

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
« ____ » ____ 2020 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04 «Горное дело»
код и наименование специальности

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»
специализация

Тема: Эксплуатация горного оборудования на добыче золотосодержащих руд
месторождения «Николаевское»

Спец.часть: Получение экономического эффекта, за счет изменения
конструкции главной передачи автосамосвала БелАЗ-75473

Пояснительная записка

Руководитель _____
подпись, дата _____
должность, ученая степень _____

Герасимова Т.А.
инициалы, фамилия

Студент _____
подпись, дата _____

Гусев А.А.
инициалы, фамилия

Красноярск 2020

Продолжение титульного листа ДП по теме _____

Консультанты по
разделам:

Технология горных работ
наименование раздела

подпись, дата

Ю.П. Требуш
инициалы, фамилия

Эксплуатация техники в условиях
проектируемого предприятия
наименование раздела

подпись, дата

Е.В. Кирюшина

инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности
наименование раздела

подпись, дата

А.В. Галайко
инициалы, фамилия

Экономическая часть
наименование раздела

подпись, дата

А.Д. Бурменко
инициалы, фамилия

Нормоконтролер

подпись, дата

инициалы, фамилия

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
« ____ » _____ 2020 г.

**ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломного проекта**

бакалаврской работы, дипломного проекта, дипломной работы, магистерской диссертации

Студенту _____
фамилия, имя, отчество

Группа _____ Направление (специальность) _____
номер код

наименование
Тема выпускной квалификационной работы _____

Утверждена приказом по университету № _____ от _____
Руководитель ВКР _____

инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы

Исходные данные для ВКР _____

Перечень разделов ВКР _____

Перечень графического материала _____

Руководитель ВКР _____
подпись _____ инициалы и фамилия _____

Задание принял к исполнению _____
подпись, инициалы и фамилия студента _____

« ____ » _____ 20__ г.

Содержание

Введение	7
1 Технологическая часть	9
1.1 Общие сведения.....	9
1.1.1 Вещественный состав и природные типы руд.....	11
1.1.2 Горнотехнические условия месторождения.....	12
1.1.3 Гидрогеологические условия месторождения.....	13
1.2 Мощность, режим работы и основные показатели карьера.....	14
1.2.1 Порядок отработки и вскрытие поля карьера.....	17
1.2.2 Горно-капитальные работы.....	19
1.2.3 Система разработки.....	19
1.3 Расчет основных параметров карьера.....	21
1.3.1 Определение ширины рабочей площадки.....	25
1.4 Буровзрывные работы.....	25
1.5 Добыча руды и план отработки месторождения.....	27
1.6 Общая характеристика отвальных работ.....	30
1.6.1 Устойчивость отвалов.....	31
1.6.2 Механизация отвальных работ.....	36
1.6.3 Параметры отвалов.....	36
1.6.4 Порядок отсыпки отвалов.....	37
1.6.5 Отвальное оборудование.....	37
1.7 Основное технологическое оборудование.....	38
1.8 Карьерный водоотлив.....	40
1.9 Общие характеристики и вывод.....	41
2 Эксплуатация техники в условиях проектируемого предприятия.....	42
2.1 Общие сведения.....	42
2.2 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов.....	45
2.3 Факторы выбора и повышения эффективности использования автотранспорта.....	54
2.4 Применяемый карьерный транспорт на предприятии.....	56
2.5 Получение экономического эффекта, за счет изменения конструкции главной передачи автосамосвала БелАЗ-75473.....	57
2.5.0 Обоснование выбора и замены автосамосвалов.....	57
2.5.1 Характеристики БелАЗ-75473.....	60
2.5.2 Обоснование модернизации главной передачи автосамосвала БелАЗ-75473.....	62

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	ДП-130400.65-2020 ПЗ		
Разраб		Гусев А.А					
Пров		Герасимова Т.А					
Н. Контр.		Герасимова Т.А					
Утв		Морин А.С.					
					Литера	Лист	Листов
					у	5	99
					ЗГМ13-05		

2.5.3 Модернизация главной передачи.....	63
2.5.4 Работа дифференциала.....	64
2.5.5 Самоблокирующийся дифференциал.....	66
2.5.6 Покомпонентное изображение узла повышенного трения и дифференциал в разрезе.....	67
2.5.7 Краткое описание работы устанавливаемого узла.....	69
2.5.8 Эксплуатация устанавливаемой главной передачи.....	69
2.5.9 Расчет эффективности модернизации.....	70
2.5.10 Выводы.....	76
3.Безопасность жизнедеятельности в условиях карьера «Николаевский»...	78
3.1 Техника безопасности при ведении открытых горных работ.....	78
3.2 Меры безопасности при взрывных работах.....	79
3.3 Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ.....	81
3.4 Меры безопасности при производстве горных работ в карьере.....	84
3.5 Меры безопасности при отвалообразовании.....	85
3.6 Меры безопасности при эксплуатации карьерного автотранспорта..	86
4. Экономическая часть.....	87
Заключение.....	95
Список используемой литературы.....	96

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Введение

Неоспоримой тенденцией развития мировой горной промышленности на обозримую перспективу считается стабильная ориентация на открытый способ разработки, как обеспечивающий наилучшие экономические показатели. В России открытым способом добывается 91% железных руд, более 70% руд цветных металлов и 60% угля. Если учесть, что по мере роста глубины карьеров доля затрат на карьерный транспорт доходит до 55–60% в общей себестоимости добычи полезного ископаемого, то вполне очевидным представляется тезис о том, что вопросы развития и совершенствования карьерного транспорта являются одними из основных для открытых горных разработок.

Основными факторами, определяющими развитие карьерного транспорта, являются систематически ухудшающиеся горно-геологические и горнотехнические условия разработки. Известно, что развитие открытого способа разработки сопровождается ростом концентрации производства, увеличением глубины и пространственных размеров карьеров, расстояния и сложности транспортирования горной массы. Определяющим при этом является показатель глубины карьеров.

Компоновочные схемы современных карьерных самосвалов практически одинаковы, и если отличаются, то только дизайном оперения, кабины и пр. Более 70% всех карьерных самосвалов выполнены по классической схеме, когда все узлы и системы самосвалов монтируются на жесткой раме. По схеме с шарнирно-сочлененной рамой выпускаются самосвалы либо сравнительно небольшой грузоподъемности (до 40–50 т), либо очень большой – до 300–400 т.

Основным ограничением применения автомобильного транспорта на глубоких карьерах по-прежнему остается высокая себестоимость перевозки горной массы. Кроме того, карьерный автомобильный транспорт является основным источником негативного антропогенного воздействия на окружающую среду при открытых горных работах. С целью расширения области применения автотранспорта в глубоких карьерах, повышения его эффективности не прекращаются поиски новых технологических схем.

Способностью работать в сложных горно-технических условиях, характеризуемых стесненностью рабочей зоны, обводненностью и другими неблагоприятными факторами.

Возможностью преодоления крутых уклонов (до 25°) при низком качестве дорог (без дорожного покрытия).

Ремонтопригодностью при наличии соответствующего вспомогательного оборудования и техники для обслуживания и ремонта непосредственно в карьере.

Универсальностью для широкого применения и возможности решения различных задач по вскрытию наклонными и разрезными траншеями,

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист	7
					ДП-130400.65-2020 ПЗ	

форсированному разносу бортов и др. Большой единичной мощностью агрегатов. Резервы времени полезной работы самосвалов и автомобильно-экскаваторных комплексов в целом могут быть выявлены путем совершенствования системы организации их работы. На практике процесс управления осуществляется с применением различных информационных систем на основе непрерывного анализа обеспеченности каждого экскаватора средствами автотранспорта. Наилучший результат достигается с применением системы диспетчерского управления, основанной на технологии космической навигации (GPS), позволяющей с высокой точностью определять координаты движущихся объектов с применением спутниковых радиосигналов, с помощью компьютерной обработки непрерывно отображать положение объектов, оптимизировать маршруты самосвалов, а также вести учет объемов выполненной работы. Для этой цели партии самосвалов оснащаются элементами такой системы (приемными устройствами и средствами учета) и внедряются на карьерах.

В данном дипломном проекте объектом проектирования является северный участок Николаевского карьера АО «Васильевский рудник».

Целью дипломного проекта является, снижения себестоимости транспортировки горной массы, по сравнению с существующей на предприятии-аналоге за счет выбора и модернизации автосамосвала.

Задачами дипломного проекта являются:

1. Выбор способа вскрытия и системы разработки месторождения.
2. Выбор вида транспорта для заданных условий.
3. Модернизация выбранного автосамосвала.

1 Технологическая часть

1.1 Общие сведения

Николаевское золоторудное месторождение расположено в северной части Герфед-Николаевской рудной зоны, прослеженной в меридиональном направлении на 15 км от р. Талая (южный фланг) до верховьев р. Удерей (северный фланг), локализовано на восточном крыле Татарской антиклинали, которая является основной структурой района.

Падение пород преимущественно восток-юго-восточное, иногда восток-северо-восточное под углом, варьирующим в пределах 30-50°.

На месторождении широко распространены жильные породы. Жилы различного минерального состава с большим количеством разновидностей кварца, отличающихся по текстурно-структурным свойствам, характеру распределения и времени образования. Наиболее изученной является Николаевская золотоносная жила сложного состава.

Рудное тело, представленное жилой «Николаевская», в целом залегает согласно с вмещающими породами по простиранию и падению. Падение жилы восточное. В отдельных случаях отмечается более крутое падение жилы, чем падение вмещающих пород, отражая локальное несогласие. Углы падения жилы варьируют в пределах 40-70° как со стороны висячего, так и со стороны лежачего боков.

По своей морфологии рудное тело Николаевского месторождения относится к весьма протяженным кварцевым жилам сложной линзовидной формы. Протяженность Николаевской жилы по простиранию составляет более 1500 м, по падению она прослежена на 480 м. Жила имеет четковидный характер и ее мощность колеблется от нескольких см до 13,0 м.

Характерной особенностью Николаевской жилы, как в центральной так и в северной частях месторождения, является довольно прямолинейный контакт ее лежачего бока и раздувы в сторону висячего бока. Средняя ее мощность составляет 4,8 м. Промышленное содержание золота фиксируется, как правило, по всему пересечению вкрест простирания линзы.

Боковые породы приконтактовых областей в количественном и пространственном отношении принимают фрагментарное участие в сложении рудного тела. Наибольшее распространение рудное тело имеет в его нижней части.

Обзорная карта расположения месторождения приведена на рисунке 1

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

ДП-130400.65-2020 ПЗ

Лист

9

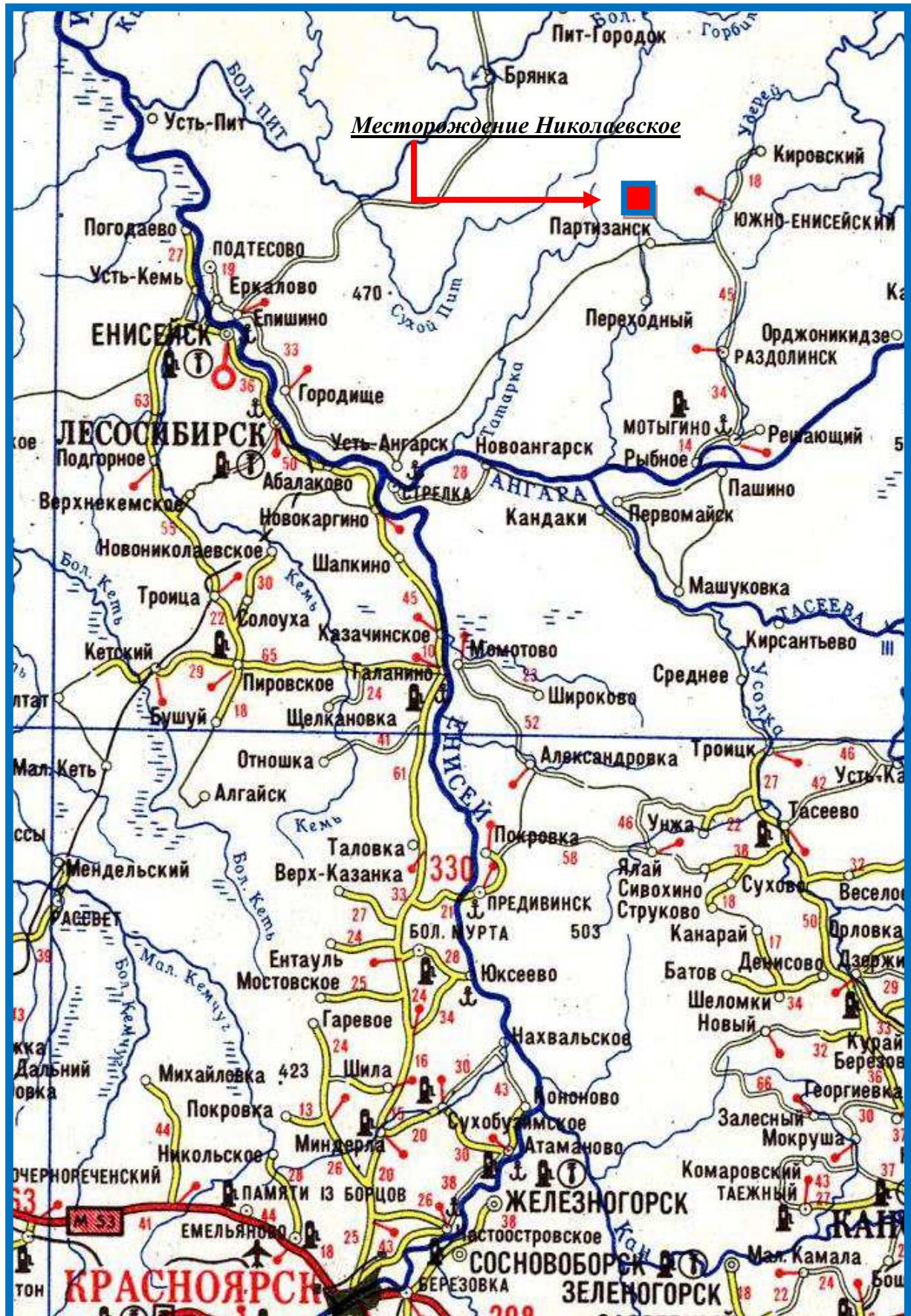


Рисунок 1 - Обзорная карта

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

1.1.1 Вещественный состав и природные типы руд

Руды Николаевского месторождения относятся к малосульфидной золотокварцевой формации. Они сложены кварцево-жильным материалом с вкрапленностью сульфидов.

Главные сульфидные минералы представлены пиритом, пирротином, халькопиритом, второстепенные – арсенопиритом, сфалеритом, галенитом. Распространенным минералом также является магнетит. Количество рудных минералов в жильной массе варьирует от первых процентов до 10-15%. Сульфиды встречаются преимущественно в виде тонко рассеянной вкрапленности, также наблюдаются обособления в виде прожилков и гнезд, выполненных пиритом и/или пирротином в отдельных случаях с сопутствующими мелкими зернами халькопирита. Основные нерудные минералы – кварц, формирующий 60-80% всего состава жильного вещества, кальцит. Второстепенные – доломит, магнезит, хлорит.

Единственным промышленно ценным компонентом в рудах Николаевского месторождения является золото, которое представлено преимущественно микроскопическими выделениями, неравномерно распределенными среди рудной массы. Отсутствует какая-либо закономерность в приуроченности золота к определенным парагенетическим минеральным ассоциациям. Золото встречается и в кварце без видимой связи с сульфидами и среди кварц-сульфидных генераций с прожилково-гнездовыми образованиями колчеданов. Зона окисления на Николаевском месторождении практически отсутствует. На поверхности и близповерхностных уровнях рудное тело сложено кавернозным, ячеистым кварцем, в большинстве случаев с полностью окисленными и выщелоченными сульфидами и карбонатами.

В таблице 1.1 приведен химический состав проб.

Таблица 1.1 - Химический состав проб Николаевского месторождения

Номер пробы	Содержание химических элементов, %							
	Fe	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Mn	Sb	As	SiO ₂
	S общ	S сульф	Cu	Pb	Zn	Te	Se	-
Проба №1	9,27	0,72	5,69	0,018	0,76	0,014	0,0021	71,3
	4,45	4,05	0,0153	0,0069	0,172	0,00001	0,00001	-
Проба №2	7,61	0,77	5,76	0,081	0,093	-	1,05	71,82
	3,20	-	0,019	-	0,014	-	0,000015	-

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	ДП-130400.65-2020 ПЗ	Лист
						11

Результатами исследований подтверждено, что золото в пробе находится как в связи с сульфидами (пирротином, пиритом), так и в свободной форме, образуя выделения в кварце и карбонатах. Общее количество сульфидов достигает 9-10%, которые в порядке убывания представлены пирротином, пиритом, халькопиритом. Руда содержит 72% кварца, является абразивной.

1.1.2 Горнотехнические условия месторождения

Расчлененность рельефа в пределах его Центрального и Северного участков, несущих промышленное содержание золота, слабая. Абсолютные высотные отметки поверхности составляют 480-490 м. Мощность делювиально-элювиальных отложений, представленных суглинками и глинами, включающими щебень выветрелых метапород и обломки кварца, не превышает 3 м, составляя в среднем 1,5 м. Нижняя граница отвалов, сформированных в результате мускульной и дражной отработки россыпей, фиксируется по керну разведочных скважин на глубине 3,0-8,5 м от дневной поверхности. Глубина сезонного промерзания грунта достигает 1,5-2,0 м. Из-за дренирующей способности техногенных отложений многолетняя мерзлота на указанной площади не отмечается. Район не сейсмоопасный, оползней и селей не наблюдается. Месторождение не газоносное, вмещающие породы и руды не склонны к самовозгоранию, не радиоактивные. Процессы карстообразования на рассматриваемой территории не проявлены. Месторождение представлено одноименной кварцевой жилой, залегающей согласно с вмещающими породами по простиранию и падению. В отдельных случаях наблюдается некоторое несогласие, при котором падение жилы на локальных участках становится круче, чем падение вмещающих пород. Жила сложена тонкозернистым кварцем серого и темно-серого цветов массивной и полосчатой текстуры. Основная масса его сечется многочисленными прожилками молочно-белого крупно- и среднезернистого кварца. Вмещающие породы – кварц-хлоритовые сланцы массивные, грубо рассланцованные, слабо трещиноватые. Степень их трещиноватости возрастает на близповерхностном уровне и в тектонических зонах. Практически невыветрелые сланцы залегают в кровле и в подошве жилы на глубине 20-25 м от поверхности. Контакты жилы четкие. Руда и боковые породы устойчивые. По данным проведенных работ коэффициент разрыхления равен 1,68. Физико-механические характеристики руды и породы представлены в таблице 1.2.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

ДП-130400.65-2020 ПЗ

Лист

12

Таблица 1.2- Физико-механические характеристики руды и породы

Показатель	Руда	Порода
Средний объемный вес, г/см ³	2,72	2,65
Категория по буримости (от-до/сред. значение)	<u>IX-XI</u> X	<u>V-VIII</u> VI-VII
Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова М.М.	10-15	10-12

1.1.3 Гидрогеологические условия месторождения

Николаевское месторождение расположено в пойменной террасе верхнего течения р. Удерей, где река сливается с ручьями Ивановский и Митрофановский и присутствуют проявления предшествующих многолетних техногенных воздействий, представленных дражными полигонами.

Река Удерей является правым притоком р. Каменка, которая в свою очередь впадает в р. Ангара. Первая имеет длину 113 км, относится к немноговодным рекам с преимущественным снеговым и дождевым питанием. Левый и правый верховые притоки р. Удерей – ручьи Ивановский и Митрофановский длиной около 6 км и 4 км соответственно. Водотоки р. Удерей и руч. Ивановский протекают восточнее Центрального и Северного участков Николаевского месторождения. Руслу руч. Митрофановский разделяет Центральный и Южный участки.

По химическому составу речная вода и воды ручьев гидрокарбонатные кальциево-магниевые, характеризующиеся небольшой минерализацией (76-120 мг/л). Величина водородного показателя (рН) равна 7,0-7,4, характеризуя нейтральную среду. В гидрогеологическом разрезе воды четвертичных образований занимают верхнее положение и вместе с грунтово-трещинными водами, распространенными в зоне выветривания коренных пород, формируют единый водоносный горизонт типа грунтового потока, направленного с севера на юг, в сторону уклона поверхности месторождения. В питании горизонта грунтово-трещинных вод доминирующая роль принадлежит атмосферным осадкам. Просачиваясь с поверхности, атмосферная влага инфильтруется в толщу коренных пород и, следуя общему уклону рельефа, частично дренируется речной сетью на площади месторождения. Лишь в весенний паводок наблюдается обратная картина, а именно, обильные речные воды становятся источником питания водоносного горизонта.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист
					ДП-130400.65-2020 ПЗ

1.2 Мощность, режим работы и основные показатели карьера

Расчет возможной годовой производительности карьера выполнен по формуле Тейлора и по горнотехническим условиям.[4]

1. Годовая производительность и срок существования горного предприятия по формуле (1):

$$T_m = (1 \pm 0,2) \times 6,5 \sqrt[4]{Q_r} \quad (1)$$

где T - продолжительность работы карьера, лет;

Q_r - запасы руды, млн. т;

Результаты расчета приведены в таблице 1.3.

Таблица 1.3 Расчет годовой производительности карьера по формуле Тейлора

Эксплуатационные запасы руды, Q , млн. т	0,62		
Коэффициент	0,8	1,0	1,2
Срок отработки, T_{omp}	4,6	5,8	6,9
Годовая производительность, $Q_{год} = Q / T_{omp}$, тыс. т	135	107	90
Возможная производительность	130	100	90

К сожалению, формула Тейлора оперирует только запасами месторождения и не учитывает других факторов, влияющих на годовую производительность карьера. Она базируется на статистических данных по большому числу действующих рентабельных месторождений, где реальный уровень добычи планировался на основе определения порога рентабельности (или точки безубыточности, точки самоокупаемости):

2. Годовая производительность горного предприятия по горным возможностям

$$A_\Gamma = h_\Gamma \times S \times \eta_0 \times (1 + r_0), \text{ м}^3 \quad (2)$$

где h_Γ - среднее понижение добычных работ, м;

S - средняя площадь рудного тела, м²;

η_0 – коэффициент извлечения руды, волях единицы;

r_0 - коэффициент разубоживания руды, волях единицы.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$h_{\Gamma} = h_6 + \Delta h, \text{м/год} \quad (3)$$

где h_6 - базовая средняя скорость понижения добычных работ, м/год;
 Δh - поправка на класс экскаватора, м/год.

Расчет производительности по горным возможностям представлен в таблице 1.4.

Таблица 1.4 - Расчет производительности карьера по горным возможностям

№ п/п	Наименование показателей	Условные обозначения	Значение
1	Базовое среднегодовое понижение добычных работ м/год	h_B	19
2	Поправка на класс экскаваторов м/год	Δh	-1,8
3	Расчетное среднегодовое понижение добычных работ м/год	h_{Γ}	17,2
4	Средняя горизонтальная площадь рудных тел тыс. м ²	S	2,2
5	Коэффициент извлечения руды	η_0	0,978
6	Коэффициент разубоживания руды	r_0	0,105
7	Объемный вес руды в массиве т/м ³	γ	2,72
8	Расчетная среднегодовая мощность карьера по добыче руды тыс. т/год	Q_p	111,2
9	Максимальная производительность в расчетный период тыс. т/год	Q	110

С учетом выше изложенного, производительность проектируемого предприятия в целом при рассматриваемых вариантах составит 110 тыс. т. На основании опытно-промышленной добычи на месторождении отработал технологию ведения горных работ и соответственно выбрал горное оборудование. Исходя из незначительного объема годовой добычи руды (110 тыс. т), а также имеющегося и используемого оборудования на добычных работах (экскаватор ZX450, с ковшом 2,5 м³ и автосамосвалов БелАЗ-7540, грузоподъемностью 30 т) режим работы карьера принят следующий:

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист
					ДП-130400.65-2020 ПЗ

- рабочих дней в году - 340;
- количество смен

 - на добыче руды - 1;
 - на вскрышных работах - 2;

- продолжительность смены - 11 час.

Основные показатели по карьеру приведены в таблице 1.5.

