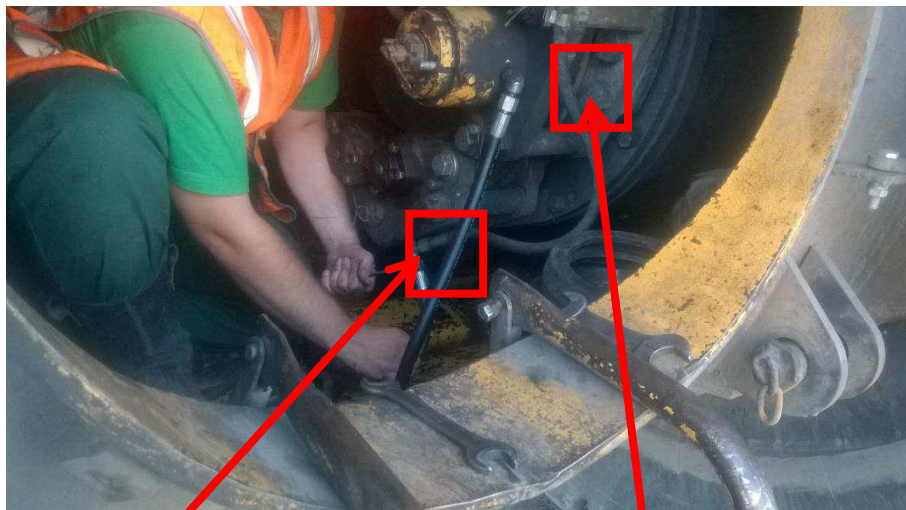
ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА
ЗАМЕНА ЗАДНИХ КОЛЕС АС БЕЛАЗ - 7513



Ключ рожковый
S=14мм



3. Отсоединить рукава подвода высокого давления к рабочей и стояночной тормозной системы демонтируемого электродвигателя.

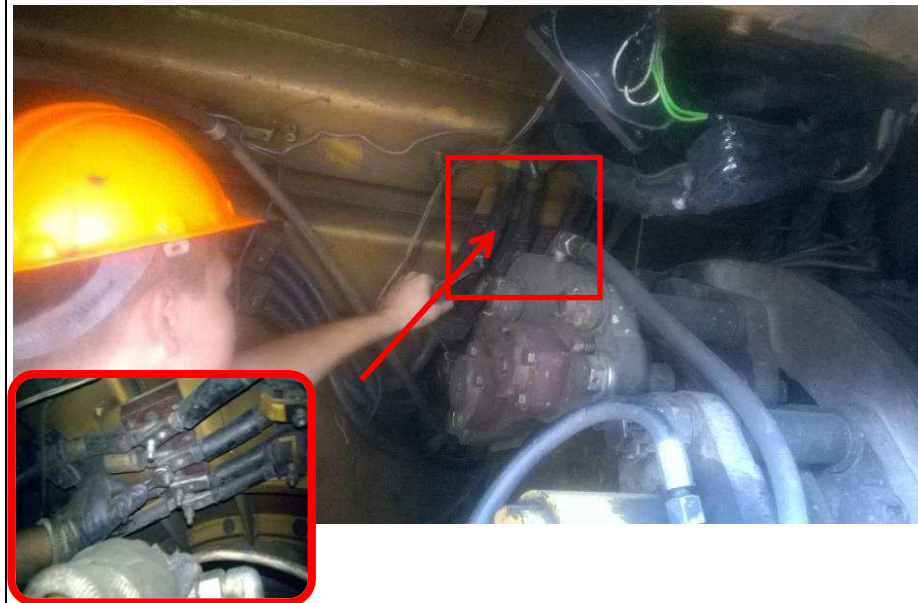


рабочая

стояночная

Время операции: 8 мин

4. Отсоединить выводные провода тягового электродвигателя из электро цепи от силовых кабелей на соединительной панели картера заднего моста.



Время операции: 10 мин

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

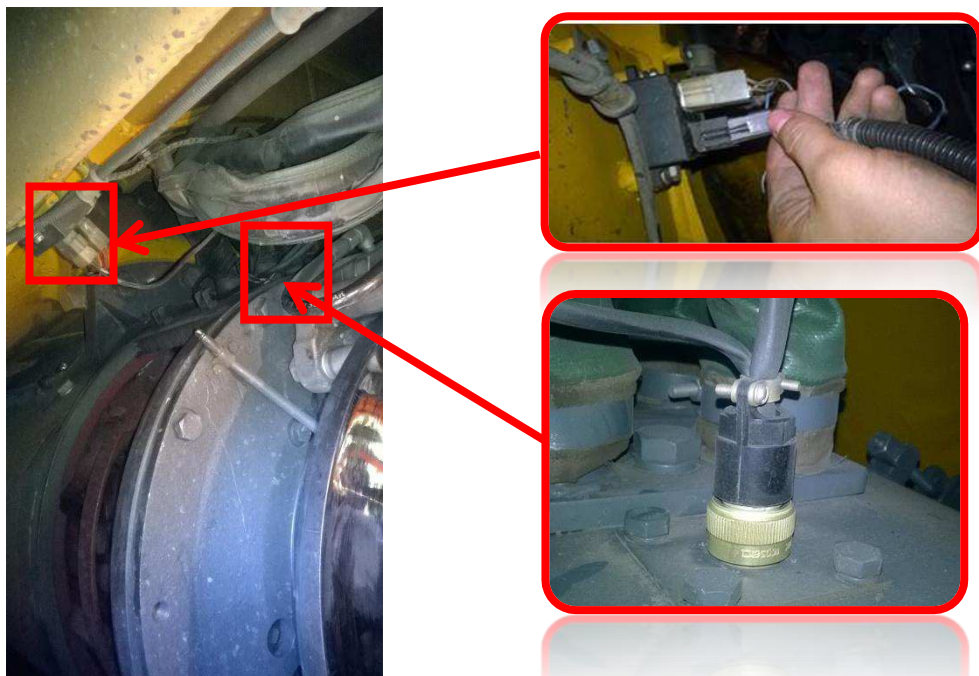
Ключ рожковый
S=24мм, 22мм



Ключ рожковый
S=19мм



5. Отсоединить датчики частоты вращения вала электродвигателя (основной и резервный).



