

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий
Кафедра «Открытые горные работы»

21.05.04.03 «Открытые горные работы»

код и наименование специальности

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

_____ А.И.Косолапов

подпись инициалы, фамилия

« ____ » _____ 2017 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

ВСКРЫТИЕ И РАЗРАБОТКА ЗОЛОТОРУДНОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ «АЛЕКСАНДРО-АГЕЕВСКОЕ»
С/Ч: ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ
ВСКРЫТИЯ НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ ДО ОТМЕТКИ +400.

Пояснительная записка

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

Руководитель  доцент, к-т.техн.наук В.Н.Морозов

Студент ГГ11-07  Гимпель А.А.

Красноярск 2017 г.

Продолжение титульного листа

Консультанты по разделам:

<u>Геологическая часть</u> наименование раздела	<u>С.Н.Прусская</u> подпись, дата 25.01.17	<u>С.Н.Прусская</u> инициалы, фамилия
<u>Горная часть</u> наименование раздела	<u>В.Н.Морозов</u> подпись, дата 2.02.17	<u>В.Н.Морозов</u> инициалы, фамилия
<u>Специальная часть</u> наименование раздела	<u>В.Н.Морозов</u> подпись, дата 2.02.17	<u>В.Н.Морозов</u> инициалы, фамилия
<u>Карьерный транспорт</u> наименование раздела	<u>Ю.А.Плютов</u> подпись, дата 27.01.17	<u>Ю.А.Плютов</u> инициалы, фамилия
<u>Стационарные машины и установки</u> наименование раздела	<u>А.О.Шигин</u> подпись, дата 26.01.17	<u>А.О.Шигин</u> инициалы, фамилия
<u>Электроснабжение</u> наименование раздела	<u>В.Н.Морозов</u> подпись, дата 2.02.17	<u>В.Н.Морозов</u> инициалы, фамилия
<u>Безопасность жизнедеятельности</u> наименование раздела	<u>Н.М.Капличенко</u> подпись, дата 24.01.17	<u>Н.М.Капличенко</u> инициалы, фамилия
<u>Экономическая часть</u> наименование раздела	<u>Ж.В.Миронова</u> подпись, дата 01.02.17	<u>Ж.В.Миронова</u> инициалы, фамилия
Нормоконтролер	<u>В.Н.Морозов</u> подпись, дата 2.02.17	<u>В.Н.Морозов</u> инициалы, фамилия

Институт горного дела, геологии и геотехнологий
Кафедра «Открытые горные работы»

ЗАДАНИЕ
на выпускную квалификационную работу
в форме дипломного проекта
(дипломного проекта, дипломной работы)

1. Тема выпускной квалификационной работы «Вскрытие и разработка золоторудного месторождения «Александровское» со специальной частью «Выбор и обоснование технологической схемы вскрытия нижних горизонтов до отметки +400».

2. Утверждена приказом по университету №

3. Дата выдачи задания 28.11.2016

4. Срок сдачи студентом законченной работы 05.02.2017

5. Исходные данные к ВКР (перечень основных материалов, собранных в период преддипломной практики или выданных руководителем)

Запасы в северной борту карьера 408 тыс.т.

6. Перечень вопросов, рассматриваемых в выпускной квалификационной работе

6.1. Геологическая часть: Общая геологическая характеристика района, стратиграфия. Гидрогеология, сведения о подсчете запасов

6.2. Горная часть: Буровзрывные работы. Подготовка полезного ископаемого к выемке. Транспортирование. Отвалообразование

6.3. Специальная часть: «Выбор и обоснование технологической схемы вскрытия нижних горизонтов до отметки +400».

6.4. Карьерный транспорт: Выбор и обоснование транспорта для заданных условий карьера.

6.5. Стационарные установки: Выбор и расчет водоотливных установок

6.6. Безопасность жизнедеятельности: Организация охраны труда. Производственная безопасность.

6.7. Экономическая часть: Организация производства и управления предприятием. Расчет эффективности проекта.

7. Перечень графического материала с указанием основных чертежей и (или) иллюстративного материала: 1. Геологическая карта района, стратиграфическая колонка. 2. Геологические разрезы. 3. Производственные процессы. 4. Погоризонтные планы. 5. План горных работ. 6. Генеральный план. 7. Технико-экономические показатели по проекту.

8. Консультируемые разделы

Наименование раздела ВКР	Кафедра, инициалы, фамилия преподавателя-консультанта по разделу
Геологическая часть	ГМиМР С.Н. Прусская
Горная часть	ОГР; В.Н. Морозов
Специальная часть	ОГР; В.Н. Морозов
Карьерный транспорт	ГмиК; Ю.А. Плютов
Стационарные установки	ГмиК; А.О. Шигин
Безопасность жизнедеятельности	ТТБ; Н.М. Капличенко
Электромеханическая часть	ЭГМП; О.А. Кручек
Экономическая часть	ЭиМБ ГМК; М.В. Миронова

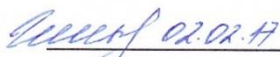
Руководитель выпускной
квалификационной работы



В.Н. Морозов

подпись, дата 2.02.17

Студент



А.А. Гимпель

подпись, дата

Лист

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК

выполнения этапов ВКР

Наименование и содержание этапа	Срок выполнения	Примечание
Введение.	05.02.17	Выполнено
Геологическая часть	05.02.17	Выполнено
Горная часть	05.02.17	Выполнено
Карьерный транспорт	05.02.17	Выполнено
Стационарные установки	05.02.17	Выполнено
Специальная часть	05.02.17	Выполнено
Экономическая часть	05.02.17	Выполнено
Безопасность жизнедеятельности	05.02.17	Выполнено
Электрооборудование	05.02.17	Выполнено
Заключение	05.02.17	Выполнено


Руководитель выпускной
квалификационной работы



В.Н. Морозов

подпись, дата 2.02.17

Студент



А.А. Гимпель

подпись, дата

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

Лист

Содержание

Введение.....	9
1. Общая часть.....	10
2. Геологическая часть.....	12
2.1. Геологическое строение района.....	12
2.2. Стратиграфия.....	12
2.3. Магматизм.....	13
2.4. Метаморфизм.....	13
2.5. Тектоника.....	13
2.6. Рудные тела и вещественный состав руд.....	17
2.7. Гидрогеологическая характеристика района.....	22
2.8. Основные сведения о запасах.....	23
3. Горная часть.....	24
3.1. Современное состояние горных работ.....	24
3.2. Определение граничного коэффициента вскрыши.....	24
3.3. Выбор основного оборудования.....	26
3.3.2 Общий режим работ.....	27
3.4 Структура комплексной механизации.....	27
3.5 Основные параметры карьера.....	28
3.6 Вскрытие месторождения.....	29
3.7 Технология проведения траншей.....	30
3.7.1 Работы на горизонтах.....	31
3.8 Система разработки.....	32
3.9 Технология и организация производственных процессов.....	33
3.9.1 Подготовка пород к выемке.....	33
3.9.1.1 Оценка горно-технологических характеристик горных пород на основе используемых на карьере классификаций.....	33
3.9.1.2 Оценка буримости и взрываемости горных пород. Выбор основного оборудования.....	33
3.9.1.3 Выбор бурового инструмента. Эксплуатационные параметры скважин.....	34
3.9.1.4. Режим бурения и производительность буровых станков.....	34
3.9.1.5. Проектный удельный расход взрывчатых веществ. Конструкция скважинного заряда.....	35
3.9.1.6. Параметры сетки скважин и скважинных зарядов.....	36
3.9.1.7. Параметры сетки скважин и размеры взрывного блока.....	37

				СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ	
Должн.	Фамилия	Подп.	Дата	Вскрытие и разработка золоторудного месторождения «Александрово-Агеевское»	Кафедра ОГР Группа 11-07
Разработ.	Гимпель А.А.				
Проверил	Морозов В.Н.				
Н. контр.	Морозов В.Н.				
Утвердил	Косолапов А.И.				

3.9.1.8. Расход средств инициации на блок. Выход и дробление негабарита.....	39
3.9.1.9. Расчет безопасных расстояний.....	41
3.9.1.10. Порядок ведения буровзрывных работ.....	42
3.9.2 Выемочно-погрузочные работы.....	56
3.9.2.1. Расчет производительности и парка одноковшовых экскаваторов.....	56
3.9.3. Организаций работ на уступе.....	60
3.9.3.1. Расчет времени отработки блока.....	60
3.9.3.2. Технологический график работ на уступе.....	60
3.9.4.Транспортирование горных пород.....	62
3.9.4.1. Характеристика горных пород по трудности транспортирования. Выбор модели подвижного состава.....	62
3.9.4.2. Пропускная способность транспортных коммуникаций.....	63
3.9.4.3. Эксплуатационная производительность и парк подвижного состава колесного транспорта.....	64
3.9.4.4. Отвалообразование.....	65
3.10. Спец. Часть. <u>Выбор и обоснование технологической схемы вскрытия нижних горизонтов до отметки +400м...</u>	67
3.10.1. Базовый вариант.....	67
3.10.2. Проектный вариант.....	70
3.10.2.1. Работы на горизонтах.....	71
3.10.2.2. Подсчет запасов твердых полезных ископаемых и вскрышных пород.....	72
3.10.2.3. Экономическое обоснование проектного варианта.....	74
4. Карьерных транспорт.....	78
4.1. Требования к карьерному транспорту.....	78
4.2. Выбор вида транспорта и подвижного состава.....	78
4.3. Экономико-математическое моделирование.....	79
4.4. Оценка эффективности вариантов транспортирования по критериям эффективности.....	89
4.4.1. Оценку проводим по 3 критериям эффективности.....	89
4.5. Вспомогательное оборудование.....	91
4.6. Организация транспортных работ.....	91
5. Стационарные машины и установки.....	93
5.1. Исходные данные.....	93
5.2. Гидравлический расчет.....	94
6. Электроснабжение.....	99
6.1. Электрическое освещение.....	99
6.2. Расчет освещения автодорог.....	100
6.3. Расчет освещение промплощадки.....	101
6.4. Расчет освещения помещений.....	102
6.5. Расчет электрических нагрузок и выбор трансформаторных подстанций.....	102
6.6. Выбор числа и мощность трансформаторов для ГПП.....	103
6.7. Выбор ПКТП 6(10)/0,4 кВ.....	103
6.8. Расчет воздушных и кабельных линий для потребителей низкого напряжения.....	105
6.9. Расчет дизель-генераторной станции.....	105

7. Безопасность жизнедеятельности.....	108
7.1. Промышленная безопасность открытых горных работ.....	108
7.2. Анализ опасных и вредных производственных факторов.....	109
7.3. Мероприятия по борьбе с шумом и вибрацией.....	109
7.4. Санитарно-гигиенические условия труда рабочих.....	113
7.5. Мероприятия по борьбе с запыленностью и загазованностью воздуха в карьере. ГОСТ 12.0.003-74(99) «ССБТ. Опасные и вредных производственные факторы.....	114
7.6. Обеспечение безопасности ведения буровых работ.....	115
7.7. Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе экскаватора.....	116
7.8. Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе автотранспорта.....	116
7.9. Мероприятия по пожарной безопасности. ГОСТ 12.1.004-91(99) «ССБТ. Пожарная безопасность. Общие требования.....	118
7.10. Обеспечение безопасности при эксплуатации электроустановок.....	119
7.11. План ликвидации аварий.....	120
7.12. Охрана окружающей среды.....	120
8. Экономическая часть.....	121
8.1. Расчет капитальных затрат на строительство предприятия.....	121
8.2. Организация управления производством.....	125
8.2.1. Организация управления и производственная структура.....	125
8.2.2. Режим работы предприятия.....	128
8.2.3. Организация труда.....	129
8.3. Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.....	132
8.3.1. Вспомогательные материалы.....	132
8.3.2. Основная заработная плата производственных рабочих.....	133
8.3.3. Расход на содержание и эксплуатацию оборудования.....	133
8.3.4. Амортизация.....	137
8.3.5. Расходы по эксплуатации и содержанию оборудования.....	137
8.3.6. Цеховые расходы.....	137
8.4. Техничко-экономические показатели качества проекта.....	140
Заключение.....	142
Список литературы.....	143
Ведомость дипломного проекта.....	145

Введение.

Уровень развития горнодобывающей промышленности страны является одним из основных показателей её промышленного потенциала.

Основными задачами являются интенсификация разработки, совершенствование технологии добычи и переработки руд, повышение производительности труда, снижение себестоимости, добычи создание безопасных условий ведения горных работ, рациональное использование природных и земельных ресурсов. Решение этих задач неразрывно связано с всемерным расширением применения открытых горных работ, как наиболее эффективного и безопасного способа разработки месторождений полезных ископаемых. В настоящее время открытым способом добывается примерно 75% общего объема добываемых твердых полезных ископаемых.

Неотъемлемая часть в стратегическом балансе страны принадлежит ООО «Соврудник», который находится на севере Красноярского края в Северо-Енисейском районе.

Целью разработки месторождения является добыча золотосодержащей руды в установленном объеме при достижении максимального экономического эффекта. Производительность карьера по руде должна быть оптимальной. В данном дипломном проекте предлагается выбрать и обосновать технологическую схему вскрытия нижележащих горизонтов до отметки +400 с целью полной разработки запасов в пределах карьера «Александро-Агеевский».

Месторождение располагается на водоразделе ручьев Чубкош и Федоровского, правых притоков р. Дыдан. Рельеф района низкогорный, расчлененный, крутизна склонов составляет от 5-10° редко - до 25-30°. Абсолютные отметки в пределах лицензионного участка колеблются от 520 до 565 м. Относительные превышения над речными долинами прилегающих ручьев составляют 40-100 м. Район не сейсмоопасный.

Недропользователю Федеральным агентством по недропользованию по итогам аукциона предоставлена лицензия серии КРР № 13520 вид БР от 15 марта 2006 г. на право пользования недрами с целью проведения геологического изучения, разведки и добычи рудного золота (прил. 2). Участок исследований имеет статус горного отвода площадью 0,601 кв. км. с угловыми координатами:

- 1) 60012/06// СШ и 93006/52// ВД;
- 2) 60012/18// СШ и 93007/37// ВД;
- 3) 60011/56// СШ и 93008/00// ВД;
- 4) 60011/45// СШ и 93007/14// ВД.

Срок действия лицензии завершается 30.12.2025г.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

Район относится к зоне средней тайги с резко континентальным климатом, холодной и продолжительной зимой и коротким летом. Переходные сезоны короткие, с резкими колебаниями температуры воздуха.

Промерзание почвы начинается в конце сентября – начале октября и продолжается до конца апреля – начала мая. Сезонное промерзание грунта – до 2 м. Многолетняя мерзлота островного характера развита преимущественно на склонах северной экспозиции.

Радиационная обстановка не опасна. Определенные значения $A_{эфф}$ не превышают норматива 370 Бк/кг, поэтому почвы радиологически не опасны. Удельная активность 33,82 – 34,46, Бк/кг.

Крупные водные артерии района - реки правобережного бассейна Енисея: Большой Пит, Вельмо, Енашимо, Сухой Пит, Тея.

Речная сеть хорошо развита. Питание рек в основном снеговое со значительной долей дождевого. Пик паводков приходится на май – июнь. Ледостав на реках наступает в середине ноября, ледоход на реках - в конце апреля - начале мая.

Площадь работ располагается на водоразделе ручьев Чубкош, Федоровский, (притоков р. Дыдан). Изученная часть бассейнов ручьев характеризуется однотипным расчленённым рельефом, для которого не характерно развитие болотных массивов.

Воды прозрачные, бесцветные, без запаха, реакция среды – нейтральная, до слабокислой. Воды мягкие, по минерализации относятся к ультрапресным. По соотношению основных компонентов это хлоридно-гидрокарбонатные воды смешанного катионного состава. Преобладающий анион – гидрокарбонат, катион – магний. Содержание сульфатов и карбонатов ниже порога обнаружения. Загрязнение азотистыми соединениями отсутствует: аммоний не обнаружен, а нитраты и нитриты значительно ниже уровня ПДК. Содержание микроэлементов значительно ниже ПДК для воды хозяйственно-питьевого назначения.

Александро-Агеевское месторождение находится на значительном удалении от населенных пунктов. В связи с этим, а также с их труднодоступностью, уровень биологического загрязнения невысокий.

Из объектов антропогенного воздействия на территории участка присутствуют вырубки (преимущественно давние и уже заросшие), грунтовые (преимущественно) и местами гравийные дороги. Свалок, замусоренных и захламленных участков не выявлено.

Лесной участок, предоставленный ООО «Соврудник» в аренду по договору с КГУ «Северо-Енисейское лесничество», Ново-Каламинское участковое лесничество кв. 171, отнесены к эксплуатационным лесам представленных берёзо-сосново-лиственненным лесом.

На территории Александро-Агеевского золоторудного месторождения объектов культурного наследия (памятников истории, архитектуры, монументального искусства) нет.

									Лист	
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

2. Геологическая часть.

2.1. Геологическое строение района.

«Александро-Агеевское» месторождение расположено в пределах одноименного рудного поля, которое находится в пределах западной границы Ишимбинского глубинного разлома и приурочено к восточному крылу Успенско-Ольгинской антиклинальной складки, сопряженной с зоной крупных взбросо-надвигов, являющихся восточной границей Дюбкошского грабена.

Площадь сложена метаморфическими образованиями *тейской*, *сухопитской*, частично *чингасанской* и *чапской* серий, прорванных гранитоидами *татарско-аяхтинского комплекса* ($\gamma\delta-\gamma R_3ta$) (прил.1)

В пределах месторождения картируются отложения *кординской свиты* (R_1kd_1). Нижняя подсвита (R_1kd_1) представлена переслаивающимися между собой пластами метапесчаников и кварцитовидных песчаников с маломощными интервалами сланцев. В составе нижнекординской подсвиты предшественниками выделяются маломощные линзы серых, светло-серых мраморизованных известняков. На нижней согласно залегает верхняя подсвита (R_1kd_2), представленная серыми, темно-серыми часто окремненными метаалевропесчаниками и серыми полосчатыми также в разной степени окремненными алевритистыми биотит-кварцевыми сланцами, характеризующимися предшественниками как роговики.

2.2. Стратиграфия.

Протерозойская группа (PR)

Нижний протерозой (PR₁)

Тейская серия (PR_{1ts})

Расчленение разреза района Александро-Агеевского месторождения приведено по данным Целыковского А.Ф. (1980 г.).

Пенченгинская свита (PR_{1pn}).

Нижняя подсвита (PR_{1pn1}). Представлена сланцами хлорит-биотитовыми микрокристаллическими, биотитовыми метаалевролитами, известняками мраморизованными. Мощность подсвиты 600 м.

Верхняя подсвита (PR_{1pn2}). Представлена известняками мраморизованными, биотитовые метаалевролитами, хлорит-биотитовыми микрокристаллическими сланцами. Мощность 900м.

Верхний протерозой (PR₂)

Сухопитская серия

Кординская свита (R_1kd).

Нижняя подсвита (R_1kd_1). Представлена кварцитами кварцито-песчаники, метаалевролитами, известняками, гравелитами, углеродистыми сланцами. Мощность 800м.

Верхняя подсвита (R_1kd_2). Представлена метаалевролитами, песчаниками, хлорит-биотитовыми микрокристаллическими сланцами, слюдистые сланцы. Мощность 500-550м.

Лист

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

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

Горбилокская свита (R_{2gr}). Сложена зелеными, серо-зелеными кварцит-серицит-хлоритовыми сланцами. Мощность свиты 500 м.

Удере́йская свита (PR_{2ud}). Представлена толщей глинистых и алевроглинистых сланцев. В зависимости от степени метаморфизма они в той или иной степени филлитизированы, превращены в кварц-серицит-хлоритовые, кварц-мусковит-биотитовые сланцы и подразделяются на две подсвиты.