Таблица 1.5 - Основные показатели по карьеру

№№	Наименование показателей	Количество
1	Максимальная длина: по поверхности, м	1090
2	Максимальная ширина: по поверхности, м	370
3	Глубина карьера (замкнутой чаши), м	150
4	Наивысшая отметка по борту карьера, м	500
5	Отметка дна карьера, м	325
6	Общий объем горной массы в проектном контуре карьера, тыс. м ³	15976,8
7	Общее количество геологической руды в проектном контуре карьера	567,8 тыс. т 208,7 тыс. м ³
8	Потери , %	2,2
9	Разубоживание, %	10,5
10	Общее количество товарной руды в проектном контуре карьера	620,3 тыс. т 228,0 тыс. м ³
11	Общий объем вскрыши, тыс. м ³	15748,8
12	Средний коэффициент вскрыши, м ³ /т	25,4
13	Коэффициент крепости руды по шкале проф. М. М. Протодьяконова f	10÷15
14	Коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова f	10÷12
15	Объемный вес руды, т/м ³	2,72
16	Объемный вес породы, т/м ³	2,65
17	Высота уступа на вскрыше, м	10
18	Высота уступа на добыче, м	5
19	Угол откоса рабочего уступа, град.	70
20	Угол погашения, град.	47
21	Годовая производительность карьера по руде ,тыс. т	110

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Продолжение таблицы 1.5

22	Годовой объем вскрыши ,тыс. м ³	3000
23	Число рабочих дней в году, дн	340
24	Число рабочих дней в неделю, дн	7
25	Количество смен в сутки ,см	1-2
26	Продолжительность смены ,час	11

1.2.1 Порядок отработки и вскрытие поля карьера

Порядок отработки запасов месторождения - нисходящий, поступный. Руды Николаевского месторождения относятся к малосульфидной золотокварцевой формации. Сложены они кварцево-жильным материалом с вкрапленностью сульфидов. Объемный вес руды составляет 2,72 т/м³, коэффициент крепости по шкале проф. М.М.Протодьяконова $f = 10-15$. Подготовка руды к выемке предусмотрена при помощи БВР. Бурение взрывных скважин по руде проектируется производить станком ROC L6. На погрузке взорванной руды будут задействован экскаватор Hitachi ZX450 с емкостью ковша 2,5 м³. Транспортировку руды на фабрику предусматривается производить автосамосвалами БелАЗ-7540 грузоподъемностью 30 т. Максимальный кондиционный кусок руды принят равным 1000 мм. Подготовка пород к выемке предусматривается буровзрывным способом. Бурение взрывных скважин будет производиться станком ROC – L6, имеющимся на предприятии. Диаметр взрывных скважин -152 мм.

На погрузке взорванной породы будут задействованы экскаваторы Komatsu PC750-7 с рабочим органом «прямая лопата» и ковшом 4,5 м³. Транспортировку пород во внешний отвал предусматривается производить шарнирно-сочлененными автосамосвалами Terex TA400 грузоподъемностью 38 т и БелАЗ-7540В, грузоподъемностью 30т.

Расстояние по горизонтали между экскаваторами, работающими на разных по высоте уступах, должно быть не менее 30 м (не менее двух максимальных радиуса черпания экскаватора). Заоткоска уступов в проекте не предусматривается. Оформление откосов уступов в предельном положении производится с использованием экранирующей щели. Контурные заряды экранирующей щели взрывают раньше основных зарядов не менее чем за 90 мс. При этом размер приконтурной зоны принят равным 30 м

Система вскрышных работ предусмотрена транспортная с размещением пустых пород во внешнем отвале, располагаемом на безрудной площади.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист
					ДП-130400.65-2020 ПЗ

Высота вскрышного уступа принята равной 10м исходя из рабочих параметров экскаватора. Угол откоса уступа принят 70° , исходя из физико-механических характеристик пород, ширина бермы безопасности принята 10м. Схема вскрышного забоя приведена на рисунке 2.

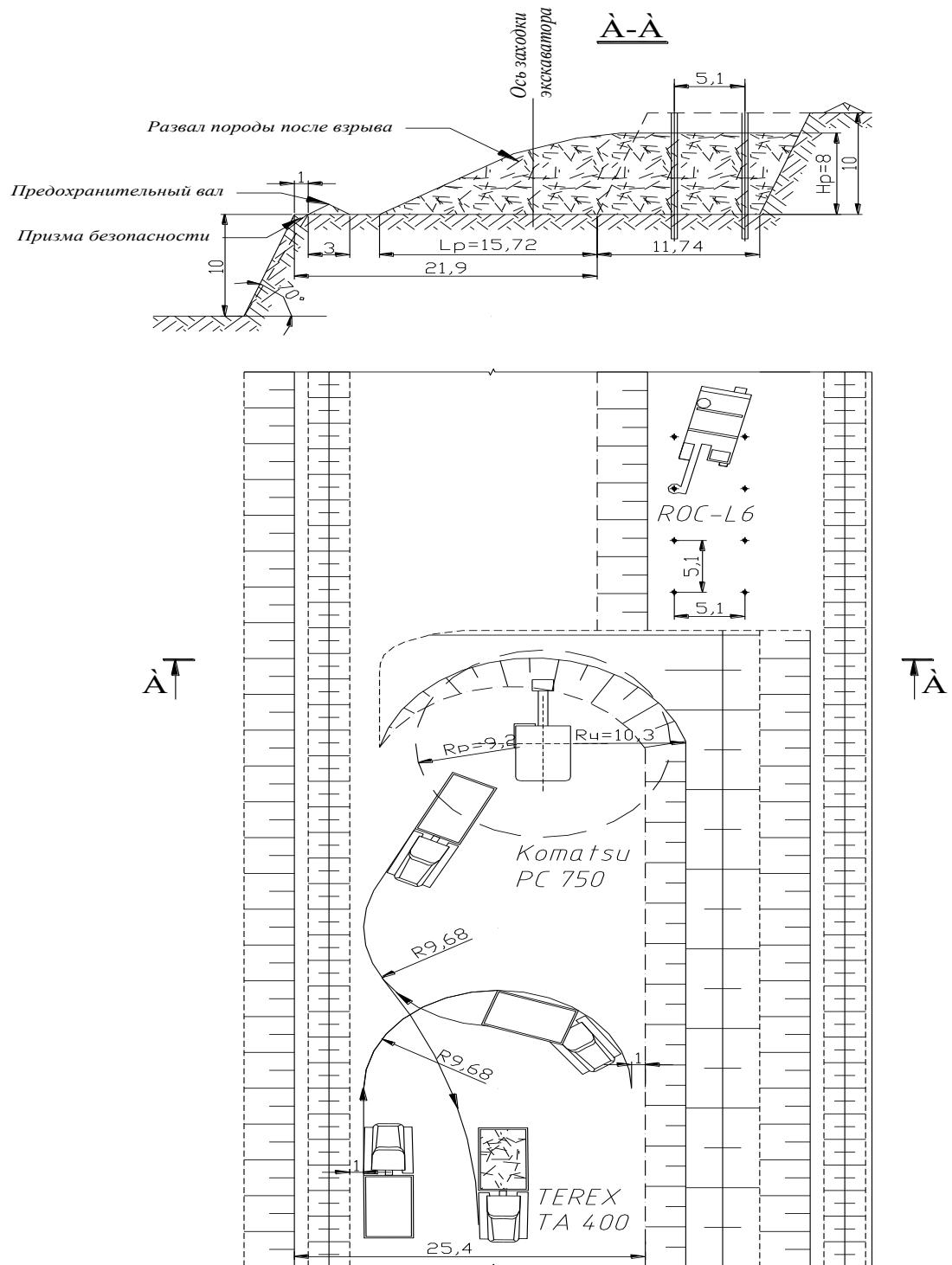


Рисунок 2 - Схема вскрышного забоя

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

1.2.2 Горно-капитальные работы

Согласно инструкции горно-капитальные работы в период строительства карьера включают проведение капитальных и разрезных траншей для вскрытия месторождения, а также удаление некоторого объема вскрышных пород для создания вскрытых запасов полезного ископаемого перед сдачей карьера в эксплуатацию.

Предварительная подготовка территории не требуется, поскольку почвенно-растительный слой на площади карьера удален в процессе предыдущих горных работ.

На площади, выделенной под размещение внешнего отвала пород вскрыши, производится снятие почвенно-растительного слоя (ПРС) средней мощность 0,3 м и его складирование. Объем отвала ПРС составит 130,7 тыс. м³.

Поскольку месторождение действующее, горно-капитальные работы на карьере не предусматриваются.

1.2.3 Система разработки

Рудное тело, представленное жилой «Николаевская», в целом залегает согласно с вмещающими породами по простиранию и падению. Падение жилы восточное. В отдельных случаях отмечается более крутое падение жилы, чем падение вмещающих пород, отражая локальное несогласие. Углы падения жилы варьируют в пределах 40-70° как со стороны висячего, так и со стороны лежачего боков. По своей морфологии рудное тело

Николаевского месторождения относится к весьма протяженным кварцевым жилам сложной линзовидной формы. Протяженность Николаевской жилы по простиранию составляет более 1500 м, по падению она прослежена на 480 м. Жила имеет четковидный характер и ее мощность колеблется от нескольких см до 13,0 м. Горно-геологические условия месторождения благоприятны для разработки его открытым способом до экономически обоснованной глубины. Как показал горно-геологический анализ, отработать месторождение с поверхности возможно тремя отдельными карьерами: Центральным 1,2 и Северным. Рудные тела на месторождении прослежены разведочными выработками с поверхности до глубины соответственно по рудным телам 75; 170 и 240 м.

Определение предельной глубины открытой отработки, при которой добыча руды эффективна, является сложным и неоднозначным вопросом. По мере изучения и отработки месторождения проектные контура открытых работ многократно пересматриваются по ряду объективных причин.

Определение предельной экономически обоснованной глубины

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

карьеров произведено аналитическим методом. Для аналитического расчета глубины карьера применяются расчетные формулы Л.Д.Шевякова, П.И.Городецкого и Б.П.Боголюбова [7]. Все они связаны с граничным коэффициентом вскрыши и дают очень близкие результаты в определении границ открытой отработки. Учитывая горно-геологические условия месторождения, принята транспортная система отработки с внешним отвалообразованием. Параметры проектных карьера на конец отработки отражены в таблице 1.6.

Таблица 1.6-Основные параметры проектного карьера

Показатель	Значение показателя по вариантам бортового содержания, г/т		
	0,8	1,0	1,2
1	2	3	4
Карьер Северный			
Длина карьера, м	290	290	290
Ширина карьера макс, м	220	220	220
Площадь карьера, тыс.м ²			
- по поверхности	55,4	55,4	55,4
- по дну	2,8	2,8	2,8
Глубина карьера, м	140	140	140
Угол наклона борта карьера, град	45-50	45-50	45-50
Объем горной массы в карьере, тыс.м ³ , в т. ч:	4685	4685	4685
- геологические запасы руды, тыс. т.	324	310	305
- вскрышные породы, тыс. м ³	4522	4528	4531

Характерной особенностью Николаевской жилы, как в центральной, так и северной части месторождения является довольно прямолинейный контакт ее лежачего бока и раздувы в сторону висячего бока. Небольшая глубина распространения запасов (max до 175 м),

Схема вскрытия рабочих горизонтов предусматривается следующая: верхние уступы, имеющие непосредственную связь с соответствующими отметками дневной поверхности, вскрываются горизонтальными полутраншеями. Нижележащие уступы (ниже замкнутого контура) вскрываются внешней въездной траншееей и спиральной системой автомобильных съездов. Уклоны съездов принимаются 0,08.

1.3 Расчет основных параметров карьера

В связи с отсутствием специальных исследований по углам откосов уступов и углам погашения бортов карьера их значения приняты по таблицам норм технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки [5, с20 – 45]. При средней прочности на сжатие породы более 80 МПа, угол наклона рабочих уступов принят равным 70° , строенных нерабочих уступов -70° , а генеральный угол погашения бортов карьера – до 47° . Ширина берм безопасности, отстраиваемых через каждые 30 м, принята равной 10 м, что вполне достаточно для улавливания осыпающихся пород и механизированной очистки берм бульдозером.

Высота уступов на вскрыше принята равной 10 м исходя из наибольшей высоты черпания экскаватора Komatsu PC750 (10,6 м). Максимальная высота строенного уступа составляет 30 м. Высота добычного уступа принята равной 5 м. Расчетные значения физико-механических свойств пород взяты из отчета.

Проверочный расчет угла наклона уступа произведен по формуле (4)

$$\operatorname{ctg}\alpha_y = \operatorname{ctg}\delta_c \times \left(1 - \frac{\cos\rho \times k}{\gamma \times H \times \cos\delta_c \times \sin(\rho - \delta_c)} \right)^2 \quad (4)$$

где $\gamma = 2,65 \text{ т}/\text{м}^3$ – объемный вес вмещающих пород;

$\delta_c = 50^\circ$ – преобладающий угол падения рудного тела;

$\rho = 35^\circ$ – угол внутреннего трения вмещающих пород;

k - сцепление в массиве, $\text{т}/\text{м}^2$:

$$k = \frac{k_m}{1+a \times \ln(H \times W)} = \frac{70}{1+3 \times \ln(30 \times 5)} = 6,0 \text{ т}/\text{м}^2 \quad (5)$$

где k_m - сцепление в монолите - 0,7 МПа;

$a = 3$ – коэффициент принят по таблице методических указаний [6]

для пород со сцеплением в монолите 100-150 $\text{кг}/\text{см}^2$);

где W - модуль трещиноватости, принят - 5;

$H = 30 \text{ м}$ – высота уступа.

$$\operatorname{ctg}\alpha_y = \operatorname{ctg}50^\circ \times \left(1 - \frac{\cos 35^\circ \times 6,0}{2,65 \times 30 \times \cos 50^\circ \times \sin(50^\circ - 35^\circ)} \right)^2 = 0,331$$

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$a_y = 71,7^\circ$$

Таким образом, поверочный расчет показал, что принятый в проекте угол откоса уступа 70° обладает определенным запасом прочности.

Проверочный расчет .

Исходные данные:

- угол откоса уступа – 70° .
- высота уступа – 30 м.
- уступ сложен крепкими горными породами, предел прочности на сжатие - > 80 МПа.
- объёмный вес пород – $2,65$ т/м³.
- удельное сцепление в массиве - 0,7 МПа.
- угол внутреннего трения – 34° .

С коэффициентом запаса 1,3:

$$k_n = \frac{k}{n_3} = \frac{70}{1,3} = 53,8 \text{ т/м}^2 \quad (6)$$

$$tg\rho_n = \frac{tg34^\circ}{n_3} \quad (7)$$

$$\rho_n = arctg\left(\frac{tg34^\circ}{1,3}\right) = 27,4^\circ \quad (8)$$

Предельный угол откоса борта карьера:

$$H' = \frac{H}{H_{90}} \quad (9)$$

$$H_{90} = \frac{2k_n}{\gamma} \operatorname{ctg}(45^\circ - \frac{\rho_n}{2}) \quad (10)$$

1. Характеристики сопротивления сдвигу составляют:

$$\rho_n = 27,4^\circ, k_n = 53,8 \text{ т/м}^2 \text{ – с коэффициентом запаса устойчивости 1,3.}$$

2. Вычисляем глубину трещины отрыва:

$$H_{90} = \frac{2 \times 53,8}{2,65} \operatorname{ctg}\left(45^\circ - \frac{27,4^\circ}{2}\right) = 66,8 \text{ м}$$

3. Определяем условную высоту откоса H' .

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$H' = \frac{30}{66,8} \approx 0,45$$

Вычисление значения предельного угла откоса не имеет смысла, поскольку высота вертикальной трещины отрыва (66,8м) превышает высотустроенного уступа (30м) - устойчивость откоса не вызывает сомнений. Призма обрушения на строенном уступе в карьере отсутствует.

Рельеф местности и угол падения рудного тела обуславливают непостоянство углов наклона нерабочих бортов карьера.

При расчете массив вмещающих пород рассматривается как квазиоднородная среда, что позволяет использовать для расчета устойчивости борта график плоского откоса расчет произведен в соответствии с методическими указаниями [10].

Максимальная высота борта карьера составляет 175 м.

Основываясь на предыдущих расчетах, получаем:

$$H' = \frac{175}{66,8} \approx 2,6$$

Затем по графику зависимости между высотой плоского откоса и его углом определяется угол наклона борта карьера. Для условной высоты $H' = 2,6$ м и угла внутреннего трения $\gamma = 28,3^\circ$ определен максимальный угол погашения борта карьера, равный 70° .

Устойчивость борта карьера не вызывает сомнений, поскольку генеральный угол погашения составляет 47° .

Ширина призмы возможного обрушения на верхней кромке карьера составит:

$$a = \frac{2 \times H \times \left(1 - ctg\alpha \times tg\left(\frac{\alpha + \rho}{2}\right)\right) - 2 \times H_{90}}{ctg\left(45 - \frac{\rho}{2}\right) + tg\left(\frac{\alpha + \rho}{2}\right)} \quad (7)$$

$$a = \frac{2 \times 175 \times \left(1 - ctg47 \times tg\left(\frac{47 + 27,4}{2}\right)\right) - 2 \times 68,0}{ctg\left(45 - \frac{27,4}{2}\right) + tg\left(\frac{47 + 27,4}{2}\right)} = -13,2 \text{ м}$$

Призма обрушения на борту карьера отсутствует.

Проверочные расчёты параметров борта карьера были выполнены методом алгебраического сложения сил.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

При этом поверхность скольжения была принята, как плавная и криволинейная, близкая по форме к круглоцилиндрической . Построение такой поверхности основано на том, что площадки скольжения возникают на глубине H_{90} , и наклонены при этом под углом $(45^0 + \varphi / 2)$ к горизонту; на свободную поверхность откоса поверхность скольжения выходит под углом $(45^0 - \varphi / 2)$. Коэффициент запаса устойчивости откоса n определяется по методу алгебраического сложения сил.

Результаты расчетов приведены в таблице 1.7.

Таблица 1.7 - Коэффициент запаса устойчивости откоса

Параметры	1	2	3	4	5	6	Всего
a_i	27,2	27,2	27,2	27,2	27,2	27,2	
h_i	13,6	38,4	58,8	73,6	81,0	75,3	
φ_i	4	13	23	32	44	58	
l_i	27,3	27,9	29,4	32,2	37,7	51,6	206,1
N_i	977,9	2696,9	3901,4	4499,0	4199,9	2876,2	19151,2
T_i	68,4	622,6	1656,0	2811,3	4055,7	4602,9	13817,0
n	1,52						

Выполненные расчеты по вышеописанной методике показали, что коэффициент запаса n составил 1,52, что свидетельствует об устойчивом состоянии откоса.

Криволинейность бортов в плане (расчет произведен для плоского, т.е. прямолинейного в плане борта карьера) создает дополнительные резервы по повышению устойчивости бортов карьера.

Ширина предохранительной бермы рассчитана согласно временных методических указаний , [11, п4.4]. Ширина бермы с учетом осипания уступов рассчитывается по формуле,[11, п. 4.4.6]

Ширина бермы с учетом осипания уступов равна:

$$B = 1,9 + 5,1 = 7,0 \text{ м}$$

Учитывая габариты бульдозера Б-10М, используемого для зачистки бермы, отсутствие призмы обрушения, возможность осипания уступов, принимаем ширину предохранительной бермы ниже горизонта +400 м равной 10 м.

1.3.1 Определение ширины рабочей площадки

При тупиковой и кольцевой подаче самосвалов к экскаватору ширина рабочей площадки определяется техническими характеристиками самосвалов, в частности радиусом разворота и габаритами. В данных случаях рабочая площадка должна иметь ширину не менее развала взорванной породы. При поточном движении транспорта на ширину рабочей площадки влияет ширина развала породы после взрыва и ширина проезжей части автосамосвала с обочинами. В любом случае со стороны нижележащего уступа ширина бермы безопасности (зоны выветривания) составляет 1 м, далее отсыпается предохранительный вал шириной 3 м. Призма обрушения на уступе отсутствует. Ширина разрезной траншеи при тупиковой (кольцевой) схеме подачи автосамосвалов под погрузку на последнем горизонте определена по формуле (12):

$$b = 2 \times R + 2 \times P, \text{ м} \quad (12)$$

где $R = 10,0$ м – габаритный радиус разворота самосвала БелАЗ-7540;

$P = 1,5$ м – расстояние между бортом самосвала и нижней бровкой откоса уступа.

$$b = 2 \times 10 + 2 \times 1,5 = 23,0 \text{ м}$$

Минимальная ширина разрезной траншеи на вскрышном и добычном уступах принята 25,0 м.

1.4 Буровзрывные работы

Учитывая, что на предприятии имеются в наличии буровые станки ROC L6 (фирмы «Atlas Copco»), проектом предусматривается использование данных станков на буровых работах.

Расчет конструктивных параметров буровзрывных работ (диаметр и сетка скважин, величины - заряда, перебора, забойки и т.д.), произведены по нормативному справочнику [8].

В качестве ВВ предусматривается использование патронированного эмульсолита П-А-20 (диаметр патрона 120 мм, вес 6,5 кг), в качестве боевика - патронированный аммонит 6ЖВ. Основные показатели буровзрывных работ по карьеру приведены в таблице 1.8.

Техническая характеристика станка ROC L6(30) представлены в таблице 1.9

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Таблица 1.8 - Основные показатели буровзрывных работ по карьеру

№ п/ п	Наименование показателей	Величина	
		Руда	Вскрыша
1	Годовой объем работ (Q_e)	110 тыс. т	7 950 тыс. т
		40,4 тыс.м ³	3 000 тыс.м ³
2	Крепость по шкале Протодьяконова	10-15	10-12
3	Категория по СНиНу	IX	VIII
4	Высота уступа м	5	10
5	Диаметр взрывных скважин мм	152	152
6	Буровой станок ROC-L6, с пневмоударником:	COP54	COP54
7	Направление бурения	вертикальное	
8	Сетка бурения м х м	4,6 × 4,6	5,1 × 5,1
9	Длина скважин м	6,8	11,3
10	Количество экскаваторных блоков шт.	1	2
11	Объем экскаваторного блока на 1 взрыв	9 197 т	76 442 т
		3 381 м ³	28 846 м ³
12	Количество скважин на 1 взрыв в 1 блоке шт.	30	104
13	Объем бурения на 1 блок (с учетом 5% потерь) м	214	1 234
14	Годовой объем бурения м	2 562	128 332
15	Количество буровых смен в сутки см	1	2
16	Сменная производительность бурового станка м	220	264
17	Годовая производительность станка м	67 320	161 568
18	Количество буровых станков - расчетное шт.	0,04	0,79
	- принято	1	
19	Тип ВВ	Эмульсолит П-А-20, патрон $d=120\text{мм}$, $M=6,5\text{кг}$	

Продолжение таблицы 1.8

20	Тип ВВ боевика	Патронированный аммонит 6ЖВ	
21	Способ заряжания	ручной	
22	Способ взрываия	Короткозамедленный	
23	Способ инициирования	Электрический, через ДШЭ	
24	Масса заряда 1 скважины кг	66,0	118,0
25	Расход ВВ на 1 взрыв в 1 экскаваторном блоке кг	1 980	12 272
26	Расход ДШЭ на 1 взрыв в 1 блоке м	376	1876
27	Расход ЭД на взрыв шт	1	1
28	Удельный расход ВВ: кг/м ³	0,586	0,425
	т.ч. - эмульсолит кг/м ³	0,577	0,422
	(боевик) - аммонит 6ЖВ кг/м ³	0,009	0,004
29	Удельный расход ДШЭ м/м ³	0,111	0,065

Таблица 1.9 - Техническая характеристика станка ROC L6(30)

Наименование показателей	Величина
Рекомендуемый диаметр скважин мм	90-152
Глубина бурения м	до 45
Мощность двигателя кВт (л.с.)	287 (440)
Пневмоударник	COP34/COP44/COP54
Длина мм	10700
Ширина мм	2500
Высота мм	3200
Масса т	21,7
Скорость передвижения км/час	3,5

1.5 Добыча руды и план отработки месторождения

Принципиальная схема развития горных работ на рабочем горизонте выглядит следующим образом: на уступе условно выделяются три участка – вскрышной участок № 1 со стороны висячего бока рудного тела, добычной участок и вскрышной № 2 со стороны лежачего бока рудного тела.

Первоначально со стороны висячего бока проходится вскрышная траншея, затем производится выемка рудного тела и в последнюю очередь производится выемка пород вскрышного участка № 2.

Руда месторождения имеет крепость $f = 10-15$, и как на вскрышных работах рыхление ее будет производиться буровзрывным способом. Бурение взрывных скважин - станком ROC – L6. Диаметр скважин -152 мм.