Время операции: 2 мин

6. Демонтировать крышку воздуховода обдува электродвигателя и закрепить к картеру заднего моста (чтобы не мешался при выводе электродвигатель из картера).



Время операции: 8 мин.

7. Открутить болты крепления электродвигателя-колеса к картеру заднего моста. При этом оставить четыре болта сверху для безопасности.



Время операции: 25 мин

8. Установить самоходный модуль к самосвалу и закрепить РМК к столу для демонтажа.



Время операции: 15 мин

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

Пневмогайковерт



Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



Модуль самоходный

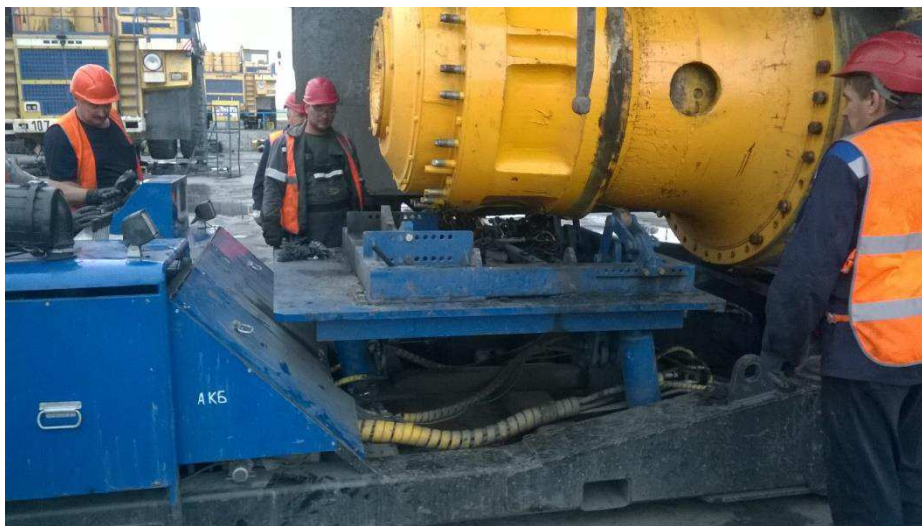


<p>9. Открутить оставшиеся болты от картера заднего моста.</p>	<p>10. При помощи модуля самоходного произвести демонтаж РМК. <u>Внимание! При выводе электродвигателя убедиться что нечего не цепляется за него (кабеля, крышка, РВД).</u></p>	<p>11. Раскрепить прижимные устройства РМК к столу, снять его со стола при помощи кран-балки.</p>
 <div style="display: flex; justify-content: space-around; margin-top: 10px;">   </div>	 <div style="text-align: center; margin-top: 10px;">  </div>	 <div style="text-align: right; margin-top: 10px;">  </div>
<p>Время операции: 15 мин</p>	<p>Время операции: 15 мин</p>	<p>Время операции: 6 мин.</p>
<p>Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:</p>		
<p style="text-align: center;">Пневмогайковерт</p>  <p style="text-align: center;">Головка торцевая 6-гранная S=46мм</p> 	<p style="text-align: center;">Модуль самоходный</p> 	<p style="text-align: center;">Кран-балка</p> 

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ МОНТАЖА РМК.

<p>1. При помощи кран-балки поместить РМК на специальную площадку на столе модуля самоходного и закрепить его.</p>	<p>2. При помощи модуля самоходного смонтировать РМК в картер заднего моста.</p>	<p>3. Установить и закрутить болты крепления электромотор-колеса к картеру заднего моста.</p>
		
<p style="text-align: center;">Время операции: 10 мин</p>	<p style="text-align: center;">Время операции: 25 мин.</p>	<p style="text-align: center;">Время операции: 10 мин</p>
<p>Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:</p>		
<p style="text-align: center;">Кран-балка</p> 	<p style="text-align: center;">Модуль самоходный</p> 	<p style="text-align: center;">Пневмогайковерт</p>  <p style="text-align: center;">Головка торцевая 6-гранная S=46мм</p> 

4. Раскрепить прижимные устройства РМК к столу и убрать модуль самоходный.



Время операции: 10 мин

5. Установить и закрутить оставшиеся болты к картеру заднего моста и произвести затяжку.