Нижняя подсвита (R_{2ud_1}).

Нижняя пачка ($R_{2ud^1_1}$). Представлена темно-серыми, черными углеродистыми сланцами. Мощность более 400м.

Верхняя пачка ($R_{2ud^2_1}$). Представлена алевро-глинистые серицитовыми сланцами. Мощность 200-300м.

Средняя подсвита (R_{2ud_2}).

Нижняя пачка ($R_{2ud^1_2}$). Представлена темно-серые углеродистые кварц-серицитовыми сланцами. Мощность 200м.

Средняя пачка ($R_{2ud^2_2}$). Представлена известковистыми сланцами. Мощность 200м.

Верхняя пачка ($R_{2ud^3_2}$). Представлена зелеными кварц-серицит-хлоритовыми сланцами. Мощность 200м.

Верхняя подсвита (R_{2ud_3}). Представлена сланцами темно-серого до черных кварц-серицитовых углеродистых. Мощность 700м.

Погорю́йская свита (R_{2pg}). Ритмичное переслаивание сланцев хлорит-серицитовых метаалевролитов, метапесчаников, кварциты. Мощность свиты 1000-1200м.

Чингасанская серия ($R_3\check{c}n$)

Карьерная свита (R_3kr). Представлена песчаниками, алевролитами, алевроаргиллитами, доломитами, известняками и мергелями. Мощность свиты до 800м.

Чивидинская свита ($R_2\check{c}v$).

Нижняя пачка ($R_2\check{c}v^1$). Представлена полимиктовыми песчаниками на карбонатном цементе. Мощность пачки 390-400 м.

Верхняя пачка ($R_2\check{c}v^2$). Представлена известковыми аргиллитами с подчиненными прослоями полимиктовых песчаников с карбонатным цементом. Мощность 290м.

Чапская серия (V_{cp}^v)

Суворовская свита (V_{1s}). Сложена красноцветными гравелитами, известняками, аргиллитами. Мощность свиты 650 м.

Подъемская свита (V_{1pd}). Представлена доломитами, известняками, красноцветными песчаниками и гравелитами. Мощность свиты 600-700 м.

Четвертичные отложения (Q_{I-II}). Пески, суглинки, супеси, глины, косослоистые, неяснослоистые. Мощность отложений 15-50м.

Современные отложения (Q_{IV}) представлены валунами, галечниками, песками, илами, глинами. Мощность 0.5-6.0м.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

2.3. Магматизм.

По возрасту, петрохимическим особенностям и структурной приуроченности среди магматических пород в пределах описываемого района выделяется Татаро-Аяхтинский и Ковригинский комплексы.

Татарско-аяхтинский комплекс ($\gamma\delta-\gamma PR_{2ta}$) сложен гранитами, гранодиоритами, плагиогранитами, лейкогранитами. Каламинский массив этого комплекса неправильной формы, несколько вытянут в северо-западном направлении. С проявлением гранитоидного магматизма связывается образование золоторудных месторождений Советского и Александро-Агеевского рудных узлов. (Ли, 1972).

Ковригинский комплекс *риолит-базальтовый* ($\nu\beta R_{3\nu}$) сложен субвулканическими образованиями: амфиболитизированные габбродиориты. Этот массив имеет вытянутую форму, вытянутый в северо-западном направлении.

2.4. Метаморфизм.

Протерозойские отложения претерпели глубокий *региональный и контактовый метаморфизм* под влиянием процессов, связанных с магматизмом Токминского и Татаро-Аяхтинского комплексов. Региональный метаморфизм выразился в преобразовании глинистых отложений в филлиты, углисто – филлитовые и кварц – хлорит – серицитовые сланцы, а песчаников и карбонатных пород – в кристаллические песчаник и мраморы.

Выделены Малогаревский ($AR_2?mg$) и Немтихинский (AR_2nt) комплексы. Породы: амфиболиты, гнейсы биотитовые, кристалосланцы полевошпатсодержащие, мраморы и кальцифиры, плагиогнейсы биотитовые, биотит-роговообманковые, гранат-силлиманитовые, диопсид-гиперстен-роговообманковые. Редкие тела амфиболитов.

2.5. Тектоника.

В пределах Северо-Енисейского района выделяется две наиболее крупные тектонические структуры: *Панимбинский антиклинорий* и *Ангаро-Питский синклинорий*, с более мелкими пологими широкими синклиналями и разделяющими их довольно узкими антиклиналями. Складчатые структуры осложнены многочисленными разрывными нарушениями (рис. 1).

Панимбинский антиклинорий прослеживается с юго-востока на северо-запад на расстоянии около 200 км. Его центральная часть сложена отложениями свиты хребта Карпинского и пенченгинской, которые по степени метаморфизма и дислоцированности, а также условиям залегания объединяются в нижний структурный (среднепротерозойский) этаж. К ядру антиклинория приурочены все известные выходы гранитоидов.

Ангаро-Питский синклинорий имеет протяженность до 200 км. Его западная граница определяется зоной разломов, расположенных по линии: зимовье Усть-Чиримба – п.г.т. Северо-Енисейский, прииск Прокопьевский, на

востоке синклиний граничит непосредственно с Сибирской платформой Синклиний сложен, в основном, породами сухопитской и тасеевской серий верхнего протерозоя, которые на широте пгт. Северо-Енисейский сменяются нижнекембрийскими отложениями.

Значительное влияние на формирование структурного облика района и вместе с тем, на формирование золоторудных месторождений оказали разрывные нарушения. По простиранию они подразделяются на субширотные и субмеридианальные, по характеру проявления – на зоны милонитизации и рассланцевания, зоны брекчий, зоны дробления, по типу перемещения – на сбросы, взбросы, надвиги.

					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Главные зоны разрывных нарушений и их номера

- 1 - Исковская
- 2 - Ишимбинская
- 3 - Приенисейская
- 4 - Татарская
- 5 - Ангаро-Бактинская
- 6 - Нижнеангарская
- 7 - Ковдорская
- 8 - Восточно-Саянская

Золоторудные месторождения

- 1 - Советское (АУ)
- 2 - Эльдоряд (АУ)
- 3 - Олимпиада (АУ)
- 4 - Ведуга (АУ)
- 5 - Аяхта (АУ)
- 6 - Бабгора (АУ)
- 7 - Удрейское (АУ)
- 8 - Раздолинское (АУ)
- 9 - Боголюбовское (АУ)
- 10 - Плутиновское (АУ)

- (I) - структуры, сложенные образованиями архейского и карельского времени
 (II) - то же, сухопийского, потоскуйского
 (III) - прогибы, выполненные образованиями кизилгейского и ослинского времени
 (IV) - гребни, сложенные образованиями кембрийского, ордовикского и силурийского времени
 (V) - впадины, выполненные образованиями девонско-каменноугольного, пермского мезозойского и кайнозойского времени:
 V - Борская
 V - Вальминский
 V - Зыряновский
 V - Кемский
 V - Погромнинский
 V - Кулаковско-Казаченский
 V - Ниметасевский
 V - Рыбинский

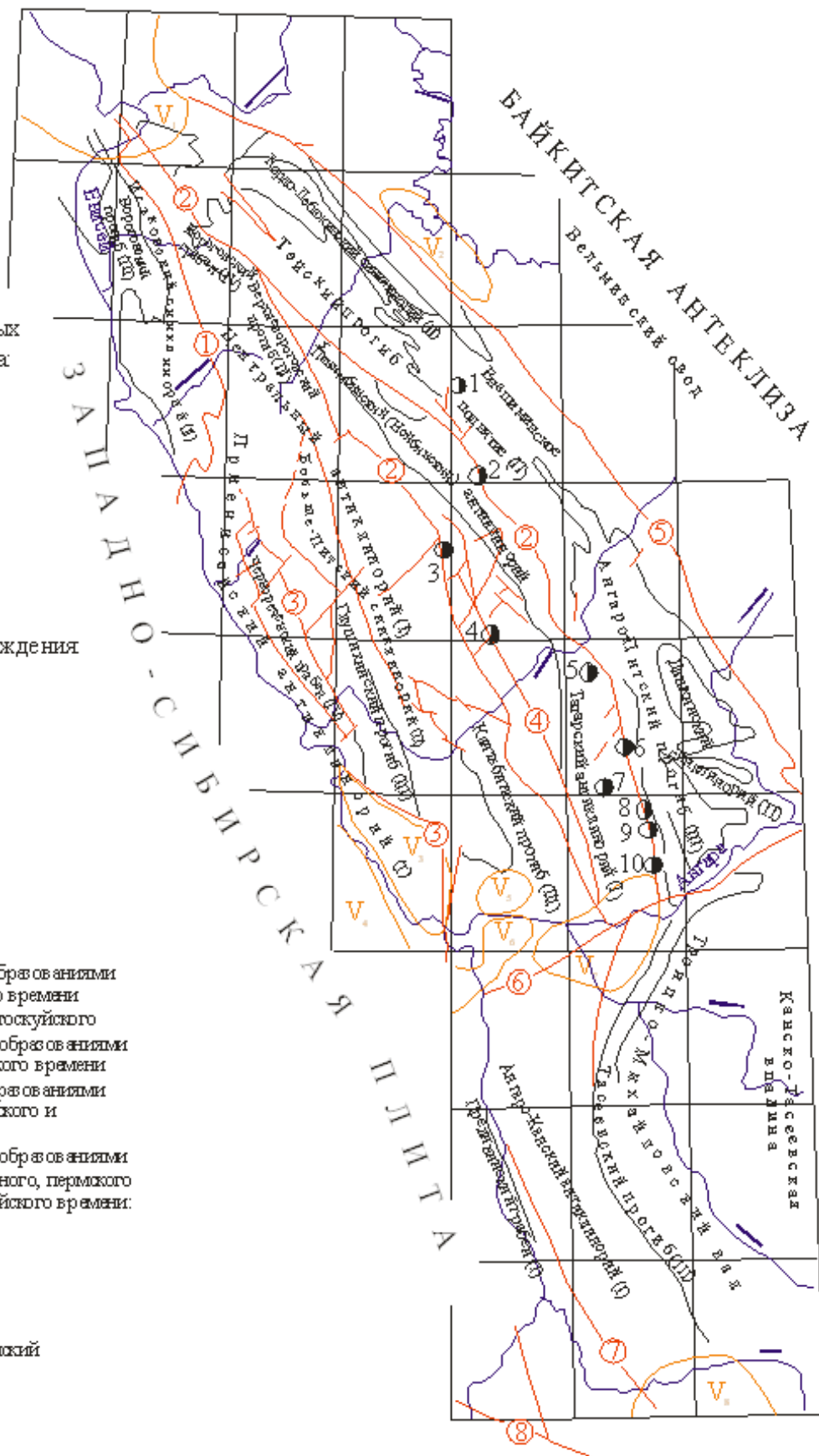


Рис. 1 – Тектоническая схема Енисейского края (по данным Карпинского А.П., 1975 г.)

2.6. Рудные тела и вещественный состав руд.

Рудными телами месторождения Александрово-Агеевского по существу являются рудные зоны и представляют собой жильно-прожилковые участки вмещающих пород с редкой вкрапленной сульфидной минерализацией. В большинстве случаев они представлены жилами мощностью от 10 см до 1.5 м с многочисленными апофизами и раздувами, мелкими прожилками, чередуются с метасоматически проработанными участками, окружены околожильными гидротермальными изменениями, насыщены в разной степени рудными минералами и золотом. В среднем, содержание сульфидов в рудах не превышает 3%. Согласно признанной классификации, месторождение отнесено к геолого-промышленному типу минерализованных жильно-прожилковых зон золото-кварцевой рудной формации. Исследования проводились в ООО "ЗабНИИ-технология", г. Чита. (по данным Целыковского А.Ф., 1980-1985 гг.)

2.6.1. Химический состав руды.

По химическим характеристикам руда характеризуется относительно простым составом (таблица 2.1). Единственным промышленно-ценным компонентом является золото, серебро находится в виде изоморфной примеси в золоте. Цветные металлы не представляют промышленного интереса. Содержания Cu, Pb, Zn находятся на уровне сотых и тысячных долей процента. Низкие их содержания вызваны малым распространением минералов носителей в руде и изоморфными примесями этих элементов в главных рудных минералах.

Из вредных примесей в руде в ничтожно малых количествах присутствует мышьяк (0,15%) и пятиокись фосфора (0,11%), что существенного влияния не окажет на технологические процессы извлечения золота. Мышьяк содержится в арсенопирите, скородите, фосфоре, преимущественно, в апатите. Высокое содержание кремния объясняется наличием кварцевых жил, содержания титана обусловлены постоянным присутствием оксидов титана в сланцах и спорадическим - в жилах кварца. По данным спектрального анализа калий резко преобладает над натрием

Таблица 2.1. - Химический анализ руды (по данным Целыковского А.Ф., 1980-1985 гг.)

Оксиды	Содержания, %	Элементы	Содержания, %
SiO ₂	82,11	Собщ.	0,18
Al ₂ O ₃	6,92	Сульфат.	< 0,04
TiO ₂	0,47	As	0,15
CaO	1,59	Sb	0,018
MgO	1,27	Cu	< 0,005
FeO	1,8	Zn	0,007
Fe ₂ O ₃	1,8	Pb	< 0,02
P ₂ O ₅	0,11	Cd	< 0,005
Na ₂ O	1,25	Au	9,5 г/т
K ₂ O	1,56	Ag	5,5 г/т
Ппп	1,36	-	-

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

Лист

Данные таблицы свидетельствуют о том, что основным компонентом руды является кремнезем (82,11%). В подчиненном количестве находится глинозем (6,92 %), оксид магния (1,27%). Основным элементом, составляющим рудную часть пробы, является железо, количество которого составляет 1,8%. По степени окисления железа руда относится к окисленному типу.

2.6.2. Минералогический состав руды.

Минеральный состав руд месторождения относительно прост (таблица 2.2, 2.3). К главным (основным) минералам относятся: нерудные - кварц нескольких генераций, серицит-мусковит, биотит, полевые шпаты; рудные - пирит, пирротин, арсенопирит. Второстепенные минералы жильных и околожильных зон: - карбонаты (анкерит, кальцит), оксиды титана (брукит, анатаз), хлорит, углеродистое вещество, рудные - самородное золото, мельниковит, марказит. Редкие минералы жил и вмещающих пород - халькопирит, ильменит, галенит, сфалерит, магнетит. Гипергенные минералы - гетит, лимонит, гидрогетит, гидрооксиды марганца, охры свинца, скородит.

Кварц жил и прожилков месторождения сложен, по-видимому, несколькими генерациями. Наиболее ранняя генерация кварца образует маломощные (0.1-2.0 мм) невыдержанные метасоматические полосы в алевросланцах, содержащие тонкую вкрапленность альбита, биотита, хлорита, лейкоксенизированного ильменита и раннюю пирротин-халькопирит-сфалеритовую ассоциацию.

Таблица 2.2. - Минеральный состав руды (по данным Целыковского А.Ф., 1980-1985 гг.)

Минералы	Главные	Второстепенные	Редкие	Гипергенные
Рудные	пирротин, пирит, арсенопирит	мельниковит, марказит	халькопирит, ильменит, галенит, сфалерит, магнетит	гетит, лимонит, гидрогетит, гидрооксиды марганца, охры свинца, скородит
Нерудные	кварц, биотит, мусковит, полевые шпаты (калиевый полевой шпат, альбит)	оксиды титана (брукит, анатаз), хлорит, углеродистое вещество, карбонат,	циркон, апатит, рутил, пелит	-

Вторая генерация кварца представлена мощными жилами крупнозернистого серого, иногда молочно-белого цвета с арсенопиритом в зальбандовой части и с примесью альбита и серицита

Кварц третьей генерации имеет мелкозернистое полигональное строение, сахаровидный облик, часто вмещает в себя реликты кварца второй генерации и видимую вкрапленность самородного золота. Наконец, кварц четвертой генерации характерен для поздних кварц-карбонатных прожилков, где слагает идиоморфные кристаллы серого цвета, расположенные перпендикулярно зальбандам этих прожилков, центральная часть которых заполняется белым или

розовым кальцитом. Для этой генерации кварца очень типично друзовое строение.

Карбонаты представлены кальцитом, анкеритом, реже – доломитом и сидеритом. Кальцит слагает либо мономинеральные невыдержанные поздние прожилки мощностью от 0.5 мм до 0.5 см, либо совместно с кварцем выполняет кварц-карбонатные прожилки, содержащие халькопиритовую и (или) сфалеритовую минерализацию. Анкерит больше характерен для вмещающих пород, а также околожильных гидротермальных изменений, где к нему часто приурочиваются метазерна пирита. Может создавать совместно с доломитом тонкие медово-желтые прожилочки в карбонатных метаалевролитах северо-западной части месторождения

Мусковит (серицит) характерен для зальбандовой, в основном, экзоконтактной части кварцевых жил и прожилков. Кроме того, серицит заполняет пространство между кварцевыми зернами в метапесчаниках и кварцитах. В составе алевросланцев минерал подчеркивает сланцеватость породы, располагаясь вдоль плоскостей сланцеватости. Большая часть мусковита (серицита) образовалась за счет замещения биотита, попавшего в область метасоматической проработки, а также при преобразовании глинистой и полевошпатовой составляющей метаалевролитов и цемента метапесчаников. Размеры 0.005-0.2 мм, редко больше.

Таблица 2.3. - Количественный минералогический анализ руды (по данным Цельковского А.Ф., 1980-1985 гг.)

Минерал	Содержание, %	Крупность зерен, мм
золото	9,5 (г/т)	≤0,005-0,6
серебро	5,5 (г/т)	
пирит, пирротин	0,25	0,01-2
арсенопирит	0,3	0,5-1,7
кварц	74	0,03-0,08
полевые шпаты	6,25	0,02-0,04
мусковит	5	0,01-0,03
хлорит	4	0,1-0,2
биотит	4	0,05-0,2
карбонаты	2,5	≤0,1
оксиды титана	0,5	0,03 – 0,2x 0,05
акцессорные	0,1	0,01-0,05
углеродистое вещество	0,5	0,001 – 0,025x0,002
халькопирит	ед. знаки	0,005-0,08
сфалерит	ед. знаки	0,01-0,1
галенит	ед. знаки	0,005-0,05
ильменит	ед. реликты	0,02-0,05
апатит	ред. знаки	0,2-0,7
ковеллин	ед. знаки	0,002
лимонит	1,4	0,002-1,5
оксиды марганца	0,01	≤ 0,05

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

Лист

Биотит по сравнению с мусковитом и кварцем образует относительно крупные выделения, размером до 0,2 мм, также равномерно распределённые в породе. По размеру выделений биотит напоминает порфиробласты. Цвет биотита красновато-коричневый по Ng и бледно-желтовато-коричневый по Np

Хлорит в околожильном пространстве распространён слабо. Наибольшим развитием минерал пользуется в составе ранних метасоматических кварцевых прожилках с пирротин-халькопирит-сфалеритовой ассоциацией. Минерал представлен двумя разновидностями. Первый, более ранний, пеннин развивается по биотиту алевросланцев и характерен для метасоматической стадии. Часть его, вероятно, образовалась еще в метаморфический этап. Второй относится к клинохлор-делесситу и совместно с серицитом и лейкоксеном заполняет микротрещины в металевропелитах. Хлорит, в целом, имеет преимущественные размеры 0.15-0.02 мм. Часто содержит магнетитовую и рутиловую тончайшую вкрапленность.