На погрузке руды будет задействоваться экскаватор Hitachi ZX450-3 с рабочим органом «обратная лопата» и ковшом 2,5м³. Транспортировку руды с карьера до обогатительной фабрики предусматривается осуществлять автосамосвалами БелАЗ-7540В, грузоподъемностью 30 т.

Система разработки на выемке руды – нисходящая, поступная. Основные параметры системы разработки определяются принятой технологией добывчных работ и выбранным горнотранспортным оборудованием. Проектом приняты: высота рабочего уступа 5м, угол откоса рабочего уступа - 70°, минимальная ширина рабочей площадки - 24,3 м, врезной траншеи – 25,0 м. Максимальный кондиционный кусок по руде принят равным 1000 мм.

В основу составления календарного плана отработки месторождения положены следующие критерии:

- годовая производительность карьера 110 тыс. тонн руды в год;
- режим работы карьера;
- тип и количество горнотранспортного оборудования;
- способ вскрытия и система разработки в увязке с существующим состоянием горных работ на карьере, рельефом местности, диктующим увязку системы разработки со схемой вскрытия отдельных рабочих горизонтов и системой отвалообразования.

Календарным графиком отработки месторождения предусматривается осуществление равномерной вскрыши по годам разработки. При среднегодовом коэффициенте вскрыши $K_e = 25,4$ м³/т ежегодно планируется вынимать в среднем по 3000 т.м³ пустой породы.

Схема добывчного забоя приведена на рисунке 3.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

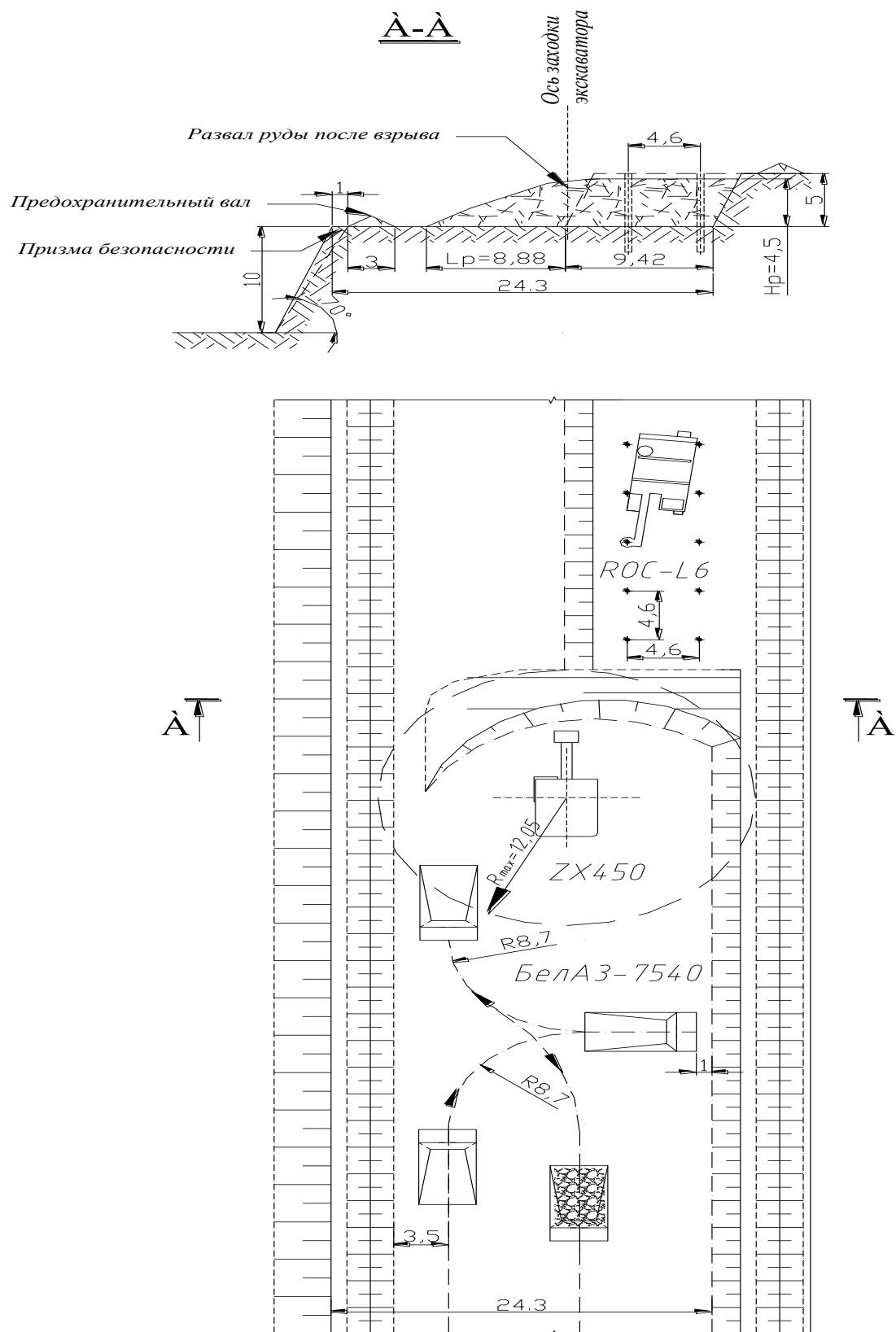


Рисунок 3 – Схема добычного забоя

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

1.6 Общая характеристика отвальных работ

Рельеф района месторождения «Николаевское» представляет сложно расчлененное плато, образованное сочетанием широких, часто заболоченных речных долин с широкими плоскоувальными водоразделами. Примыкающая непосредственно к карьеру поверхность практически горизонтальная, имеет уклон от 0 до 2 градусов. Подотвальная площадь представлена корами выветривания. Состав - плотные суглинки с включением обломочного материала. Выбор принятой проектом схемы отвалообразования произведен с учетом минимального изъятия земель из лесного фонда, соблюдения установленных размеров санитарно-защитных зон, течения рек и водостоков, розы ветров. Так же учтены горно-геологические и технико-экономические требования, параметры разрабатываемого месторождения.

Складирование вскрышных пород карьера производится во внешний отвал. Площадь, используемая под формирование отвала, по данным геологоразведочных работ запасов полезных ископаемых не имеет.

Общий объем вскрышных пород на полную отработку карьера составляет 15750 тыс. м³ в целике (17640 тыс. м³ с учетом остаточного коэффициента разрыхления 1,12). Внешний отвал пустых пород расположен на северо-западе карьера и предназначен для складирования в нем вскрышных пород. Формирование отвала производится под откос с последующей послойной укладкой с отметки +512 м. В этом отвале предполагается уложить 15430 тыс. м³ породы с учетом коэффициента разрыхления. Во внутренние отвалы Южного и Северного участков, после их полной отработки, планируется разместить порядка 2210 тыс. м³ породы. Ежегодно в отвал отсыпается 3,0 млн. м³ скальных крупнообломочных пород вскрыши карьера. Вскрыша карьера представлена следующими породами: метасоматитами, сланцами и кварцитами. Породы крепкие. Разработка вскрыши в карьере ведется буровзрывным способом. Крупность кусков до 1,1 м, мелочь практически отсутствует. Породы при хранении в отвале не образуют кислых стоков и других водорастворимых соединений. Отсыпка отвала ведется круглогодично.

По виду осадков на площадке месторождения 50-55% выпадает в виде дождя. Снег убирается с поверхности отвала за границу ведения работ. Осадки, выпадающие на площадь отвала в теплый период года с мая по октябрь, просачиваются в толщу насыпи, заполняя поры рыхлого скального грунта. При эксплуатации отвала пустой породы постоянные сточные воды с отвала будут минимальны.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

1.6.1 Устойчивость отвалов

Расчёт устойчивости и призмы возможного обрушения отвала произведен согласно методическим указаниям ,[28].

Исходные данные:

- угол откоса отвала – 34°.
- высота яруса (максимальная) – 30 м.
- объёмный вес отвальной массы – 2,65 т/м³.
- подотвальная площадка сложена плотными суглинками с включением обломочного материала.

1. Согласно характеристики сопротивления сдвигу составляют:

$$\rho = 28^\circ, k_n = 5,0 \text{ т/м}^2.$$

2. Вычисляем расчётные характеристики сопротивления сдвигу отвальной массы по формулам (8) , (6):

$$\rho_n = \arctg \frac{\tg \rho}{n} \quad (8)$$

$$k_n = \frac{k}{n} \quad (6)$$

$$\rho_n = \arctg \frac{\tg 28^\circ}{1,20} = 24^\circ$$

$$k_n = \frac{5,0}{1,20} = 4,2 \text{ т/м}^2$$

где $n = 1,2$ – коэффициент запаса устойчивости.

3. По формуле (10) вычисляем

$$H_{90} = \frac{2k_n}{\gamma} \times \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho_n}{2} \right)$$

$$H_{90} = \frac{2 \times 4,2}{2,65} \times \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{24^\circ}{2} \right) = 4,9 \text{ м}$$

4. Ширина призмы возможного обрушения на верхней площадке отвала высотой 60 м (2 яруса) вычисляем по формуле (11):

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$a = \frac{2 \times H \times \left(1 - ctg\alpha \times tg\left(\frac{\alpha + \rho}{2}\right)\right) - 2 \times H_{90}}{ctg\left(45 - \frac{\rho}{2}\right) + tg\left(\frac{\alpha + \rho}{2}\right)} \quad (7)$$

$$a = \frac{2 \times 30 \times \left(1 - ctg34 \times tg\left(\frac{34 + 24}{2}\right)\right) - 2 \times 4,9}{ctg\left(45 - \frac{24}{2}\right) + tg\left(\frac{34 + 24}{2}\right)} = 0,4 \text{ м}$$

Учитывая, что расстояние от центра переднего катка до края лемеха бульдозера составляет 2,9 м, формирование отвала возможно без нахождения бульдозера в призме возможного обрушения.

Расчёт устойчивости отвала пустых пород на сползание по склону.

1. Угол внутреннего трения дресвяного грунта составляет:

$$\rho' = 20^\circ.$$

2. Вычисляем расчётные характеристики сопротивления сдвигу отвальной массы по формуле (8):

$$\rho_n = arctg \frac{tg \rho}{n}$$

$$\rho_n = arctg \frac{tg 20^\circ}{1,20} = 16^\circ$$

где n – коэффициент запаса устойчивости.

3. На границе со слабым контактом поверхность скольжения приобретает излом по отношению к горизонтальной плоскости под углом определяемым по формуле:

$$\theta' \} = \frac{\pi}{4} \pm \frac{1}{2} (\rho_n - \rho'_n) - \frac{1}{2} arcsin \left(\frac{\sin \rho'_n}{\sin \rho_n} \right) \quad (13)$$

тогда:

$$\theta = 45^\circ + \frac{1}{2} (24^\circ - 16^\circ) - \frac{1}{2} arcsin \left(\frac{\sin 16^\circ}{\sin 24^\circ} \right) = 45^\circ + 4^\circ - 21^\circ = 28^\circ$$

Вывод: сползание отвала, с запасом устойчивости $n = 1,2$, будет возможно при угле наклона подотвальной площади 28° и более (без учета террасирования).

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

4. Искомая высота борта яруса составляет:

$$H = H' \times b \quad (14)$$

Поправочный коэффициент:

$$b = b_0 - c \times \delta \quad (15)$$

Величина c определяется по формуле (32):

$$c = \operatorname{tg} \rho_n / \operatorname{tg} \varphi'_n \quad (16)$$

Средняя величина угла сдвига:

$$\varphi'_n = \operatorname{arctg} [\operatorname{tg} \rho'_n + k'_n / \sigma_{n \text{ cp}}] \quad (17)$$

Средняя величина нормального напряжения:

$$\sigma_{n \text{ cp}} = 1/2 \times h \times \gamma \times \cos^2 \beta \quad (18)$$

Следовательно:

$$\sigma_{n \text{ cp}} = \frac{1}{2} \times 30 \times 2,65 \times 1 = 40$$

$$\varphi'_n = \operatorname{arctg} \left[\operatorname{tg} 24^\circ + \frac{4,2}{40} \right] = 28,8^\circ$$

$$c = \operatorname{tg} 28^\circ / \operatorname{tg} 28,8^\circ \approx 1$$

$$b = 0,935 - 1 \times 0,065 = 0,870$$

$$H = 58,6 \times 0,870 = 51,0 \text{ м}$$

Максимальная высота откоса яруса пустых пород составит 51,0 м.

Поскольку угол откоса борта отвала составляет 23° , максимальная высота отвала составит:

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$H' = 4,9 \times 20 = 98 \text{ м}$$

$$b = 1,000 - 1 \times 0,135 = 0,865$$

$$H = 98 \times 0,865 = 84,8 \text{ м}$$

Проверочные расчёты параметров бортов и уступов были выполнены методом алгебраического сложения сил.

При этом поверхность скольжения была принята, как плавная и криволинейная, близкая по форме к круглоцилиндрической .

Построение такой поверхности основано на том, что площадки скольжения возникают на глубине H_{90} , и наклонены при этом под углом $(45^0 + \varphi / 2)$ к горизонту; на свободную поверхность откоса поверхность скольжения выходит под углом $(45^0 - \varphi / 2)$.

Коэффициент запаса устойчивости откоса n определяется по методу алгебраического сложения сил для наиболее напряженной поверхности скольжения по формуле (12):

$$n = \frac{\sum [N_i \operatorname{tg} \rho_n + k_n L]}{\sum T_i} \quad (12)$$

N_i , T_i – соответственно нормальная и касательная составляющие веса расчетного блока, и определяется по следующим формулам (13) и (14):

$$N_i = P_i \cos \varphi_i ; \quad (13)$$

$$T_i = P_i \sin \varphi_i ; \quad (14)$$

P_i – вес элементарных блоков, на которые разделяются призма в примыкающем к откосу массиве, ограниченная наиболее напряженной поверхностью и определяется по формуле (15) :

$$P_i = \gamma \cdot a_i \cdot h_i . \quad (15)$$

l_i – участок наиболее напряженной поверхности в пределах блока.

Если по наиболее напряженной поверхности разность удерживающих и сдвигающих сил равна нулю, то массив находится в предельном состоянии.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Результаты расчетов приведены в таблице 2.0.

Таблица 2.0 - Коэффициент запаса устойчивости откоса

Параметры	1	2	3	4	5	6	Всего
a_i	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	
h_i	4,3	11,7	16,2	17,7	15,8	9,4	
φ_i	3	10	17	24	31	39	
l_i	23,2	23,5	24,2	25,2	27,0	30,3	153,4
N_i	264,0	708,4	952,5	994,1	832,6	449,1	4200,7
T_i	13,8	124,9	291,2	442,6	500,3	363,7	1736,5
n	1,73						

Выполненные расчеты по вышеописанной методике показали, что коэффициент запаса n составил 1,73, что свидетельствует об устойчивом состоянии откоса.

Схема отвалообразования приведена на рисунке 4.

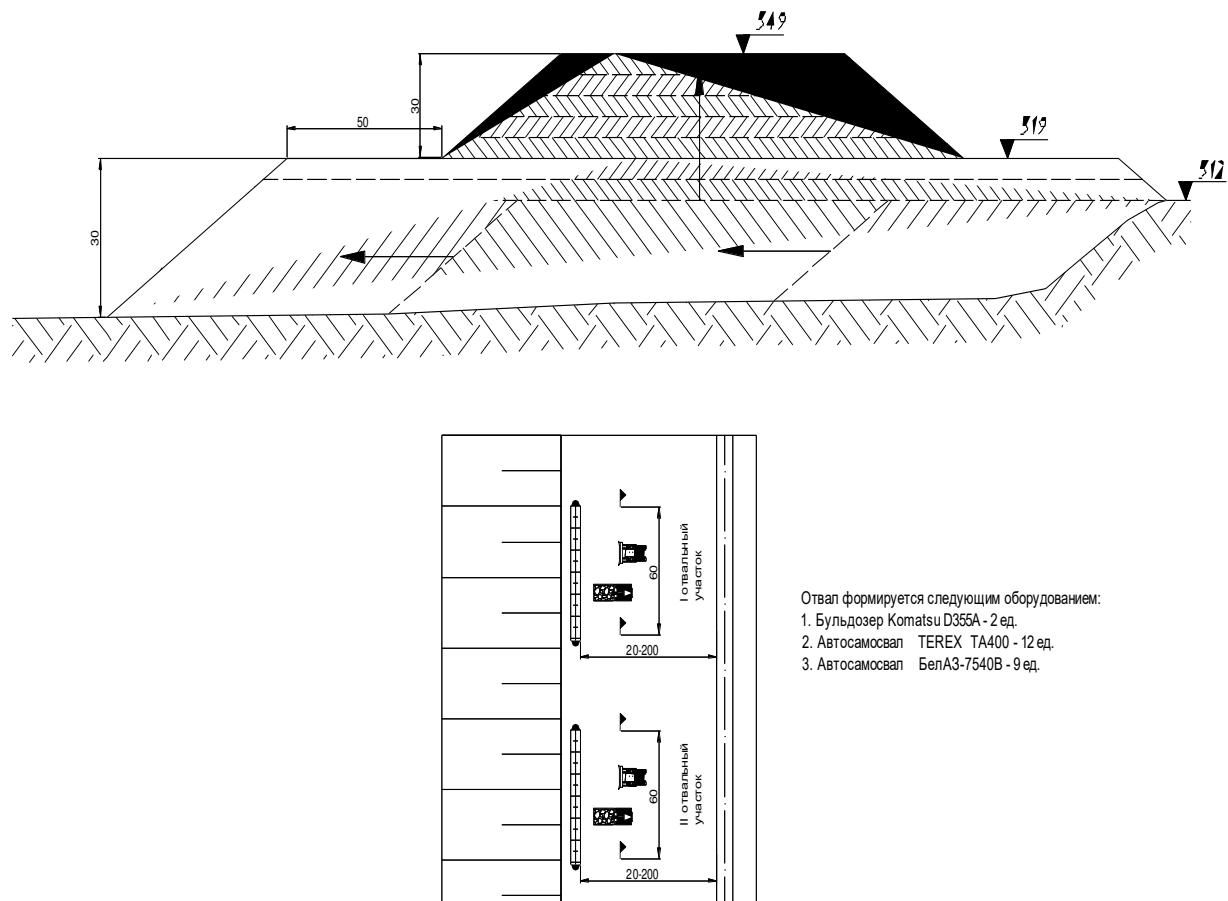


Рисунок 4 - Схема отвалообразования

1.6.2 Механизация отвальных работ

Применение автомобильного транспорта на перевозке вскрышных пород определило применение бульдозерного способа отвалообразования. При формировании отвалов используется типовая технологическая схема отвалообразования с использованием бульдозера Komatsu D-355A.

Вскрышные породы на отвал транспортируются автосамосвалами Terex TA400 и БелАЗ-7540В. Разгрузка производится на разгрузочной площадке, т.е. самосвал задним ходом подходит к предохранительной бровке на расстояние не менее 5 м и опрокидывает кузов. Объем породы, подлежащий сталкиванию или перемещению бульдозером на отвале, составляет $4412\text{м}^3/\text{см}$.

Площадка разгрузки формируется таким образом, чтобы по всему фронту имела поперечный уклон не менее 3° , направленный от бровки откоса в глубину отвала. По всей протяженности бровки отвала оформляется предохранительный вал высотой не менее 0,5 диаметра колеса. Вал оформляется бульдозером при планировании разгрузочной площадки, высота вала для данных автосамосвалов должна быть не менее 0,9 м.

Учитывая габариты автосамосвалов и их рабочий радиус разворота, расстояние между самосвалами принято 15 м. Количество отвальных участков (разгрузочных площадок) соответствует количеству бульдозеров – 2 участка. Одновременно на одной разгрузочной площадке может находиться до 2-3 автосамосвалов, поэтому ширину площадки принимаем равной не менее 60 м.

Так как отвалы при большой высоте склонны периодически оседать, что приводит к приостановке отвальных работ, поэтому необходимо иметь резервный участок, на котором прошли деформацию оседания и уплотнения отвальных масс. Общий фронт отсыпки отвала при этом составит 120 м (2 участка по 60 м).

1.6.3 Параметры отвалов

Площадь, на которой предполагается размещение внешнего отвала вскрыши, представлена практически горизонтальной поверхностью, наклон в сторону карьера составляет не более 2° , поэтому принято многоярусное расположение отвала вскрыши. Угол откоса отвала принимается равным углу естественного откоса (34°). Максимальная высота первого яруса составляет 30 м, второго - 30 м, предохранительная берма – 50 м. Общая площадь, занимаемая отвалом, составит 55,1га. Вместимость отвала - 15430 тыс. м^3 ,

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист
					ДП-130400.65-2020 ПЗ

количество ярусов - 2. Параметры внешнего отвала представлены в таблице 2.1 Параметры внутреннего отвала представлены в таблице 2.2

Таблица 2.1 - Параметры внешнего отвала

Номер яруса	Отметка нижней точки (минимальная), м	Отметка верхней точки, м	Высота, м	Объем, млн. м ³
1	489	519	30	10,1
2	519	549	30	5,3
Всего	60	15,4		

Таблица 2.2 - Параметры внутренних отвалов

Участок	Отметка нижней точки, м	Отметка верхней точки, м	Высота, м	Объем, млн. м ³
Южный	410	455	45	1,0
Северный	350	380	30	1,2
Всего				2,2

1.6.4 Порядок отсыпки отвалов

Формирование отвала начинается с создания бульдозером пионерной насыпи шириной не менее 20 м с последующим расширением до 75 м. Первый ярус отвала до отметки +512 м формируется путем сталкивания породы бульдозером под откос. Второй ярус, а также первый ярус в интервале отметок +512÷+519 м формируются послойной укладкой отвальной массы.

1.6.5 Отвальное оборудование

На отвальных работах будут задействованы бульдозеры Komatsu D355A. Расчет производительности и количества бульдозеров приведен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 - Расчет производительности и количества бульдозеров

Наименование показателей	Величина
Марка бульдозера	Komatsu D355A
$Q_{cm} = V \times n \times K_{np} \times T_{cm} \times K_u \times K_n$ – сменная производительность м ³	3511
$V = B \times h^2 / (2 \times \operatorname{tg} \varphi)$ - объем породы перед отвалом, м ³	7,74
B - ширина отвала бульдозера ,м	4,71
h - высота отвала ,м	1,87
φ - угол откоса породы перед отвалом ,град	40
$n = 3600 / t_u$ - количество циклов в час	78,9
$t_u = L / v_e + L / v_n + T_3 + t_c$ - продолжительность цикла, с	45,6
L - средняя длина перемещения породы ,м	20
v_e - скорость движения в груженом состоянии ,м/с	1,1
v_n - скорость движения обратным ходом, м/с	1,4
T_3 - время заполнения отвала ,с	3
t_c - время переключения скоростей ,с	4
t_m - время на маневры ,с	5
$K_{np} = K_y / K_p$ - к - т производительности	0,52
K_y - к - т, учитывающий наклон поверхности забоя	0,67
K_p - к - т разрыхления породы перед отвалом	1,3
T_{cm} - продолжительность смены, час	11
K_u - к - т использования бульдозера в смену	0,8
V_{cm} - сменный объем складируемых пород, м ³	4412
$N_b = V_{cm} / Q_{cm}$ - расчетное количество бульдозеров ,ед.	1,3
Принятое количество бульдозеров, ед.	2,0

1.7 Основное технологическое оборудование

Руководящий уклон карьерных автодорог составляет 80%. Проезжая часть автодорог запроектирована с двускатным поперечным профилем серповидной формы. Предусматривается устройство водоотвода по всей длине трассы с одной стороны полотна и ориентирующего вала с другой стороны. В связи с незначительной скоростью движения автосамосвалов и большими радиусами закруглений устройство виражей проектом не предусматривается . Ширина проезжей части внутрикарьерных дорог

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист
					ДП-130400.65-2020 ПЗ

определенена проектом с учетом требований для дорог III-к, исходя из размеров автомобилей. Для автосамосвала БелАЗ-7540В расстояние от полотна дороги со стороны вышележащего уступа составляет 2,5 м:

- площадка сбора осипей – 0,5 м;
- водоотливная канавка – 0,5 м;
- обочина – 1,5 (для однополосной дороги - 3,25) м.

Со стороны нижележащего уступа расстояние составит 6,5 м:

- полоса выветривания – 1,0 м;
- отклоняющий вал – 3,0 (высота 1,0) м;
- обочина – 2,5 (для однополосной дороги - 3,25) м.