Время операции: 1 час

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

Модуль самоходный



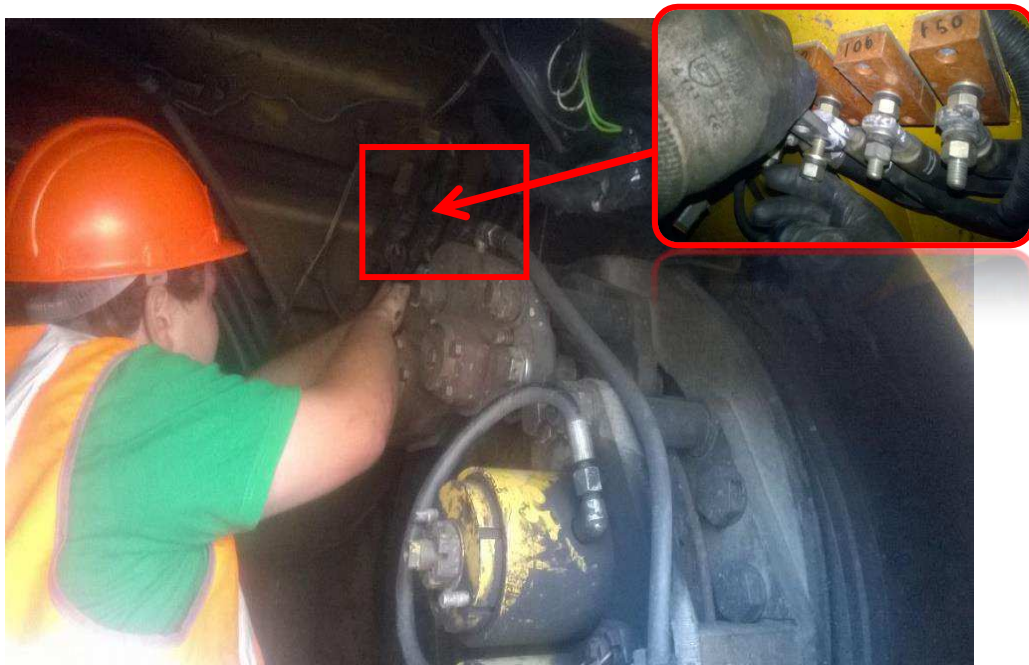
Пневмогайковерт



Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



6. Присоединить выводные провода тягового электродвигателя к силовым кабелям на соединительной панели картера заднего моста. Согласно схеме электро сети электродвигателя и самосвала.



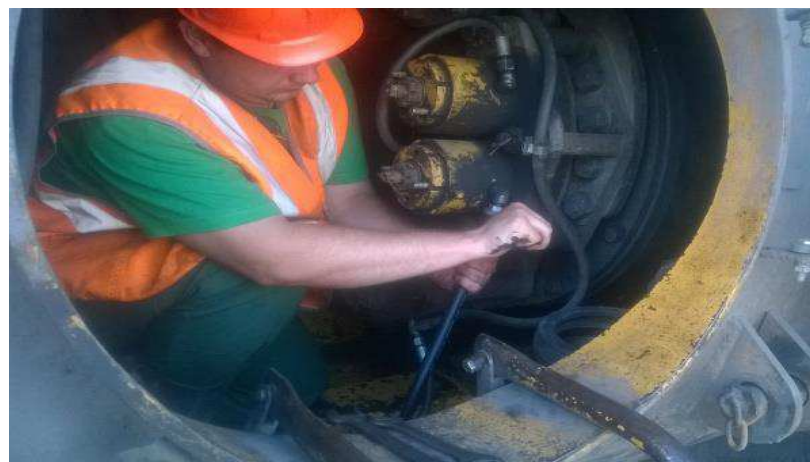
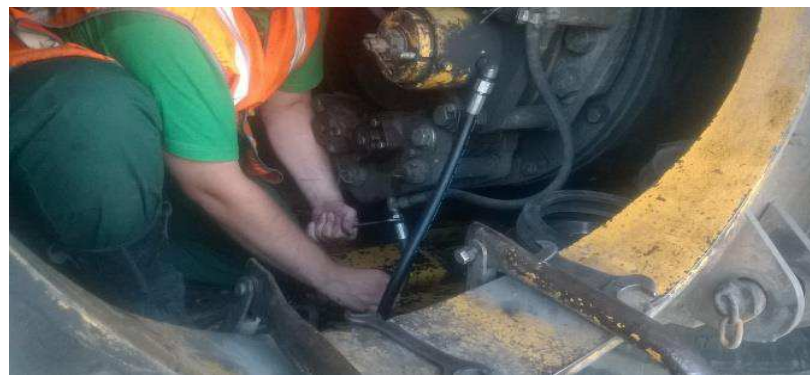
Время операции 15 мин

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

Ключ рожковый
S=19мм.