Углеродистое вещество наблюдается довольно часто в небольших количествах – до 0,2%, редко до 2%. Оно образует округлые, а чаще линейно-вытянутые скопления пылевидных частиц, размером от 0,001 до 0,01 мм. Струйные выделения совпадают и подчёркивают общее направление сланцеватости в породе. В слоистых сланцах углеродистое вещество приурочено преимущественно к тонкозернистым сланцам.

Золото представлено самородной формой. Макроскопически оно наблюдается практически только в кварце жил и прожилков, имеет размер 2-3 мм, светло-желтое, нередко золотишки покрыты бурой пленкой гидроокислов железа. Минерал чаще всего имеет форму тонких пленок (не толще 0.5-1.0 мм), кайм, прожилков, пластинок, проволочек. Тонкие каймы самородного золота, как правило, окружают гидроокислы или охристые пустоты в кварце. Золото выделяется внутри друзовых полостей в кварце, где совместно с гидроокислами железа обрастает тонкой каймой кристаллики кварца. Кроме того, часто встречается вдоль трещин в кварце или в его межзерновом пространстве. Длина подобных трещинных выделений самородного золота может достигать 3-4 мм и больше. Распространение самородного золота в кварце жил неравномерное, кустовое. Одиночные зерна редки.

По результатам фазового анализа (таблица 2.4.) при крупности помола руды -1мм 52% золота является свободным, около 36% находится в сростках, 6% - в рубашке и более 5% относится к упорному. При крупности помола -0,1мм повышается содержание свободного золота (57%) и золота в сростках (39%), а содержание упорного золота снижается до 1,5%.

Таблица 2.4. - Рациональный анализ руды на золото (по данным Цельковского А.Ф., 1980-1985 гг.)

Форма нахождения золота	Крупность руды минус 1,0 мм		Крупность руды минус 0,1мм	
	Содержание, г/т	Распределение, %	Содержание, г/т	Распределение, %
Свободное	1,49	62,1	1,74	71,9
В сростках	0,72	30,0	0,66	27,3
В сульфидах	0,03	1,2	0,01	0,4
В породе	0,16	6,7	0,01	0,4
Исходная руда	2,4	100	2,42	100

Распределение золота по крупности и характеру сростаний приведено в таблице 2.5. На долю самородного золота приходится 68%, сростки золота с кварцем составляют 13%. Как и по данным фазового анализа, доля "свободного" золота увеличивается с уменьшением тонины помола. Крупность золота, по совокупности данных, колеблется от первых микрон до 0,6 мм. Золото с сульфидами образует либо тесные прорастания, либо пленочные и каемчатые выделения на них.

Цвет золота ярко-желтый и соломенно-желтый, преобладают частицы золота величиной 0,075-0,3 мм, светло-желтого цвета. Пробность золота, определенная пробирно-атомно-абсорбционным методом 810-842. Преобладают частицы золота интерстициальной, цементоподобной формы. Комковатые и трещинно-прожилковые формы частиц имеют подчиненное развитие.

Таблица 2.5. - Распределение золота по классам крупности и сростаниям в головке (по данным Цельковского А.Ф., 1980-1985 гг.)

Сростания золота	Классы крупности, мм			Количество частиц	Распределение, %	Исх. руда Кол-во частиц
	+0,63	-0,63+0,2	-0,2			
Свободное	-	33	134	167	68,4	13
С кварцем	3	19	10	32	13	2
С сульфидами	3	13	6	22	9	1
С кварцем и сульфидами	2	13	2	17	7	1
С лимонитом	1	1	4	6	2,4	1
Количество частиц	9	79	156	244	99,8	18
Распределение, %	3,7	32,4	64	100,1	-	-
Вес золота, мг	17,22	15,15	7,4	-	-	-
Вес фракции, г	74	56	12	-	-	-

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

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

Лист

2.7. Гидрогеологическая характеристика района.

Крупными водными артериями района являются реки Большой Пит, Вельмо, Енашимо, Сухой Пит, Тея, принадлежащие правобережному бассейну реки Енисей.

Район расположен в пределах Енисейского сложного гидрогеологического бассейна трещинных вод, по более дробному делению месторождение принадлежит Больше-Питскому гидрогеологическому массиву. С последним, по отрывочным сведениям, связаны трещинно-грунтовые воды, распространенные преимущественно до глубины 60-100 м, а также локально-трещинные воды разломов и жильных образований, проникающие на глубину в несколько сотен метров. Между собой бассейны могут быть гидравлически связаны через систему водоносных зон тектонических нарушений. Важную роль в водоносности пород играют новейшие разрывные нарушения, к которым часто приурочены долины рек и выходы подземных вод. Питание подземных вод происходит за счет атмосферных осадков и имеет резко выраженный сезонный характер. Превышение годового количества осадков над испарением обуславливает значительную обводненность района.

По характеру обводнения горных пород, слагающих участок месторождения можно выделить воды четвертичного горизонта и водоносную среднерифейскую зону.

Воды четвертичного горизонта связаны с речными (аллювиальными) образованиями.

Слабоводоносный аллювиальный горизонт (aQ_{IV}) распространен неширокой полосой по бортам рек. Водовмещающие породы представлены песчано-гравийными отложениями с галькой сланцев. Глубина залегания уровня до 1 м.

Локально обводненный четвертичный эллювиально-деллювиальный горизонт (Q_{IV}) распространен с поверхности до глубины 10,5 м, сплошного по площади горизонта он не образует. Целиком породы горизонта обводнены в период снеготаяния и затяжных дождей. Водообильность горизонта неравномерная, но в целом достаточно высокая. Дебит скважины при ее опробовании составил 3,2 л/с при понижении 8,37 м. Расчитанный по опытным откачкам коэффициент водопроводимости составляет 2,35 м²/сут. С речными водами воды горизонта образуют единую гидравлическую систему. Уровенный режим горизонта целиком зависит от уровня воды в реке. Питание горизонта осуществляется за счет речных вод, атмосферных осадков и ниже подстилающих водоносных подразделений.

Водоносная зона среднерифейских метаморфических пород в пределах месторождения распространена повсеместно и приурочена к породам кординской свиты. Зона содержит, в основном, трещинные, трещинно-пластовые безнапорные воды. Водовмещающие отложения представлены метаалевролитами, метаалевропесчаниками. Фильтрационные свойства водоносной зоны не зависят от петрографического состава и обусловлены только степенью трещиноватости и открытости трещин пород, как рудных, так и вмещающих отложений.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

Водоносность отложений не высокая. Дебиты скважин при откачках составили 0,03-0,24 л/с при понижениях 1,94-31 м, удельные дебиты 0,002-0,38 л/с. Лучшей проницаемостью обладают зоны расположенные на относительно низких гипсометрических уровнях (скв.320, 313). Коэффициент водопроницаемости для водоносной зоны в среднем составляет 0,323 м²/сут.

Зона содержит преимущественно гидрокарбонатные воды, с минерализацией от 0,12 до 0,17 г/л и рН от 6,54 до 7,83.

Область питания водоносной зоны совпадает с площадью ее распространения, а источником в естественных условиях является инфильтрация талых, дождевых и поверхностных вод (последних в период осеннего и весеннего паводков).

Отсутствие водоупорных пород с поверхности и в зоне аэрации, лесной покров благоприятствует питанию подземных вод. Движение подземных вод направлено к понижениям в рельефе где они частично, дренируясь образуют ручьи.

2.8. Основные сведения о запасах.

Запасы руд в контуре проектного карьера по рудным телам, блокам и категориям приведены таблице 2.6.

На приложении 2 показаны вертикальные проекции рудных тел 1, 2, 11.

Таблица 2.6. - Результаты подсчета запасов.(по данным Целыковского А.Ф., 1980-1985 гг.)

№ рудных тел, характеристика запасов, прогнозных ресурсов	Запасы руды, тыс.т	Среднее содержание, г/т	Запасы золота, кг
Рудное тело 1			
Запасы категории С ₂	161	2.5	402,5
Рудное тело 2			
Запасы категории С ₂	68,2	2.3	156,9
Рудное тело 11			
Запасы категории С ₂	173,2	2.7	467,6
Всего по месторождению			
Запасы категории С ₂	408	2.5	1027

3. Горная часть.

3.1. Современное состояние горных работ.

«Александро-Агеевское» золоторудное месторождение предприятия ООО «Соврудник» разрабатывалось открытым способом в период с 2010г. По 2015г. В период работы карьеры было отработано 2532 тыс.т. полезного ископаемого и 7 674 тыс. м³ вскрышных пород.

Производительность карьера составляла:

- по горной массе – 2 000 000 м³
- по руде – 500 000 т
- по вскрыше - 1 814 815 м³

Разработка велась транспортной системой разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы и добытого полезного ископаемого в усреднительный склад.

В карьере для бурения взрывных скважин использовались буровые станки Sandvik Drilltech D245S. Погрузка вскрышных пород и полезного ископаемого производилось экскаваторами Hitachi EX-1200 с вместимостью ковша экскаватора 4,5 м³. Перевозка полезного ископаемого на склад и вскрышных пород в отвал осуществлялось автосамосвалами CAT-773E с грузоподъемностью 55 тонн.

На момент проектирование карьера «Александро-Агеевский» находится на консервации.

3.2. Определение граничного коэффициента вскрыши.

Открытый способ разработки, как генеральное направление развития горнодобывающей промышленности России, сохраняется для обеспечения топливом и минеральным сырьём потребностей энергетики, чёрной и цветной металлургии, химической индустрии, строительства, машиностроение, вычислительной техники.

Применение во всех отраслях горнодобывающей промышленности и высокий удельный вес открытого способа добычи полезных ископаемых обусловлены следующими его основными преимуществами (по сравнению с подземным способом) экономического, технического, технологического, экологического, организационного и социального характера:

- кардинальной экономией производственных ресурсов, выражающейся в повышении производительности труда от 3-4 раз по рудным карьерам, снижением себестоимости продукции в 3-4 раза;
- сокращением в 2-3 раза и более сроков строительства предприятий одинаковой мощности;
- снижение потерь полезных ископаемых в недрах до 1-5 %;
- безопасными и более комфортными условиями труда.

Разработка месторождения открытым способом будет экономична в том случае, когда себестоимость полезного ископаемого будет меньше или равна допустимой себестоимости. В период интенсивного строительства карьера,

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

можно использовать в качестве критерия для установления границ карьера коэффициент, вскрыши который, в дальнейшем получил, название как граничный коэффициент вскрыши. Максимальный коэффициент вскрыши, при котором себестоимость полезного ископаемого находится в пределах допустимой себестоимости, называется граничным. Он показывает максимально допустимый объем вскрыши, который необходимо вынуть для добычи одной единицы полезного ископаемого.

В плане контур отработки месторождения ограничений, в виде каких-либо охранных целиков, не имеет. Рудные тела располагаются от дневной поверхности до глубины 160 метров. В этой связи, для условий оцениваемого месторождения, целесообразность отработки которого открытым способом очевидна, определить граничный коэффициент вскрыши ($K_{гр}$), а затем на его основе уточнить предельно возможную глубину отработки запасов (H). Вычисление этих показателей выполнено, на основе фактических и расчетных данных, по формулам проф. Б.П. Боголюбова:

$$K_{гр} = (Ц \cdot q - B) / Cв$$

где: Ц – цена реализации 1 г золота, руб.; q - количество металла, извлекаемого из 1 т. руды, г.; B - себестоимость 1т руды, руб.; Cв – себестоимость 1м³(1т) вскрыши, руб.

$$K_{гр} = (2297 \cdot 2,3 - 1122,1) / 98 = 42 \text{ т./т.} \quad (3.1)$$

$$K_{гр} = (2297 \cdot 2,3 - 1122,1) / 264,6 = 15,7 \text{ м}^3/\text{т.} \quad (3.2)$$

Предельно возможная глубина каьера, м.:

$$H = 0,5 \cdot K_{из} \cdot M \cdot K_{гр} \cdot \text{tg}\beta \quad (3.3)$$

где: $K_{из}$ – коэффициент извлечения руды; M – горизонтальная мощность рудных тел, м.; $K_{гр}$ – граничный коэффициент вскрыши, т./т.; $\text{tg}\beta$ – тангенс угла откоса, град.

$$H = 0,5 \cdot 0,954 \cdot 16 \cdot 42 \cdot 1,19 = 381 \text{ м.}$$

Конечная глубина карьера будет равна равна 160 м., т.к ниже практически не остается запасов, а так же усложняется разработка нижележащих рудных тел, усложняется геология.

					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 3.1. - Расчет граничного коэффициента вскрыши

Показатель	Обозначение	Ед. изм.	Расчётные данные
Цена реализации 1 г золота	Ц	руб.	2297
Количество металла, извлекаемого из 1 т	q	г	2,3
Среднее содержание Au в руде	с	г/т	2,50
Разубоживание руды	Р	%	4,6
Извлечение Au на ЗИФ	И	%	96,2
Себестоимость 1 т руды без затрат на вскрыши	В	руб.	1122,1
Себестоимость 1 т вскрыши	C _в	руб.	264,6
Себестоимость 1 м ³ вскрыши			98
Коэффициент извлечения руды К _{из} = (1-П)	K _{из}	ед.	0,954
Потери руды при добыче	П	%	4,7
Горизон. мощность рудных тел	М	м	16,0
Угол откоса бортов карьера	В	град.	50
Тангенс угла откоса	tgβ	ед.	1,19
Граничный коэф. вскрыши	K _{гр}	т/т	42
		м ³ /т	15,7
Предельная глубина отработки	Н	м	160

3.3. Выбор основного оборудования.

Определяют годовую производительность карьера по горной массе, тыс.т:

$$A_{гм} = A_p + A_v \cdot \gamma, \quad (3.4)$$

где: A_р- годовая производительность карьера по добыче, тыс. т; A_в- годовая производительность карьера по вскрыше, тыс.м³.

$$A_{гм} = 408,03 + 2358,83 \cdot 2,7 = 6776,87 \text{ тыс. т} (2510 \text{ тыс.м}^3)$$

Руководствуясь рекомендациями по справочнику Мельникова при данной производительности рациональное сочетание вместимости ковша экскаватора – 4-5м³, грузоподъемности автосамосвала – 50-60 тонн. Исходя из расчета в разделе «карьерный транспорт» на карьере “Александро-Агеевский” принимаем на выемочно-погрузочных работах экскаватор Hitachi EX-1200, на транспортировке автосамосвалы САТ-773Е,. Учитывая физико-механические свойства пород и производительность экскаватора Hitachi EX-1200 на подготовку пород к выемке принимаем буровой станок Drilltech D245S.

3.3.2 Общий режим работ.

Режим работы карьера принимается круглогодичной, согласно техническому заданию на проектирование, так как на предприятии работают, в основном, вахтовым методом. Количество рабочих дней в году определяется по рекомендациям ВНТП 35-86 для северных районов. Количество рабочих смен в сутки и их продолжительность регламентируются техническим заданием. Проектом принимается следующий режим работы карьера:

- количество рабочих дней в год -365;
- количество рабочих дней в неделю -7;
- количество смен в сутки -2;
- продолжительность смены, час -12.

3.4. Структура комплексной механизации.

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

Так как породы имеют значительную крепость (по шкале М.М. Протодяконова коэффициент крепости - 10) для бурения взрывных скважин применяются буровые станки Drilltech D245S.

На погрузке горной массы работают из условия поддержания необходимой производительности экскаваторы Hitachi EX-1200 с емкостью ковша 4,5 м³

Основными карьерными грузами являются вскрышные породы и полезные ископаемые. На данном предприятии ведение горных работ характеризуется высокой сложностью, которая обуславливается объемами буровзрывных работ, дальностью транспортирования: на отвал – 2,0 км.

На карьере транспортирование вскрышных пород и руды осуществляется автосамосвалами CATERPILLAR-773E грузоподъемностью 55 т.

Для выполнения вспомогательных работ по содержанию в рабочем состоянии транспортных коммуникаций, зачистки забоев, планировки отвалов расчистки площадок для установки буровых станков применяют бульдозеры CAT-D9R, KOMATSU T-11.

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

					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3.5. Основные параметры карьера.

Результирующий угол откоса бортов принимается равным 50° ($46 - 55^\circ$), в соответствии с горно-техническими условиями разработки месторождения, расчётами устойчивости и рекомендациями «Норм технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» (ВНТП 35-86).

На конечном контуре предполагается объединять рабочие уступы до высоты 20 м под углом – 70° , смежные уступы разделяются предохранительными бермами шириной 8м из условия механизированной их очистки.

В период эксплуатации карьера производится уточнение устойчивых углов наклона бортов карьера на отдельных их участках при выявлении дополнительных факторов, влияющих на устойчивость этих участков, производится расчетом в соответствии с «Методическими указаниями по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов, строящихся и эксплуатируемых карьеров», Ленинград, ВНИМИ, 1972г.

Таблица 3.2. - Основные параметры карьера

Наименование показателей	Единицы измерения	Показатели
1	2	3
Площадь карьера по поверхности	м ²	187 500
Глубина карьера:	м	160
Длина карьера: -по поверхности -по дну	м м	750 100
Ширина карьера: -по поверхности -по дну	м м	250 125
Углы откосов бортов:	град	50° ($46-55^\circ$)
Объем горной массы	тыс.м ³	2 510
Балансовые запасы в контуре карьера	тыс.т	408,03
Объем вскрышных пород	тыс.м ³	2 358,83
Среднее расстояние транспортирования	км.	2,0
Высота рабочего уступа	м.	5,0
Район расположения		Красноярский край

Площадь карьера вычислена с помощью программного обеспечение AutoCad путем замера площади на чертеже.

						СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

3.6. Вскрытие месторождения.

Вскрытие месторождений, разрабатываемых открытым способом, определяется, главным образом, рельефом местности, размерами карьера в плане и на глубину, грузооборотом карьера и его разделением на грузопотоки, элементами залегания рудного тела и видом применяемого транспорта для перевозки объемов горной массы.

В условиях Александро-Агеевского месторождения из-за малых размеров карьера и, соответственно, объемов горных работ для перевозки горной массы предусматривается применение автомобильного транспорта.

Рельеф поверхности является довольно сложным, месторождение располагается на склоне горы. По топографическим условиям карьер относится к нагорным.

В связи с этим, для доработки запасов, вскрытие месторождения предусматривается внешней наклонной вскрывающей траншеей с северо-восточной стороны карьера с отм. поверхности +520м до +480 для заезда автотранспорта на рабочие горизонты.

Проведение вскрывающей траншеи до горизонта +480м позволяет транспортировать горную массу на наименьшему расстоянию.

С отм. Поверхности +460 до + 400м вскрытие предусматривается также внешней траншеей с северо-восточной стороны карьера для заезда автотранспорта на рабочие горизонты. Для доступа до места начала вскрытия на отметке +460 используется уже созданная форма трассы с северо-западной стороны карьера.

Вскрытие рабочих горизонтов до отметки +480м осуществляется съездами со спиральной формой трасс (уклон съезда принимается 80 ‰) при горизонтальной площадке примыкания не менее 20 м. Ширина транспортных съездов при двухполосном движении транспорта равна 22 м (САТ-773Е). Общая протяженность съезда до горизонтальной площадки примыкания составляет 250 м.

Вскрытие рабочих горизонтов до отметки +400 осуществляется съездами петлевой формы трасс по однополосному съезду.

По условиям залегания рудного тела и физико-механическим свойствам руды и вскрышных пород для разработки месторождения применяется транспортная система разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы.

В карьере руда представлена одним технологическим типом, поэтому проектом предусматривается валовая выемка руды.