Параметры карьерных автодорог: двухполосная автодорога категории III-к – ширина проезжей части карьерных автодорог принята равной 14,5 м - при глубине карьера до 50 м, 13,0 м - при глубине карьера 50-100 м и 12,0 м - при глубине карьера выше 100 м. Ширина транспортных берм при постановке под устойчивым углом принята 23,5 м, 22,0 и 21,0 м.

Наибольший продольный уклон автодорог – 0,08.

Ширина заезда на отвал принята равной 23,5 м, предусмотрено устройство однополосной дороги с двухсторонним движением категории III-к. Для содержания автодорог предусматриваются спецмашины - автогрейдер ДЗ 98Б, КО829АД-06 (орошение/посыпка дорог).

Перечень основного и вспомогательного горнотранспортного оборудования, необходимого для разработки месторождения приведен в таблице 2.4

Таблица 2.4 - Перечень горнотранспортного оборудования

№№ пп	Наименование	Тип, марка (база)	Кол-во, шт.	
			потребн ость	в наличии
	Основное			
1	Экскаватор (добыча руды)	Hitachi ZX450-3	1	1
2	Экскаватор (вскрышные работы)	Komatsu PC750-7	2	1
3	Буровой станок (руда, вскрыша)	Atlas Copco ROC-L6	1	2
4	Автосамосвал	БелАЗ-7540В	12	12
5	Автосамосвал	Terex TA400	12	6
6	Бульдозер (на отвале)	Komatsu D355A	2	2

Продолжение таблицы 2.4

7	Бульдозер (в карьере)	D355A	1	1
	Вспомогательное			
1	Машина для доставки ВМ	КамАЗ-43114	1	1
2	Автогрейдер	ДЗ-98Б	1	1
3	Машина для оборки уступов	ВС-22-06 (КамАЗ-4326)	1	-
4	Машина для перевозки людей «Вахта»	КамАЗ-4208	1	1
5	Топливозаправщик	АТЗ-10 (КамАЗ-43118)	1	1
6	Машина для полива / посыпки дорог	КО-829АД-06 (КамАЗ-53605)	1	1
7	Машина для мастеров, ИТР	УАЗ Hunter	1	1

1.8 Карьерный водоотлив

Расчетная максимальная величина водопритока за счет ливневых осадков и подземных источников по данным ЗАО “Васильевский рудник» в карьер Центральный-1 составляет 261 м³/час, в карьер Центральный -2 - 208 м³/час и карьер Северный – 432 м³/час. Исходя из этого, по гидрогеологическим условиям месторождение относится к группе простых (водоприток до 500 м³/час.) Осушение обоих карьеров предусматривается способом открытого водоотлива из дренажных зумпфов с устройством нагорных и водоспускных каналов. Открытый водоотлив намечается производить передвижными водоотливными установками из 3-х насосов (1 – резервный) для карьера - типа ЦНС 300-240.

На площади месторождения находятся многочисленные замкнутые поверхностные водоемы оставшихся старых дражных отработок, а также протекают р Удерей и руч. Ивановка. Поэтому до начала эксплуатации месторождения необходимо произвести предварительное осушение путем отвода русел водотоков и спуска воды из замкнутых водоемов в водотоки. Отвод русел водотоков ориентировочно планируется к правому борту долины и гидроизоляции его нового дна. Длина русловоотводной канавы 3000 м, ширина 20 м, глубина 5 м. Объем земляных работ составит 300 тыс.м³. Сооружение гидроизоляционного слоя предусматривается из бетона.

1.9 Общие характеристики и вывод

Работа в карьере «Николаевский» вносит в общую добычу руды для фабрики по переработке рудного золота «Васильевского рудника» , самый существенный вклад . Рудные залежи сконцентрированы на небольших участках , уходящие на глубину до 200 метров , что определяет особенность разработки и позволяет в короткие сроки извлечь ценный материал . Абсолютная отметка поверхности по высоте на данном участке составляет 500 метров, длина транспортировки 3100 метров с достаточно небольшими уклонами. Район является не сейсмоопасным , месторождение не газоносное, вмещающие породы и руды не склонны к самовозгоранию и не радиоактивны . Это позволяет быстро извлекать руду и окупать вложенные капиталы , а так же определяет перспективы на дальнейшее развитие предприятия. Режим работы карьера ,с учетом работы ЗИФ , требует непрерывной работы и по этому добыча проходит без прерывно 365 дней в году . По экономическим показателям и факторам определяющим длительность смены , обозначено две смены в сутки по 11 часов.

С учетом небольших забойных площадей в карьере принята тупиковая схема подъезда к погрузочным машинам .

Так как дорога по спирали к забою является самым сложным участком, требующим к себе внимания и постоянного обслуживания, связанного с тем что в течении всего года из за особенности залегания пород, повсеместно распространяется достаточно большое количество воды , что в свою очередь, по всей плоскости дорожного полотна, в холодное время года способствует образованию ледового покрытия которое препятствует движению транспорта, так же создает условия для аварийных и не безопасных ситуаций. Это дает возможность для принятия более рационального , возможно не стандартного решения по формированию другого погрузочно-доставочного комплекса , в целях повышения безопасности, а именно изменение конструкции выбранного автосамосвала более подходящего для складывающихся условий , с учетом опыта использования автосамосвалов на предприятии аналоге. Подробнее о выборе транспортирующих машин и их эксплуатации рассмотрим в следующем разделе.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

2.Эксплуатация техники в условиях проектируемого предприятия

2.1 Общие сведения

Разнообразие горно-геологических условий месторождений требуют различной механизации открытых горных работ. В настоящее время большое значение имеет правильный выбор комплекса оборудования. От правильности выбора зависят экономические показатели, коэффициенты использования оборудования, полнота и качество извлечение полезного ископаемого. С точки зрения обслуживания и ремонта наилучшим будет уменьшение разновидностей парка оборудования. Исходя, из этого требуется еще на этапе планирования подобрать необходимое оборудование в нужных количествах.

Под эксплуатацией понимают совокупность всех фаз существования машины с момента взятия её на балансовый учёт и до списания. Эксплуатация горных машин и оборудования является одним из важнейших компонентов технологического процесса добычи полезного ископаемого, определяющей эффективность горного производства. Эксплуатация включает в себя использование по назначению, техническое обслуживание, ремонт, транспортирование, технологические, организационные и другие простоя, хранение.

Техническая эксплуатация есть составная часть процесса эксплуатации машин и оборудования, включающая комплекс мероприятий по управлению их техническим состоянием: монтаж, демонтаж, техническое обслуживание, ремонт. Под ремонтом понимают работы по поддержанию и восстановлению ресурса узлов и деталей машин как на месте их установки, полевой ремонт, так и в условиях ремонтного предприятия, цеха, мастерской, завода, заводской ремонт. Поскольку ремонт в основном производится агрегатно-узловым методом, а снимаемые сборочные единицы проходят восстановление на предприятиях ремонтной базы, то в техническую эксплуатацию машин входит также и восстановление ресурса сборочных единиц в цехах ремонтной базы. Важным вопросом технической эксплуатации является срок службы или ресурс до списания машины, определяющий затраты на восстановление её ресурса и, тем самым, эффективность эксплуатации. Мероприятия по технической эксплуатации проводятся во всех фазах эксплуатации машин.

В условиях рыночной экономики основными требованиями, предъявляемыми к эксплуатации горных машин, являются гарантированное

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист	ДП-130400.65-2020 ПЗ	42

выполнение производственного задания с минимальными издержками на содержание техники. Однако существующие технологии технической эксплуатации горного оборудования не обеспечивают выполнение предъявляемых требований.

Схемы, конструкции и размеры производственных машино-строительных зданий унифицированы и регламентируются нормами Госстроя СН-118-68. Эти нормы применяют для проектирования ремонтных предприятий. Унифицированные здания предусматривают блочное размещение цехов и отделений предприятия, как правило, в одном многоярусном 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 зданий является максимальным. В соответствии с рассчитанной общей площадью ремонтной базы и площадями цехов и отделений определяют длину и ширину здания таким образом, чтобы они были кратны шагу колонн. С учетом особенности предприятия, составим общий план ремонтной базы, показанный на рисунке 5.

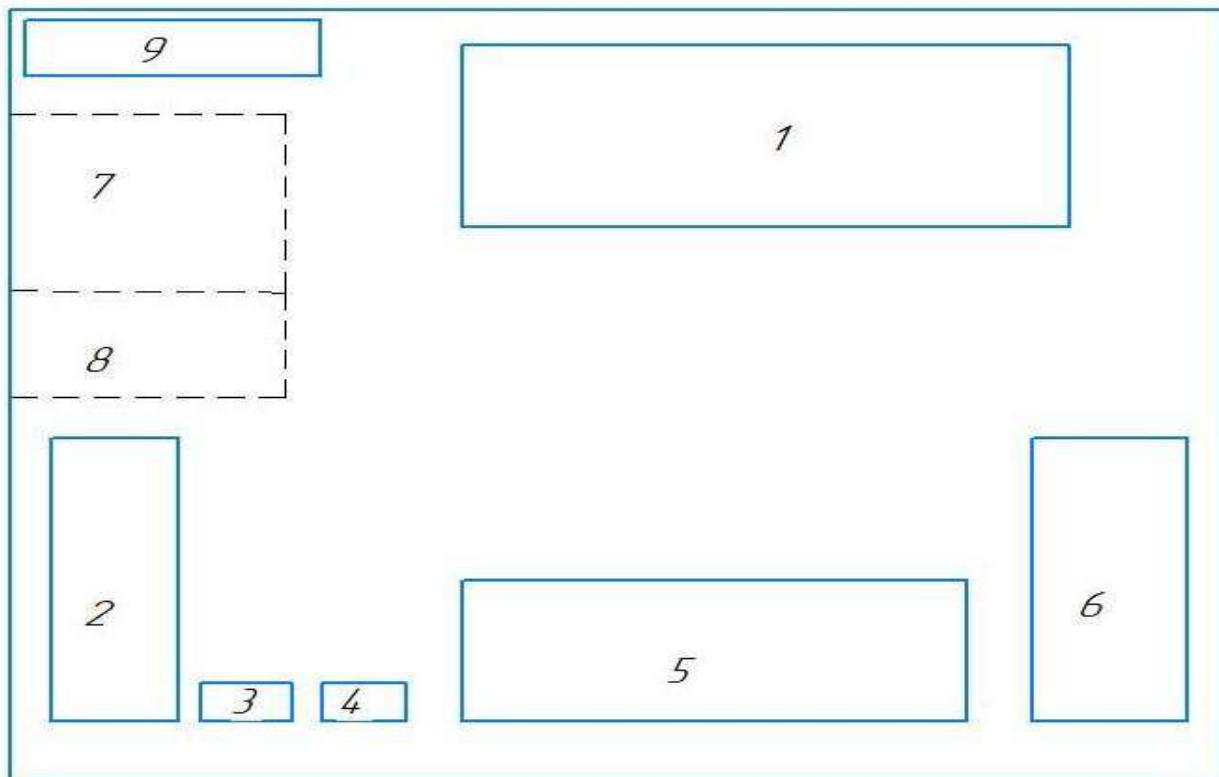


Рисунок 5- Общий план ремонтной базы

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Обозначения; 1- ремонтный цех тяжелой техники на гусеничном ходу , 2 – административное здание , 3- цех для ремонта ТНВД , 4 – цех для ремонта электрооборудования техники , 5 – ремонтный бокс для техники на пневмоколесном ходу , 6 – ремонтно-механическая мастерская (РММ) , 7 – участок холодной мойки техники , 8 – участок горячей предварительной мойки , 9 – холодный склад .

Далее рассмотрим номинальный фонд работы оборудования в таблице 2.8

Таблица 2.8 – номинальный фонд работы оборудования

Характеристика производства	N _P , дней	n _{см.} , ед.	Номинальный фонд времени работы оборудования, часы			
			T _{см}	T _{сут}	T _{мес}	T _P
С непрерывным технологическим процессом	340	2	11	22	680	8160

Количество используемой техники рассматривалось в предыдущем разделе, исходя из принятых потребностей по использованию техники рассмотрим норматив продолжительности и периодичности ремонтов основного технологического оборудования и составим годовой график ППР оборудования.

Для оборудования используемого на предприятии, норматив продолжительности и периодичности ремонтов представлен в таблице 2.9

Таблица 2.9 – норматив продолжительности и периодичности ремонтов основного технологического оборудования

№	Оборудование	количество	масса, т	Ремонт				Трудоёмкость, чел.час	
				вид	периодичность, ч	Продолжительность ч	Число в цикл	Одногоремонта	среднегодовая
1	ROC L6	2	21.7	TO	682	9	17	9	70
				T1	2045	26	6	52	104
				T2	4089	44	3	174	232
				K	12267	104	1	522	348

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист
					ДП-130400.65-2020 ПЗ

Продолжение таблицы 2.9

№	Оборудование	количество	масса, т	Ремонт				Трудоёмкость, чел.час	
				вид	периодичность, ч	Продолжительность ч	Число в цикл	Одногоремонта	среднегодовая
2	ZX450	1	46.4	TO	250	10	78	-	-
				T1	1000	18	19	55	443
				T2	2000	54	9	277	1038
				K	19569	385	1	1923	480
3	PC750	2	73.2	TO	250	11	80	-	-
				T1	1000	20	21	60	487
				T2	2000	59	10	305	1142
				K	21526	394	1	2115	528
4	D355-A	2	53.9	TO	165	13	79	26	1267
				T1	825	79	10	158	950
				T2	1650	119	8	317	1584
				K	9900	627	1	2310	2310

Исходя из обозначенных нормативов, произведем расчет количества и видов технического обслуживаний и ремонтов эксплуатируемой техники.

2.2 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов

Для буровых станков ROC L6 количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_\Gamma + H_K}{k} = \frac{6131+0}{12267} \approx 0,49 \quad (19)$$

где H_Γ - планируемая выработка на год, ч

$$H_\Gamma = T_\Gamma \cdot K_{\Pi}^{\Pi} - T_P \quad (20)$$

$$H_\Gamma = 8160 \cdot 0,8 - 397 = 6131,0$$

где $K_{и}^{\Pi} = 0,8$ – планируемый коэффициент использования станка в смену;

T_p – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{mo} \cdot N_{mo}^u + T_{m1} \cdot N_{m1}^u + T_{m2} \cdot N_{m2}^u + T_k \cdot N_k^u)}{K} \quad (21)$$

$$T_p = \frac{8160 \cdot (9 \cdot 17 + 26 \cdot 4 + 44 \cdot 3 + 104 \cdot 2)}{12267} = 397 ч$$

где $T_{то}$, T_{t1} , T_{t2} , T_k – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов

$N_{to}^u, N_{t1}^u, N_{t2}^u$ - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов;

$K = 12267$ ч - ремонтный цикл буровой установки;

$H_k = 0$ - выработка станка от предыдущего капитального ремонта;

$T_{\Gamma} = 8160$ - номинальный фонд времени, ч.

количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{m2} = \frac{H_e + H_{m2}}{T_2} - N_k \quad (22)$$

$$N_{m2} = \frac{6131 + 0}{4089} - 0.49 = 1.49 \approx 1$$

количество первых текущих ремонтов:

$$N_{m1} = \frac{H_e + H_{m1}}{T_1} - N_k - N_{m2} \quad (23)$$

где H_{t1} - выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.;

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

где $T_1 = 1410$ ч - периодичность первых текущих ремонтов;

$$H_{t1} = H_k - T_1 \cdot n_1 = 0 - 2045 \cdot 0 = 0 ч \quad (24)$$

где n_1 – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист
					ДП-130400.65-2020 ПЗ 46

работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_k}{T_1} = \frac{0}{2045} = 0 \quad (25)$$

$$N_{t1} = \frac{6131+0}{2045} - 0 - 1 \approx 1.99 = 2 \text{ ед.}$$

количество технических осмотров:

$$N_{to} = \frac{H_r + H_{to}}{T_0} - N_k - N_{t2} - N_{t1} \quad (26)$$

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

$$H_{to} = H_k - TO \cdot n_0 \quad (27)$$

$$H_{to} = 0 - 682 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

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

$$n_0 = \frac{H_k}{TO} \quad (28)$$

$$n_0 = \frac{0}{682} = 0$$

$$N_{to} = \frac{6131+0}{682} - 0 - 1 - 2 \approx 5.989 = 6 \text{ ед.}$$

Для экскаватора Hitachi ZX450-3 количество капитальных ремонтов:

$$N_k = \frac{H_r + H_k}{k} = \frac{5910+0}{19569} \approx 0,3$$

где H_r - планируемая выработка на год, ч

$$H_r = T_r \cdot K_I^{\Pi} - T_p$$

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$H_{\Gamma} = 8160 \cdot 0,8 - 618 = 5910$$

где $K_{и\Pi} = 0,8$ – планируемый коэффициент использования экскаватора в смену;

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

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} (T_{TO} \cdot N_{TO}^U + T_{T1} \cdot N_{T1}^U + T_{T2} \cdot N_{T2}^U + T_{T3} \cdot N_{T3}^U + T_{T4} \cdot N_{T4}^U + T_K \cdot N_K^U)}{K}$$

$$T_p = \frac{8160 \cdot (18 \cdot 25 + 54 \cdot 12 + 385 \cdot 1)}{19569} = 618 \text{ч}$$

где T_{TO} , T_{T1} , T_{T2} , T_K – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов

$N_{TO}^U, N_{T1}^U, N_{T2}^U$ – число в цикле, соответственно, технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов;

$K = 19569$ ч - ремонтный цикл экскаватора ;

$H_K = 0$ - выработка экскаватора от предыдущего капитального ремонта;

T_{Γ} - номинальный фонд времени, ч.

количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T2}}{T_2} - N_K$$

$$N_{T2} = \frac{5910 + 0}{2000} - 0 = 3 \text{ед.}$$

количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T_1} - N_K - N_{T2}$$

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

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$H_{T1} = H_k - T1 \cdot n_1 = 0 - 1000 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

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

$$n_1 = \frac{H_k}{T1} = \frac{0}{1000} = 0$$

$$N_{T1} = \frac{5910 + 0}{1000} - 0.3 = 6 \text{ ед.}$$

количество технических осмотров:

$$N_{To} = \frac{H_r + H_{To}}{T0} - N_k - N_{T2} - N_{T1}$$

где H_{To} -выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.
 To – периодичность технических осмотров машины, ч.

$$H_{To} = H_k - To \cdot n_0$$

$$H_{To} = 0 - 250 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

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

$$n_0 = \frac{H_k}{To}$$

$$n_0 = \frac{0}{250} = 0$$

$$N_{To} = \frac{5910 + 0}{250} - 0 - 3 - 6 = 14 \text{ ед.}$$

Для экскаватора Komatsu PC 750-7 количество капитальных ремонтов:

$$N_k = \frac{H_r + H_k}{k} = \frac{5898 + 0}{21526} \approx 0,27$$

где H_r - планируемая выработка на год, ч

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot K_{i\Pi} - T_P$$

$$H_{\Gamma} = 8160 \cdot 0,8 - 630 = 5898$$

где $K_{i\Pi} = 0,8$ – планируемый коэффициент использования экскаваторов в смену;

T_P – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году;

$$T_P = \frac{T_{\Gamma}(T_{TO} \cdot N_{TO}^U + T_{T1} \cdot N_{T1}^U + T_{T2} \cdot N_{T2}^U + T_{T3} \cdot N_{T3}^U + T_{T4} \cdot N_{T4}^U + T_K \cdot N_K^U)}{K}$$

$$T_P = \frac{8160 \cdot (20 \cdot 28 + 59 \cdot 12 + 394 \cdot 1)}{21526} = 630 \text{ч}$$

где T_{TO} , T_{T1} , T_{T2} , T_K – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов

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

$K = 21526$ ч - ремонтный цикл экскаватора;

$H_K = 0$ - выработка комбайна от предыдущего капитального ремонта;

T_{Γ} - номинальный фонд времени, ч.

количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T2}}{T2} - N_K$$

$$N_{T2} = \frac{5898 + 0}{2000} - 0 = 3 \text{ ед.}$$

количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T1} - N_K - N_{T2}$$

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

$T1$ – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

$$H_{T1} = H_K - T1 \cdot n_1 = 0 - 1000 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

где n_1 – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_k}{T_1} = \frac{0}{1000} = 0$$

$$N_{t1} = \frac{5898+0}{1000} - 0.27 = 6 \text{ ед.}$$

количество технических осмотров:

$$N_{to} = \frac{H_r + H_{to}}{T_0} - N_k - N_{t2} - N_{t1}$$

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

$$H_{to} = H_k - TO \cdot n_0$$

$$H_{to} = 0 - 250 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

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

$$n_0 = \frac{H_k}{TO}$$

$$n_0 = \frac{0}{250} = 0$$

$$N_{to} = \frac{5898+0}{250} - 0 - 3 - 6 = 14 \text{ ед.}$$

Для бульдозеров Д-355А количество капитальных ремонтов:

$$N_k = \frac{H_r + H_k}{k} = \frac{3212+0}{9900} \approx 0,32$$

где H_r - планируемая выработка на год, ч

$$H_r = T_r \cdot K_i^{\Pi} - T_p$$

$$H_r = 8160 \cdot 0,8 - 3316 = 3212$$

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

где $K_{И}^{\Pi} = 0,8$ – планируемый коэффициент использования бульдозеров в смену;

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

$$T_p = \frac{T_g (T_{to} \cdot N_{to}^H + T_{t1} \cdot N_{t1}^H + T_{t2} \cdot N_{t2}^H + T_{t3} \cdot N_{t3}^H + T_{t4} \cdot N_{t4}^H + T_k \cdot N_k^H)}{K}$$

$$T_p = \frac{8160 \cdot (13 \cdot 79 + 79 \cdot 10 + 119 \cdot 8 + 627 \cdot 2)}{9900} = 3316 \text{ч}$$

где T_{to} , T_{t1} , T_{t2} , T_k – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов

$N_{to}^H, N_{t1}^H, N_{t2}^H$ - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов;

$K = 9900$ ч - ремонтный цикл;

$H_k = 0$ - выработка комбайна от предыдущего капитального ремонта;

T_g - номинальный фонд времени, ч.

количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{t2} = \frac{H_g + H_{t2}}{T_2} - N_k$$

$$N_{t2} = \frac{3212 + 0}{1650} - 0 = 1.95 \approx 2$$

количество первых текущих ремонтов:

$$N_{t1} = \frac{H_g + H_{t1}}{T_1} - N_k - N_{t2}$$

где H_{t1} - выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

$$H_{t1} = H_k - T_1 \cdot n_1 = 0 - 825 \cdot 0 = 0 \text{ч}$$

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

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$n_1 = \frac{H_k}{T1} = \frac{0}{825} = 0$$

$$N_{T1} = \frac{3212 + 0}{825} - 0 - 2 \approx 3.89 = 4 \text{ ед.}$$

количество технических осмотров:

$$N_{To} = \frac{H_r + H_{To}}{T0} - N_k - N_{T2} - N_{T1}$$

где H_{To} - выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.
 $T0$ – периодичность технических осмотров машины, ч.

$$H_{To} = H_k - T0 \cdot n_0$$

$$H_{To} = 0 - 165 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

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

$$n_0 = \frac{H_k}{T0}$$

$$n_0 = \frac{0}{165} = 0$$

$$N_{To} = \frac{3886,3 + 0}{165} - 0 - 2 - 4 = 18 \text{ ед.}$$

Результаты расчетов представлены в таблице 3.0

Таблица 3.0 - результаты расчетов

Оборудование	T0	T1	T2	K
ROC-L6	6	2	1	-
Hitachi ZX450-3	14	6	3	-
Komatsu PC750-7	14	6	3	-
Komatsu D355A	18	4	2	-

Исходя из нормативов продолжительности и периодичности ремонтов основного технологического оборудования представленных в таблице 2.9,

сопоставив расчетные данные, произведем перераспределение, основываясь на опытных данных, составим годовой график технического обслуживания используемой техники.

Годовой график планово-предупредительных ремонтов оборудования представлен в таблице 3.1

Таблица 3.1-Годовой график планово-предупредительных ремонтов оборудования.