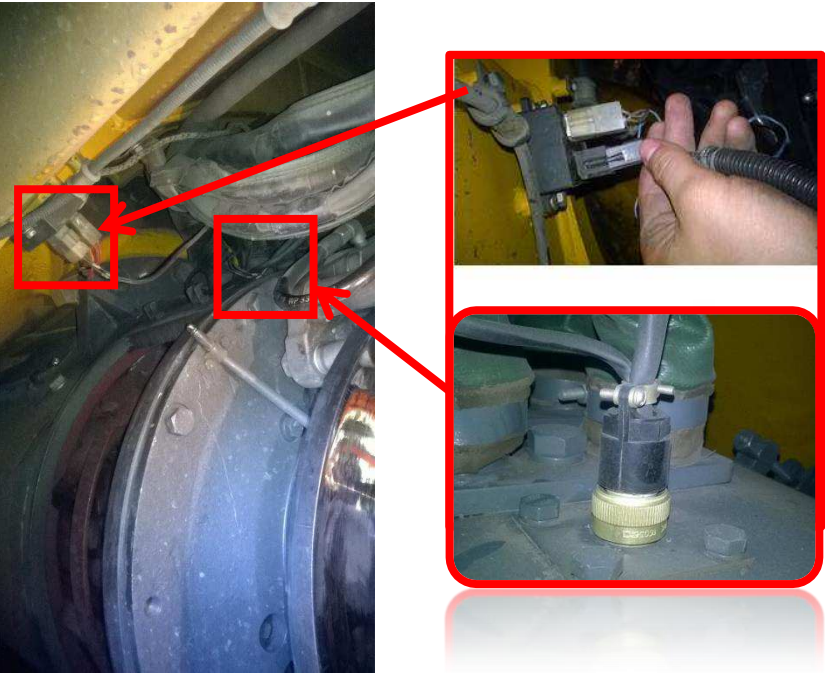
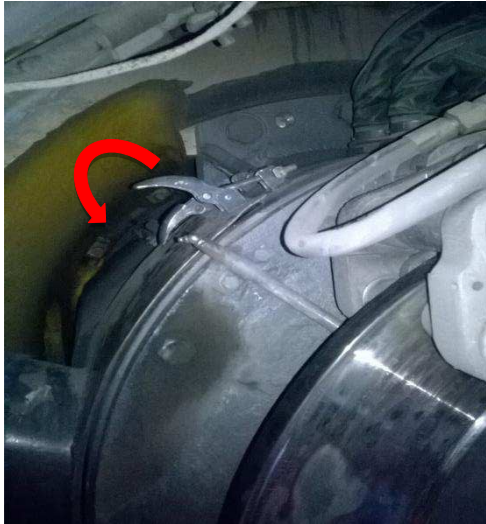

7. Присоединить рукава высокого давления рабочей и стояночной тормозной систем.



Время операции 10 мин

Ключ рожковый
S=24мм, 22мм.



8. Подключить к электро цепи датчики частоты вращения электродвигателя (основной и резервный).	9. Присоединить крышку воздухопровода к электродвигателю.	10. Произвести монтаж колес.
		<p style="text-align: center;">ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА ЗАМЕНА ЗАДНИХ КОЛЕС А/С БЕЛАЗ - 7513</p> 
Время операции: 2 мин.	Время операции: 10 мин.	Время операции: 4 часов 28 мин.
Демонтаж КГШ		2 часа 30 минут
Демонтаж РМК		1 час 59 минут
Демонтаж электродвигателя		17 минут
Комплектовка электродвигателя		1 час 32 минут
Монтаж электродвигателя		26 минут
Монтаж РМК		2 часа 32 минуты
Монтаж КГШ		4 часа 28 минут
Технологическая откатка		3 часа
Общее время		16 часов 46 минут

ПРИЛОЖЕНИЕ Б
(обязательное)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА
ДЕМОНТАЖ, ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ
АВТОСАМОСВАЛА БЕЛАЗ – 7513



Главный инженер

_____ 2021 г.
«_»_____

Зам. главного инженера по ОТиПК

_____ 2021 г.
«_»_____

Главный механик

_____ 2021 г.
«_»_____

Главный инженер АТЦ

_____ 2021 г.
«_»_____

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА ДЕМОНТАЖ МОНТАЖ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ А\С БЕЛАЗ - 7513