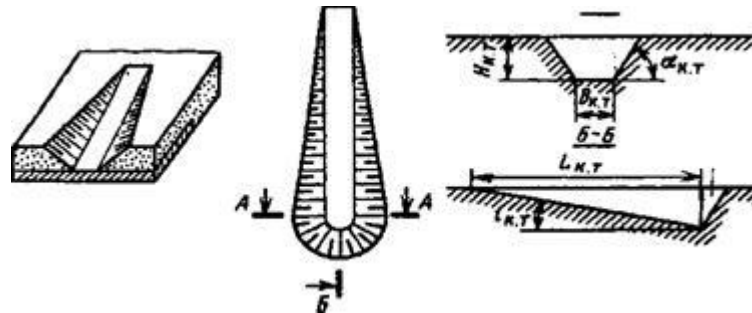
В связи с небольшой мощностью и крутым падением рудных тел, добычу руды рекомендуется вести только пятиметровыми уступами.

Отработку вскрышных пород рекомендуется вести пятиметровыми уступами.

						СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

3.7. Технология проведения траншей.

Вскрытие карьерного поля Александрово-Агеевского месторождения будет проходить вскрывающей наклонной траншеей с уклоном в 8%(80 промилле) и будет связана в единую транспортную сеть, представляющую собой систему траншей.



Длина наклонной траншеи в плане связана с ее глубиной и продольным уклоном, м.:

$$L_T = \frac{100 \cdot H_T}{i_p} = \frac{1000 \cdot 20}{80} = 250 \quad (3.5)$$

где: i_p - руководящий уклон траншеи, %.

Глубина погружения внешней капитальной траншеи, м.:

$$H_n = \frac{h}{2} + \sqrt{\frac{h^2}{4} + \frac{b_t}{4} \cdot h \cdot \operatorname{tg} \alpha}, \quad (3.6)$$

$$H_n = \frac{5}{2} + \sqrt{\frac{5^2}{4} + \frac{22}{4} \cdot 5 \cdot \operatorname{tg} 80} = 20$$

Ширину нижнего основания траншеи принимаем равной ширине транспортного съезда, т.е 22 метров:

Объем вскрывающей наклонной траншеи, м³:

$$V_{BT} = \frac{100 \cdot H_T^2}{i_p} \cdot \left(\frac{b_t}{2} + \frac{2H_T}{3 \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right) = \frac{100 \cdot 20^2}{5} \cdot \left(\frac{22}{2} + \frac{10}{3 \cdot \operatorname{tg} 70} \right) = 148\,950 \quad (3.7)$$

Вскрытие рабочих горизонтов осуществляется разрезной траншеей.

Схема подачи а/самосвалов под погрузку- тупиковая.

$$b_T = R_a + l_a + 2m, \quad (3.8)$$

$$b_T = 12,5 + 4,5 + 0,5 \cdot 1 = 18$$

Объем разрезной траншеи, м³:

$$V_{PT} = h \cdot L_{PT} \cdot (b_{PT} + H \cdot \operatorname{ctg} \alpha), \quad (3.9)$$

$$V_{PT} = 5 \cdot 20 \cdot (18 + 5 \cdot \operatorname{ctg} 80) = 1\,888 \text{ м}^3$$

Определяют время проходки вскрывающей и разрезной траншеи, лет:

$$t_{BT} + t_{PT} = \frac{V_{BT} + V_{PT}}{\eta \cdot \sum_{i=1}^n Q_{Эi}}, \quad (3.10)$$

где: V_{BT} и V_{PT} – соответственно, объём вскрывающей и разрезной траншей, м³; η – коэффициент снижения производительности экскаватора при проведении траншеи; n – количество экскаваторов, занятых на проходке траншеи, ед.; $Q_{Эi}$ – годовая производительность экскаватора, м³

$$t_{BT} + t_{PT} = \frac{58\,034 + 1\,888}{0,4 \cdot 2 \cdot 1\,510\,280} = 0,05 \text{ года}$$

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

Значение коэффициента η зависит от принятого способа и схемы проходки: $\eta = 0,4-0,5$ при проведении траншей узкой полосой сплошным забоем с нижней погрузкой.

Вычисляют объем работ по разносу бортов траншеи для создания на вышележащем горизонте рабочей площадки необходимой ширины. При полной траншейной подготовке горизонтов он составит, м³:

$$V_{РБ} = [\Pi + h(ctgp + ctg\alpha)] \cdot L_p \cdot h, \quad (3.11)$$

$$V_{РБ} = [45 + 5(ctg55 + ctg70)] \cdot 20 \cdot 5 = 5\,050$$

Время, затрачиваемое на разнос бортов (лет):

$$t_{РБ} = \frac{V_{РБ}}{n_{\text{э}} Q_{\text{эГ}}}, \quad (3.12)$$

где: $n_{\text{э}}$ – количество экскаваторов, занятых на разносе бортов траншей.

$$t_{РБ} = \frac{5032}{2 \cdot 1\,510\,280} = 0,0017 \text{ лет}$$

Интервал времени между началом подготовки смежных горизонтов, лет:

$$T = t_{РБ} + t_{ВТ} + t_{РГ}, \quad (3.13)$$

$$T = 0,05 + 0,0017 = 0,0517 \text{ лет}$$

Общий объем горно-капитальных работ, м³:

$$V_{ГКР} = V_{В.Т} + V_{Р.В} + V_{Р.Д} + V_{Р.}, \quad (3.14)$$

$$V_{ГКР} = 97\,705 + 12\,820 + 1\,888 = 112\,413$$

Так же в объем горно-капитальных затрат входят горизонты 560-540 и 540-520, отработка которых обеспечивает доступ к рудному телу. Объемы работ на данных горизонтах занесены в таблице 10.1.

3.7.1. Работы на горизонтах.

Горизонты отрабатываются в зависимости от объемов горной массы на каждом горизонте и годовой производительности карьера.

Погоризонтные объемы горной массы представлены в таблице 3.14.

Таким образом, время отработки горизонтов будет рассчитано по формуле:

$$t_{Гор} = (V_{Гор} / A_{ГМ}) \cdot 12, \text{ мес.}, \quad (3.15)$$

где: $V_{Гор}$ – объем горной массы на горизонте, м³; $A_{ГМ}$ – годовая производительность карьера, м³.

Для горизонта 520-500:

$$t_{Гор} = (V_{Гор} / A_{ГМ}) \cdot 12 = (687\,670 / 2\,510\,000) \cdot 12 = 3,3 \text{ мес.}$$

Для горизонта 500-480:

$$t_{Гор} = (V_{Гор} / A_{ГМ}) \cdot 12 = (569\,755 / 2\,510\,000) \cdot 12 = 2,7 \text{ мес.}$$

Аналогичный расчет возможно проводить для остальных горизонтов.

3.8. Система разработки.

Александрово-Агеевское золоторудное месторождение разрабатывается по условиям залегания рудного тела и физико-механическим свойствам руды и вскрышных пород месторождения транспортной системой разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы.

В условиях Александрово-Агеевского месторождения из-за малых размеров карьера и, соответственно, объемов горных работ для перевозки горной массы предусматривается применение автомобильного транспорта.

Рельеф поверхности является довольно сложным, месторождение располагается на склоне горы. По топографическим условиям карьер относится к нагорным.

По условиям залегания рудного тела и физико-механическим свойствам руды и вскрышных пород для разработки месторождения применяется транспортная система разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы.

В карьере руда представлена одним технологическим типом, поэтому проектом предусматривается валовая выемка руды.

В связи с небольшой мощностью и крутым падением рудных тел, добычу руды рекомендуется вести только пятиметровыми уступами.

Отработку вскрышных пород рекомендуется вести также пятиметровыми уступами.

Ширину рабочей площадки рассчитывают по формуле, м.:

$$P = R_{\text{разв}} + 0,5 \cdot B_{\text{к}} + m_1 + L_{\text{к}} + m_2 + b_{\text{в}} + c + A_{\text{з}}, \quad (3.16)$$

$$P = 12,5 + 0,5 \cdot 4,457 + 0,5 + 9,12 + 1,5 + 2,5 + 0,5 + 18 = 45$$

Таблица 3.3. — Параметры вскрытия и системы разработки.

Наименование показателей	Единицы измерения	Показатели
Высота уступа в предельном положении в скальных и полускальных породах	м.	20
Высота рабочего уступа: -вскрышного -добычного	м.	5 5
Угол откоса уступа в предельном положении в скальных породах	град.	70
Угол откоса рабочего уступа	град.	80
Ширина берм безопасности	м.	8
Ширина транспортных съездов: -двухполосное движение -однополосное движение	м	20-22 10-12
Уклоны транспортных съездов: -постоянных - кратковременных	0/00 0/00	80 100
Ширина основания разрезных траншей	м.	18

3.9. Технология и организация производственных процессов.

3.9.1. Подготовка пород к выемке.

3.9.1.1. Оценка горно-технологических характеристик горных пород на основе используемых на карьерах классификаций

Одной из наиболее распространенных в горном деле является классификация горных пород по крепости, разработанная в 1910г. М.М. Протодяконовым. На основе её были созданы сначала местные классификации горных пород по буримости и взрываемости, а затем отраслевые и межотраслевые классификации, рассчитанные на единое применение во всех отраслях горнодобывающей промышленности. В последнее время были сделаны попытки создания универсальных классификаций, из которых особого внимания заслуживает принцип оценки сопротивляемости горных пород разрушению с использованием единого интегрального показателя, предложенный Московской научной школой во главе с акад. В.В. Ржевским.

Таблица. 3.4. –Характеристика пород.

Предел прочности пород, кгс/см ²	
- на одноосное сжатие	1000
- на растяжение	50
- на сдвиг	150
Плотность пород, т/м ³	2,7
Коэффициент трещиноватости	0,7
Обводненность пород	обводненные

Рассчитывают показатель трудности разрушения:

$$Pr=0,005 \cdot K_{тр}(\sigma_{сж} + \sigma_{р} + \sigma_{сдв}) + 0,5 \cdot \gamma, \quad (3.17)$$

где: Pr- показатель трудности разрушения пород; K_{тр}- коэффициент трещиноватости; $\sigma_{сж}$, $\sigma_{р}$, $\sigma_{сдв}$ - временные сопротивления пород, на сжатие, растяжение и сдвиг, кгс/см²; γ - плотность пород, т/м³.

$$Pr=0,005 \cdot 0,7 \cdot (1000+50+150) + 0,5 \cdot 2,7 = 5,55$$

Классифицируют породы по трудности разрушения по В.В.Ржевскому [1], как II класс по трудности разрушения - легкоразрушаемые скальные породы.

3.9.1.2. Оценка буримости и взрываемости горных пород. Выбор основного оборудования.

Рассчитают показатель трудности бурения:

$$Pб=0,007(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7 \cdot \gamma, \quad (3.18)$$

$$Pб=0,007(1000+150) + 0,7 \cdot 2,7 = 10$$

Классифицируют породы по трудности бурения по В.В.Ржевскому [1], как труднобуримые, III категория.

Рассчитают удельный эталонный расход эталонного ВВ:

$$q_э = 0,02(\sigma_{сж} + \sigma_r + \sigma_{сдв}) + 2 \cdot \dot{y}, \quad (3.19)$$

$$q_э = 0,02(1000 + 50 + 150) + 2 \cdot 2,7 = 29,4$$

Классифицируем породы по взрываемости по В.В.Ржевскому [1], как весьма трудновзрываемые $q_э = 20,1 - 30 \text{ г/м}^3$, III класс.

3.9.1.3. Выбор бурового инструмента. Эксплуатационные параметры скважин.

Таблица 3.5. - Обоснование высоты уступа и углов бортов карьера

Категория породы	Группа пород	Характеристика пород слагающих уступ	Высота рабочего уступа	Угол откоса уступа	
				Рабочего	Нерабочего
	Крепкие	Крепкие	5	80	70

Рассчитывают диаметр скважины, мм.:

$$d_c = K_{рс} \cdot d_d, \quad (3.20)$$

где: d_c - диаметр скважины, мм; $K_{рс}$ - коэффициент расширения скважин при бурении (изменяется от 1,05 в практически монолитных породах до 1,20 в чрезвычайно трещиноватых); d_d - диаметр долота, мм.

$$d_c = 1,06 \cdot 140 = 148$$

Вычисляют глубину перебура, м.:

$$L_{п} = h_y \cdot 0,2, \quad (3.21)$$

где: h_y - высота уступа.

$$L_{п} = 5 \cdot 0,2 = 1$$

Вычисляют длину скважины, м.:

$$L_{скв} = h_y + l_{пер}, \quad (3.22)$$

где: h_y - высота уступа, м.; $l_{пер}$ - длина перебура, м.

$$L_{скв} = 5 + 1 = 6$$

Определяют средний оптимальный размер куска взорванной горной массы, м:

$$D_{ср.о} = (0,15 - 0,2) \sqrt[3]{E} \quad (3.23)$$

где: E - вместимость ковша экскаватора принятой модели, м^3 .

$$D_{ср.о} = 0,17 \cdot \sqrt[3]{4,5} = 0,17 \cdot 1,65 = 0,28$$

3.9.1.4. Режим бурения и производительность буровых станков.

Техническая скорость бурения для станков шарошечного бурения, м/ч:

$$V_б \approx \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot P_о \cdot n_о}{\Pi_б \cdot d_d^2}, \quad (3.24)$$

где: $P_о$ - усилие подачи, кН; $n_о$ - частота вращения бурового става, с-1; d_d - диаметр долота, м.

$$V_б = \frac{2,5 \cdot 10^{-2} \cdot 182 \cdot 2,36}{16 \cdot 0,14^2} = 34$$

Сменная эксплуатационная производительность бурового станка, м:

$$Q_{\text{б}} = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пер}}}{t_0 + t_{\text{в}}}, \quad (3.25)$$

где: $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч; $T_{\text{пер}}$ - длительность ежесменных перерывов в работе 0,9-1,3 ч; t_0 - основное время бурения 1м скважины, $t_0 = 1/V_{\text{б}}$, ч; $t_{\text{в}}$ - затраты времени на выполнения вспомогательных операций при бурении 1м скважины, ч.

$$Q_{\text{б}} = \frac{12 - 1,1}{0,029 + 0,023} = 209$$

Определяют годовую производительность бурового станка, м.:

$$Q_{\text{б.г}} = Q_{\text{б}} \cdot N_{\text{р.с}}, \quad (3.26)$$

где: $N_{\text{р.с}}$ - число рабочих смен бурового станка в течении года с учетом их целосменных простоев.

$$Q_{\text{б.г}} = 209 \cdot 680 = 142\ 120$$

Устанавливают рабочий парк буровых станков, ед.:

$$N_{\text{р.б}} = \frac{A_{\text{гм}}}{\gamma \cdot f \cdot Q_{\text{б.год}}}, \quad (3.27)$$

где: $A_{\text{гм}}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т; $Q_{\text{б.год}}$ – годовая производительность бурового станка, м.

$$N_{\text{р.б}} = \frac{6\ 776\ 870}{2,7 \cdot 13,3 \cdot 142\ 120} = 2$$

Принимают 2 ед. буровых станков Drilltech D245S.

3.9.1.5. Проектный удельный расход взрывчатых веществ. Конструкция скважинного заряда.

Скважины обводненные, выбираем эмульсионные вв – Эмульсолит П-Г
Применяем сплошной колонковый скважинный заряд.

Таблица 3.6. - характеристики принятого ВВ.

Взрывчатое вещество	Переводной коэффициент ВВ	Теплота взрыва, Ккал/кг	Масса ВВ В патроне. кг	Плотность, г/см ³	Скорость детонации, Км/с
Эмульсолит	0,93	1111	10	1,3	4,2-4,8

Вычисляют проектный удельный расход ВВ:

Месторождение рудное, используем для расчета методику «Гипроруды»[1].

Рассчитают проектный удельный расход ВВ кг/м³:

$$Q_{\text{п}}' = Q_{\text{э}}' \cdot K_{\text{вв}} \cdot K_{\text{дк}} \cdot K_{\text{сз}}, \quad (3.28)$$

где: $q'_{\text{э}}$ - удельный расход эталонного ВВ, кг/м³, при размере кондиционного куска 1000мм и диаметре заряда 243 мм(табл. 2.17. – [1]), кг/м³; $K_{\text{дк}}$ - поправочный коэффициент, учитывающий средний оптимальный размер кондиционного куска(табл. 2.1 – [4]), $K_{\text{сз}}$ - поправочный коэффициент, учитывающий расчетный диаметр скважины (табл. 2.2 – [4])

$$Q_{\text{п}}' = 0,5 \cdot 0,93 \cdot 1,29 \cdot 1,09 = 0,65$$

Длина забойки, м.:

$$l_{\text{з}} = (20 - 30) \cdot 0,148 = 20 \cdot 0,148 = 2,9, \quad (3.29)$$

$$l_{\text{з}} = 20 \cdot 0,148 = 2,9$$

Длина заряда для сплошного колонкового заряд, м.:

$$L_{\text{ВВ}} = L_{\text{СКВ}} - L_{\text{З}}, \quad (3.30)$$

где: $L_{\text{ВВ}}$ - длина заряда, м; $L_{\text{СКВ}}$ - длина скважины, м; $L_{\text{З}}$ - длина забойки, м.

$$L_{\text{ВВ}} = 6 - 2,9 = 3,1$$

3.9.1.6. Параметры сетки скважин и скважинных зарядов.

Вычисляют наибольшее значение линии сопротивления по подошве уступа, м.:

$$W_p = 53 \cdot \frac{1}{\sin \beta} \cdot K_{\text{В}} \cdot d_{\text{с}} \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{\text{ВВ}}}}, \quad (3.31)$$

где: β - угол наклона скважины к горизонту, град; $K_{\text{В}}$ - коэффициент, учитывающий взрываемости пород и равный для легко и трудновзрывааемых пород, соответственно; 1,2 и 1,1; для трудновзрывааемых-1; $d_{\text{с}}$ - диаметр скважины, м; Δ - плотность ВВ, выбранного ранее; m -коэффициент сближения зарядов (для легковзрывааемых пород $m=1,1-1,2$; для пород средней взрываемости- 1-1,1; для трудновзрывааемых- 0,85-1).

$$W_p = 53 \cdot \frac{1}{\sin(90)} \cdot 1 \cdot 0,148 \cdot \sqrt{\frac{1,30 \cdot 0,85}{2,7 \cdot 0,96}} = 4$$

Находят величину ЛСПП с учетом требования безопасности ведения буровых работ у бортики уступа, м.:

$$W_{\text{б}} = b_{\text{п}} + h \cdot (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \beta), \quad (3.32)$$

где: $b_{\text{п}}$ - ширина возможной призмы обрушения; h -высота рабочего уступа, м; α -угол откоса рабочего уступа, град. (угол рабочего борта для весьма крепких пород по рекомендации гипроруды).

$$W_{\text{б}} = 1 + 5 \cdot (\text{ctg} 80 - \text{ctg} 90) = 1,1$$

$W_{\text{б}} < W_p$ - условие выполняется, для дальнейших расчетов берем большее значение $W_p = 4$ м.

Ширина призмы возможного обрушения, м.:

$$b_{\text{п}} = h(\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \beta), \quad (3.33)$$

где: α - угол устойчивого откоса уступа.

$$b_{\text{п}} = 5 \cdot (\text{ctg} 80 - \text{ctg} 90) = 0,1$$

Определяют расстояние между скважинами, м.:

$$a = mW, \quad (3.34)$$

$$a = 1 \cdot 4 = 4 \text{ м}$$

Принимают квадратную сетку скважин.

Расстояние между рядами скважин (м) принимается равным расстоянию между скважинами в ряду $b = a = 4,0$ м.