		январь	февраль	март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь
Roc L6	1	TO/9	TO/9		T1/2 6		TO/9	TO/9	T2/4 4		TO/9	TO/9	T1/2 6
Roc L6	2	TO/9	TO/9		T1/2 6		TO/9	TO/9	T2/4 4		TO/9	TO/9	T1/2 6
ZX4 50	1	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	(TO/1 0)x2	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	(TO/10)x2	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0
		T1/1 8	T1/1 8	T2/5 4		T1/1 8	T1/1 8	T2/5 4		T1/1 8	T1/1 8	T2/5 4	
PC 75 0	1	TO/1 0	(TO/1 0)x2	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	(TO/1 0)x2	TO/1 0	TO/1 0
		T2/5 9		T1/2 0	T1/2 0	T2/5 9		T1/2 0	T1/2 0	T2/5 9		T1/2 0	T1/2 0
PC 75 0	2	TO/1 0	(TO/1 0)x2	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	TO/1 0	(TO/1 0)x2	TO/1 0	TO/1 0
		T2/5 9		T1/2 0	T1/2 0	T2/5 9		T1/2 0	T1/2 0	T2/5 9		T1/2 0	T1/2 0
D2 75	1	(TO/1 3)x2	TO/1 3	(TO/1 3)x2	TO/1 3	(TO/1 3)x2	TO/1 3	(TO/1 3)x2	(TO/13)x2	TO/1 3	(TO/13)x2	TO/1 3	(TO/1 3)x2
			T1/7 9		T1/7 9		T2/1 19		T1/7 9		T1/7 9		T2/1 19
D2 75	2	(TO/1 3)x2	TO/1 3	(TO/1 3)x2	TO/1 3	(TO/1 3)x2	TO/1 3	(TO/1 3)x2	(TO/13)x2	TO/1 3	(TO/13)x2	TO/1 3	(TO/1 3)x2
			T1/7 9		T1/7 9		T2/1 19		T1/7 9		T1/7 9		T2/1 19

2.3 Факторы выбора и повышения эффективности использования автотранспорта

Во многих случаях, транспортная цепочка является одним из наиболее ответственных процессов деятельности горного предприятия. В составе

полных затрат по добыче и переработке полезного ископаемого, затраты на транспорт являются одной из наиболее существенных составляющих. Так на открытых горных работах затраты на транспорт могут достигать до 50-60 % общих затрат, на ведение горных работ (буровзрывные работы- 15-20 %, выемочно-погрузочные работы- 8-10 %, отвалообразование - 5-8 %). в себестоимости добычи полезного ископаемого. Такая существенная роль доказывает необходимость использования наиболее эффективной системы транспортирования. К факторам, оказывающим наибольшее влияние на выбор транспортной системы горнодобывающего предприятия, следует отнести: рельеф и другие особенности района строительства (экологические аспекты, застройка, наличие природных и искусственных водных объектов и т.д.), расстояние транспортирования , объёмы транспортирования и тип грузов, ритмичность грузопотоков, фактически имеющаяся промышленная и транспортная инфраструктура, потребность в персонале, операционные затраты, капитальные затраты, суммарные приведенные затраты по проекту (дисконтированная накопленная сумма затрат, связанная с функционированием транспортной системы). Обычно, только полный анализ всех указанных выше факторов, позволяет сделать обоснованный выбор в пользу той или иной транспортной системы. Хотя, в некоторых случаях, отдельно взятый фактор является критичным и определяющим для принятия окончательного решения. В условиях разрабатываемого карьера применение машин непрерывного действия , является не целесообразным по причинам частого применения взрывных работ в ограниченном пространстве и достаточно небольшой объем добываемой руды. Машины цикличного действия , кроме автосамосвалов , применять так же не предоставляется возможным по причине проекта разработки карьера применяемом на предприятии аналоге.

Особенностями работы карьерного транспорта являются:

- постоянное изменение местоположения пунктов погрузки (а иногда и пунктов разгрузки), что значительно усложняет организацию управления транспортным потоком;
- необходимость соответствия основных конструктивных параметров транспортных машин основным конструктивным параметрам выемочно-погрузочного оборудования;
- необходимость преодоления подъемов и спусков при значительных массах машин, что предъявляет значительные требования к их тягово-динамическим качествам;
- сложные горнотехнические условия.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

Для повышения эффективности использования автотранспорта следует стремиться к применению автосамосвалов максимальной грузоподъемности и повышенных тягово-динамических и скоростных качеств. Применение таких автомобилей позволяет сократить число обслуживающего персонала, упростить организацию движения и создать лучшие условия в пунктах погрузки и разгрузки.

2.4 Применяемый карьерный транспорт на предприятии

Для транспортировки руды и породы из карьера Николаевский предусматриваются автосамосвалы Terex TA400 грузоподъемностью 38т. и БелАЗ-7540В, грузоподъемностью 30т. Для перемещения руды на склад ПСР шарнирно-сочлененные автосамосвалы..

Расчет необходимого количества автосамосвалов выполнен с учетом имеющихся на предприятии самосвалов. С учетом объема добываемой и транспортируемой руды и породы их необходимое сменное количество составляет 12 самосвалов БелАЗ-7540 и 6 самосвалов TEREX TA400 Технические характеристики применяемых самосвалов на предприятии приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 - Технические характеристики применяемых автосамосвалов

Наименование показателей	Величина	
	БелАЗ-7540	ТА400
Грузоподъемность, т	30	38
Емкость кузова: - геометрическая - с шапкой	15,0 м ³ 18,5 м ³	17,4 м ³ 23,3 м ³
Мощность двигателя ,кВт (л.с.)	265 (360)	336 (450)
Длина, мм	7110	11055
Ширина, мм	3860	3360
Высота: - по кабине - кузову	3930 мм 3170 мм	3945 мм 3140 мм
Масса, т	22,6	30,8
Колесная формула	4 × 2	6 × 6

Используемый транспорт заменим автосамосвалом одного типа . Далее замну существующего и использование автосамосвала БелАЗ-75473 буду обосновывать на практических знаниях и подтверждать расчетами. Необходимое количество выбранного самосвала, 12 машин.

2.5 Получение экономического эффекта, за счет изменения конструкции главной передачи автосамосвала БелАЗ-75473

Целью данного раздела является получение экономического эффекта за счет изменения эксплуатируемых транспортных машин двух видов, а именно БелАЗ-7540В и TEREX TA400, на автосамосвал одного вида с большей грузоподъемностью.

Для достижения данной цели необходимо подобрать автосамосвал с колесной формулой 4x2, который будет отвечать заданным требованиям и путем модернизации трансмиссии приблизить его характеристики проходимости к максимально возможным . Так же подходящим по габаритным размерам , что исключит изменения ширины дорожного покрытия . Еще один не маловажный аспект выбора диктует увеличение грузоподъемности выбранного автосамосвала , как один из основополагающих факторов снижения себестоимости вывозки перемещаемой горной массы. Все, выше сказанное , останавливает выбор на автосамосвале БелАЗ-75473. Мощный двигатель в совокупности с передовыми технологиями трансмиссии обеспечивает большую грузоподъемность и эффективное перемещение горной массы при подходящих единичных габаритах. Перечисленные достоинства автосамосвала БелАЗ-75473 обеспечат снижение себестоимости перевозимой горной массы, безопасность и производительность в заданных условиях.

Важным залогом обеспечения устойчивого функционирования и развития горнодобывающего предприятия служит стабильная и эффективная система транспортировки минерального сырья.

2.5.0 Обоснование выбора и замены автосамосвалов

В условиях рассматриваемого карьера для транспортировки горной массы выбираем автосамосвал БелАЗ-75473 . В карьере Николаевский, северного участка, данный автосамосвал подходит по важному признаку. В условиях разрабатываемого карьера, дорожное полотно ограничено по

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

ширине в связи с особенностью добычи руды. При приемлемых габаритных размерах имеющихся у данной машины, она обладает большей грузоподъемностью и имеет достаточную маневренность, если сравнивать с автосамосвалами различных фирм производителей и марок аналогичной грузоподъемности, что в принципе определяет снижение себестоимости перевозки руды. Применяемый автосамосвал БелАЗ-7540, на предприятии аналоге, имеет меньшую грузоподъемность и технические параметры которые менее эффективны , а именно мощность двигателя , конструкция трансмиссии не позволяющая выбирать более точно передаточное отношение для преодоления пути со дна карьера до завершения подъема. Еще один не мало важный фактор выбора автосамосвала БелАЗ-75473 заключается в том , что автосамосвал более приспособлен к осуществлению ремонта и технического обслуживания в условиях предприятия при гораздо меньших капитальных вложениях и текущих затратах, если сравнивать с производителями иностранных компаний. Мощный двигатель в совокупности с передовыми технологиями трансмиссии обеспечивает большую грузоподъемность и эффективное перемещение горной массы при подходящих единичных габаритах. Выше перечисленные достоинства автосамосвала БелАЗ-75473 обеспечивают снижение себестоимости перевозимой горной массы , безопасность и производительность на предприятии аналоге . Механизация открытых горных работ в различных природных условиях осуществляется разнообразными машинами и механизмами; пределы мощности средств механизации в карьерах практически не ограничены. Производственные процессы открытых горных работ организуют так, чтобы отдельные операции во времени и пространстве были связаны единой технологической схемой. Комплексная механизация открытых горных работ предусматривает обязательное соответствие мощности и производительности средств механизации на всех основных и вспомогательных процессах. Механизация работ сводится не только к комплектному подбору, но и к поддержанию комплектности в процессе работы. Комплектность механизации решается при проектировании карьера, а поддержание комплектности – в процессе его работы, по мере физического и морального износа отдельных машин и механизмов должно производиться их обновление более современными машинами и механизмами путем периодической реконструкции производства в целом или путем подбора нового комплекта машин. Погрузочно-транспортный комплекс формируется на основании экономически выгодных показателях , на опытных наработках

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

аналогичных предприятий для заданных условий. На выбранном предприятии аналог использовали погрузочно-транспортный комплекс, состоящий из экскаватора с прямой механической лопатой, типа ЭКГ-5А и автосамосвалов БелАЗ-7540. Данный комплекс не являлся подходящим по признаку не полной реализации возможности экскаватора и недостаточной грузоподъемности автосамосвала для заданных условий. Одним из важнейших отрицательных признаков не состоятельности осуществлять транспортировку руды из карьера, проявлял автосамосвал БелАЗ-7540, малоспособный преодолевать сформировавшиеся дорожные условия. Экскаватор ЭКГ-5А на мой взгляд можно оптимизировать установкой более вместительного ковша предусмотренного заводом изготовителем. Экскаватор подходит для выемки породы используя подводящую электроэнергию и не имеет возможность передвигаться по очистному блоку и дорогам карьера без вспомогательного оборудования . Автосамосвал БелАЗ-7540 с данным экскаватором не образует погрузочно-транспортный комплекс который в полную силу справляется с поставленной задачей. Так как комплекс, исходя из опыта эксплуатации на предприятии аналоге не полноценен с использованием автосамосвала БелАЗ-7540 , мы заменим его на более подходящее транспортное средство и сформируем комплекс состоящий из экскаватора на вскрышных работах KOMATSU PC-750 с прямой мехлопатой вместимость которой 4.5m^3 и добычных работах будет использоваться экскаватор HITACHI ZX-450 с обратной лопатой и объемом ковша 2.5 m^3 что предусматривает завод изготовитель и автосамосвалами БелАЗ-75473 обладающими большей мощностью двигателя, трансмиссией с большим выбором передаточных отношений, грузоподъемностью большую чем у автосамосвала БелАЗ-7540 при равных габаритах по ширине, что позволит не менять параметры дорожного полотна. Однозначно, выбранные механизмы в сочетании дадут положительный результат выемки и транспортировки, при первоначальном капитальном вложении на приобретение новых автосамосвалов БелАЗ-75473, что позволит снизить текущие затраты на ремонт и техническое обслуживание , увеличить коэффициент технической готовности и ускорить процесс транспортировки руды . Это даст возможность увеличить объем перевозимой руды дополнительно к единичному увеличению грузоподъемности каждого автосамосвала. Целесообразность выбора данного автосамосвала постараюсь обосновать проанализировав результаты расчетов.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

2.5.1 Характеристики БелАЗ-75473

Так как анализ подтверждает состоятельность автосамосвала БЕЛАЗ-75473, соответственно далее в проекте будем рассматривать выбранное транспортное средство и исключим используемый транспорт на предприятии.

Более подробные технические характеристики представлены в таблице 3.3, а также тягово-динамическая характеристика на рисунке 6, и габаритные размеры автосамосвала БелАЗ-75473 на рисунке 7

Таблица 3.3-Технические характеристики автосамосвала ПО «БелАЗ» с гидромеханической трансмиссией серий БелАЗ-75473

Основные параметры	Марка автосамосвала
	75473
Грузоподъемность, т	45
Двигатель	КТА-19С
Мощность, кВт	448
Трансмиссия	ГМП (5+2)
Шины	21.00-35
Максимальная скорость, км/ч	50
Радиус поворота, м	10,2
Масса, т	33
Габариты, мм	8090x4620x4390
Вместимость кузова геометрическая (с шапкой), м ³	19 (26)

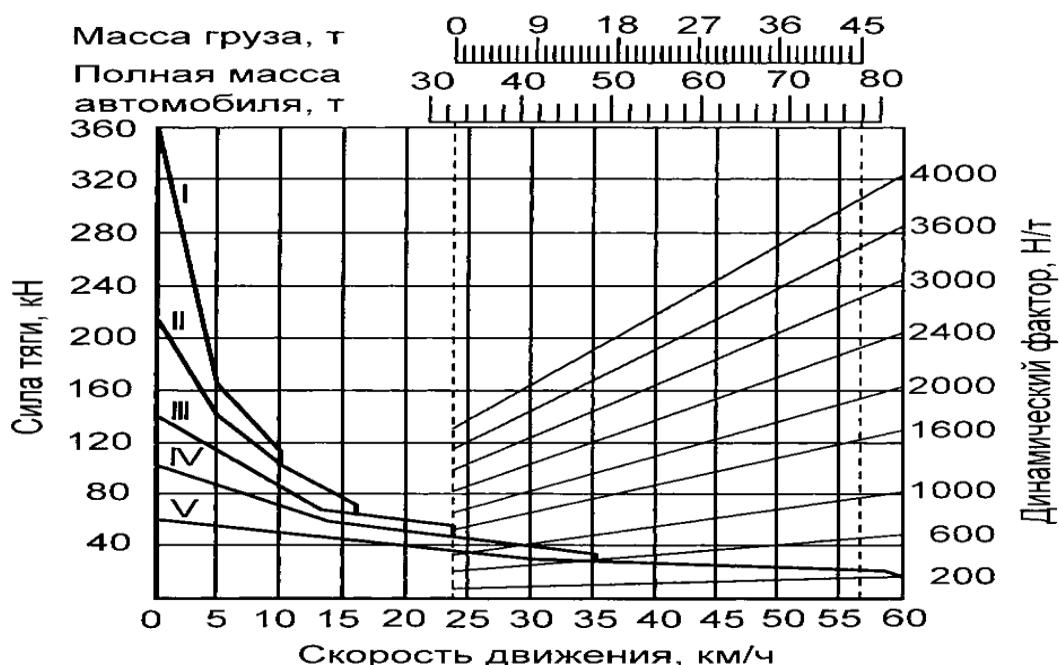


Рисунок 6 - Тягово-динамическая характеристика автосамосвала БелАЗ-75473 грузоподъемностью 45т.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

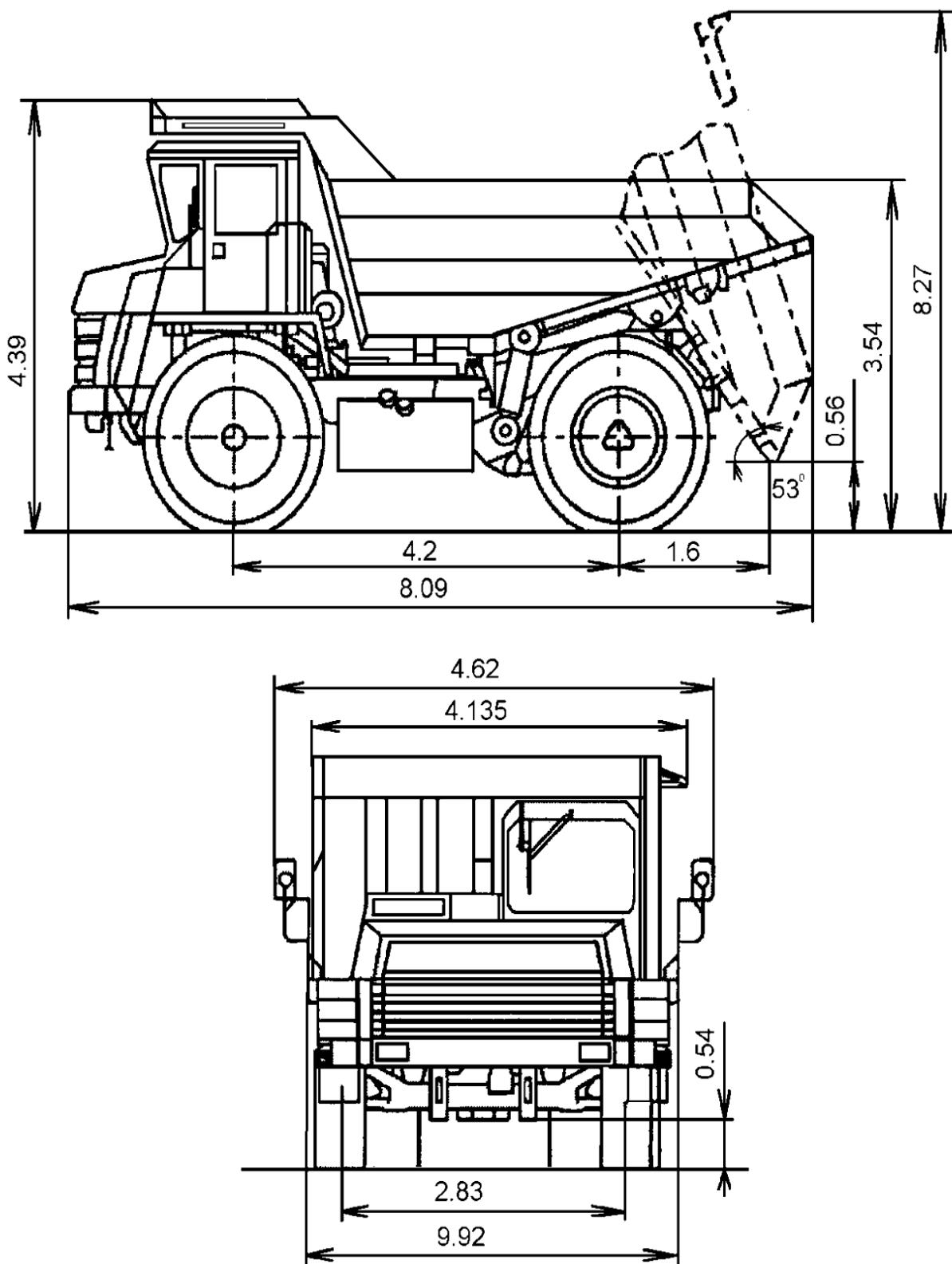


Рисунок 7 – Габаритные размеры автосамосвала БелАЗ-75473

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

Так как габаритные размеры автосамосвала соответствуют действующему дорожному полотну и технические характеристики машины входят в заданные условия выбираем и модернизируем выбранный самосвал.

2.5.2 Обоснование модернизации главной передачи автосамосвала БелАЗ-75473

Для того чтобы выбранный самосвал полноценно заменил существующий парк транспортных машин необходимо повысить проходимость

БелАЗ-75473 путем модернизации главной передачи, а именно установки дифференциала повышенного трения.

В условиях разрабатываемого карьера «Николаевский» в связи с гидрогеологическими условиями, описанными в технологической части необходимо использовать технику обладающую повышенными характеристиками проходимости.

В связи с этим возникает необходимость улучшения конструкции выбранного автосамосвала , которая будет способствовать повышению проходимости . Для реализации поставленной задачи целесообразна установка в задний мост дифференциала повышенного трения .

Установка выбранного узла распределит крутящий момент на полуоси равномерно с возможностью вращаться обоим колесам одновременно при условии разного коэффициента сцепления колеса с дорогой , что практически полностью исключает пробуксовку колес и увеличивает в значительной степени проходимость.

Выбранный способ модернизации дает возможность предприятию оказаться от самосвалов иностранного производства TEREX TA400 с колесной формулой 6х6 что влечет за собой существенное снижение капитальных и текущих расходов на покупку и обслуживание самосвалов TEREX .

Еще один очень важный факт выбора автосамосвала БелАЗ-75473 , это его большая грузоподъемность, что как уже говорилось выше способствует снижению себестоимости транспортировки горной массы.

Используемый самосвал БелАЗ-7540 мы заменим выбранным автосамосвалом БелАЗ-75473, что в конечном итоге дает нам возможность использования одного типа автосамосвала , это упрощает задачи ремонта и обслуживания техники , сокращает штат работников которых требуется на порядок больше при использовании разных самосвалов .

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

Так же формирование комплекса при погрузке не будет требовать разделения техники, будет возможно отправлять автосамосвал под любой из экскаваторов , то есть полная взаимозаменяемость автосамосвалов одно типа на погрузке.

Так как выбранный самосвал имеет большую грузоподъемность обоих используемых автосамосвалов , количество требуемого транспорта будет меньше ,что опять же экономит средства расходов и вложений .

Следовательно выбранный автосамосвал сам по себе дает видимые преимущества , далее будем рассматривать его модернизацию главной передачи что в итоге полноценно заменит действующий транспорт.

2.5.3 Модернизация главной передачи

Стандартная комплектация выбранного автосамосвала предусматривает главную передачу устанавливаемую в задний мост с симметричным дифференциалом.

Дифференциал предназначен для передачи, изменения и распределения крутящего момента между двумя потребителями и обеспечения, при необходимости, их вращения с разными угловыми скоростями. Дифференциал является одним из основных конструктивных элементов трансмиссии. Расположен дифференциал в картере заднего моста. Дифференциалы, используемые для привода ведущих колес, называются межколесными.

Устройство дифференциала рассмотрено на примере устанавливаемого серийно в автосамосвал. Составные части дифференциала являются характерными и для других видов дифференциалов. Конический дифференциал представляет собой планетарный редуктор и включает полуосевые шестерни с сателлитами, помещенные в корпус. Корпус, другое наименование – чашка дифференциала воспринимает крутящий момент от главной передачи и передает его через сателлиты на полуосевые шестерни. На корпусе жестко закреплена ведомая шестерня главной передачи. Внутри корпуса установлены оси, на которых вращаются сателлиты.

Сателлиты, играющие роль планетарной шестерни, обеспечивают соединение корпуса и полуосевых шестерен. В зависимости от величины передаваемого крутящего момента в конструкции дифференциала используется два или четыре сателлита. В нашем случае установлено четыре сателлита.

Полуосевые шестерни, солнечные шестерни, передают крутящий момент на ведущие колеса через полуоси, с которыми имеют шлицевое соединение.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Правая и левая полуосевые шестерни могут иметь равное или различное число зубьев. Шестерни с равным числом зубьев образуют симметричный дифференциал, тогда как неравное количество зубьев характерно для несимметричного дифференциала. Симметричный дифференциал распределяет крутящий момент по осям в равных соотношениях, независимо от величины угловых скоростей ведущих колес. Благодаря этим свойствам симметричный дифференциал используется в качестве межколесного дифференциала.

2.5.4 Работа дифференциала

В работе симметричного межколесного дифференциала можно выделить три характерных режима:

1. прямолинейное движение;
2. движение в повороте;
3. движение по скользкой дороге.

-При прямолинейном движении колеса встречают равное сопротивление дороги. Крутящий момент от главной передачи передается на корпус дифференциала, вместе с которым перемещаются сателлиты. Сателлиты, обегая полуосевые шестерни, передают крутящий момент на ведущие колеса в равном соотношении. Так как сателлиты на осях не вращаются, полуосевые шестерни движутся с равной угловой скоростью. При этом частота вращения каждой из шестерен равна частоте вращения ведомой шестерни главной передачи.

-При движении в повороте внутреннее ведущее колесо (расположенное ближе к центру поворота) встречает большее сопротивление, чем наружное колесо. Внутренняя полуосевая шестерня замедляется и заставляет сателлиты вращаться вокруг своей оси, которые в свою очередь увеличивают частоту вращения наружной полуосевой шестерни. Движение ведущих колес с разными угловыми скоростями позволяет проходить поворот без пробуксовки. При этом, в сумме частоты вращения внутренней и наружной полуосевых шестерен всегда равна удвоенной частоте вращения ведомой шестерни главной передачи. Крутящий момент, независимо от разных угловых скоростей, распределяется на ведущие колеса в равном соотношении.