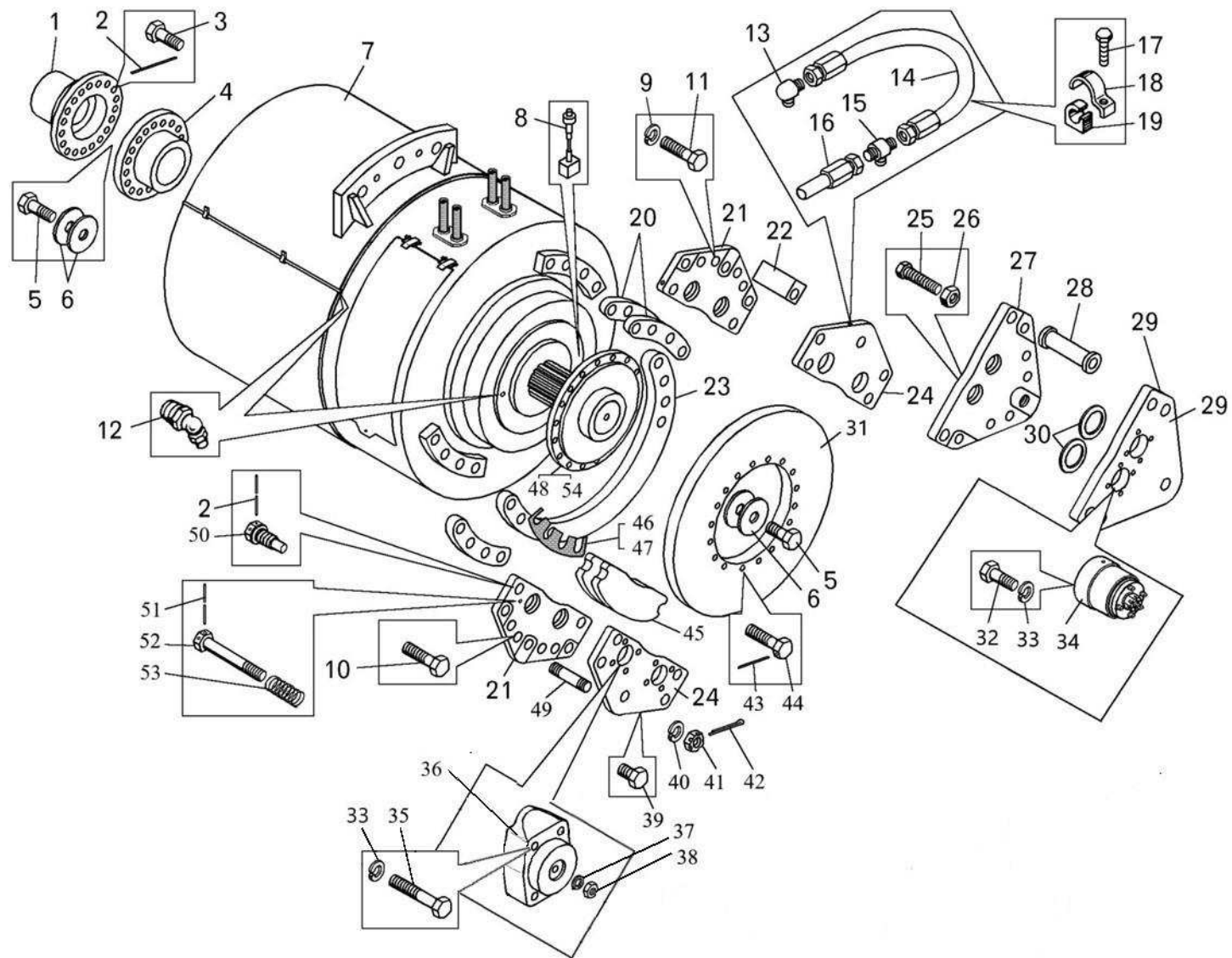


Еруда 2021 г.

КОМПЛЕКТ ИНСТРУМЕНТА, ОБОРУДОВАНИЯ И ДОКУМЕНТАЦИИ НЕОБХОДИМЫЙ ДЛЯ ЗАМЕНЫ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ АСАМОСВАЛА БЕЛАЗ 7513.





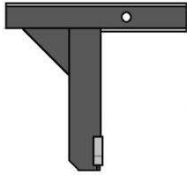
Наименование	Визуализация	Кол-во
1. Стандарт выполнения операций		1
2. Наряд-допуск на работы повышенной опасности		1
3. Приспособление для установки и снятия электродвигателя		1
4. Гайковерт (усилие не менее 2700 н·м)		1
5. Съёмник		1
6. Ключ торцевой специальный S=46 мм		1
7. Вороток		1
8. Головка торцевая 6-гранная S=46 мм		1

ПЕРЕЧЕНЬ СБОРОЧНЫХ ДЕТАЛЕЙ



Номер позиции	Обозначение	Наименование сборочных единиц	Кол-во
1	7520-2405532	Фланец торсионного вала	1
2	258283	Шплинт 1,6x225	21
3	340642	Болт 3М16х1.5х45	18
4	7520-2103024-02	Фланец электродвигателя	1
5	340858	Болт М30х2х60	2
6	7520-2103038	Пластина	4
7	ЭК-590 УХЛ2	Электродвигатель	1
8	7514-2112710-10	Датчик ограничения скорости	1
9	252165	Шайба 30Л	9
10	340983	Болт М30х2х70	4
11	340976	Болт М30х2х140	8
12	2.3.45.Ц6.хр	Масленка	2
13	344435	Угольник	8
14	7555А-8609690	Рукав высокого давления	1
15	344203	Тройник	1
16	7555А-8609670	Рукав высокого давления	3
17	201424	Болт	1
18	75211-6603724	Скоба	1
19	540А-3506988	Вкладыш	1
20	75132-3577033	Кронштейн	3
21	7513-3577035	Щека	2
22	7513-3577098	Вставка	3
23	75132-3507296-10	Кронштейн	1
24	7513-3577034	Щека	2
25	75131-3507168	Упор	2
26	549А-3408048	Гайка	2
27	75132-3507204	Щека	2

Номер позиции	Обозначение	Наименование сборочных единиц	Кол-во
28	7513-3577096	Опора	6
29	75132-3507205	Щека	1
30	7820-3501128	Муфта защитная	2
31	75132-3577152	Диск	1
32	201543	Болт М12х38	8
33	252157	Шайба 12Л	40
34	75132-3507230-01	Цилиндр в сборе	2
35	201549	Болт М12х55	32
36	75132-3577043-20	Корпус цилиндра	1
37	252156	Шайба 10Л	1
38	250512	Гайка М10	1
39	262543	Пробка	5
40	252164	Шайба 27Л	9
41	342440	Гайка М27х2	9
42	258071	Шплинт 5х45	9
43	258285	Шплинт	9
44	340811	Болт	18
45	75131-3577060	Накладка	6
46	7513-3577138	Прокладка регулировочная	4
47	7513-3577139	Прокладка регулировочная	8
48	75132-3577170	Фланец	1
49	341081	Шпилька	9
50	75132-3507149	Опора	12
51	258255	Шплинт 1,2х225	12
52	340781	Болт М10х70	12
53	525-1702184-10	Пружина	12
54	75132-2112766	Кольцо	1

Специальное требование к средствам индивидуальной защиты:			Необходимое для демонтажа/монтажа электродвигателя количество исполнителей:		
Защитные очки			Постоянно: Слесарь 4-го разряда (с разрешением на г/п механизмы + стропальщика) Водитель автосамосвала	1 чел	
Каска			Необходимое для замены электродвигателя оборудование:		
Перчатки			Кран-балка (грузоподъемностью не менее 10 тон)		
Респиратор			Приспособление для установки и снятия электродвигателя		

Информационные знаки:



При выполнении технологической операции существует опасность падения груза



При выполнении технологической операции запрещено пользоваться неисправным инструментом



При выполнении технологической операции необходимо пользоваться защитными очками

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ДЕМОНТАЖА ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ.