Устанавливают ширину буровой заходки, м.:

$$A_{\text{б}} = W + b(n_p - 1), \quad (3.35)$$

где: n_p - число рядов взрывааемых скважин.

$$A_{\text{б}} = 4 + 4 \cdot (3 - 1) = 12$$

Рассчитывают массу заряда в скважинах первого и последующих рядов, кг:

$$Q_{\text{З}} = q_{\text{п}} W a h = 0,65 \cdot 4 \cdot 4 \cdot 5 = 52 \quad (3.36)$$

$$Q_{\text{З}}' = q_{\text{п}} \cdot a b h = 0,65 \cdot 4 \cdot 4 \cdot 5 = 52 \quad (3.37)$$

Определяют вместимость ВВ в скважине, кг/м:

$$P=7,85 \cdot dc^2 \Delta, \quad (3.38)$$

где: dc -диаметр скважины, дм.

$$P=7,85 \cdot 1,48^2 \cdot 1,3=17$$

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

$$Q_{ВВ}=p \cdot L_{ВВ}, \quad (3.39)$$

$$Q_{ВВ}=17 \cdot 3,1=52,7$$

Проверяют расчетную массу заряда по вместимости:

$$52,7 > 52(52)$$

Условие выполняется $Q_{ВВ} > Q'_3(Q_3)$ для обоих случаев.

3.9.1.7. Параметры сетки скважин и размеры взрывного блока.

Вычисляют объем взрывного блока по условиям обеспеченности экскаватора, выбранного выше, взорванной горной массой, м³.

$$V_{Бл}=Q_{см.э} \cdot n_{см} \cdot n_{д}, \quad (3.40)$$

где: $Q_{см.э}$ - сменная производительность экскаватора, м³; $n_{см}$ -число рабочих смен экскаватора в течении суток, ед; $n_{д}$ - обеспеченность экскаватора взорванной горной массой, сут.(принимается равный 2, так как взрывы производят 1 раз в два дня).

$$V_{Бл}=2221 \cdot 2 \cdot 2=8\ 884$$

Рассчитывают длину взрывного блока, м.:

$$L_{Бл}=\frac{V_{Бл}}{[W+b \cdot (np-1)]h}, \quad (3.41)$$

где: W -откорректированная линия сопротивления по подошве, м.

$$L_{Бл}=\frac{8\ 884}{[4+4 \cdot (3-1)]5}=89$$

Находят число скважин в одном ряду, ед.:

$$n'_{скв}=\frac{L_{Бл}}{a}+1=\frac{89}{4}+1=23 \text{ ед.} \quad (3.42)$$

Вычисляют расход ВВ на блок, кг.:

$$Q'_{в.б}=q_{п} \cdot V'_{бл}, \quad (3.43)$$

где: $V'_{бл}$ - скорректированный объем блока, м³.

$$Q'_{в.б}=0,65 \cdot 21\ 336=5\ 775$$

Находят оптимальный интервал замедления, мс:

Интервал замедлений (мс) между группами зарядов при короткозамедленном взрывании детонирующим шнуром:

$$\tau=K \cdot W=1,5 \cdot 4=6 \quad (3.44)$$

Ближайшее подходящее реле - РП-Д50

Вычисляют выход горной массы с 1м скважины, м³/м:

$$F=\frac{[W+b(np-1)]a \cdot h}{np \cdot L_{скв}}, \quad (3.45)$$

$$F=\frac{[4+4(3-1)]4 \cdot 5}{3 \cdot 6}=13,3$$

Выбирают схему коммутации МКЗВ: **Волновая развернутая.**

Вычисляют среднюю скорость смещения частиц породы на стенках зарядной камеры, м/с:

$$V_c=4370-1050 \cdot L_{ср}, \quad (3.46)$$

						СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

где: L_{cp} - средний размер структурного блока в массиве, м.

$$V_c = 4370 - 1050 \cdot 1,1 = 3215$$

Рассчитывают начальную скорость полета кусков породы, м/с:

$$V_0 = 2 \cdot V_c \left(\frac{q_1}{\pi \cdot \Delta} \right)^{0,5 \cdot n_1}, \quad (3.47)$$

где: q_1 - удельный расход ВВ по первому ряду скважин кг/м³; Δ -плотность ранее выбранного ВВ, кг/м³.

$$V_0 = 2 \cdot 3215 \left(\frac{0,65}{3,14 \cdot 1,20 \cdot 1000} \right)^{0,642} = 24,6$$

Величину q_1 находят по выражению, кг/м³:

$$q_1 = \Pi_0 \cdot q_{п} = 0,75 \cdot 0,65 = 0,49 \quad (3.48)$$

здесь: Π_0 - коэффициент, учитывающий фактическое состояние откоса уступа ($\Pi_0 = 0,75$)

$$q_1 = 0,75 \cdot 0,65 = 0,49$$

Значение показателя степени n_1 определяется по формуле:

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot L_{cp} \quad (3.49)$$

$$n_1 = 1,35 - 0,06 \cdot 1,1 = 1,284$$

Рассчитывают высоту откольной зоны над подошвой уступа, м: при взрывании с перебуrom, м:

$$h_0 = 0,5(L_{вв} - L_{пер}), \quad (3.50)$$

$$h_0 = 0,5(3,1 - 2,1) = 0,5$$

Вычисляют дальность взрывного перемещения породы при выбранной схеме коммутации, м:

$$\Delta\beta\Psi = \Delta\beta_0(0,73 + 0,27 \cdot \cos 2\Psi), \quad (3.51)$$

$$\Delta\beta\Psi = 15(0,73 + 0,27 \cdot \cos 2(90)) = 11$$

$$\Delta\beta_0 = 15$$

Определяют общую ширину развала взорванной горной массы, м.:

$$B_p = A_b + \Delta\beta\Psi - h_0 \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \quad (3.52)$$

где: A_b - ширина буровой заходки, м; α -угол откоса уступа, град.

$$B_p = 12 + 11 - 0,5 \cdot 0,176 = 23$$

Для принятого ранее экскаватора рассчитывают ширину нормальной экскаваторной заходки, м:

$$A_{\text{э}} = (1,5 - 1,7)R_{\text{чу}}, \quad (3.56)$$

где: $R_{\text{чу}}$ - радиус черпания экскаватора на горизонте установке (уровня черпания), м:

$$A_{\text{э}} = 1,6 \cdot 11,5 = 18$$

Определяют число заходов, за которое отрабатывается развал, ед.:

$$t = B_p / A_{\text{э}}, \quad (3.57)$$

$$t = 23 / 18 = 1,27 = 2$$

Рассчитывают отношение ширины буровой заходки к ширине развала:

$$N = A_b / B_p, \quad (3.58)$$

$$N = 12 / 23 = 0,52$$

Определяют высоту развала в первой точке, м :

$$H_1 = 0,5 \cdot n \cdot h \cdot (3 - n^2) - [(1 - n)^t + 1], \quad (3.59)$$

$$H_1 = 0,5 \cdot 0,52 \cdot 5 \cdot (3 - 0,52^2) - [(1 - 0,52) + 1] = 4,36$$

Устанавливают высоту развала в каждой из остальных точек, м:

$$H_i = h \cdot (1 - m_i)^{(1-n)^t}, \quad (3.60)$$

$$H_2 = 5 \cdot (1 - 0,3)^{(1-0,52)^2} = 4,6$$

$$H_3 = 5 \cdot (1 - 0,57)^{(1-0,52)^2} = 4,1$$

$$H_4 = 5 \cdot (1 - 0,78)^{(1-0,52)^2} = 3,53$$

$$H_5 = 0$$

Находят средний коэффициент разрыхления в профиле развала:

$$K_p = 0,5(3-n^2), \quad (3.61)$$

$$K_p = 0,5(3-0,73^2) = 1,23.$$

3.9.1.8. Расход средств инициации на блок. Выход и дробление негабарита.

Определяют расход ДШ на скважину, м.:

$$L_{дш} = L_c + L_1 + L_2, \quad (3.62)$$

$$L_{дш} = (6+1+1) \cdot 2 = 16$$

Общее число скважин в блоке находят по выражению, ед.:

$$N_c = n_{скв} \cdot n_p, \quad (3.63)$$

где: $n_{скв}$ - число скважин в одном ряду, ед.; n_p - количество взрывааемых рядов, ед.

$$N_c = 23 \cdot 3 = 69$$

Рассчитывают расход шашек-детонаторов на блок, ед:

$$N_{ш} = N_c \cdot n_{ш}, \quad (3.64)$$

$$N_{ш} = 69 \cdot 1 = 69$$

По вместимости ковша экскаватора определяют средний линейный размер кондиционного куска, м.:

Определяют расход ДШ на блок, м:

$$l_{д.ш} = \sum_1^{N_c} l_{д.и} + 2 \cdot l_{ш} \quad (3.65)$$

где: $l_{ш}$ - длина магистральной линии ДШ, м.

$$l_{д.ш} = 69 \cdot 16 + 2 \cdot 350 = 1805$$

Расход ЭД для иницирования ДШ в блоке равен 2 единицы.

Вычисляют удельный расход СИ: (3.66)

$$ДШ = \frac{1805}{8884} = 0,2$$

$$РП-Д = \frac{47}{8884} = 0,0004$$

$$ШД = \frac{69}{8884} = 0,0077$$

$$ЭД = \frac{2}{8884} = 0,0002$$

Вычисляют годовой расход ВВ и СИ:

$$ДШ = 0,2 \cdot 2\,510\,000 = 502\,000 \text{ м/год,}$$

$$РП-Д = 0,0004 \cdot 2\,510\,000 = 1\,100 \text{ ед./год,}$$

$$ШД = 0,0077 \cdot 2\,510\,000 = 193\,270 \text{ ед./год,}$$

$$ЭД = 0,0002 \cdot 2\,510\,000 = 502 \text{ шт./год,}$$

$$ВВ = 0,65 \cdot 2\,510\,000 = 1\,631\,500 \text{ кг/год,}$$

По вместимости ковша экскаватора определяют средний линейный размер кондиционного куска, м:

$$Dk' = 0,525 \sqrt[3]{E}, \quad (3.67)$$

где: E- вместимость ковша экскаватора, м³.

$$Dk' = 0,525 \sqrt[3]{4,5} = 0,86$$

Вычисляют максимально допустимый размер куса породы по размерам приемного отверстия заданной дробилки, м:

$$Dk'' = (0,75:0,85)bd, \quad (3.68)$$

где: bd- минимальный размер приемного отверстия дробилки, м.

$$Dk'' = (0,75:0,86) = 0,86 * 1 = 0,86$$

По линейному размеру некондиционного куса и категории пород по трещиноватости принимают выход негабарита – 0,75.

Рассчитают общий выход негабарита:

$$A_n = P_n \cdot A_{гм} / 100, \quad (3.69)$$

где: P_n- выход негабарита, %.

$$A_n = 0,75 \cdot 2\,510\,000 / 100 = 18\,825$$

Определяют парк установок для разрушения негабарита, ед:

$$N_{y.p} = \frac{1,2 \cdot A_n}{Q_{y.p} \cdot N_{см}}, \quad (3.70)$$

где: Q_{y.p}- сменная производительность установки; N_{см}-число рабочих смен установок в течении года.

$$N_{y.p} = \frac{1,2 \cdot 18\,825}{100 \cdot 465} = 1 \text{ ед}$$

465 рабочих смен установок для разрушения негабарита.

Таблица 3.7. – Сводная таблица основных расчетов по БВР.

Показатель	Drilltech D245S
Диаметр скважины, мм	148
Длина скважины, м	6
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,65
ЛСПШ, м	4
Ширина буровой заходки, м	12
Вместимость ВВ, кг/м	52
Объём блока, м ³	8 884
Длина блока, м	89
Сетка скважин, а×b, м	4×4
Выход горной массы, м ³	13,3
Ширина развала, м	23
Коэффициент разрыхления	1,23
Число скважин в блоке, ед	69
Годовой расход: а) ВВ, т б) ДШ, м в) РП-Н, шт г) Шашек, ед д) ЭД, шт	а)1 631 500 б) 502 000 в)1 100 г)193 270 д)502
Производит. бур. станка, м/см	209
Парк буровых станков, ед	2
Годовая производит. станка, м	142 120

3.9.1.9. Расчет безопасных расстояний.

Определяют расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее действие, м:

$$r_{\text{РАЗЛ}} = 1250 \cdot \eta_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1+\eta_{\text{ЗАБ}}} \cdot \frac{d_c}{a}}, \quad (3.71)$$

где: f — коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протождьяконова; d_c — диаметр взрывающей скважины, м; a — расстояние между скважинами в ряду, м; η_3 — коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом, $\eta_3 = l_3/L_{\text{СК}} = 3,1/6 = 0,52$; $\eta_{\text{ЗАБ}}$ — коэффициент заполнения скважины забойкой, равен отношению длины забойки к длине свободной от заряда верхней части скважины. Учитывая, что верхняя часть скважины заполняется до устья забойкой, $\eta_{\text{заб}} = 1$.

$$r_{\text{РАЗЛ}} = 1250 \cdot 0,52 \cdot \sqrt{\frac{13,3}{1+1} \cdot \frac{0,148}{4}} = 350 \text{ м.}$$

Расчетное значение опасного расстояния округляем в большую сторону до значения, кратного 50м.

Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние не должно быть меньше минимальных расстояний согласно ЕПБВР.

Определяют сейсмическое безопасное расстояние при МКЗВ:

$$r_c = \frac{K_r \cdot K_c \cdot \alpha}{N^{1/4}} \cdot Q^{1/3}, \quad (3.72)$$

где: r_c — расстояние от места взрыва до охраняемого здания, м; K_r — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания. Учитывая, что в основании зданий и сооружений находятся нарушенные скальные породы с неглубоким слоем мягких грунтов, принимается $K_r = 8$; K_c — коэффициент, зависящий от типа здания и характера застройки (1 для одиночных зданий); Q — общая масса N зарядов, кг.; α — коэффициент, зависящий от условий взрывания (при взрывах на рыхление равен 1).

$$r_c = \frac{8 \cdot 2 \cdot 1}{4^{1/4}} \cdot (156)^{1/3} = 60 \text{ м.}$$

Вычисляют безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны на здания и сооружения:

$$r_B = K_B \cdot \sqrt[3]{Q}, \quad (3.73)$$

где: r_B — безопасное расстояние; Q — масса заряда ВВ, кг; K_B — коэффициент, который зависит от условий расположения и массы заряда, $K_B = 200$.

$$r_B = 200 \cdot \sqrt[3]{156} = 1100 \text{ м.}$$

Рассчитывают безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны на застекление:

При $Q_3 < 2$ кг: $r_B = 65 \cdot \sqrt[3]{Q_3^2}, \quad (3.74)$

где Q_3 — эквивалентная масса заряда, кг.

$$Q_3 = 12 \cdot p \cdot d_c \cdot K_3 \cdot N,$$

где: p — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг; K_3 — коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки к диаметру скважины, $K_3 = 0,002$.

$$Q_3 = 12 \cdot (16,7) \cdot 0,148 \cdot 0,002 \cdot 3 = 0,178 \text{ кг.}$$

$$r_B = 65 \cdot \sqrt[3]{0,38^2} = 50 \text{ м.}$$

Принимают $r_B = 200 \text{ м.}$

Определяют безопасное расстояние по действию ядовитых газов:

$$r_{\Gamma} = 160 \cdot \sqrt[3]{Q}, \quad (3.75)$$

где: r_{Γ} — безопасное расстояние, м; Q — суммарная масса взрывааемых зарядов, т.

$$r_{\Gamma} = 160 \cdot \sqrt[3]{5,775} = 287 \text{ м.}$$

Принимаем $r_{\Gamma} = 300 \text{ м}$

3.9.1.10. Порядок ведения буровзрывных работ.

Массовые взрывы на карьере производятся в соответствии с графиком.

Организация должна исходить из двух возможных вариантов:

- по рыхлению рудных и породных блоков.
- по гашению подземных выработок.

В первом случае маркшейдером на планшете наносятся места расположения проектных скважин согласно расчетным параметрам. При этом руководством карьера ОГР оговаривается дата подготовки блока к взрыву при обязательной отгрузке ранее взорванного грунта. Намеченные на планшете и проверенные мастером или начальником участка устья проектных скважин инструментально выносятся и обозначаются на местности.

Составляется паспорт на бурение с выкопировкой и выдается на руки бурильщикам. Производится бурение. Место бурения скважин оконтуривается аншлагами.

Во втором случае первый ряд проектных скважин мастером совместно с маркшейдером выносятся на местности в соответствии с фактическим положением борта и состоянием отработки. При необходимости вносятся утвержденные начальником карьера ОГР коррективы в проектные параметры в части величины перебура, увеличения или уменьшения расстояния между скважинами. Во всех случаях учитывается наличие ранее пройденных горных выработок.

Буровой шлам складировается вблизи обуренных скважин для дальнейшего использования в виде забойки.

Порядок организации и проведения массовых взрывов на карьере.

Производство массовых взрывов осуществляется в соответствии с проектом производства массового взрыва и «Инструкции по безопасному производству взрывных работ на земной поверхности при проведении массовых взрывов в подразделениях ООО "Соврудник" ИОТ «Соврудник» №138-09. ВМ хранятся на постоянном поверхностном расходном складе ВМ карьера «Эльдорадо» принадлежащего ООО «Соврудник».

Проект каждого массового взрыва на карьере разрабатывается в соответствии с типовой инструкцией по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности и типовым проектом производства буровзрывных работ ответственным руководителем массового взрыва, которым является заместитель начальника карьера по БВР (горный мастер по БВР карьера ОГР, либо начальник карьера ОГР). Проект состоит из технического расчета,

						СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

таблицы параметров взрывных работ, распорядка проведения массового взрыва и графических материалов (схема расположения скважин, поперечные профили через заряды, схема отвода оборудования, порядок заряжания и забойки скважин, ситуационный план местности с указанием опасной зоны и находящихся в ее пределах зданий, сооружений, ЛЭП, а также расположения постов охраны опасной зоны, взрывной станции, схемы взрывных сетей, конструкции зарядов и боевиков). Эти документы составляются на базе фактических горно-геологических условий, а также с учетом указаний геолого-маркшейдерской службы и с учетом результатов предыдущих взрывов.

Маркшейдерское обеспечение буровзрывных работ включает:

- подготовку графической документации (маркшейдерской основы) для составления проекта буровзрывных работ;
- вынос в натуру проекта расположения взрывных выработок с пунктов съемочной сети.

Для составления проекта буровзрывных работ изготавливается выкопировка с плана и, при необходимости, с разреза горных выработок. Планы пополняются на момент составления проекта. Если для составления проекта буровзрывных работ требуется большая крупность плана, то выкопировку с плана увеличивают до требуемого масштаба.

При расположении взрываемого блока у контура карьера и проходке капитальных съездов положение скважин на площадку уступа выносится инструментально. Если скважины бурятся при незачищенном откосе уступа, инструментально выносятся скважины первого ряда, а при зачищенных уступах - только первую и последнюю из них. После обурирования блока при необходимости выполняется съемка устьев скважин.

Для бурения блока составляется паспорт бурения блока согласно утвержденной схеме расположения скважин. По окончании бурения производится маркшейдерская съемка обуренного блока, выносится на план фактическая схема расположения скважин, таблица глубин, фактическое положение уступов, которая подписывается маркшейдером карьера и геологом карьера. Проект массового взрыва с подписями геолога, маркшейдера и ответственных лиц за производство взрывных работ утверждается начальником карьера ОГР, после предварительного рассмотрения на карьере и необходимых согласований.

Составляется распорядок проведения массового взрыва, который утверждается начальником карьера ОГР. В распорядке указываются: дата, время и место взрыва, время заряжания, общее количество взрывчатых веществ и взрываемых скважин, количество замедлений, Ф.И.О. старшего взрывника и взрывников, и ответственного за заряжание и монтаж взрывной сети, место расположения взрывной станции, размеры опасной зоны для людей и оборудования, размеры запретной зоны, место отвода оборудования, схема расстановки постов охраны, пути отхода взрывника.