=При движении по скользкой дороге одно из колес встречает большее сопротивление, тогда как другое проскальзывает - буксует. Дифференциал, в

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

силу своей конструкции, заставляет вращаться буксующее колесо с увеличивающейся скоростью. Другое колесо при этом останавливается. Сила тяги на буксующем колесе, по причине низкой силы сцепления, мала, поэтому и крутящий момент на этом колесе тоже мал. А так как дифференциал у нас симметричный, то на другом колесе крутящий момент тоже будет небольшим. Тупиковая ситуация – автомобиль не может сдвинуться с места. Для продолжения движения необходимо увеличить крутящий момент на свободном колесе. Это осуществляется с помощью блокировки дифференциала. Особенностью работы свободного дифференциала является то, что при пробуксовке одного колеса (ведущей оси) на другое передается крутящий момент, недостаточный для движения. Блокировка дифференциала предназначена для увеличения крутящего момента на колесе (оси) с лучшим сцеплением.

Для того, чтобы заблокировать дифференциал необходимо выполнить одно из двух действий:

1. соединить корпус дифференциала с одной из полуосей;
2. ограничить вращение сателлитов.

В зависимости от степени блокирования блокировка дифференциала бывает полной или частичной. Полная блокировка дифференциала предполагает жесткое соединение частей дифференциала, при котором крутящий момент может полностью передаваться на колесо с лучшим сцеплением. Частичная блокировка дифференциала характеризуется ограниченной величиной передаваемого усилия между частями дифференциала и соответствующего ей увеличения крутящего момента на колесе с лучшим сцеплением. Величина повышения крутящего момента на свободном колесе оценивается коэффициентом блокировки. Другими словами, коэффициент блокировки выражает отношение крутящего момента на отстающем (свободном) колесе к моменту на забегающем (буксующем) колесе. Для симметричного свободного дифференциала коэффициент блокировки 1, т.к. крутящие моменты на каждом из колес всегда равны. В заблокированном дифференциале коэффициент блокировки может находиться в пределе 3-5. Дальнейшее увеличение коэффициента блокировки нежелательно, т.к. может привести к поломке элементов трансмиссии.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

2.5.5 Самоблокирующийся дифференциал

Самоблокирующийся дифференциал (другое название – *дифференциал повышенного трения*, Limited Slip Differential, LSD) по своей сути является компромиссом между свободным дифференциалом и полной блокировкой дифференциала, т.к. позволяет реализовать при необходимости возможности и того и другого.

Простейший дисковый дифференциал представляет собой симметричный дифференциал, в который добавлены два пакета фрикционных дисков. Часть фрикционных дисков жестко связана с корпусом дифференциала, другая часть – с полуосью.

Принцип действия дифференциала повышенного трения дискового типа основан на силе трения, возникающей вследствие разности скоростей вращения полуосей.

При прямолинейном движении корпус дифференциала и полуоси вращаются с одинаковой скоростью, фрикционный пакет вращается как единое целое. При увеличении частоты вращения одной из полуосей, соответствующая ей часть дисков в пакете начинает вращаться быстрее. При этом между дисками возникает сила трения, препятствующая увеличению частоты вращения. Крутящий момент на свободном колесе увеличивается, чем достигается частичная блокировка дифференциала. В условиях разрабатываемого карьера «Николаевский» в связи с гидрогеологическими условиями, описанными в технологической части необходимо использовать технику обладающую повышенными характеристиками проходимости .

В связи с этим возникает необходимость улучшения конструкции выбранного автосамосвала, которая будет способствовать повышению проходимости. Для реализации поставленной задачи целесообразна установка в задний мост дифференциала повышенного трения .

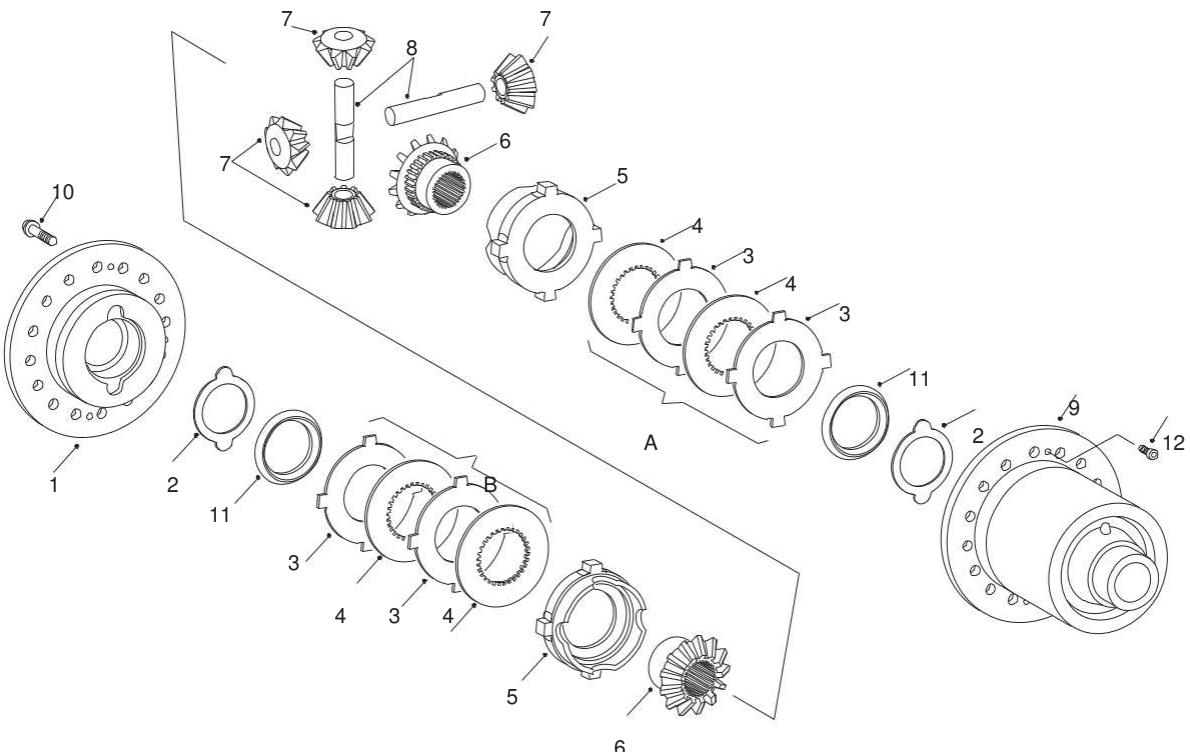
Установка выбранного узла распределит крутящий момент на полуоси равномерно с возможностью вращаться обоим колесам одновременно при условии разного коэффициента сцепления колеса с дорогой , что практически полностью исключает пробуксовку колес и увеличивает в значительной степени проходимость.

В условиях проектируемого карьера данная блокировка необходима для предотвращения пробуксовки колес на обледенелой поверхности. Подробное позиционное описание и принцип действия приведем ниже.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

2.5.6 Покомпонентное изображение узла повышенного трения и дифференциал в разрезе

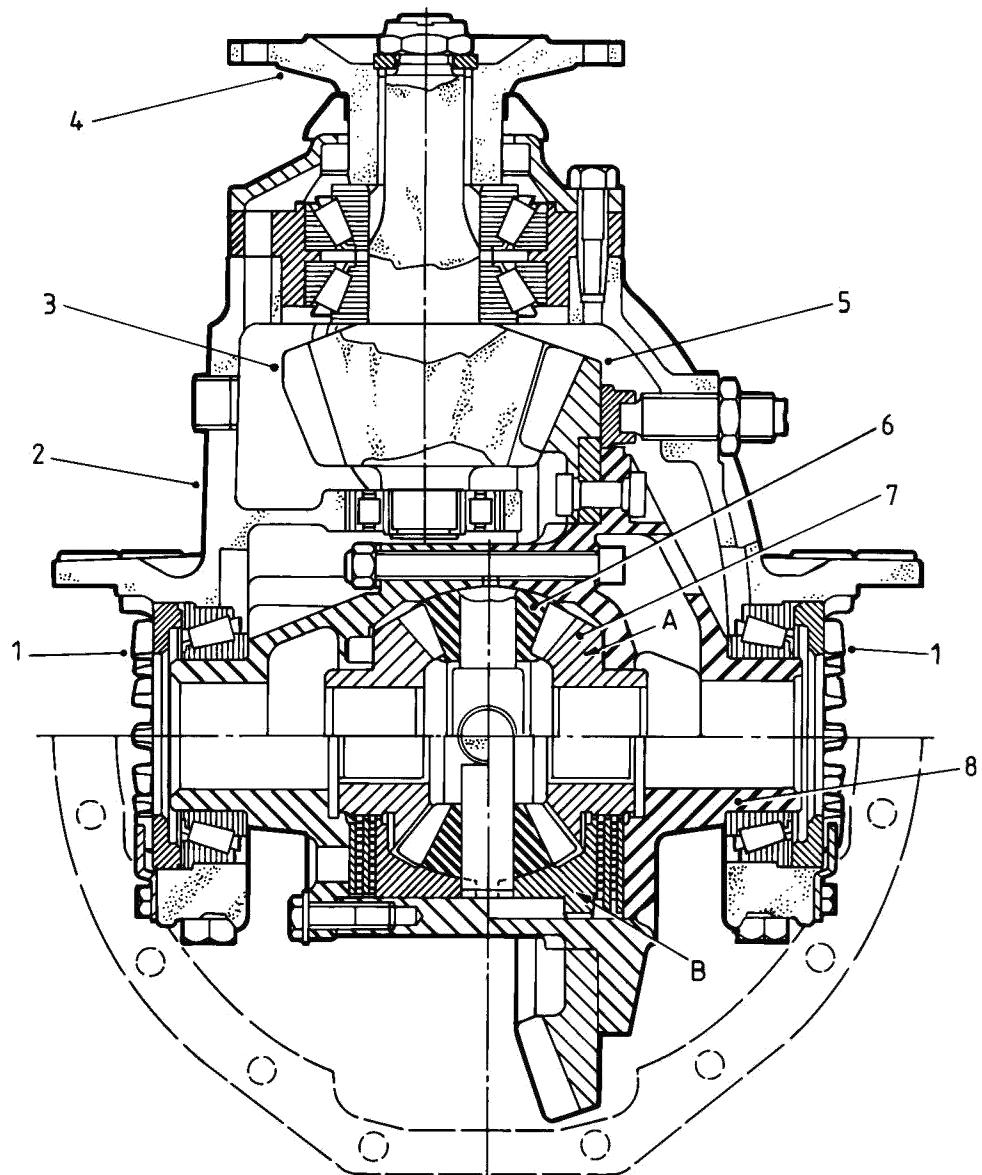
Покомпонентное изображение узла повышенного трения представлено на рисунке 8. Дифференциал представлен на рисунке 9 в разрезе поделенный на две составляющих в которых отображено расположение компонентов до и после установки узла повышенного трения обозначенными буквами А и В .



- | | | |
|---------------------------------|-------------------------|-------------------------------|
| 1 – Крышка | 5 – Упорное кольцо | 9 – Картер |
| 2 – Упорные шайбы (стальные) | 6 – Боковые шестерни | 10 – Болты |
| 3 – Диски с наружными шлицами | 7 – Ведущие шестерни | 11 – Упорные шайбы (латунные) |
| 4 – Диски с внутренними шлицами | 8 – Осевой дифференциал | 12 – Винты с головками |

Рисунок 8- Покомпонентное изображение узла повышенного трения

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата



1– Регулировочный узел подшипника
 2– Картер
 3– Приводная шестерня
 4 – Приводной фланец
 5 – Зубчатое колесо
 6 – Шестерня крестовины (приводная)
 7 – Боковая шестерня
 8 – Картер дифференциала в сборе

Рисунок 9- Дифференциал в разрезе

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

2.5.7 Краткое описание работы устанавливаемого узла

Цифры и буквы соответствуют позициям на рисунке 9. На рисунке 9 показан обычный дифференциал стандартного типа с крестовиной (А) и дифференциал повышенного трения (В). Базовыми деталями дифференциала являются шестерня (3) и зубчатый венец (5). дифференциал — шестеренного типа, с зубчатым венцом со спиральными зубьями и автоматическим устройством повышенного трения (В).

Дифференциал устанавливается в картере моста. Вилка карданной передачи крепится непосредственно к фланцу дифференциала (4), установленном на шлицах вала шестерни (3).

Описание рисунка 2.4 Устройство повышенного терния состоит из корпуса (1), упорных шайб (2 и 11), дисков с наружными шлицами (3), дисков с внутренними шлицами (4), упорного кольца (5), полуосевых шестерен (6), сателлитов (7), оси дифференциала (8) и крышки (9).

2.5.8 Эксплуатация устанавливаемой главной передачи

Ведущая шестерня (3, рисунок 2.5) входит в зацепление с зубчатым колесом (5, рисунок 2.5), которое прикреплено болтами к картеру (8, рисунок 2.5) дифференциала в сборе. Если оба ведущих колеса проворачиваются при одинаковой нагрузке, зубчатое колесо (5, рисунок 2.5) четыре малых ведущих шестерни (крестовина) (6, рисунок 2.5) работают как единый жесткий блок, передавая крутящий момент к обеим шлицевым боковым шестерням (6). Боковые шестерни (6), прикрепленные на шлицах к полуосям, приводят задние колеса с одинаковым крутящим моментом с одинаковой скоростью. В этом случае ведущие шестерни (7) не врачаются на осях, поэтому боковые шестерни (6) врачаются с такой же скоростью, что зубчатое колесо (5, рисунок 2.5).

Если сопротивление на одном ведущем колесе превышает сопротивление на другом ведущем колесе, или если машина поворачивает с таким же эффектом, одна шестерня продолжает вращаться, а ведущие шестерни (7) уже не составляют с ней жесткую сборку. Ведущие шестерни (7) врачаются на своих осях, что позволяет одному ведущему колесу вращаться со скоростью, отличной от скорости другого ведущего колеса. Так как передаточное число ведущей шестерни боковой шестерни в сборе составляет приблизительно 2 к 1, одно ведущее колесо замедляется, а второе – пропорционально ускоряется. Это препятствует передаче на ось крутящей

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

нагрузки, превышающей крутящую нагрузку при нормальной работе. Таким образом, ведущие шестерни (7) выполняют следующие две функции.

1. Позволяют двум ведущим колесам вращаться с разной скоростью, что увеличивает маневренность.

2. Предотвращают передачу всего крутящего момента на одну полусеть. Эффективность и работоспособность модернизации необходимо подтвердить расчетами что будет произведено в следующем разделе.

2.5.9 Расчет эффективности модернизации

Для того что бы подтвердить целесообразность внедрения дифференциала повышенного трения и доказать эффективность конструкции нам необходимо произвести расчеты подтверждающие выше сказанное.

Рассмотрим движение ведущего моста автосамосвала при появлении бортовой неравномерности коэффициентов сцепления.

Бортовая неравномерность коэффициентов сцепления колеса с дорогой в тяговом режиме может вызвать занос в случае , если колеса слабого борта находятся в режиме буксования , при появлении разности угловых скоростей на колесах ведущего моста автосамосвала. В этом случае крутящий момент на отстающем колесе будет больше , чем на забегающем колесе на величину момента трения. У обычных дифференциалов этот момент относительно невелик. У дифференциалов повышенного трения разность крутящих моментов на отстающем и забегающем колесах больше.

Рассмотрим схему сил, действующих на ведущий мост автосамосвала при разности коэффициентов сцепления с дорогой колес левого и правого бортов на рисунке 10

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист	70
					ДП-130400.65-2020 ПЗ	

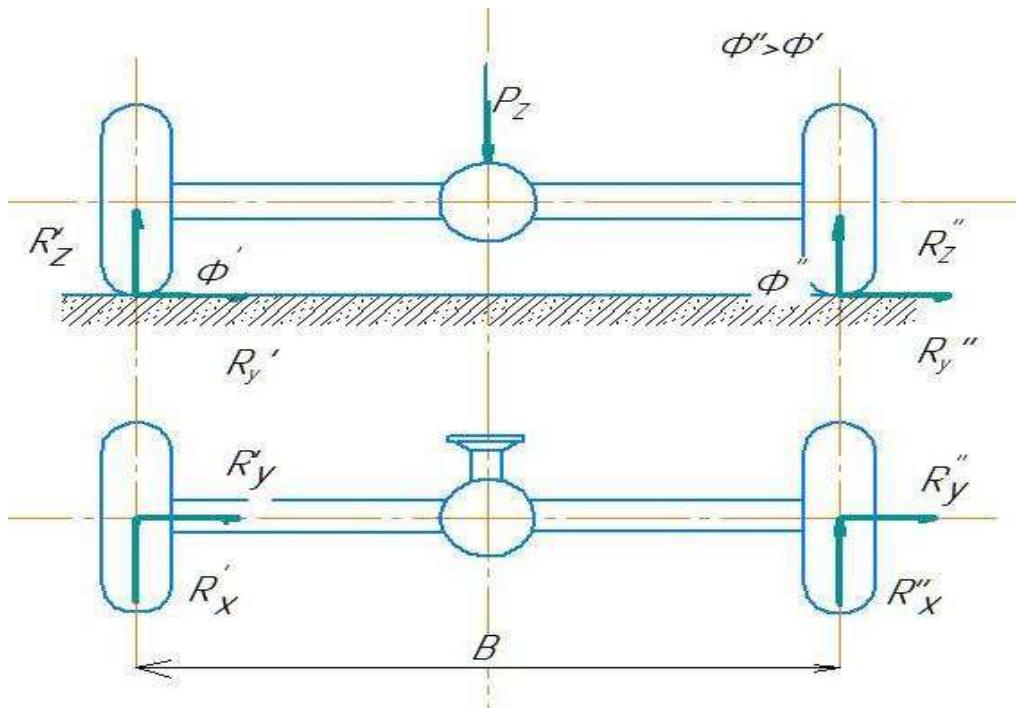


Рисунок 10 - Схема сил, действующих на ведущий мост автосамосвала при разности коэффициентов сцепления

У забегающего колеса коэффициент сцепления φ_{\min} с дорогой ниже, чем у отстающего φ_{\max} . Крутящий момент на буксующем колесе, имеющем меньший коэффициент φ'

В этом случае симметричный дифференциал снижает проходимость автомобиля, т.к. перераспределяет крутящий момент в пользу колеса, испытывающего наименьшее сопротивление качению:

$$R_x^{\wedge} = 0.5 \cdot R_z \cdot \varphi_{\min} = 0.5 \cdot 440000 \cdot 0.1 = 22000 \text{Н} \quad (29)$$

С учетом того что распределение нагрузки у выбранного автосамосвала на ведущую ось приходится 60% общего веса в груженом состоянии

$R_z = 440000 \text{Н}$ и минимальное значение коэффициента сцепления $\varphi_{\min}=0.1$ на обледенелой поверхности , то реакция R_x^{\wedge} будет равна 22000Н

Момент M^{\wedge} будет равен

$$M^{\wedge} = R_x^{\wedge} \cdot r_d = 22000 \cdot 1 = 22000 \text{ Н}\cdot\text{м} \quad (30)$$

где r_d - динамический радиус колеса = 1 метру

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

На втором колесе момент будет равен моменту первого (дифференциал уравнивает моменты):

$$M' = M'' \text{ откуда } R_x'' = M'' / r_d = 22000/1=22000 \text{ Н}\cdot\text{м} \quad (31)$$

Фактическая касательная реакция колеса

$$R_x = R_x' + R_x'' = R_z \cdot \varphi_{min} = 440000 \cdot 0.1 = 44000 \text{ Н} \quad (32)$$

Потенциальная возможность колеса по реализации касательной реакции второго колеса:

$$R_x'' = 0.5 \cdot R_z \cdot \varphi_{max} = 0.5 \cdot 440000 \cdot 0.3 = 66000 \text{ Н} \quad (33)$$

где φ_{max} - для укатанного снега = 0.3

Таким образом, потенциальные возможности оси определяются средним коэффициентом сцепления колес:

$$R_x = R_x' + R_x'' = R_z \cdot (\varphi_{min} + \varphi_{max})/2 = 440000 \cdot 0.4/2 = 88000 \text{ Н} \quad (34)$$

Простой симметричный дифференциал уменьшает суммарную касательную реакцию в $\gamma_x = 2$ раза с учетом наименьшей разницы коэффициентов сцепления, в реальных условиях разница намного существенней.

$$\gamma_x = \frac{\varphi_{max} + \varphi_{min}}{2 \cdot \varphi_{min}} = \frac{0.3 + 0.1}{2 \cdot 0.1} = 2 \quad (35)$$

Рассмотрим способ борьбы с недостатком простого симметричного дифференциала применив дифференциал с повышенным внутренним трением.

Если учесть трение в дифференциале, то мощность P_0 , подведенная к дифференциалу разделяется на три потока: на забегающую P' и отстающую P'' полуосевые шестерни, а также рассеивается в виде теплоты.

Мощностной баланс дифференциала повышенного трения выглядит следующим образом

$$P_0 = P' + P'' + P_r \quad \text{т.к. } P_0 = M_0 \cdot \omega_0 = 44000 \cdot 11 = 484 \text{ кВт} \quad (36)$$

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$P' = M' \cdot \omega' = 22000 \cdot 12 = 264 \text{ кВт} \quad (37)$$

$$P'' = M'' \cdot \omega'' = 22000 \cdot 10 = 220 \text{ кВт} \quad (38)$$

где ω' и ω'' частота вращения полуосей отстающей и забегающей.

С учетом оборотов двигателя и передаточных чисел предварительно примем что $\omega' = 12 \text{ рад/с}$ и соответственно $\omega'' = 10 \text{ рад/с}$

Мощность внутреннего трения представляет собой произведение момента внутреннего трения на разницу частот вращения полуосей:

$$P_r = M_r \cdot (\omega' - \omega'') \quad (39)$$

$$P_r = 14666 \cdot 2 = 29332 \text{ Вт}$$

Мощностной баланс дифференциала примет вид:

$$M_0 \cdot \omega_0 = M' \cdot \omega' + M'' \cdot \omega'' + M_r \cdot (\omega' - \omega''). \quad (40)$$

Обычно дифференциал обеспечивает постоянную связь частот в механизме:

$$\omega_0 = \frac{\omega' + \omega''}{2} = \frac{12 + 10}{2} = 11 \text{ рад/с} \quad (41)$$

Поэтому выразим момент на отстающей полуоси через подвешенный момент и момент на забегающем колесе:

$M'' = M_0 - M'$ и подставим его в мощностной баланс:

$$M_0 \cdot \omega_0 = M' \cdot \omega' + (M_0 - M') \cdot \omega'' + M_r \cdot (\omega' - \omega''). \quad (42)$$

$$M' = M_0 \frac{\omega_0 - \omega''}{\omega' - \omega''} - M_r \quad (43)$$

Подставив в выражение (33) выражение (34)

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$\omega_0 = \frac{\omega' + \omega''}{2} \quad (44)$$

получим выражение $M^* = M_0 \frac{\frac{\omega' + \omega''}{2} - \omega''}{\omega' - \omega'} - M_r$ (45)

Окончательно получим

$$M^* = 0.5 \cdot M_0 - M_r = 0.5 \cdot 44000 - 14666 = 7334 \text{ Н}\cdot\text{м} \quad (46)$$

$$M^* = 0.5 \cdot M_0 + M_r = 0.5 \cdot 44000 + 14666 = 36666 \text{ Н}\cdot\text{м} \quad (47)$$

Таким образом, момент трения в дифференциале увеличивает момент на отстающем колесе, и уменьшает на забегающем.

Оценка блокирующих свойств дифференциалов.

Если принять, что максимальное значение коэффициента сцепления с дорогой $\varphi_{max} = 0,8$, а минимальное $\varphi_{min} = 0,1$, то максимальное значение коэффициента блокировки не должно превышать 8. В реальных дорожных условиях $\varphi_{max} = 0,6$ и $\varphi_{min} = 0,15$. Таким образом, $K_{бл} = 4$.

Как говорилось выше, в заблокированном дифференциале коэффициент блокировки может находиться в пределе 3-5. Дальнейшее увеличение коэффициента блокировки нежелательно, т.к. может привести к поломке элементов трансмиссии, для дальнейших расчетов примем $K_{бл} = 5$ и рассчитаем КПД дифференциала повышенного трения.