3. Перед демонтажем электро двигателя РМК необходимо демонтировать РМК

4. Установить специальное приспособление к креплению на электродвигателе.



Время операции: 4 часа 29 мин

Время операции: 4 мин.

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

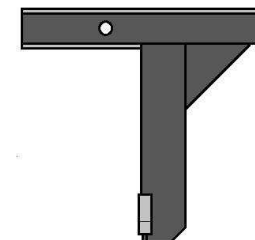


Пневмогайковерт

Приспособление для снятия и установки электродвигателя



Головка торцевая 6-гранная S=46мм



5. Открутить болты крепления электродвигателя к корпусу редуктора.

6. Произвести демонтаж электродвигателя.



Время операции: 1 мин



Время операции: 10 мин

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

Пневмогайковерт



Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



Кран-балка
(грузоподъёмностью не менее 10 тон)



7. Открутить болты крепящие специальное устройства к электродвигателю убрать его..



Время операции: 2 мин

8. Демонтировать щеки и кронштейны рабочей и стояночной тормозной системы. Расшплинтовать.



Время операции: 30 мин.

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

Пневмогайковерт



Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



Кран-балка



Пневмогайковерт




Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



<p>9. Открутить болт крепления фланца тормозного диска к валу электродвигателя</p>	<p>10. При помощи съемника снять фланец с вала электродвигателя</p>	<p>11. Открутить болт крепления соединительной муфты с валом электродвигателя. Демонтировать соединительную муфту.</p>
		
<p>Время операции: 2 мин</p>	<p>Время операции: 10 мин</p>	<p>Время операции: 3 мин</p>

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

<p>Пневмогайковерт</p>  <p>Головка торцевая 6-гранная S=46мм</p> 	<p>Съемник</p> 	<p>Пневмогайковерт</p>  <p>Головка торцевая 6-гранная S=46мм</p> 
--	---	--

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ МОНТАЖА ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ.

1. Установить муфту на вал электродвигателя и затянуть болт.



Время операции: 3 мин

2, Установить фланец с тормозным диском на вал электродвигателя
закрутить болт крепления.



Время операции: 8 мин

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

Пневмогайковерт



Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



Трос петля
(грузоподъёмностью не менее 150 кг)



Кран-балка



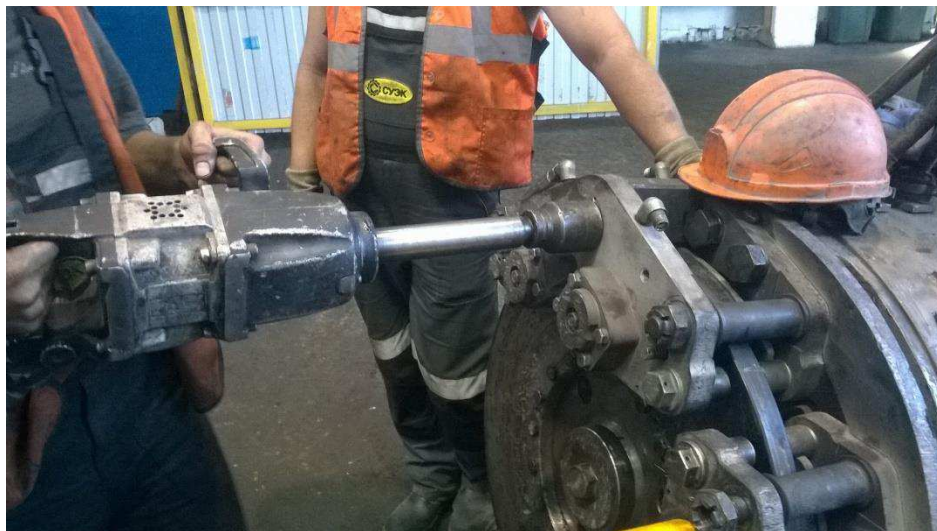
Пневмогайковерт



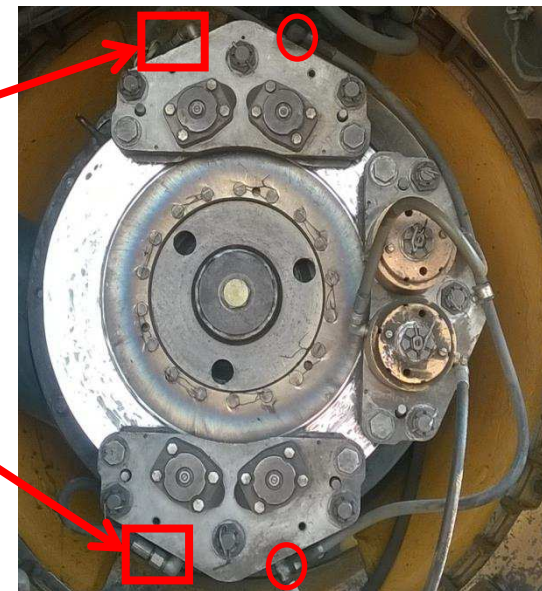
Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



3. Произвести монтаж тормозной системы на корпус электродвигателя.
Зашплинтовать гайки крепления тормозной системы.