Распорядком назначаются: ответственный руководитель массового взрыва, ответственный сопровождающий по доставке ВМ, ответственный за вывод людей из опасной зоны, ответственный за отвод оборудования, ответственный за подачу сигналов, ответственный за отключение электроэнергии, ответственный

за оповещение соседних предприятий, ответственный за охрану границ запретной и опасной зоны.

На основании утвержденного проекта массового взрыва издается приказ по ООО «Соврудник», в котором указываются:

дата, время, место взрыва;

ответственный руководитель взрывных работ на объекте;

ответственные по обеспечению безопасного производства взрывных работ;

старший взрывник;

ответственный за оповещение организаций, производственных подразделений, федеральных служб безопасности воздушного пространства;

изменения в проекте его выполнения, и др.

Ответственный руководитель массового взрыва, указанный в приказе, знакомит работников, занятых на подготовке и производстве взрыва с проектом и распорядком проведения массового взрыва под роспись и довести до них порядок его подготовки и проведения, а также необходимые меры безопасности при его производстве.

Перед началом заряжания составляется акт о готовности блока к взрыву, который подписывается руководителем взрывных работ, маркшейдером и геологом карьера.

Проекты на производство массового взрыва или ликвидацию отказов являются основными документами и должны храниться на карьере до полной отработки блока.

Выдача ВМ с расходного склада взрывнику производится по наряд - путевке на производство взрывных работ, подписанной главным инженером предприятия, либо лицом его замещающим.

Массовый взрыв на карьере осуществляется в течение смены в светлое время суток. Перед завозом ВМ на обуренный блок устанавливаются знаки запретной зоны (20 м. от крайних, подлежащих заряданию скважин). Границы запретной зоны распространяются как на выше, так и на ниже лежащие горизонты (уступы). На границах запретной зоны устанавливаются аншлаги «Запретная зона. Вход воспрещен» и выставляются посты охраны. Место расположения и количество постов, а также место расположения взрывчатых материалов на блоке на период заряжания определяются проектом и указываются в распорядке массового взрыва. ВВ и средства инициирования располагаются на расстоянии, исключающем передачу детонации. Место хранения детонаторов, неэлектрических систем инициирования и пиротехнических реле обозначается отличительными знаками и должно находиться под постоянным надзором старшего взрывника.

Транспортирование ВМ.

Перевозка ВМ от расходного склада ВМ до места производства взрывных работ производится автотранспортом согласно требованиям «Правил перевозки опасных грузов автомобильным транспортом», «Единых правил безопасности при взрывных работах» и при обязательном сопровождении взрывником и вооруженным охранником. Перевозка ВМ производится специально допущенным для этого автотранспортом с водителем, имеющим стаж работы не менее 3-х лет, прошедшим специальную подготовку и имеющим допуск на

перевозку ВМ, ознакомленным с правилами и инструкциями, аварийными карточками на перевозимые ВМ по утвержденному руководителем предприятия маршруту, с путевым листом на перевозку опасного груза.

Все электродетонаторы, полученные для взрывных работ, должны быть промаркированы маркератором с личным индексом взрывника, фамилия которого указана в наряд-путевке на производство взрывных работ. СИ (электродетонаторы) перевозятся в специальном, плотно закрывающемся ящике с внутренними мягкими прокладками со всех сторон, закрывающимся на замок. Совместная перевозка ВВ и СИ запрещена. Ящик со СИ устанавливается в передней части кузова.

Хранения, учет и использование ВМ.

Основание для отпуска ВМ с расходного склада на взрываемый объект является наряд-путевка на производство взрывных работ с записью в книгу учета выдачи и возврата ВМ (форма № 2).

Доставленные на объект ВМ при наличии охраны разгружаются на взрываемом блоке возле пробуренных скважин. При этом производится подсчет разгруженных ВМ и регистрация заводских номеров изделий руководителем взрывных работ и взрывником.

Перед началом разгрузки ВМ, руководителем взрывных работ выставляется вооруженная охрана из лиц, прошедших инструктаж и ознакомленных со свойствами ВМ и правилами обращения с ними, а так же ознакомленных с инструкцией для лиц охраны по хранению и охране взрывчатых материалов на местах ведения взрывных работ ИОТ «Соврудник» №124-09. Охрана ВМ на блоке и заряженных скважин осуществляется до момента введения «опасной зоны».

ВМ, доставленные к месту работы, должны находиться в сумках или заводской упаковке, при этом ВВ и СИ должны находиться отдельно, на расстоянии, исключающем передачу детонации. Для предотвращения порчи ВМ от атмосферных осадков, предусматривается их укрытие на месте производства взрывных работ пологам, которые используются при перевозке ВМ автотранспортом.

Ответственный руководитель взрывных работ обязан производить контроль использования ВМ строго по назначению и организовать, при необходимости, возврат остатков ВМ на расходный склад ВМ карьера «Эльдорадо».

По окончании взрывных работ, взрывник обязан отчитаться за израсходованные ВМ перед заведующим складом ВМ и сдать основной документ для списания ВМ - наряд-путевку на производство взрывных работ, заверенную подписями, а также взрывную машинку с приборами для взрывания либо электронное пусковое устройство.

КАТЕГОРИЧЕСКИ ЗАПРЕЩАЕТСЯ: - самовольное приведение в негодность или уничтожение не использованных ВМ.

						СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

Правила безопасности при производстве буровзрывных работ. Общие положения при проведении буровзрывных работ.

Бурение скважин производится в соответствии с проектом и инструкциями, разработанными специалистами ООО «Соврудник».

При производстве буровых работ рабочее место обеспечивается:

- подготовленным фронтом работы;
- комплектом исправного бурового инструмента;
- инструментом для задания и контроля направления скважин;
- схемой расположения скважин;
- средствами пылеудаления и пылеулавливания.

Буровые станки при бурении взрывных скважин располагаются за пределами зоны возможного обрушения пород.

Взрывные работы на карьере проводятся в светлое время суток по графику, согласованному с руководством Северо-Енисейского аэропорта.

Граница опасной зоны устанавливается проектом на каждый взрыв. На местности границы опасной зоны отмечаются условными знаками с выставлением постов охраны.

Перевозка, хранение ВВ и зарядание скважин производится в соответствии с ЕПБ при взрывных работах, а также с «Правилами перевозки опасных грузов автомобильным транспортом».

Все воздушные и кабельные линии электропередач в границах опасной зоны на время взрывания зарядов отключаются. После взрыва (перед включением) эти линии осматриваются с записью результатов в специальный журнал.

Перед производством массового взрыва на карьере обеспечивается вывод людей из карьера за пределы опасной зоны.

При любых операциях ВМ не должны подвергаться толчкам и ударам, запрещается курить и разводить открытый огонь ближе 100 м, иметь при себе курительные и зажигательные принадлежности, а также огнестрельное оружие.

ЗАПРЕЩАЮТСЯ! - взрывные работы при отсутствии проекта на взрывные работы. При производстве взрывов обязательно применение звуковых, а в темное время и световых сигналов, назначение которых должны знать все рабочие и служащие, работающие на карьере и задействованные на производстве массового взрыва лица. **ЗАПРЕЩАЕТСЯ** подача сигналов голосом, а также с применением взрывчатых материалов. Должность, Ф.И.О. работника, задействованного на подаче сигналов, указываются в распорядке проведения массового взрыва.

ЗНАЧЕНИЕ И ПОРЯДОК СИГНАЛОВ:

ПЕРВЫЙ СИГНАЛ-ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНЫЙ - (один продолжительный звуковой сигнал)

Подается после вывода людей не связанных с заряданием и монтажом взрывной сети за пределы опасной зоны и после выставления постов охраны опасной зоны, а так же после получения ответственным руководителем взрывных работ сообщения с помощью средств радиосвязи от лиц,

ответственных за охрану опасной зоны и выставление постов, а также за вывод людей с территории опасной зоны, перед монтажом РП-Д (при использовании неэлектрической системы инициирования - перед присоединением взрывной сети участков к магистральной). По завершению монтажа взрывной сети производится проверка исправности ее из места укрытия (за пределами опасной зоны) взрывника.

ВТОРОЙ СИГНАЛ - БОЕВОЙ - (два продолжительных звуковых сигнала) подается после монтажа взрывной сети перед подачей тока взрывником из места укрытия в электровзрывную сеть.

Ответственный руководитель взрыва, получив письменные рапорта от ответственных за подготовку к взрыву и убедившись в выполнении всех мероприятий перечисленных в «Распорядке массового взрыва», своей росписью в наряд - путевке на производство взрывных работ дает разрешение на взрыв и командует о подаче сигнала «БОЕВОЙ», по которому старший взрывник из укрытия подает ток в электровзрывную магистраль.

Если при подаче тока взрыва не произошло, взрывник **ОБЯЗАН**:

- отсоединить от источника тока электровзрывную сеть, замкнуть накоротко ее концы, взять с собой ключ от взрывного прибора и только после этого выяснить причину отказа. Подход взрывника к месту взрыва разрешается не ранее чем через 30 минут.

Не ранее чем через 30 минут после взрыва, по окончании подвижки горной массы и проветривания блока, ответственный руководитель массового взрыва и взрывник совместно осматривают взорванный блок с соблюдением мер, предотвращающих отравление проверяющего персонала ядовитыми продуктами взрыва, устанавливают, что отказов зарядов нет и работа на месте взрыва безопасна, после этого ответственный руководитель массового взрыва - дает команду на подачу сигнала «ОТБОЙ»,

ТРЕТИЙ СИГНАЛ - ОТБОЙ - (три коротких звуковых сигнала) подается после осмотра места взрыва.

Рабочие оцепления после третьего сигнала покидают свой пост по распоряжению ответственного за охрану опасной зоны, с приемом от них докладов. В случае обнаружения отказов, взрывник должен незамедлительно выставить отличительные знаки у отказов и сообщить руководителю взрывных работ.

ЗАПРЕЩАЕТСЯ! В местах обнаруженных отказов производить какие-либо производственные процессы не связанные с их ликвидацией.

Работы, связанные с ликвидацией отказов, должны производиться под руководством лица технического надзора в соответствии с согласованной с территориальными органами Ростехнадзора России инструкцией по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов ВВ на земной поверхности и проекту ликвидации отказавших зарядов утвержденного главным инженером ООО «Соврудник».

Допуск рабочих к месту взрыва разрешается не ранее, чем через 30 минут после взрыва, рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости в карьере ответственным руководителем массового взрыва.

Запретная зона.

Вводится перед началом заряжания скважин на период их заряжания - запретная зона, в пределах которой запрещается находиться людям не связанным с заряданием. Запретная зона составляет не менее 20 метров от ближайшего заряда, и на местности обозначается флажками или оградительными конусами. Она распространяется как на рабочую площадку того уступа, на котором производится зарядание, так и на ниже и выше расположенные уступы, считая по горизонтали от ближайших зарядов, охраняется вооруженным охранником, проинструктированным в установленном порядке.

Опасная зона.

Вводится до начала монтажа взрывной сети (перед включением в сеть РП-Д при использовании детонирующих шнуров и перед присоединением взрывной сети участков к магистральной при использовании систем неэлектрического инициирования).

Охраняемая опасная зона на местности обозначается предупредительными знаками, число и место которых определяется руководителем взрывных работ или ответственным за оцепление опасной зоны. Охрана организуется так, чтобы все пути возможного проникновения в опасную зону были перекрыты и находились под непрерывным надзором. Допуск лиц к охране опасной зоны разрешается после инструктажа с росписью проводившего и получившего инструктаж. Для обеспечения охраны постовые оснащаются флажками, рациями.

Посты охраны опасной зоны расставляются до начала монтажа взрывной сети. Во время расстановки постов ответственным лицом, взрывники, выделенные для монтажа сети, занимаются только подготовительными работами на блоке. Монтаж взрывной сети начинается по команде руководителя взрывных работ, только после получения рапорта от ответственных за вывод людей за пределы опасной зоны, отвода горного оборудования, внутрикарьерного транспорта, отключения электроэнергии и расстановки постов охраны на границах опасной зоны.

В опасную зону разрешается проход лиц технического надзора организации и работников контролирующих органов при наличии связи с руководителем взрывных работ (взрывником) и только через пост, к которому выходит взрывник.

Технология и организация работ при зарядании скважин.

Перед заряданием взрывник замеряет глубины всех скважин и эти данные заносят в таблицу фактических параметров взрывных работ на блок.

Поверхность породы в радиусе 0,7 м от устья скважины очищается от кусков породы, металллолома и мусора.

Забоечный материал приготавливают заранее из бурового шлама или дробленной горной породы. Зарядание при использовании ДШ начинают с изготовления боевиков и разрезания ДШ на куски требуемой длины. Концы ДШ должны на 1-1,5 м выходить из устья скважины. При использовании неэлектрических систем инициирования зарядание начинают с изготовления боевиков с помощью скважинных устройств НСИ и раскладывания поверхностных устройств НСИ согласно замедлений. Концы скважинных устройств НСИ должны на 1-1,5 м выходить из устья скважины.

Россыпные ВВ засыпают из мешков прямо в скважину через воронку. Заполнять скважины забоечным материалом следует осторожно. При этом детонирующий шнур должен иметь слабины. В обводненные скважины ВВ заряжают небольшими порциями (5-10 кг), чтобы исключить образование пробок. Если для заряжания скважин применяют несколько сортов ВВ, то каждый из них размещают отдельным слоем, а боевик помещают в наиболее чувствительном ВВ. По мере зарядки ВВ в скважину опускают мерный шнур с подвешенным к его концу грузом изготовленного из взрывобезопасного материала и проверяют положение заряда. По окончании заряжания скважины до устья заполняют забойкой.

При заряжании обводненных скважин патронированными ВВ необходимо иметь в виду, что при достижении патронами дна скважины детонирующий шнур или скважинное устройство НСИ во избежание порывов должен быть ослаблен при необходимости патронированные ВВ опускают в скважину с помощью специальных крючков. По этой же причине не следует сразу после заряжания производить забойку скважин: надо дать ВВ возможность уплотниться.

Запрещается сбрасывание патронов в скважину, так как это может вызвать заклинивание патронов, из-за чего в скважине не разместится расчетный заряд ВВ.

Монтаж взрывной сети следует начинать только после окончания заряжания скважин и вывода людей за пределы опасной зоны. Монтаж следует вести с края блока к точке инициирования, что предотвращает возможное повреждение смонтированной сети при хождении по блоку.

Боевик вводится в скважину осторожно, без толчков, уплотнения и проталкивания забойником силой.

ЗАПРЕЩАЕТСЯ! - выдергивать или тянуть детонирующий шнур, введенные боевики, заряжание и взрывание во время грозы (если при электровзрывании сеть была смонтирована до наступления грозы, то перед грозой необходимо произвести взрывание или отсоединить участковые провода от магистральных, концы заизолировать, людей удалить в укрытие или за пределы опасной зоны).

Руководитель взрывных работ после получения письменной информации о выводе людей и механизмов за пределы опасной зоны, о выставлении постов охраны и уведомлении о выполнении мероприятий, изложенных в распоряжке проведения массового взрыва, дает команду на монтаж взрывной сети.

Запрещается монтировать электровзрывную сеть от источника тока. Перед взрыванием скважин производится замер сопротивления всей электровзрывной сети из укрытия. В случае расхождения замеренного и расчетного сопротивления более чем на 10%, необходимо устранить неисправность.

Для выполнения взрывных работ необходимо иметь:

Пусковое электронное устройство УПЭ – 1,5/Х

Взрывная машинка - 1 шт. (КВП-2/200)

Линейный мостик - 1 шт. (Р 3043)

Измеритель сопротивления взрывной цепи ХН 2570 - 1 шт. Звуковая сирена - 1 шт.

Рация - Количество определяется руководителем
Флажки красные взрывных работ для каждого взрыва. Мерный шнур с грузом

Технология и организация работ при электровзрывании

При подготовке взрывов электродетонаторы на складе ВМ проверяются на сопротивление.

Расчет сопротивления электровзрывной сети производится по формуле:

$$R_{об} = 2 L_{маг} \cdot R_{маг} + N_{эд} \cdot R_{эд}$$

где: $R_{об}$ - общее сопротивление, Ом; $L_{маг}$ - общая длина магистральной сети, м; $R_{маг}$ - сопротивление магистральных проводов, (сопротивление 1 м ВП-0,8 = 0.037 Ом).

$R_{об}$ должно быть меньше или равно R номинального = 50 Ом.

В случае расхождения величин измеренного и расчетного сопротивлений больше чем на 10% - необходимо устранить неисправность цепи.

При невозможности измерения сопротивления допускается по разрешению ответственного руководителя взрывных работ ограничиться проверкой ее проводимости.

$N_{эд}$ - количество электродетонаторов, шт;

$R_{эд}$ - сопротивление электродетонатора, Ом.

ЭД-1 -8 - Т = 0,5 - 0,75 Ом.

Организация работ при обнаружении и ликвидации отказавших зарядов.

Для своевременного обнаружения отказавших зарядов и предупреждения его несанкционированного взрыва все места взрывных работ после их проведения должны тщательно осматриваться:

на наличие во взорванной горной массе остатков ВМ;

на наличие выступов не разрушенного взрывом массива в районе расположения скважины;

на вид забоя, похожего на невзорванный целик;

на затруднение экскавации горной массы по сравнению с соседними, уже отработанными участками.

Допуск людей к месту взрыва для дальнейшей работы осуществляется руководителем взрывных работ на смене, после того как им совместно с взрывником будет установлено, что отказов зарядов нет и работа в этом месте безопасна.

Каждый отказ заряда (или подозреваемый отказ), в том числе обнаруженный позднее в процессе отгрузки горной массы, подлежит регистрации в «Журнале регистрации отказов при взрывных работах».

О времени ликвидации отказа должна быть сделана соответствующая запись в «Журнале регистрации отказов при взрывных работах» В тех случаях, когда отказ был записан в журнале приема-сдачи смен экскаватора, отметка о ликвидации отказа должна быть сделана и в этой книге.

Остатки ВМ собранные при ликвидации отказавшего заряда передаются на склад ВМ для уничтожения в соответствии с требованиями ЕПБ при взрывных работах.

Запрещается производить работы по ликвидации отказавших зарядов при недостаточном освещении.

Раз в полугодие производится анализ причин отказавших зарядов, по результатам анализа разрабатываются мероприятия по предупреждению отказов.

Взрывник, обнаружив отказавший заряд (или при подозрении на него) при осмотре места взрыва, обязан:

1. Выставить отличительный знак (флажки) у невзорвавшегося заряда на земной поверхности;
2. Концы проводов электродетонаторов или соединительных проводов электровзрывной цепи отказавших зарядов замкнуть накоротко;
3. Поставить в известность лицо технического надзора;
4. До прибытия лиц технического надзора не допускать к месту отказа людей для выполнения работ, не связанных с ликвидацией отказавшего заряда;
5. Под руководством лица технического надзора ликвидировать отказавший заряд;

Во всех случаях при обнаружении отказавшего заряда ВВ в отбитой горной массе или в забое в процессе уборке горной массы лицо, обнаружившее отказ, обязано немедленно сообщить об этом непосредственному руководителю и предупредить людей, работающих в районе отказа. В месте отказов запрещаются какие-либо работы, не связанные с их ликвидацией.