КПД дифференциала определяется отношением снятой и подведенной мощностей

$$\eta = \frac{P_0 - P_r}{P_0} \quad (48)$$

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

В большинстве механизмов момент внутреннего трения пропорционален подведенному моменту

$$M_r = A \cdot M_0 = 0.33 \cdot 44000 = 14666 \text{ Н}\cdot\text{м} \quad (49)$$

где A – коэффициент пропорциональности (который и надо найти).

$$P_r = A \cdot M_0 \cdot (\omega' - \omega''). \quad (50)$$

Введем обозначение $i = \frac{\omega'}{\omega''} = \frac{12}{10} = 1.2$ – отношение угловых скоростей полуосевых шестерен дифференциала.

$$\text{тогда ; } \omega' - \omega'' = \omega' \cdot (1 - i). \quad (51)$$

$$\text{так как; } \omega' + \omega'' = 2 \cdot \omega_0,$$

$$\text{то : } \omega_0 = \omega' \cdot 0.5 \cdot (1 - i). \quad (52)$$

Учитывая ранее полученные

$$M' = 0.5 \cdot M_0 - M_r \quad \text{и} \quad M'' = 0.5 \cdot M_0 + M_r$$

подставив в них M_r

получим

$$M' = 0.5 \cdot M_0 (1 - 2A) \quad \text{и} \quad M'' = 0.5 \cdot M_0 (1 + 2A) \quad (53), (54)$$

$$M' = 0.5 \cdot 44000 \cdot (1 - 2 \cdot 0.33) = 7480 \text{ Н}\cdot\text{м}$$

$$M'' = 0.5 \cdot 44000 \cdot (1 + 2 \cdot 0.33) = 36520 \text{ Н}\cdot\text{м}$$

поделим M'' на M' получим:

$$K_{6л} = \frac{1+2A}{1-2A} = 5 \quad (55)$$

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

$$\text{откуда } A = \frac{K_{бл} - 1}{2(K_{бл} + 1)} = 0.33 \quad (56)$$

Окончательно получим:

$$\eta = 1 - \frac{K_{бл} - 1}{K_{бл} + 1} \cdot \frac{i-1}{i+1} = 1 - \frac{5-1}{5+1} \cdot \frac{1.2-1}{1.2+1} = 0.94 \quad (57)$$

Таким образом, КПД дифференциалов повышенного трения достаточно высок.

При условии возрастания момента на колесе имеющем больший коэффициент сцепления, рассчитаем максимальную боковую силу, которую может выдержать ось самосвала без бокового скольжения по формуле (58)

$$R_y = R'_y + R''_y = R''_y = 0.5 \cdot R_z \cdot \varphi' \cdot \sqrt{\left(\frac{\varphi''}{\varphi'}\right)^2 - \left(\frac{1-K'}{K'} + \frac{f}{\varphi'} \cdot \frac{0.5-K'}{K'}\right)^2} \quad (58)$$

$$R_y = 0.5 \cdot 440000 \cdot 0.1 \cdot \sqrt{\left(\frac{0.3}{0.1}\right)^2 - \left(\frac{1-0.16}{0.16} + \frac{0.02}{0.1} \cdot \frac{0.5-0.16}{0.16}\right)^2} = 124850 \text{ Н}$$

$$\text{где } K' = \frac{M'_{kp}}{M'_{kp} + M''_{kp}} = \frac{7480}{7480 + 36520} = 0.16 \quad (59)$$

K' - коэффициент учитывающий неравномерность распределения крутящих моментов в дифференциале при возникновении разности угловых скоростей и момента трения.

f – коэффициент сопротивления качению = 0.02

2.5.10 Выводы

Замена существующего транспорта на автосамосвал с большей грузоподъемностью дает преимущества снижение себестоимости транспортировки горной массы, исключение из комплекса разного вида техники что экономит капитальные затраты. Эксплуатация одного типа самосвала снижает трудоемкость обслуживания, снижает затраты на эксплуатационные материалы.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Удаление из эксплуатируемого комплекса автосамосвалов с колесной формулой 6х6 достигается модернизацией главной передачи для предлагаемого автосамосвала БЕЛАЗ-75473, что решает вопрос повышения проходимости и соответственно исключает использования самосвала иностранного производства, более затратного по многим параметрам.

Замена меньшего по грузоподъемности, менее мощного и менее технологичного автосамосвала БЕЛАЗ-7540 на автосамосвал БЕЛАЗ-75473, так же во многом имеет свои преимущества, в том числе и сказанное выше.

Расчет показал что крутящий момент на колесах с применением симметричного дифференциала абсолютно не равномерен и даже с небольшой разницей коэффициента сцепления автосамосвал становится практически недвижим. Применение механизма повышенного трения решает этот вопрос, а так же механизм имеет достаточно большой коэффициент полезного действия при средних параметрах коэффициента блокировки.

Не мало важный аспект применение автосамосвала с улучшенным дифференциалом, повышение безопасности движения от забоя по спиралевидному подъему на поверхность карьера по обледенелой поверхности дорожного полотна. На данном отрезке трассы самосвал становится более устойчивым, так как исключается пробуксовка колес.

В момент начала движения с места БЕЛАЗ уверенней начинает движения по причине увеличения крутящего момента на колесе имеющем больший коэффициент сцепного усилия колеса с дорожным покрытием и равномерным распределением.

На спуске самосвал при торможении двигателем удерживает задние колеса и соответственно машина спускается более прямолинейно.

Из выше сказанного можно сделать вывод, что выбор и модернизация данного автосамосвала снизит затраты и себестоимость, повысит безопасность, так же упростит ремонт и обслуживание с соответствующим снижением трудоемкости и материальных затрат на эксплуатацию.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

3. Безопасность жизнедеятельности в условиях карьера «Николаевский»

3.1 Техника безопасности при ведении открытых горных работ

Согласно Федерального закона «О промышленной безопасности опасных производственных объектов», [34] все горные работы (как на карьерах, так и на подземных рудниках) и производства, использующие взрывчатые вещества, относятся к опасным производственным объектам, и на них распространяется действие указанного закона. В соответствии с указанным законом настоящий проект и построенное по нему предприятие должны соответствовать нормам в области защиты населения и территории от чрезвычайных ситуаций, охраны окружающей среды, экологической безопасности и охраны труда.

При оценке воздействия проектируемого предприятия на население следует учесть, что предприятие проектируется вдали от населенных пунктов в безлюдном районе, т. е. неблагоприятное воздействие на население практически исключается.

Наиболее вероятными аварийными ситуациями, которые могут оказать негативное воздействие на людей и окружающую природную среду будут: несанкционированный взрыв в карьере при ведении взрывных работ, обрушение борта карьера, или откоса отвала пустых пород.

В случае несанкционированного взрыва ВВ при ведении взрывных работ пострадают только трудящиеся, занятые непосредственно на заряжании взрывных скважин (3 – 4 человека), т. к. этот период все остальные трудящиеся выводятся за пределы опасной зоны.

Обрушение бортов карьеров крайне маловероятно, так как вмещающие породы представлены крепкими породами со средним коэффициентом крепости по шкале профессора Протодьяконова $f = 10-12$, кроме того, обрушение (если оно все же произойдет) не будет внезапным, т. к. в период эксплуатации за бортами карьеров ведется постоянное маркшейдерское наблюдение, позволяющее вовремя обнаружить и принять своевременные меры по выводу людей и оборудования из возможной опасной зоны.

Разработка месторождения карьером будет осуществляться в строгом соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом», [3] и другими нормативными документами, регламентирующие правила ведения работ в карьерах, порядок действия трудящихся в случае возникновения аварийной ситуации.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Выполнение требований перечисленных правил безопасности в период проектирования, строительства предприятия и разработки месторождения постоянно контролируется органами Ростехнадзора. По каждому факту возникновения аварий в период строительства и эксплуатации должно проводиться техническое расследование с участием представителей Ростехнадзора.

На предприятии в период эксплуатации должен быть разработан план ликвидации, аварии, которым определяется система оповещения трудящихся об аварии и регламентируются их действия в аварийной ситуации.

Мероприятия по технике безопасности на открытых горных работах разработаны в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» (ПБ 03-498-02),[3] «Единых правил безопасности при взрывных работах» (ПБ 13 – 407 – 01),[7] «Правил технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных и драгоценных металлов», СНиПов, [15] и других директивных и нормативных документов.

3.2 Меры безопасности при взрывных работах

До начала работ всем рабочим карьеров под расписью выдаются инструкции по безопасным методам работы по их профессиям. До начала взрывных работ в карьере устанавливаются границы запретной зоны, границы опасной зоны для каждого конкретного блока, рассчитанные по трем следующим факторам: по разлету кусков руды и породы, по действию ударной воздушной волны и по сейсическому воздействию. За безопасное расстояние принято наибольшее, которое составляет 450 м.

Подготовка к взрыву и взрывание должны производиться только в дневное время суток. Перед монтажом взрывной сети все люди, не занятые монтажом сети, и механизмы выводятся за границу опасной зоны, а электроэнергия в карьере отключается. После производства массового взрыва производится контроль за содержанием вредных продуктов взрыва и выпуск людей в карьер производится после снижения концентрации вредных продуктов до нормы, но не ранее чем через 30 минут после взрыва.

При производстве взрывных работ (работ с взрывчатыми материалами) необходимо проводить мероприятия по обеспечению безопасности персонала взрывных работ, предупреждению отравлений людей пылью взрывчатых веществ и ядовитыми продуктами взрывов, а также осуществлять комплекс

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист	ДП-130400.65-2020 ПЗ	79

мер, исключающий возможность взрыва пыли взрывчатых веществ и взываемой массы.

Взрывание зарядов взрывчатых веществ должно производиться по оформленной в установленном порядке технической документации (проектам, паспортам и т. п.). С такими документами персонал, осуществляющий буровзрывные работы, должен быть ознакомлен под роспись.

Каждая организация ведущая взрывные работы с применением массовых взрывов, должна иметь типовой проект производства буровзрывных работ, являющийся базовым документом для разработки паспортов и проектов, в том числе и проектов массовых взрывов, выполняемых в конкретных условиях.

На объектах строительства массовые взрывы необходимо производить в соответствии с проектами буровзрывных работ (ППР) и рабочими чертежами.

Типовой проект (ППР) должен утверждаться техническим руководителем и вводится в действие приказом руководителя организации.

При попадании в опасную зону объектов другой организации ее руководитель должен письменно оповещаться не менее чем за сутки о месте и времени производства взрывных работ, при этом все люди из этих объектов должны выводиться в обязательном порядке за пределы опасной зоны с письменным оповещением об этом ответственного руководителя массового взрыва.

При подготовке массовых взрывов должны устанавливаться запретные зоны, в пределах которых запрещается находиться людям, не связанным со взрывными работами. Размеры запретной зоны должны определяться проектом.

На открытых горных работах при длительном (более смены) заряжании в зависимости от горнотехнических условий и организации работ запретная зона должна составлять не менее 20 м от ближайшего заряда. Она распространяется как на рабочую площадку того уступа, на котором проводится заряжание, так и на ниже- и вышерасположенные уступы, считая по горизонтали от ближайших зарядов.

За границей запретных зон на открытых и подземных горных работах в пределах опасной зоны допускается нахождение только максимально ограниченного распорядком массового взрыва числа людей.

Опасная зона, определенная расчетом в проекте, вводится при взрывании с применением электродетонаторов с начала укладки боевиков;

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

при взрывании детонирующих шнурков - до начала установки в сеть пиротехнических реле (замедлителей), а при использовании неэлектрических систем инициирования с низкоэнергетическими волноводами - с момента подсоединения взрывной сети участков к магистральной.

Работы, связанные с ликвидацией отказов, в том числе на земной поверхности, должны проводиться под руководством лица технического надзора в соответствии с инструкцией, утвержденной руководителем организации по согласованию с территориальными органами Ростехнадзора.

В каждой организации должен быть определен порядок действий рабочих и должностных лиц при обнаружении ими взрывчатых материалов (ВМ) в горных выработках, взорванной горной массе или иных, не предназначенных для хранения ВМ местах. Обо всех таких случаях руководитель организации обязан сообщить в территориальный орган Ростехнадзора.

Вокруг промышленных площадок объекта открытых горных работ должна быть установлена санитарно-защитная зона, размеры которой определяются проектом в соответствии с действующими санитарными нормами.

Расстояние между смежными бермами при погашении уступов и постановке их в предельное положение, ширина, конструкция и порядок обслуживания предохранительных берм определяются проектом. В процессе эксплуатации параметры уступов и предохранительных берм должны при необходимости уточняться в проекте по результатам исследований физико-механических свойств горных пород.

Для оповещения работающих в карьере о начале и окончании производства взрывных работ предусматривается предупредительная сигнализация (сигнальная сирена СС – 1).

3.3 Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ

Расчет безопасных расстояний при производстве взрывных работ в карьере произведен в соответствии с требованиями главы VIII «Порядок определения безопасных расстояний при взрывных работах и хранении взрывчатых материалов» «Единых правил безопасности при взрывных работах» (ПБ 13-407-01), Руководства по определению радиусов опасных зон по разлету кусков для механического оборудования, зданий и сооружений... (ООО ЦПЭССЛ БВР, МГТУ, М.2011г, согласованного Ростехнадзором РФ).

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	Лист	ДП-130400.65-2020 ПЗ	81

1. Определение опасных для людей зон по разлету отдельных кусков породы представлено в таблице 3.4

Таблица 3.4 - Определение опасных для людей зон по разлету отдельных кусков породы

Наименование показателей	Величина	
	Руда	Вскрыша
$r_{разл} = 1250 \times \eta_3 \times \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{заб}}} \times \frac{d}{a}, м$	389,8	363,0
$\eta_3 = L_{зар} / L_{скв}$ – коэффициент заполнения скважины ВВ ,д.е.	0,626	0,687
$L_{зар}$ – длина заряда, м	4,3	7,8
$L_{скв}$ – длина скважины, м	6,8	11,3
$\eta_{заб} = L_{заб} / L_{скв}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой (полное заполнение свободной части), д.е.	1,0	1,0
f – коэффициент крепости	15	12
d – диаметр взрывной скважины, м	0,152	0,152
a – расстояние между скважинами в ряду или рядами, м	4,6	5,1
K_p - коэффициент, учитывающий рельеф $K_p = 1 + \operatorname{tg}\beta$	1,123	1,123
β - угол наклона косогора, град	7	7
$R_{разл} = r_{разл} K_p, м$	438	408
Принято, м	450	450

В связи с тем, что проектируемый карьер расположен на склоне, расчетный радиус опасной зоны по разлету отдельных кусков руды и породы увеличен на соответствующий коэффициент.

2. Определение опасных для оборудования зон по разлету отдельных кусков породы представлено в таблице 3.5

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Таблица 3.5 - Определение опасных для оборудования зон по разлету отдельных кусков породы

Наименование показателей	Величина	
	Руда	Вскрыша
$K_{\lambda} = 200 \times \kappa_y \times \sqrt[2.5]{q \times H} / \sqrt{L_{заб}}$, м	174	171
K_y - коэффициент условий взрывания (при короткозамедленном, одно - и двухрядном расположении - 0,9)	0,9	0,9
q - удельный расход ВВ, кг/м ³	0,586	0,425
H - высота уступа, м	5	10
$L_{заб}$ – длина забойки, м	2,5	3,5
Принято, м	175	175

3. Определение опасных зон по действию ударной воздушной волны

Безопасные расстояния по действию ударной воздушной волны на здания и сооружения при взрыве скважинных зарядов на рыхление определены с учетом того, что взрывание предусматривается производить двумя группами зарядов, с замедлением в 30 мс между группами. Результаты представлены в таблице 3.6

Таблица 3.6 - Определение опасных зон по действию ударной воздушной волны

Наименование показателей	Величина	
	Руда	Вскрыша
$R_{yee} = 65 \sqrt[2]{Q_{зо}},$ м	122,5	245,4
$Q_{зо} = Q_3 + Q_{ди}$ - общая эквивалентная масса заряда, кг	3,55	14,25
$Q_3 = 12 P d K_3 N$ - эквивалентная масса группы зарядов, кг	1,30	3,0
P - вместимость ВВ в 1м скважины, кг	15,8	15,8
d – диаметр скважины, м	0,152	0,152
K_3 - к-т, зависящий от отношения $L_{заб}$ к d скважины	0,003	0,002
$L_{заб} / d$	16,7	23,3
N - количество зарядов в группе, шт.	15	52
$Q_{ди} = L_{ди} q_{ди}$ - количество ВВ в ДШЭ, кг	2,26	11,26
$L_{ди}$ - количество ДШ на группу ,м	188	938

Продолжение таблицы 3.6

$Q_{ди}$ - удельный вес ВВ в 1м ДШЭ, г	12	12
Поправочные коэффициенты к расчетному радиусу:		
Группа пород по СНиПу	IX	VIII
- на группу пород	1,5	1,0
- на отрицательную температуру	1,5	1,5
- на замедление	1,2	1,2
Принято, м	331	442

4. Определение сейсмически безопасных расстояний представлено в таблице 3.7

Таблица 3.7 - Определение сейсмически безопасных расстояний

Наименование показателей	Величина	
	Руда	Вскрыша
$R_c = \frac{K_r \times K_c \times \alpha \times \sqrt[3]{Q}}{\sqrt[4]{N}}$, м	40,5	54,5
K_r - коэффициент, зависящий от свойств грунта	8	8
K_c - коэффициент, зависящий от типа зданий	1	1
α - коэффициент, зависящий от условий взрывания	1	1
Q - масса одновременно взрываемых зарядов, кг	990,0	6136,0
N - количество зарядов ВВ в группе, шт.	15	52
Принято, м	41	55

Окончательная величина радиуса опасной зоны для проектируемого карьера принята равной 450 м.

3.4 Меры безопасности при производстве горных работ в карьере

С целью сохранения устойчивости уступов и бортов карьера проектом предусмотрены следующие мероприятия:

- при подходе забоев к проектному контуру карьера оставляется предохранительный целик, препятствующий распространению деформации пород от воздействия массовых взрывов, отрабатываемый с применением

уменьшенных зарядов. Ширина предохранительного целика и величина зарядов определяются исходя из условий разработки и уточняются

- экспериментальным путем в процессе эксплуатации;
- систематическая оборка уступов и бульдозерная очистка берм;
- в связи с неизученным характером устойчивости бортов в процессе эксплуатации карьера организуется маркшейдерское наблюдение за состоянием бортов, откосов уступов в карьере и разрабатываются мероприятия по обеспечению их устойчивости.

Для безопасной работы людей и оборудования в карьере рабочие площадки определены в соответствии с принятым технологическим оборудованием, а так же предусмотрено устройство берм безопасности, искусственное освещение рабочих мест и карьера в темное время суток.

3.5 Меры безопасности при отвалообразовании

Безопасность работ при отвалообразовании обеспечивается постоянным маркшейдерским контролем за устойчивостью пород в отвале. При обнаружении признаков оползневых явлений работы по отвалообразованию должны быть прекращены до разработки и утверждения специальных мер безопасности. Самосвалы должны разгружаться в местах, предусмотренных паспортом, до призмы обрушения пород. Размеры призмы обрушения устанавливаются маркшейдерской службой и регулярно доводятся до сведения работающих на отвале.

Обязательным условием безопасности работ при отсыпке отвала автомобильным транспортом с применением бульдозера является:

- наличие по всей протяженности бровки породной отсыпки высотой 1 м и шириной 3 м;
- по всему фронту отвала площадь поверхности участка разгрузки самосвала должна иметь поперечный уклон, направленный от бровки в глубину отвала, не менее 3°.

Автодорога от карьера до отвала и по отвалу а так же рабочие площадки отвала должны иметь постоянное освещение в темное время суток в соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» (ПБ 03 – 498 – 02).

Концентрация крупнообломочного материала в нижней части отвала создает подобие подпорной стенки, обеспечивающей большие значения

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

фильтрации воды и сцепления отвальных масс в основании отвала. Крупные куски породы, дислоцирующихся в основании отвала, имеют высокие коэффициенты пористости и фильтрации, поэтому влияние дренажа поверхностных вод в основании отвала на его устойчивость практически исключается.

Высота породных отвалов и отвальных ярусов, углы откоса и призмы обрушения, скорость продвижения фронта отвальных работ устанавливаются проектом в зависимости от физико-механических свойств пород отвала и его основания, способов отвалообразования и рельефа местности.

3.6 Меры безопасности при эксплуатации карьерного автотранспорта

При эксплуатации автотранспортных средств в карьере необходимо руководствоваться (помимо указанных в начале раздела нормативных документов) «Правилами технической эксплуатации технологического автотранспорта на предприятиях золотодобывающей промышленности», действующими «Правилами дорожного движения». Все места погрузки, разгрузки и внутрикарьерные дороги, дороги на отвал пустых пород в темное время суток или в период плохой видимости должны быть освещены по нормам освещенности мест в карьерах. Движение автотранспортных средств на дорогах должно регулироваться правилами дорожного движения. В зимнее время года все автодороги должны регулярно очищаться от снега, льда и посыпаться песком или щебнем.

Ширина проезжей части внутрикарьерных дорог и продольных уклонов устанавливается проектом с учетом требований действующих норм и правил, исходя из размеров автомобилей.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

4. Экономическая часть

Сетевая модель выполнения работы.

Работа выполнялась с использованием сетевой модели. Это позволило рационально распределить время по видам работ и выполнить дипломную работу в установленном учебным графиком срок.

В основе сетевого планирования и управления (СПУ) лежит сетевая модель - графическое изображение событий и работ, которое получило название сетевого графика.

Целью применения СПУ является разработка оптимального или достаточно близкого к нему варианта выполнения работ, обеспечивающего рациональную связку во времени и пространстве выполняемых работ, наилучшее использование ресурсов, а также эффективное управление процессом реализации плана.

Элементами сетевого графика, построенного в форме работы – стрелка, являются работа, событие и путь.

Работа (операция) – основной элемент сетевого графика. Различаются действительная работа, работа – ожидание и фиктивная работа.

Действительная работа – это трудовой процесс, в котором участвуют люди, машины, потребляются материально – технические и денежные ресурсы (дорога на учебу и обратно, обеды, распечатка чертежей и текстовых документов и т.д.). Она изображается в виде сплошной стрелки; над стрелкой – продолжительность выполнения работы, а под стрелкой, продолжительность выполнения работы в выбранных единицах времени.

Выбор единицы измерения продолжительности работы зависит от уровня руководства, которому предназначен сетевой график. Так, в проекте организации строительства в качестве единицы принимаются месяц или квартал, в проектах производства работ – дни, недели, месяцы; при планировании работы комплексных бригад – смены, часы. Продолжительность выполнения всех работ в одном сетевом графике должны быть определены в одних единицах. Предполагается, что время течет в направлении, указанном стрелкой: хвост стрелки – начало, а острие – окончание работы как показано на рисунке 11.



Рисунок 11- Течение времени от начала до конца работы

Работа – стрелка соединяет два события: I – предшествующее и j – последующее.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Пара номеров событий образуют код (шифр) работы. Первым читается номер события, стоящего в хвосте стрелки, и вторым – у острия. Как уже отмечалось, расчеты сетевых графиков и решение различных задач на их основе выполняется на ЭВМ, при этом машина различает работы только по их коду. Продолжительность работы обозначается t_{ij} .

Ожидание – работа, для выполнения которой требуется только время, ресурсы при этом не тратятся (твердение бетона, наполнение водохранилища). Работа – ожидание изображается так же, как и действительная работа.

Фиктивная работа - вспомогательный элемент сетевого графика, позволяющий сделать график более удобным для восприятия, правильно указать организационные и технологические связи между работами. Фиктивная работа не потребляет ресурсов и продолжительность ее равна нулю. Обозначается она пунктирной стрелкой.

Событие – есть факт окончания одной работы и начало другой. Событие обычно изображается кружком, в котором указан номер.

Событие не связано с потреблением ресурсов и продолжительность его равна нулю. Считается, что работа выходит из одного события и входит в другое.

Различают начальные и конечные события. Конечно события иногда называют целью. По числу конечных событий различают одно и многоцелевые сетевые графики.

Путь – это последовательность работ в сетевом графике, при которой окончание предшествующей работы совпадает с началом последующей.

Для работы или события существует предшествующий путь, ведущий из начального события к данному или из начального события к событию предшествующему данной работе.

Аналогично для работы и события существуют предшествующие пути, связывающие данное событие с конечным или событие, последующее за данной работой, с коечным.

Полный путь связывает начальное событие с конечным. Самый длинный полный путь называется критическим.