4. Установить рукава высокого давления



Время операции: 30 мин

Время операции: 6 мин

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

Пневмогайковерт
M27x2



Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



Гайка стопорная



Шплинт
(d=3мм)



Ключ рожковый
S= 22 мм

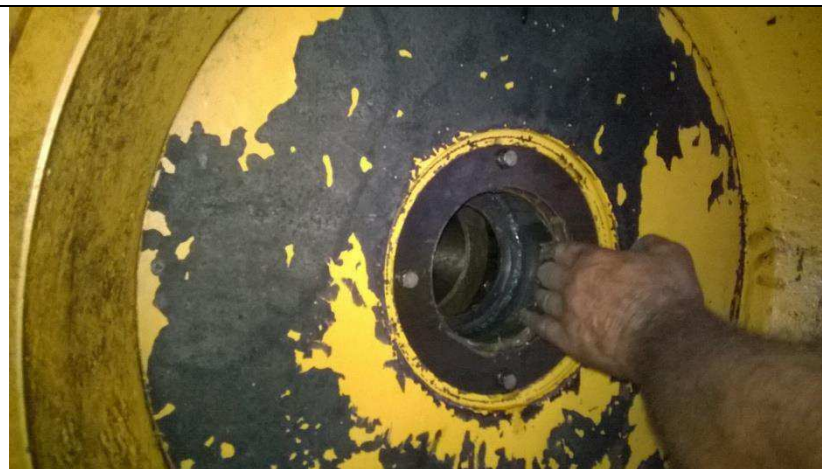


5. Установить специальное устройства для монтажа электродвигателя в корпус редуктора.



Время операции: 4 мин

6. Смазать рабочую поверхность внутреннего сальника- РМК для соединительной муфты перед монтажом электродвигателя.



Время операции: 2 мин

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

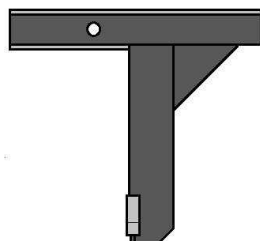
Пневмогайковерт



Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



Приспособление для снятия
и установки электродвигателя



Литол-24



7. Произвести монтаж электродвигателя в корпус редуктора.



Время операции: 10 мин

8. Закрутить нижние болты крепление электродвигателя к корпусу редуктора.



Время операции: 4 мин

Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:

Кран-балка
(грузоподъемностью не менее 10 тон)








Пневмогайковерт



Головка торцевая 6-гранная
S=46мм



<p>9. Открутить болты крепящие специальное устройства (для крепление электродвигателя в корпус редуктора) демонтировать его.</p>	<p>10. Закрутить верхние болты крепления электродвигателя к корпусу редуктора.</p>
  	 
<p>Время операции: 2 мин</p>	<p>Время операции: 4 мин</p>
<p>Необходимое оборудование/приспособления/инструмент:</p>	
<p>Пневмогайковерт</p>  <p>Головка торцевая 6-гранная S=46мм</p>  <p>Кран-балка</p> 	<p>Пневмогайковерт</p>  <p>Головка торцевая 6-гранная S=46мм</p> 
<p>Демонтаж электродвигателя</p>	<p>17 минут</p>
<p>Комплектовка электродвигателя</p>	<p>1 час 32 минут</p>
<p>Монтаж электродвигателя</p>	<p>26 минут</p>
<p>Общее время</p>	<p>6 часа 45мин.</p>

Приложение 1

Годовой график планово-предупредительных ремонтов оборудования на 2021 год.

Оборудование	№	1 кв.			2 кв.			3 кв.			4 кв.			Кол-во и продолж. ремонтов			Общая продол. ремонтов, ч.
		январь	февраль	март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябрь	октябрь	ноябрь	декабрь	ТО	Т	К	
ЭКГ-10	1	$\frac{ТО}{48}$		$\frac{ТО}{48}$	$\frac{ТО}{48}$		$\frac{ТО}{48}$	$\frac{ТО}{48}$	$\frac{ТО}{48}$	$\frac{Т1}{96}$		$\frac{ТО}{48}$	$\frac{ТО}{48}$	$\frac{8}{384}$	$\frac{3}{288}$	-	672
СБШ- 250		$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{6ТО}{4}$	$\frac{7ТО}{4}$	$\frac{6ТО}{4}$	$\frac{82}{328}$	$\frac{21}{736}$	-	1064
		$\frac{Т2}{96}$	$\frac{2Т1}{16}$	$\frac{2Т1}{16}$	$\frac{Т2}{96}$	$\frac{2Т1}{16}$	$\frac{Т2}{96}$	$\frac{Т2}{96}$	$\frac{2Т1}{16}$	$\frac{3Т1}{16}$	$\frac{2Т1}{16}$	$\frac{3Т1}{16}$	$\frac{Т2}{96}$				
Белаз-7513		$\frac{ТО}{6}$	$\frac{ТО}{6}$	$\frac{ТО}{6}$	$\frac{ТО}{6}$	$\frac{ТО}{6}$	$\frac{ТО}{6}$	$\frac{ТО}{6}$	$\frac{ТО}{6}$	$\frac{ТО}{6}$		$\frac{ТО}{6}$		$\frac{10}{60}$	$\frac{5}{128}$		188
				$\frac{Т1}{16}$		$\frac{Т1}{16}$		$\frac{Т2}{40}$		$\frac{Т1}{16}$		$\frac{Т2}{40}$					
ДЗ75-А		$\frac{2ТО}{8}$	$\frac{2ТО}{8}$	$\frac{ТО}{8}$	$\frac{2ТО}{8}$	$\frac{ТО}{8}$	$\frac{2ТО}{8}$	$\frac{2ТО}{8}$	$\frac{ТО}{8}$	$\frac{2ТО}{8}$	$\frac{2ТО}{8}$	$\frac{2ТО}{8}$	$\frac{ТО}{8}$	$\frac{20}{160}$			188
		$\frac{Т1}{48}$	$\frac{Т2}{72}$	$\frac{Т1}{48}$	$\frac{Т2}{72}$	$\frac{Т1}{48}$	$\frac{Т2}{72}$	$\frac{Т1}{48}$		$\frac{Т2}{72}$	$\frac{Т1}{48}$	$\frac{Т2}{72}$					