Машинист экскаватора, обнаруживший отказ (или подозревающий об отказе) обязан:

1. Немедленно прекратить все работы по погрузке (перегрузке) горной массы;
2. Дать указание водителям автосамосвалов вывести подвижной состав за пределы опасной зоны;
3. Выставить отличительный знак у отказа;
4. Вызвать горного мастера;
6. До прибытия горного мастера не производить работ в пределах опасной зоны;

Время обнаружения отказа, принятые меры безопасности, а также данные о том, кому сообщено об обнаружении отказа, заносятся машинистом экскаватора в журнал приема-сдачи смен.

Горный мастер при обнаружении отказа или получении сообщения об отказе обязан сообщить об этом лично ответственному руководителю взрывных работ карьера, а затем прибыть на место отказа и принять необходимые меры безопасности:

- прекратить всякие работы в опасной зоне;
- установить у отказа отличительный знак;
- не допускать самовольных работ по ликвидации отказа;
- немедленно вывести людей из опасной зоны.

Маркшейдерская служба карьера при необходимости обеспечивает своевременную съемку отказавших зарядов ВВ и нанесение их на маркшейдерские планы.

Работы, связанные с ликвидацией отказов, должны производиться под руководством лица технического надзора в соответствии с согласованной с

территориальными органами Ростехнадзора инструкцией по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов ВВ на земной поверхности ООО «Соврудник» ИОТ 146-09 и проекту ликвидации отказавших зарядов утвержденного техническим руководителем ООО «Соврудник».

После ликвидации отказа лица, ответственные за ликвидацию, обязаны организовать тщательный осмотр взорванной горной массы и сбор всех остатков ВМ для последующей их передачи на склад ВМ карьера «Эльдорадо» для уничтожения.

Результаты выполненных массовых взрывов подлежат систематическому анализу в ООО «Соврудник». При этом принимаются решения по уточнению параметров дальнейшему совершенствованию буровых и взрывных работ.

Способы ликвидации отказавших зарядов

Ликвидация одиночных отказов.

Ликвидацию отказавших скважинных зарядов разрешается проводить:

а) взрыванием отказавшего заряда в случае, когда отказ произошел в результате нарушения целостности внешней взрывной сети и линия наименьшего сопротивления отказавшего заряда не уменьшилась; если при проверке выявится возможность опасного разлета кусков горной массы или воздействия ударной воздушной волны при взрыве, повторное взрывание отказавшего заряда запрещается и отказ ликвидируется иными разрешенными способами;

б) разборкой породы в месте нахождения скважины с отказавшим зарядом с извлечением последнего вручную. При взрывании с применением детонирующего шнура заряда взрывчатого вещества из тротила (гранулотола) и взрывчатых веществ на основе аммиачной селитры, не содержащего в своем составе порохов, нитроэфиров или гексогена, разборку породы у отказавшего заряда допускается проводить экскаватором с исключением непосредственного воздействия ковша на взрывчатые вещества и детонирующий шнур.

в) взрыванием заряда в скважине, пробуренной параллельно на расстоянии не менее 3 м от скважины с отказавшим зарядом;

г) при невозможности ликвидировать отказ перечисленными способами - по проекту, составленному с участием специализированной экспертной организации по безопасности работ и утвержденному руководителем ООО «Соврудник».

Ликвидацию одиночных отказавших шпуровых зарядов, независимо от способов их инициирования и направления (горизонтальные, наклонные, вертикальные), разрешается проводить взрыванием зарядов во вспомогательных шпурах, пробуренных параллельно отказавшим на расстоянии не ближе 30 см. Число вспомогательных шпуров, места их размещения и направление должны определяться лицом технического надзора. Для установления направления таких шпуров разрешается вынимать из отказавшего шпура забоечный материал на длину до 20 см от устья.

Экскаваторная разборка производится членами экипажа, специально проинструктированными и ознакомленными с Инструкцией, в присутствии лиц, ответственных за ликвидацию отказа, и лишь по их письменному разрешению, занесенному в Журнал приема - сдачи смен экскаватора.

Инструктаж экипажей экскаваторов по охране труда и технике безопасности и способам (разборки) отказавших зарядов должен проводиться назначенными распоряжением технического руководителя ООО «Соврудник» лицами технического надзора (не ниже главного инженера карьера) не реже одного раза в год с отметкой о времени инструктажа в специальном журнале (карточке инструктажа) под роспись инструктируемого лица.

Разборка горной массы экскаватором должна производиться таким образом, чтобы при осыпании горной массы не происходило воздействия на взрывчатые материалы отказавшего заряда. Порода должна выбираться в первую очередь с боков колонки заряда. Черпание горной массы вблизи отказавшего заряда должно проводиться с особой осторожностью при возможно меньших напорных усилиях, небольшими порциями, в хорошо просматриваемых местах. Касание ковшом экскаватора заряда взрывчатого вещества и детонирующего шнура не допускается.

В процессе разборки машинист экскаватора и лицо, ответственное за ликвидацию отказа, обязаны внимательно следить за забоем. При появлении длинных отрезков детонирующего шнура и промежуточного детонатора необходимо временно прекратить разборку породы и ручную, соблюдая меры предосторожности, извлечь промежуточный детонатор и детонирующий шнур.

Для облегчения доступа взрывников к отказавшему заряду разрешается использование различных устройств с люльками, телескопическими площадками и т.п.

После извлечения из отказавшей скважины промежуточного детонатора и детонирующего шнура необходимо продолжать разборку породы до полного извлечения всего отказавшего заряда взрывчатого вещества, соблюдая меры предосторожности.

Заряд в перебуре отказавшей скважины следует ликвидировать путем вымывания водой или взрывания дополнительных шпуров.

Если во время ликвидации отказавшего скважинного заряда заряд в перебуре не найден, то он должен рассматриваться как не ликвидированный отказ, о чем должна быть сделана соответствующая запись в "Журнале регистрации отказов при взрывных работах". Район отказа в перебуре должен быть нанесен на маркшейдерские планы и отмечен в натуре. Работы по экскавации горной массы в этом районе должны рассматриваться как разборка отказа и вестись с соблюдением мер предосторожности, определенных распоряжением технического руководителя ООО «Соврудник».

Возобновление работ в забое по погрузке горной массы разрешается лишь после полной ликвидации отказавшего заряда по письменному разрешению лица, ответственного за ликвидацию отказа.

Разрешение на возобновление работ записывается лицом технического надзора в Журнал приема - сдачи смен экскаватора с указанием времени и даты.

Ликвидацию отказавшего наружного заряда взрывчатого вещества разрешается производить путем осторожного снятия вручную части забоечного материала, помещения на отказавший заряд нового боевика, последующего восстановления забойки и взрывания в обычном порядке.

Ликвидация групповых отказов.

При обнаружении отказавших скважинных зарядов взрывчатых веществ, расположенных в не разрушенном массиве (отказ по причине нарушения целостности внешней взрывной сети), перед их повторным взрыванием необходимо измерить линии наименьшего сопротивления отказавших зарядов. Если при проверке выявится, что линия наименьшего сопротивления изменилась и возникла возможность опасного разлета осколков породы при взрыве, то повторное взрывание отказавших зарядов запрещается. В этом случае ликвидация отказов должна производиться по специальному проекту.

Если линия наименьшего сопротивления отказавших скважинных, малокамерных или камерных зарядов не изменилась, то производится восстановление взрывной сети и затем повторное взрывание.

Место ликвидированных повторным взрыванием групповых отказов должно быть отмечено отличительными знаками и нанесено на план горных работ. Уборка горной массы в этих районах должна производиться по наряд - допуску, предусматривающему необходимые меры безопасности на случай встречи необнаруженных во время повторного взрывания отказавших зарядов.

Ликвидация групповых отказов должна производиться путем восстановления взрывной сети отказавшей части взрываемого блока (отказавших зарядов) и последующего повторного инициирования сети.

Если некоторые отказавшие заряды по техническим причинам не могут быть подсоединены к восстанавливаемой взрывной сети, то ликвидация таких зарядов производится по специальному проекту, утвержденному в установленном порядке.

Ликвидация массовых отказов.

Если при подаче напряжения взрыва не произошло, взрывник обязан отсоединить от прибора (источника тока) электровзрывную сеть, замкнуть накоротко ее концы, взять с собой ключ от прибора (ящика, в котором находится взрывное устройство) и только после этого выяснить причину отказа. Выходить из укрытия можно не ранее чем через 10 мин., независимо от типа применяемых электродетонаторов.

Порядок ликвидации отказов при электровзрывании следующий: из укрытия проверяется проводимость всей электровзрывной сети и ее элементов приборами, допущенными для этой цели; проверяется исправность взрывной машинки; производится визуальный осмотр схемы электровзрывной сети, ликвидация всех обнаруженных дефектов сети и при необходимости замена отдельных элементов; после определения причины отказа и устранения дефектов проводится повторное взрывание.

В случае массового отказа при взрывании с помощью детонирующего шнура под руководством лица технического надзора и при его личном участии производится визуальный осмотр взрывной сети, определяются и устраняются дефекты сети, устанавливается возможная причина отказа. При необходимости, по согласованию с руководителем взрывных работ, во взрывную сеть вводятся дополнительные резервные (дублирующие) элементы.

При инициировании взрывной сети детонирующего шнура электрическим способом (с помощью детонирующего шнура) предварительно проверяется

					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

приборами, допущенными для этой цели, проводимость электровзрывной сети и исправность прибора взрывания, а при необходимости и визуальный осмотр проводов магистрали и электродетонаторов.

После устранения дефектов и восстановления взрывной сети производится повторное взрывание.

Если будет установлено, что повторное взрывание по техническим причинам невозможно, то под руководством ответственного за взрыв производится демонтаж взрывной сети и дается разрешение на подачу сигнала "отбой". О невозможности производства взрыва ставится в известность диспетчер карьера (организации) и руководитель взрывных работ. Руководитель взрывных работ организует охрану блока. На последующее взрывание такого блока составляется специальный проект, утверждаемый в установленном порядке.

Причины и способы ликвидации отказавших зарядов при использовании неэлектрических систем инициирования

Отказы при взрывании с применением неэлектрических систем инициирования связаны с заводскими дефектами детонаторов и волноводов, их механическими повреждениями при транспортировке и монтаже взрывной сети. Причинами отказов также могут быть нарушение установленной схемы и низкое качество монтажа взрывной сети, а также применения взрывчатых веществ, промежуточных детонаторов и средств взрывания, не предназначенных для использования совместно с системами неэлектрического инициирования зарядов.

Способы ликвидации отказавших скважинных зарядов, полученных при взрывании с использованием неэлектрических систем инициирования, полностью аналогичен тем, что применяются в отношении отказов, полученных при взрывании с использованием иных средств инициирования:

- взрывание отказавшего заряда;
- разборка горной массы с извлечением отказавшего заряда;
- обуривание и взрывание шпуровых зарядов, располагаемых не ближе 1 м. от стенки скважины с отказавшим зарядом;
- взрывание заряда в скважине, пробуренной параллельно на расстояние не менее 3 м. от скважины с отказавшим зарядом;
- вымывание заряда из скважины.

При ликвидации отказов путем разборки горной массы следует учитывать то, что в отличие от детонирующего шнура опасность взрыва при механическом воздействии на устройства имеет место, если это воздействие приходится на локальный участок — капсуль-детонатор. Механическое воздействие на волновод опасности не представляет.

Экскаваторная разборка горной массы производится в соответствии с требованиями «Типовой инструкции по предупреждению, обнаружению и ликвидации...». При появлении в процессе разборки промежуточного детонатора или капсуля-детонатора необходимо временно прекратить разборку породы и вручную, соблюдая меры предосторожности, извлечь их.

3.9.2. Выемочно- погрузочные работы.

3.9.2.1. Расчет производительности и парка одноковшовых экскаваторов-мехлопат.

Расчеты начинают с вычисления относительного показателя трудности экскавации разрушенных пород с коэффициентом разрыхления рассчитанным ранее:

$$Пэ.р=0,022\left[\gamma \cdot d_{cp} + 0,1 \cdot \delta_{сдв} + \frac{10(\gamma \cdot d_{cp} + 0,1 \cdot \delta_{сдв})}{(Kp)^9}\right], \quad (3.76)$$

где: d_{cp} - средний размер куска взорванной массы в развале, см; γ - плотность пород, т/м³; $\delta_{сдв}$ - временное сопротивление пород сдвигу, кгс/см²; Kp - коэффициент разрыхления.

$$Пэ.р=0,022\left[2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 150 + \frac{10(2,7 \cdot 28 + 0,1 \cdot 150)}{(1,23)^9}\right]=5$$

Вычисляют действительный показатель трудности экскавации:

$$Пэ.ф=Kв \cdot K_{тр} \cdot Пэ.р, \quad (3.77)$$

где: $Kв$ и $K_{тр}$ - эмпирические коэффициенты, учитывающие, соответственно, конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер.

$$Пэ.ф=1 \cdot 1 \cdot 5 = 5$$

Паспортная производительность, м³/ч:

$$Q_{п} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.п}}, \quad (3.78)$$

где: E - вместимость ковша экскаватора, м³.

$$Q_{п} = \frac{3600 \cdot 4,5}{27} = 600$$

Определяют продолжительность черпания мехлопаты в конкретных условиях, с:

$$T_{ч.ф} = \frac{Пэ.ф}{Пэ.п} \cdot t_{ч.п} \cdot Kp, \quad (3.79)$$

где: $Пэ.п$ - паспортный показатель трудности экскавации; $t_{ч.п}$ - паспортное время черпания.

$$T_{ч.ф} = \frac{5}{27} \cdot 9 \cdot 1,23 = 2,1$$

Рассчитывают продолжительность поворотных операций, с:

$$T_{п.ф} = t_{п.п} \cdot \frac{\beta_{ф}}{\beta_{п}}, \quad (3.80)$$

где: $t_{п.п}$ - паспортная продолжительность поворотных операций; $\beta_{ф}$ - фактический угол поворота под разгрузку ($\beta_{ф}=120-135$ град); $\beta_{п}$ - паспортный угол поворота, град.

$$T_{п.ф} = 20 \cdot \frac{130}{120} = 21$$

Вычисляют минимальную продолжительность рабочего цикла принятого экскаватора, с:

$$T_{ц.ф} = t_{ч.ф} + t_{п.ф} + t_{р.ф}, \quad (3.81)$$

где: $t_{р.ф}$ - фактическое время разгрузки ковша, зависящее от свойств пород, с.

$$T_{ц.ф} = 2,1 + 21 + 4 = 27$$

$$Kp.k = 1,55$$

$$Kн.k = 1,1$$

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

Определяют техническую производительность экскаватора, принимая коэффициент влияния технологии выемки $K_{т.в}$, м³/ч:

$$Q_{тех} = \frac{3600 \cdot E}{T_{ц.ф}} \cdot \frac{K_{н.к}}{K_{р.к}} \cdot K_{т.в}, \quad (3.82)$$

$$Q_{тех} = \frac{3600 \cdot 4,5}{27} \cdot \frac{1,1}{1,5} \cdot 0,78 = 340$$

Вычисляют сменную эксплуатационную производительность экскаватора, м³:

$$Q_{э} = Q_{тех} \cdot K_{пот} \cdot K_{у} \cdot T_{см} \cdot K_{кл} \cdot K_{и.р}, \quad (3.83)$$

где: $K_{пот}$ - коэффициент потерь, $K_{пот}=0,9$; $K_{у}$ - коэффициент управления (для одноковшовых экскаваторов $K_{у}=0,85$); $T_{см}$ - продолжительность смены, ч; $K_{кл}$ - коэффициент влияния климатических условий (принимается для заданной климатической зоны); $K_{и.р}$ - коэффициент использования выемочной машины на основной работе.

$$Q_{э} = 340 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 12 \cdot 0,949 \cdot 0,75 = 2\ 221 \quad (3.84)$$

Находят коэффициент использования выемочной машины на основной работе:

$$K_{и.р} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_{в}}{T_{см}} \cdot K_{тр}, \quad (3.85)$$

где: $T_{п.з}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций (обычно $T_{п.з}=3,5$ мин. При работе с автотранспортом), мин; $T_{о.л}$ - время на отдых и личные надобности (10мин); $T_{всп}$ - время выполнения вспомогательных операций, мин, $T_{всп}=7-10$ мин.; $K_{тр}$ - соответствует коэффициенту обеспеченности забоя порожняком.

По данным Ю.И. Анистратова, при работе экскаватора в отвал $K_{и.р}=0,85-0,9$, при погрузке на конвейер $K_{и.р}=0,75-0,85$, в случае использования автомобильного транспорта $K_{и.р}=0,65-0,75$, при погрузке в железнодорожные вагоны $K_{и.р}=0,5-0,6$

$$K_{и.р} = \frac{12 - 0,058 - 0,16 - 0,16}{12} \cdot 0,7 = 0,75$$

Если известны затраты времени на погрузку и обмен транспортных средств, то:

$$K_{тр} = \frac{4}{4 + 1,7} = 0,7 \quad (3.86)$$

Вычисляют годовую производительность экскаватора, м³:

$$Q_{год} = Q_{см} \cdot N_{р.с}, \quad (3.87)$$

где: $N_{р.с}$ - число рабочих смен экскаватора в течении года с учетом целосменных простоев и ППР.

$$Q_{год} = 2\ 221 \cdot 680 = 1\ 510\ 280 \text{ м}^3$$

На завершающем этапе рассчитывают рабочий парк экскаваторов, ед:

$$N_{р.э} = \frac{A}{Q_{год}}, \quad (3.88)$$

где: A - производительность карьера по добыче (вскрыше, горной массе), м³/год.

$$N_{р.э} = \frac{2\ 510\ 000}{1\ 510\ 280} = 2$$

Принимают 2 единицы Hitachi EX1200.

Проверяют выполнение условия:

$$H_{чmax} \leq h_p \quad (3.89)$$

где: h_p – максимальная высота развала, м.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

Учитывая рекомендации акад. В. В. Ржевского, принимают следующие значения максимальной высоты развалов взорванной горной массы, м: при 3-рядном взрывании $h_p = 1,1 \cdot h$.

НПТ.ЕХ-1200: $12,35 \leq 5 \cdot 1,1 = 5,5$

Условие (3.89) выполняется.

Таблица 3.8. — Основные технические характеристики выемочно-погрузочного оборудования.

Технические характеристики	Ед. изм.	Hitachi
		EX1200
1	2	4
Вместимость ковша, Е:	м ³	4,5
Макс. глубина копания, Н _{гл.к}	м	5,24
Максимальная высота копания, Н _к	м	12,35
Максимальная высота разгрузки, Н _р	м	8,74
Максимальный радиус черпания на уровне стояния, R _{чу}	м	11,5
Мощность сетевого двигателя, М	кВт	478
Масса, т	т	108,0

Таблица 3.9. — Расчёт производительности выемочно-погрузочного оборудования.

Показатель	Ед.изм.	
Режим работы:		
- рабочих дней	дней	365
- число смен в сутки	ед	2
- продолжительность смены	ч	12
Модель экскаватора		EX-1200
Емкость ковша	м ³	4,5
Размер куска	мм	0,86
Средняя плотность пород	т/м ³	2,7
Коэффициенты:		
- наполнения ковша	д.ед.	1,1
- разрыхления в ковше	д.ед.	1,3
Оперативное время на цикл экскавации:		
- нормативное, нормативное	с	27
Коэффициенты поправочные:		
- на климатические условия	д.ед.	0,949
- надежности работы оборудования	д.ед.	0,9
К-т использования экскаватора в смену		0,75
Количество рабочих дней:		
- работы на погрузке	дней	365
- простоев в ремонтах	дней	21
- холостые перегоны	дней	4
- работы экскаватора	дней	340
Производительность экскаватора:		
- часовая	м ³	340
- сменная	м ³	2 221
- суточная	м ³	4 442
- за год	м ³	1 510 280
	т	4 077 756
Необходимые объемы работ	м ³	2 510 000
Парк рабочий	ед.	2
Парк списочный	ед.	2

3.9.3. Организаций работ на уступе.