Сетевой график в форме работы стрелка получил наибольшее распространение, так как содержит текстовую информацию (наименования работ, указанных над стрелками) и облегчает восприятие графика человеком.

Для обработки на ЭВМ график должен быть представлен в форме, «понятной» для машины. Наиболее распространенной является так называемая списочная форма задания сетевого графика.

Каждая строка таблицы содержит информацию об одной работе графика. Число строк равно числу работ в сетевом графике (для сети в форме работа – стрелка включаются и фиктивные работы). В первой колонке записаны начальные числа кодов работ i , во второй – конечные числа этих кодов j , а третьей колонке – продолжительность этих работ t_{ij} .

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Число столбцов может быть большим: например, в дополнительном столбце можно указать число рабочей силы, занятой на выполнении работы, количество материально-технических ресурсов, потребляемых на работе и т.д. Все события (вершины) в сетевом графике в форме работа-стрелка должны быть пронумерованы. Предпочтительной является так называемая упорядоченная нумерация, при которой номер вершины, стоящей в начале дуги (в месте стрелки), будет меньше номера вершины, стоящей в конце дуги (у острия стрелки), для любой дуги $i < j$. Большинство алгоритмов, по которым производятся расчеты, связанные с сетевыми графиками, ориентированы на упорядоченную нумерацию вершин.

Упорядочение вершин может быть выполнено самой ЭВМ по специальной программе. При списочном задании сетевого графика упорядочение производства вручную до записи информации на машинные носители. Для этого применяется алгоритм, который называется способ вычерчивания выходящих дуг. Он состоит в следующем: на графике отыскивается вершина (или вершины), не имеющая входящих дуг; этой вершине (или вершинам) присваивается очередной порядковый номер (очередные порядковые номера); вычерчиваются все дуги, выходящие из отмеченной вершины (из отмеченных вершин) и в предположении, что вычеркнутых дуг больше нет, алгоритм начинают сначала. пока не будет пронумерована последняя вершина.

Формальные правила построения сетевых графиков являются общими для всех сетевых графиков независимо от того, какие проекты они моделируют; строительство гидроузла, разработку проекта турбогенератора или организацию учебного процесса в вузе. Соблюдение правил позволяет применять к обработке всех сетевых графиков одни и те же алгоритмы программы для ЭВМ.

Правило 1. Ни одна работа в сетевом графике не может начаться прежде, чем будут окончены все без исключения предшествующие ей работы. Следствием этого правила является требование, чтобы в сетевом графике не было циклов.

Правило 2. В сетевом графике не должно быть двух и более работ, имеющих одинаковый код – это называют правилом изображения параллельных работ, т.е. таких, которые могут выполняться одновременно). Так как ЭВМ различают работу по коду, то она не сумеет отличить в данном случае одну работу от другой. Для правильного изображения этого фрагмента нужно ввести два дополнительных события и две фиктивные работы. В форме стрелка-связь фиктивных работ не требуется.

Правило 3. В сетевом графике не должно быть ни одного события, кроме начального, не имеющего предшествующих работ.

Правило 4. В одноцелевом сетевом графике не должно быть ни одного события, кроме конечного, не имеющего последующих работ.

Правило 5. Правило изображения сложных работ. Сложной может называться работа, выполнение части которой достаточно для начала одной

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

из последующих работ. Для сокращения общей продолжительности выполнения проекта сложная работа должна быть поделена на простые, и последующие работы должны начинаться сразу, как только физически окажется возможным.

Правило 6. Правило употребления фиктивных работ. Как уже отмечалось, фиктивные работы – это вспомогательный элемент при изображении сетевых графиков в форме работа-стрелка. В ряде случаев в сетевой график целесообразно ввести дополнительные фиктивные работы, которые будут избыточными, но позволяют сделать график более наглядным. Однако при этом следует помнить, что увеличение числа фиктивных работ соответственно увеличит объем работы по подготовке исходных данных для расчета сетевого графика и время расчетов. Таким образом, следует стремиться к тому, чтобы по крайней мере не вводить совершенно бесполезные фиктивные работы.

Временной характеристикой всего сетевого графика является продолжительность критического пути $T_{\text{кр}}$. В одноцелевом графике существует по крайней мере один критический путь, хотя таких путей может быть и несколько. Возможны случаи, когда все пути в сетевом графике будут критическими. В многоцелевом графике минимальное количество критических путей равно числу конечных событий (целей), причем продолжительность этих путей могут быть разными.

Для каждой работы в сетевом графике определяют 6 временных параметров: $t_{ij}^{\text{рн}}$ – раннее начало; $t_{ij}^{\text{по}}$ – раннее окончание; $t_{ij}^{\text{пн}}$ – позднее начало; $t_{ij}^{\text{пo}}$ – позднее окончание; R_{ij}^g – полный резерв времени; R_{ij}^c – свободный резерв времени.

Ранние начала и ранние окончания в процессе расчета графика от начального события к конечному. Раннее окончание работы связано с ее ранним началом зависимостью:

$$t_{ij}^{\text{по}} = t_{ij}^{\text{рн}} + t_{ij}, \quad (60)$$

где t_{ij} – продолжительность выполнения работы.

Раннее начало работы есть самый ранний срок, в котором работа может начаться. Численно он равен продолжительности самого длинного предшествующего данной работе пути. Как бы много не было этих предшествующих путей им всегда будут принадлежать работы, непосредственно предшествующие данной.

На рисунке 12 отображен путь ведущий к результату.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

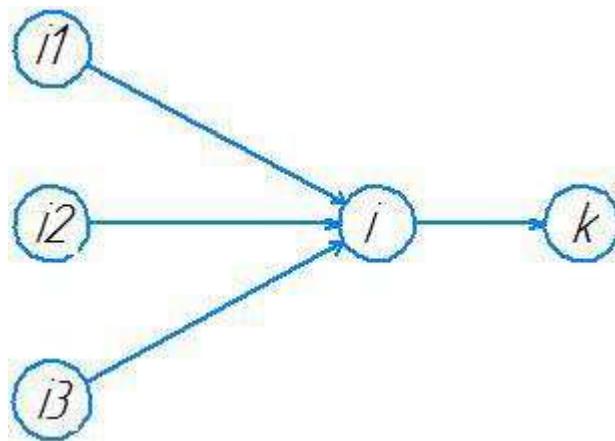


Рисунок 12 – Путь от начального события к результату

Из рисунка и первого правила построения сетевых графиков следует, что

$$t_{ik}^{\text{пн}} = \max\{t_{ij}^{\text{по}}\} \quad (61)$$

Вычисление по этой формуле производится шаг за шагом в направлении от начального события к конечному.

Поздние начала и поздние окончания отыскиваются в процессе расчета графика <<ходом назад>> - от конечного события к начальному. Они связаны зависимостью

$$t_{ij}^{\text{пн}} = t_{ij}^{\text{по}} - t_{ij} \quad (62)$$

Позднее окончание работы определяется самый поздний срок, в который работа может окончиться, не учитывая продолжительности критического пути. Численно позднее окончание работы равно разности между продолжительностью критического пути и самого длинного последующего за данной работой пути. Как бы много ни было таких путей, им всегда будут принадлежать работы, непосредственно следующие за данной:

В соответствии определением и рисунком следует, что

$$t_{ik}^{\text{по}} = \min\{t_{ik}^{\text{пн}}\} \quad (63)$$

Действительно, если из постоянной продолжительности критического пути вычесть длины разных по продолжительности путей, то минимум разности получится по этой формуле производят шаг за шагом, от конечного к начальному.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Полный резерв времени работы показывает, на какой промежуток времени можно отодвинуть сроки выполнения работы вправо (в сторону их увеличения), не увеличивая продолжительности критического пути:

$$R_{ij}^{\text{п}} = t_{ij}^{\text{пo}} - t_{ij}^{\text{po}} = (t_{ij}^{\text{пн}} + t_{ij}) - (t_{ij}^{\text{пн}} + t_{ij}^{\text{po}}) = t_{ij}^{\text{пн}} - t_{ij}^{\text{пн}} \quad (64)$$

Если на какой-то работе использован весь полный резерв времени, то по крайней мере один из последующих за данной работой путей станет критическим.

Свободный резерв времени определяет промежуток времени, на который можно отодвинуть сроки выполнения работы вправо, не меняя ранних начал последующих за ней работ, и вычисляется как

$$R_{ij}^{\text{c}} = t_{ik}^{\text{пн}} - t_{ij}^{\text{po}} \quad (65)$$

Так как работы jk , следующие за работой ij , все равно не могут начаться раньше, чем это определено их ранним началом $t_{ik}^{\text{пн}}$, то использования свободного резерва на данной работе никак не отражается на сроках выполнения последующих работ.

Между резервами времени, которыми располагают работы, существует соотношение

$$R_{ij}^{\text{п}} \geq R_{ij}^{\text{c}}$$

Кроме того, резервы не отрицательны: $R_{ij}^{\text{п}} \geq 0$ и $R_{ij}^{\text{c}} \geq 0$.

Работы, принадлежащие к критическому пути, имеют резервы времени, равные нулю, т.е для них $R_{ij}^{\text{п}} = 0$; $R_{ij}^{\text{c}} = 0$.

При расчете сетевых графиков в табличной форме используется списочная форма задания сетевого графика, в котором указываются цифровые коды ij и продолжительность работ t_{ij} .

Обязательная упорядоченная нумерация событий. Работы заносятся в список в порядке возрастания первых чисел и кодов I , при этом вначале записываются все работы, входящие из 1-го (начального) события и имеющие первое число кода 1, затем все работы, выходящие из 2-го события (начальное число кода-2); потом из 3-го и т.д. Работы, выходящие из одного события, заносятся в список в порядке возрастания вторых чисел их кодов j . Так, если из события 5 выходят работы 5-6,5-9,5-8, то в список они должны заноситься в порядке 5-6,5-8,5-9. Таким образом, первым числом кода будут иметь j , то есть последнее число кода работы.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата
------	------	---------	---------	------

Цель работы состоит в определении ранних и поздних сроков выполнения работ, резервов времени, которыми располагают работы, а также в индикации критического пути и определения календарных сроков выполнения работ, например, по их ранним началам.

Расчет ранних сроков выполнения работ производится «ходом вперед», что соответствует движению от первой строки к последней. Алгоритм расчета ранних сроков следующий:

- 1) определяются ранние начала работ, выходящих из начального события (первое число кода этих работ $i=1$);
- 2) по формуле находятся ранние окончания тех работ, для которых определены их ранние начала (если определено раннее окончание последней работы, переходят к п. 4);
- 3) по формуле определяются ранние начала работ, первое число кода которых равно $i+1$ (переход к п.2);
- 4) конец.

Продолжительность критического пути равно максимальному из чисел 5-го столбца таблицы.

Расчет поздних сроков окончания работ ведется «ходом назад». Алгоритм расчета поздних сроков такой:

- 1) определяется позднее окончание работ, входящих в последнее событие (последнее число кода этих работ равно числу событий в графике j), оно равно продолжительности пути;
- 2) по формуле находятся поздние начала работ, для которых найдены их поздние окончания, если определено позднее начало работы, код которой записан в первой строке, переходят к п.4;
- 3) по формуле находятся поздние окончания работ, последнее число кода которых равно $j-2$, переход к п.;

По формуле определяют свободные резервы для всех остальных работ. Исходные данные для расчета сетевого графика приведены в таблице 3.8

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Таблица 3.8 – Перечень работ

Код работы	Наименование работы	Код события	Наименование события	Продолжительность Работы, дн
1-2	Изучение литературы	2	Изучены устройство и принцип действия	4
2-3	Составление технического задания	3	Изучены технические характеристики	2
2-10	Изучение литературных источников	10	Составление пояснительной записи	2
3-4	Изучение гидравлических и электрических систем	4	Составление пояснительной записи	1
4-5	Анализ и выбор измерительных датчиков	5	Датчики выбраны	2
5-6	Установка измерительных датчиков	6	Датчики установлены	1
6-7	Обоснование и выбор ЭВМ	7	ЭВМ выбрана	2
7-8	Установка ЭВМ	8	ЭВМ установлена	1
8-9	Создание база данных по породам	9	База данных создана	3
9-10	Составление пояснительной записи	10	Пояснительная записка готова	9
10-11	Защита дипломной работы	11	Диплом защищен	1

На рисунке 14 отображен сетевой график процесса выполнения дипломной работы.

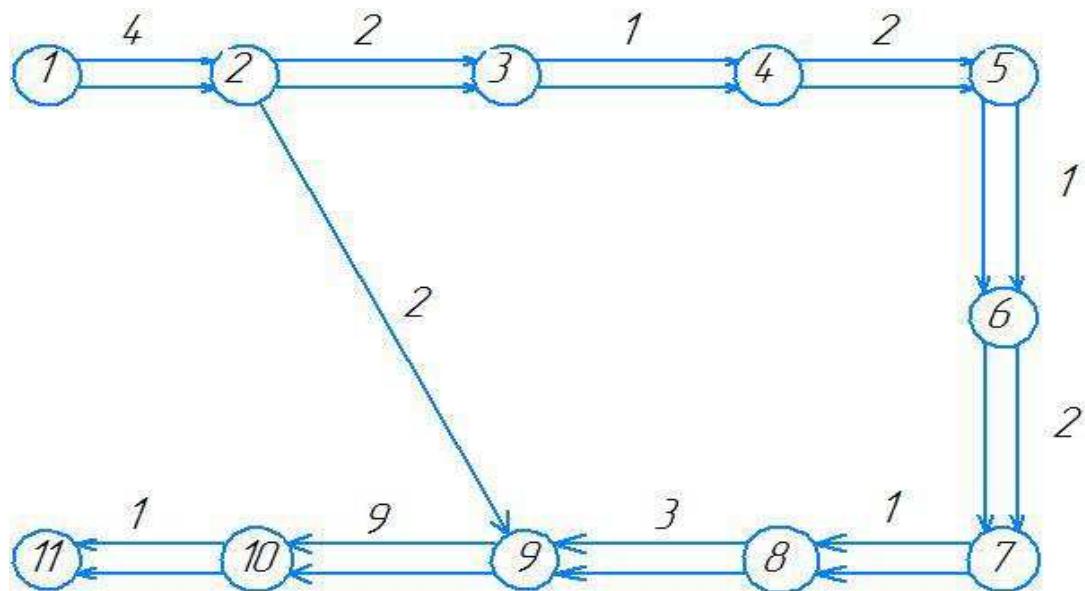


Рисунок 14 – Сетевой график процесса выполнения дипломной работы

Вывод.

Разработана сетевая модель выпускной работы. Критический путь составляет 28 дней, что свидетельствует о выполнении работы в установленный учебным графиком срок.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Заключение

В работе отражены все разделы, соответствующие выполнению дипломного проекта для специальности "Горные машины и оборудование"

В горной части дана горно-геологическая характеристика Николаевского месторождения, вскрытие карьерного поля, выбор и расчет системы разработки.

Для вскрышных и добывчих работ определены параметры рабочих площадок.

Расчет конструктивных параметров буровзрывных работ (диаметр и сетка скважин, величины - заряда, перебора, забойки и т.д.), произведены по нормативному справочнику, и представлены в графическом и печатном виде.

В разделе горные машины раскрыты вопросы по выбору средств механизации вскрышных и добывчих работ, а так же работы по отвалообразованию.

В разделе транспортных машин дано описание выбора и обоснование замены существующих самосвалов на более подходящую машину. В специальной части с целью уменьшения себестоимости вывозки выбран автосамосвал одного типа и для полноценной замены произведена модернизация главной передачи, а так же произведен расчет коэффициента полезного действия внедряемого дифференциала. Расчет показал что КПД, а так же устойчивость и эффективность внедрения соответствует положительному результату.

Также в дипломном проекте рассматриваются вопросы безопасности и охраны труда применительно к Васильевскому руднику.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

Список используемой литературы

1. Правила охраны недр. ПБ 07-601-03.
2. Рекомендации по содержанию, оформлению и порядку представления на государственную экспертизу материалов подсчета запасов. МПР РФ, ГКЗ. М., 1998.
3. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. ПБ 03 – 498 – 02.
4. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП 35 – 86. Минцветмет СССР, 1986.
5. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. Ленинград, Гипроруда, 1983.
6. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче. ОАО «Иргиредмет», Иркутск, 1994,
7. Единые правила безопасности при взрывных работах. ПБ 13 – 407 – 01.
8. Нормативный справочник по буровзрывным работам. Авдеев Ф. А., Барон В. Л., Гуров Н. В., Кантор В. Х. М., Недра, 1986.
9. Справочник механика открытых работ. Экскавационно – транспортные машины цикличного действия. М., «Недра», 1989.
10. Временные методические указания по управлению устойчивостью бортов карьеров цветной металлургии. Унипромедь, М., 1989.
11. Технология разработки золоторудных месторождений. В. П. Неганов, В. И. Коваленко, Б. М. Зайцев, Ю. А. Казаченко и др. М., «Недра», 1995.
12. СНиП 2.05.07 – 91*. Промышленный транспорт.
13. Р 2.2.2006-05. Руководство по гигиенической оценке факторов рабочей среды и трудового процесса. Критерии и классификация условий труда.
14. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. М., «Недра», 1980.
15. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Новожилов М. Г., Хохряков В. С. и др. М., «Недра», 1971.
16. Краткий справочник по открытым горным работам. Н. В. Мельников.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

- М., «Недра», 1982.
17. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости, Л., ВНИМИ, 1971г.
 18. Рекомендации по содержанию, оформлению и порядку представления на государственную экспертизу материалов подсчета запасов. МПР РФ, ГКЗ. М., 1998.
 19. Методические указания по определению углов наклона бортов откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. ВНИМИ. Ленинград, 1972.
 20. Синьковский В.Н. Технология открытые горные работы. [Текст]: Учеб. пособие/ В.Н. Синьковский, В.Н. Вокин, Е.В. Синьковская. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 508 с.
 21. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы [Текст]: Учебник для вузов – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 509 с.
 22. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 2. Технология и комплексная механизация [Текст]: Учебник для вузов – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 549 с.
 23. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом [Текст]: Учебник для вузов. – М.: Изд-во МГИ, 1992. – 516 с.
 24. Эксплуатация и ремонт механического оборудования карьеров. Методические указания по практическим занятиям, самостоятельной работе и дипломному проектированию для студентов специальностей 17.01, 09.05 и 21.05 всех форм обучения / А.В. Гилев, Л.П. Коростовенко; КИЦМ. – Красноярск, 1990. – 56 с.
 25. Ремонт машин и оборудования: Методические указания по курсовому и дипломному проектированию для студентов специальностей 17.01 и 17.03 / А.В. Гилев, Х.М. Мишхожев; КИЦМ, Красноярск, 1993, 40 с.
 26. СТП ГАЦМиЗ 7-99 Текстовые документы в учебном процессе. Общие требования к оформлению.
 27. Выбор и обоснование рационального диаметра скважинных зарядов, бурового оборудования и инструмента для карьеров. Методические указания по выполнению контрольной работы для студентов заочного и дневного обучения специальностей 09.05, 21.05 и 17.01 / Буткин В.Д.; КИЦМ. – Красноярск, 1991, 36 с.
 28. Справочник. Открытые горные работы / К.Н. Трубецкой, М.Г.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

29. Потапов, К.Е. Виницкий, Н.Н. Мельников и др. – М.: Горное бюро, 1994. 590 с.: ил.
30. СТП СМК 14.03-2001 Система менеджмента качества. Стандарт предприятия. Система организации и проведения планово-предупредительных ремонтов основного технологического оборудования. ОАО «Ачинский глиноземный комбинат».
31. Кох П.И. Ремонт экскаваторов. 2-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1979. 281 с.
32. Экскаваторы ЭКГ-4,6А и ЭКГ-4,6Б. Конструкция и эксплуатация. Г.М. Ярцев, П.В. Желобанов, Б.С. Камышев, В.А. Старенский, М., изд. Машиностроение, 1970, 344 с.
33. Горные машины и комплексы. Учебное пособие для техникумов / Бритарев В.А., Замышляев В.Ф. – М.: Недра, 1984, 288 с.
34. Технология машиностроения и ремонт горных машин: учебник для вузов / Г.И. Солод, В.И. Морозов, В.И. Русихин. – М.: Недра, 1988. – 421 с.
35. Справочник механика открытых работ. Экскавационо-транспортные машины цикличного действия / М.И. Щадов, Р. Подэрни, Е.Н. Улицкий и др. – М.: Недра, 1989. 374 с.: ил.
35. Интернет ресурс
http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_15234/
36. М.П. Кривопуск, Отчеты по объекту «Николаевское золоторудное месторождение» 2008.
37. Учебное пособие. «Расчеты карьерного транспорта» Под ред. Плютов Ю.А. 2015.
38. План карьера «Николаевский»
39. www.drom.ru Стоимость карьерной техники.
40. traktorbook.com Все об экскаваторах ЭКГ
41. www.gruzovik.ru Каталоги.
42. www.belaz.by Параметры, технические характеристики автосамосвалов БЕЛАЗ
43. www.rm-terex.com Строительная техника.
44. ferronordic-volvo-ce.ru Строительная техника.
45. istk.ru ИСТК официальный дистрибутор KOMATSU

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

46. Эксплуатация и ремонт механического оборудования карьеров. Методические указания по практическим занятиям, самостоятельной работе и дипломному проектированию для студентов специальностей 17.01, 09.05 и 21.05 всех форм обучения / А.В. Гилев, Л.П. Коростовенко; КИЦМ. – Красноярск, 1990. – 56 с.
47. Ремонт машин и оборудования: Методические указания по курсовому и дипломному проектированию для студентов специальностей 17.01 и 17.03 / А.В. Гилев, Х.М. Мишхожев; КИЦМ, Красноярск, 1993, 40 с.
48. СТП ГАЦМиЗ 7-99 Текстовые документы в учебном процессе. Общие требования к оформлению.
49. Теория автомобиля А.Ш.Хусаинов , В.В.Селифонов . Ульяновск 2008,120с.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

ДП-130400.65-2020 ПЗ

Лист

100

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой
Наталия Чуб А.С. Морин
подпись инициалы, фамилия
« 3 » 02 2020 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04 «Горное дело»

код и наименование специальности

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»

специализация

Тема: Эксплуатация горного оборудования на добыче золотосодержащих руд месторождения «Николаевское»

Спец.часть: Получение экономического эффекта, за счет изменения конструкции главной передачи автосамосвала БелАЗ-75473

Пояснительная записка

Руководитель

3.02.2018 датецт, К.Г.Н
подпись, чата должность, ученая степень

Герасимова Т.А.
инициалы, фамилия

Студент

13.02.2020г.
подпись, дата

Гусев А.А.
ициалы, фамилия

Красноярск 2020

Продолжение титульного листа ДП по теме Эксплуатация горного оборудования на добывающем предприятии "Николаевское"

Консультанты по разделам:

Технология горных работ
наименование раздела


подпись, дата

E.V. Кирюшина
инициалы, фамилия

Эксплуатация техники в условиях проектируемого предприятия
наименование раздела


подпись, дата

T.A. Герасимова
инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности
наименование раздела


подпись, дата

A.V. Галайко
инициалы, фамилия

Экономическая часть
наименование раздела


подпись, дата

A.D. Бурменко
инициалы, фамилия

Нормоконтролер


подпись, дата

Герасимова Т.А.
инициалы, фамилия

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой
Морин А.С. А.С. Морин
«13 » 01 2020 г.

**ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломного проекта**

бакалаврской работы, дипломного проекта, дипломной работы, магистерской диссертации

Студенту Годар Генадий Петрович
фамилия, имя, отчество
Группа 37113-05 Направление (специальность) 21.05.04.09
номер код
Горные машины и комплексы
наименование

Тема выпускной квалификационной работы Эксплуатация горных
оборудований на добывающих предприятиях
руд месторождения "Неволинское"

Утверждена приказом по университету № 751/о от 27.01.2020г.

Руководитель ВКР Т.А. Герасимова к.т.н. доцент.
инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы

Исходные данные для ВКР 1. Местоположение рудника.
2. Базовая карта. 3. Гео-геологические
известия. 4. Технические данные горных машин.
Перечень разделов ВКР 1. Технология горных работ.
2. Эксплуатация техники в условиях проек-
тируемого предприятия. 3. Берегопасность
горных работ. 4. Экономическая часть
Перечень графического материала

Программация (21 листок)

Руководитель ВКР

Г
подпись

Герасимова Т.Н.
инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению

Годар Генадий
подпись, инициалы и фамилия студента

« 3 » 02 2020 г.