Приложение 2

Месячный график планово-предупредительных ремонтов оборудования по добычному участку на январь месяц 2021 г.

Оборудование	№	Число месяца															Кол-во и продолж. ремонтов			Общая продолжительность ремонта, ч	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	Т	О		К
		17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31					
ЭКГ-10	1			$\frac{ТО}{48}$														1	-	-	48
ЭКГ-10	3					$\frac{ТО}{48}$												1	-	-	48
СБШ 250	20		$\frac{ТО}{4}$			$\frac{Т2}{96}$	$\frac{ТО}{4}$				$\frac{ТО}{4}$			$\frac{ТО}{4}$				7	1	-	124
					$\frac{ТО}{4}$				$\frac{ТО}{4}$			$\frac{ТО}{4}$									
СБШ 250	21			$\frac{ТО}{4}$				$\frac{ТО}{4}$		$\frac{Т1}{16}$		$\frac{ТО}{4}$				$\frac{ТО}{4}$		7	2	-	60
			$\frac{ТО}{4}$		$\frac{Т1}{16}$		$\frac{ТО}{4}$				$\frac{ТО}{4}$										
СБШ 250	22					$\frac{ТО}{4}$				$\frac{Т2}{96}$		$\frac{ТО}{4}$					$\frac{ТО}{4}$	7	1	-	124
				$\frac{ТО}{4}$					$\frac{ТО}{4}$			$\frac{ТО}{4}$		$\frac{ТО}{4}$							
			$\frac{ТО}{4}$				$\frac{ТО}{4}$		$\frac{Т1}{16}$		$\frac{ТО}{4}$				$\frac{ТО}{4}$						

Белаз-7513	35																	-	-	-	-
Белаз-7513	36			$\frac{TO}{6}$														1	-	-	6
Белаз-7513	37					$\frac{T2}{40}$												-	1	-	40
Белаз-7513	38	$\frac{TO}{6}$																1	1	-	22
Белаз-7513	39				$\frac{TO}{6}$													1	-	-	6
Белаз-7513	40							$\frac{TO}{6}$							$\frac{T1}{16}$			1	1	-	22
Белаз-7513	41											$\frac{TO}{6}$						1	-	-	6
Белаз-7513	42				$\frac{T1}{16}$													1	1	-	22
Белаз-7513	43																	-	1	-	16

									$\frac{T1}{16}$											
Белаз-7513	44			$\frac{TO}{6}$													1	1	-	46
													$\frac{T2}{40}$							
Белаз-7513	45																1	-	-	6
									$\frac{TO}{6}$											
Белаз-7513	46																-	1	-	16
								$\frac{T1}{16}$												
Белаз-7513	47																1	-	-	6
							$\frac{TO}{6}$													
Белаз-7513	48																1	-	-	6
										$\frac{TO}{6}$										
													$\frac{T2}{40}$							
			$\frac{TO}{8}$																	

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

 А.С. Морин

подпись инициалы, фамилия

« 27 » 01 2021 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04 «Горное дело»

код и наименование специальности


21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»

специализация

"Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке рудного месторождения
открытым способом" со специальной частью "Разработка технологических карт
обслуживания редукторов мотор – колес в условиях проектируемого разреза"

тема

Руководитель


подпись, дата

доцент, канд. техн. наук
должность, ученая степень

Плютов Ю.А.
инициалы, фамилия

Выпускник


подпись, дата

Бовда И.Р.
инициалы, фамилия

Красноярск 2021

Продолжение титульного листа ДП по теме Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке рудного месторождения открытым способом

Консультанты по
разделам:

Технология горных работ
наименование раздела


подпись, дата

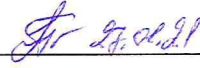
Е.В. Кирюшина
инициалы, фамилия

Транспорт
наименование раздела


подпись, дата

Ю.А. Плютов
инициалы, фамилия

Технология ремонта
наименование раздела


подпись, дата

Т.А. Герасимова
инициалы, фамилия

Стационарные установки
наименование раздела


подпись, дата

А.С. Морин
инициалы, фамилия

Механическое оборудование
карьеров
наименование раздела


подпись, дата

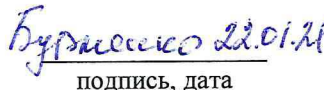
И.И. Демченко
инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности
и охрана труда
наименование раздела


подпись, дата

А.В. Галайко
инициалы, фамилия

Экономическая часть
наименование раздела


подпись, дата

Р.Р. Бурменко
инициалы, фамилия

Нормоконтролер


подпись, дата


инициалы, фамилия