3.9.3.1. Расчет времени отработки блока

Рассчитывают площадь поперечного сечения развала, м²:

$$S_p = K_{p.c} [W + b(np - 1)], \quad (3.90)$$
$$S_p = 1,23[4 + 4(3-1)]5 = 86,7$$

Уточняют правильность построения профиля развала:

$$S_1 + S_2 + \dots + S_n = S_p, \quad (3.91)$$
$$44,8 + 41,9 = 86,7$$

Производить корректировку формы развала нет необходимости, т.к. погрешность значений не превышает 10%.

Вычисляют средневзвешенное значение коэффициенты разрыхления:

$$K'_{p.c} = \frac{K_{p'} S_1 + K_{p''} S_2 + \dots + K_{p(n)} S(n)}{S_p}, \quad (3.92)$$
$$K'_{p.c} = \frac{1,23 \cdot 44,8 + 1,21 \cdot 41,9}{86,7} = 1,23$$

Рассчитывают сменное подвигание забоя по каждой заходке, м:

$$Y_{cm.i} = \frac{K_{p.c} j \cdot Q_{э.c} i}{S_i}, \quad (3.93)$$
$$Y_{cm.1} = \frac{1,23 \cdot 2 \cdot 221}{44,8} = 64$$
$$Y_{cm.2} = \frac{1,21 \cdot 2 \cdot 221}{41,9} = 64$$

Определяют затраты времени на отработку каждой из заходок, смен:

$$T_i = \frac{L_{б.в}(1 - K_{о.э})}{Y_{cm.i}}, \quad (3.94)$$
$$T_1 = \frac{89(1 - 0,2)}{64} = 1,1$$
$$T_2 = \frac{89(1 - 0,2)}{64} = 1,1$$

Определяют общие затраты времени на экскавацию горной массы в пределах блока (смен) при челноковой работе оборудования, смен:

$$T_{э''} = \sum_1^n T_i n_i, \quad (3.95)$$
$$T_{э''} = \sum_1^2 (1,1 + 1,1) = 2,2$$

3.9.3.2. Технологический график работ на уступе.

Вычисляют продолжительность бурения скважин в оставшейся части второго блока, сут:

$$T_{б} = \frac{L_{бл}(1 - K_{о.б}) \cdot [W + b(np - 1)]h}{f \cdot Q_{б} \cdot N_{см}}, \quad (3.96)$$

где: $K_{о.б}$ - доля обуренной части блока к началу периода планирования; f -выход горной массы с 1м скважины, м³/м; $Q_{б}$ - сменная эксплуатационная производительность бурового станка, м; $N_{см}$ -число рабочих смен бурового станка в течении суток, ед.

$$T_{б} = \frac{L_{бл}(1 - K_{о.б}) \cdot [W + b(np - 1)]h}{f \cdot Q_{б} \cdot N_{см}} = \frac{89(1 - 0,4) \cdot [4 + 4(3 - 1)]5}{13,3 \cdot 209 \cdot 2} = 0,57$$

Определяют затраты времени на зарядку и забойку скважин, см:

$$T_{зар} = 0,4 \quad (3.97)$$

$$T_{заб} = 0,2 \quad (3.98)$$

Рассчитывают затраты времени на монтаж взрывной сети, см:

$$T_M = \frac{0,01 \cdot N_{СКВ} \cdot N_{В.М}}{F \cdot T_{СМ}}, \quad (3.99)$$

где: $N_{СКВ}$ - количество скважин в блоке, ед; $N_{В.М}$ - норма времени на монтаж сети из 100 зарядов, чел-ч; F - количество взрывников, ведущих монтаж и проверку сети, вставку пиротехнических реле, чел.-ч.; $T_{СМ}$ - продолжительность смены, ч.

$$T_M = \frac{0,01 \cdot N_{СКВ} \cdot N_{В.М}}{F \cdot T_{СМ}} = \frac{0,01 \cdot 69 \cdot 5,2}{4 \cdot 12} = 0,1$$

Находят время, необходимое для проверки сети, вставки пиротехнических реле, производства взрыва и осмотра забоя после взрыва, см:

$$T_B = \frac{N_{сер} \cdot N_{В.В} + 0,01 \cdot N_{Зам} \cdot N_{В.З}}{F \cdot T_{СМ}}, \quad (3.100)$$

$$T_B = \frac{3 \cdot 0,66 + 0,01 \cdot 3 \cdot 6}{4 \cdot 12} = 0,1$$

где: $N_{сер}$ =3(равно числу рядов); $N_{ВВ}$ =0,66; $N_{Зам}$ -расход пиротехнических реле на блок=120ед; $N_{ВЗ}$ -норма времени на установку 100 пиротехнических реле, чел.-ч.

Определяют затраты времени на производство всего комплекса взрывных работ, смен:

$$T_{В.В} = (T_{Зар} + T_{Заб}) \cdot K_1 + T_M + T_B + T_{Пр}, \quad (3.101)$$

где: K_1 - коэффициент совмещения работ по зарядке и забойке скважин, $K_1=0,8-0,9$; $T_{Пр}$ - время, необходимое для проветривания блока, смен.

$$T_{В.В} = (0,4 + 0,2) \cdot 0,9 + 0,1 + 0,1 + 0,1 = 0,84$$

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

3.9.4. Транспортирование горных пород.

3.9.4.1. Характеристика горных пород по трудности транспортирования. Выбор модели подвижного состава.

Для ранее выбранного экскаватора Hitachi EX-1200 находят средний размер кусков размещаемых в транспортном сосуде – автосамосвале САТ-773Е:

$$D'_{cp} = 0,525 \sqrt[3]{E}, \quad (3.102)$$

где: E- вместимость ковша ранее выбранного экскаватора.

$$D'_{cp1} = 0,525 \sqrt[3]{4,5} = 0,86$$

Определяют относительный показатель трудности транспортирования породы по формуле В.В. Ржевского:

$$Пт = 0,6 \cdot \gamma + 5 \cdot d'_{cp} (1 + 0,01 \cdot \delta_{сдв}) + 20 \cdot W \cdot n \cdot B \cdot C, \quad (3.103)$$

где: γ - плотность породы в образце, т/м³; d_{cp} - средний размер кусков породы в транспортном сосуде, м; $\delta_{сдв}$ -сопротивление пород сдвигу в образце, кгс/см²; W- влажность породы; B- коэффициент, учитывающий продолжительность транспортирования породы; C-коэффициент влияния низких температур (используют при отрицательных температурах),

$$Пт = 0,6 \cdot 2,7 + 5 \cdot 0,86 (1 + 0,01 \cdot 150) + 20 \cdot 0,1 \cdot 0,2 \cdot 1,1 \cdot 0,9 = 13 \quad (3.104)$$

Породы легко транспортируемые по классификации сложности транспортирования.

$$B = 1 + \lg(T + 1) = 1 + \lg(0,26 + 1) \quad (3.105)$$

$$C = 1 - 0,025t = 1 - 0,025 \cdot 8 = 0,8 \quad (3.106)$$

где: T- продолжительность транспортирования породы, ч; t- температура воздуха, °С.

Определяют количество ковшей породы загружаемой в кузов каждого транспортного средства, ед:

$$пк.г = \frac{q \cdot K_p}{E \cdot K_n \cdot \gamma}, \quad (3.107)$$

$$пк.г = \frac{55 \cdot 1,3}{4,5 \cdot 1,1 \cdot 2,7} = 5,4 = 6$$

Или

$$пк.о = \frac{V \cdot K_p}{E \cdot K_n}, \quad (3.108)$$

$$пк.о = \frac{26 \cdot 1,3}{4,5 \cdot 1,1} = 6,9 = 7$$

где: пк.г и пк.о- количество ковшей породы, загружаемых в один сосуд; q- грузоподъемность транспортного средства, т; V- вместимость его кузова, м³; K_p и K_n- коэффициент разрыхления породы в ковше и наполнение ковша; E- вместимость ковша экскаватора, м³.

Находят фактическое значение грузоподъемности и вместимости транспортного средства:

$$Qф = пк.г \cdot E \cdot \frac{K_n}{K_p} \gamma, \quad (3.109)$$

$$Qф = 6 \cdot 4,5 \cdot \frac{1,1}{1,3} \cdot 2,7 = 55$$

$$Vф = пк.о \cdot E \cdot \frac{K_n}{K_p}, \quad (3.110)$$

$$:V\phi=7\cdot4,5\frac{1,1}{1,3}=26$$

где: пк.г и пк.о- округленное до ближайшего целого число ковшей породы, загружаемых в кузов.

Устанавливают коэффициенты использования грузоподъемности K_q и вместимости кузова K_v :

$$K_q = \frac{q\phi}{q}, \quad (3.111)$$

$$K_q = \frac{55}{50} = 1,1$$

$$K_v = \frac{V\phi}{V}, \quad (3.112)$$

$$K_v = \frac{26}{26} = 1$$

3.9.4.2. Пропускная способность транспортных коммуникаций.

Определяют интервал следования автомобилей, м:

$$S = a + la + t_d \cdot V_{дв} + L_t, \quad (3.113)$$

где: a - допустимое расстояние между машинами при их остановке, м ; ($a=2$); la - длина автомашины, м; t_d - время реакции водителя, ч; ($t_d=0,5-1$ с); L_t - длина тормозного пути, м.

$$S = 2 + 8,7 + 1 \cdot 20 + 20 = 51$$

Вычисляют пропускную способность автодорог при движении груженых машин, ед/ч:

$$N = \frac{1000 \cdot V_{дв} \cdot n \cdot K_n}{S}, \quad (3.114)$$

где: n - число полос движения; K_n - коэффициент неравномерности движения.

$$N = \frac{1000 \cdot 20 \cdot 1 \cdot 0,8}{51} = 313$$

Устанавливают расчетную пропускную способность автодороги при дополнительном коэффициенте резерва, $K_{рез}=0,85$

$$N_a = N \cdot K_{рез}, \quad (3.115)$$

$$N_a = 313 \cdot 0,85 = 266$$

Находят провозную способность капитальной траншеи, т:

$$W_a = N_a \cdot q\phi \cdot T, \quad (3.116)$$

где: $q\phi$ - фактическая грузоподъемность автосамосвала, т;

$$W_a = 266 \cdot 55 \cdot 7 = 102\,410 \text{ т}$$

Рассчитывают необходимый сменный грузооборот карьера, т:

$$M_n = \frac{1,1 \cdot A_{гм}}{N_p \cdot n_{см}}, \quad (3.117)$$

$$M_n = \frac{1,1 \cdot 2\,510\,000}{365 \cdot 2} = 3\,782 \text{ т}$$

$W_a > M_n$ Условие выполняется.

3.9.4.3. Эксплуатационная производительность и парк подвижного состава колесного транспорта.

Определяют отношение паспортной грузоподъемности к его вместимости:

$$\frac{q}{V} = \frac{55}{26} = 2,11$$
$$21/10 = 2,1$$

Ведут расчеты по фактической грузоподъемности q_f

Определяют время погрузки одного автосамосвала, мин:

$$T_{\text{П}} = \frac{60 \cdot n_{\text{В}} \cdot q_{\text{ф}} \cdot K_{\text{н.В}} \cdot K_{\text{п.с}}}{Q_{\text{э}} \cdot K_{\text{р.В}} \cdot u}, \quad (3.118)$$
$$T_{\text{П}} = \frac{60 \cdot 1 \cdot 55 \cdot 1,10}{340 \cdot 1,1 \cdot 2,7} = 3,6$$

Находят среднее время движения автомобиля в грузовом и порожняковом направлениях, мин:

$$T_{\text{ДВ}} = 120 \left(\frac{0,5}{25} + \frac{0,5}{25} + \frac{1}{25} \right) = 9,4 \quad (3.119)$$

Рассчитывают время оборота подвижного состава, мин.:

$$T_{\text{об}} = t_{\text{П}} + t_{\text{ДВ}} + n_{\text{В}} \cdot t_{\text{р}} + t_{\text{з}}, \quad (3.120)$$
$$T_{\text{об}} = 3,6 + 9,4 + 1 + 2 = 16$$

Рассчитывают коэффициент, учитывающий трудность транспортирования породы :

$$K_{\text{П}} = \sqrt[3]{\frac{P_{\text{т.п}}}{P_{\text{т}}}}, \quad (3.121)$$
$$K_{\text{П}} = \sqrt[3]{\frac{P_{\text{т.п}}}{P_{\text{т}}}} = \sqrt[3]{\frac{5}{13}} = 0,6$$

Вычисляют сменную эксплуатационную производительность подвижного состава, т:

$$Q_{\text{Т}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot K_{\text{и}} \cdot K_{\text{п}}}{T_{\text{об}}} \cdot n_{\text{В}} \cdot q_{\text{ф}} \cdot K_{\text{кл}}, \quad (3.122)$$
$$Q_{\text{Т}} = \frac{720 \cdot 0,9 \cdot 0,6}{16} \cdot 1 \cdot 55 \cdot 0,949 = 1\,268$$

Рабочий парк автосамосвалов, ед:

$$N_{\text{р.а}} = \frac{Q_{\text{з.с.у}}}{Q_{\text{Т}}}, \quad (3.123)$$
$$N_{\text{р.а}} = \frac{Q_{\text{з.с.у}}}{Q_{\text{Т}}} = \frac{2\,221 \cdot 2,7}{1\,268} = 5$$

Определяют суточный пробег автосамосвала при двухсменном режиме его работы, км:

$$L_{\text{сут}} = \frac{4 \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{и}} \cdot L_{\text{тр}}}{T_{\text{об}}}, \quad (3.124)$$
$$L_{\text{сут}} = \frac{4 \cdot 720 \cdot 0,9 \cdot 2,0}{16} = 162$$

Таблица 3.10. – Результаты расчетов по разделу.

Наименование	Единицы измерений	Вариант
Тип экскаватора		Hitachi Ex.1200
Модель автосамосвала		CAT-773E
Показатель трудности транспортирования		13
Количество ковшей породы, загружаемой в кузов	Ед.	6
Фактическая грузоподъемность	Т	55
Коэффициент использования грузоподъемности		1,1
Время на погрузку одного автосамосвала	мин.	3,6
Время одного оборота	мин.	16
Сменная эксплуатационная производительность	Т	1 268
Рабочий парк автотранспорта	ед.	5
Суточный пробег	Км.	162
Инвентарный парк автотранспорта	ед.	5

3.9.4.4. Отвалообразование.

При отвальных работах применяем бульдозерное отвалообразование при автомобильном транспорте.

Определяют приемную способность отвала, м³/м:

$$W_o = \frac{V_{\phi} \cdot \lambda}{b}, \quad (3.125)$$

где: $\lambda=1,5$ - коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова; b - ширина кузова выбранного автосамосвала, м.

$$W_o = \frac{55 \cdot 1,5}{5,1} = 16,2$$

Принимают бульдозер Т-11

Применяют периферийное отвалообразование.

Находят длину отвального участка, м, по условиям планировки, м:

$$L_{o.p} = Q_b / W_o, \quad (3.126)$$

где: Q_b - сменная производительность бульдозера при заданном расстоянии перемещения, м³.

$$L_{o.p} = 501 / 16,2 = 31$$

Определяют количество разгружающихся на отвале автосамосвалов, ед/ч:

$$N_o = \frac{A_v \cdot K_{нер}}{N_p \cdot n_{см} \cdot V_{\phi} \cdot T_{см}}, \quad (3.127)$$

где: A_v - годовой объем вскрышных работ, м³; N_p - число рабочих дней карьера в течении года; $n_{см}$ - число рабочих смен в течении суток; $T_{см}$ - продолжительность смены, ч; $K_{нер}$ - коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше, $K_{нер}=1,25-1,5$.

$$N_o = \frac{2\ 358\ 830 \cdot 1,25}{365 \cdot 2 \cdot 26 \cdot 12} = 13$$

Рассчитывают число одновременно разгружающийся автосамосвалов, ед.:

$$N_{a.o} = N_o \cdot \frac{t_{р.м}}{60}, \quad (3.128)$$

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.				

$$Na.o=13 \cdot \frac{0,87}{60}=1$$

где: t_p -продолжительность разгрузки автосамосвала, мин;

$$Tр.м= t_p+t_{пер}+\frac{(3-4)R}{v} \quad (3.129)$$

$$Tр.м=1+0,10+\frac{(3-4)8}{60}=0,87$$

Вычисляют длину фронта разгрузки, м.:

$$L_p=Na.o \cdot l_p \quad (3.130)$$

где: l_p -30-40- ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м.

$$L_p=1 \cdot 40=40м$$

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

$$Ny.p=\frac{L_p}{L_y}, \quad (3.131)$$

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

$$Ny.p=40/60=1$$

Общее число отвальных участков, ед.:

$$Ny=Ny.p+No.p+Ny.рез, \quad (3.132)$$

где: $No.p$ - число участков, находящихся в планировке, ед; $Ny.рез$ - число резервных участков, ед.

$$Ny=1+1+1=3$$

Определяют общую длину отвального фронта, м:

$$Lo=L_y \cdot Ny, \quad (3.133)$$

$$Lo=60 \cdot 3=120$$

Рассчитывают сменный объем бульдозерных работ на отвале, м³.:

$$Пб=Пк.с \cdot K_{зав}, \quad (3.134)$$

$$Пб=4 \ 039 \cdot 0,3=1 \ 212$$

Сменный объем породы, поступающей на отвал, м³.:

$$Пк.с=\frac{Av \cdot K_{нер}}{Np \cdot n_{см}}, \quad (3.135)$$

$$Пк.с=\frac{2 \ 358 \ 830 \cdot 1,25}{365 \cdot 2}=4 \ 039$$

Находят инвентарный парк отвальных бульдозеров, ед:

$$Nб.o=K_{инв} \cdot Wб/Qб, \quad (3.136)$$

$$Nб.o=1,4 \cdot 380/501=1 \text{ ед}$$

3.10. Спец. часть. Выбор и обоснование технологической схемы вскрытия нижних горизонтов до отметки +400 м.

3.10.1. Базовый вариант.

КОГР «Алекса́ндро-Аге́евский» предприятие ООО «Соврудник» функционировал в период с 2010 по 2015 гг. Техническим заданием на разработку проекта мощность предприятия по добыче руды определена в объеме 500 тыс. т в год. По состоянию на 2017 год карьер находится на консервации. [9]

Граничный коэффициент вскрыши $K_{гр} = 6,7 \text{ м}^3/\text{т}$, глубина карьера равна $H=160\text{м}$. [9, т.2, с 80-81], с учетом рассчитанной на момент проектирования карьера себестоимости вскрыши $C_v = 477,9 \text{ руб./м}^3$ и себестоимости 1 тонны руды, равная $C_d = 773 \text{ руб./т}$. [9, т.2, с 81].

Вскрытие месторождения базовым вариантом предусматривается внешней траншеей с северо-западной стороны карьера с отм. поверхности +533 м для заезда автотранспорта на рабочие горизонты. Так же в момент разработки запасов месторождения до отм.+480 м будет пройдена внутренняя траншея с юго-восточной стороны карьера, которая по мере углубления будет сработана. Подъездные дороги к ним располагаются, в основном, с юго-западной стороны карьера.

Вскрытие рабочих горизонтов до отметки +460 м осуществляется съездами со спиральной формой трасс (уклон съезда принимается 80 ‰) при горизонтальной площадке примыкания не менее 20 м. В соответствии с техническим ширина транспортных съездов при двухполосном движении транспорта равна 22 м (САТ-773Е). Общая протяженность съезда до горизонтальной площадки примыкания составляет 250 м.

Вскрытие рабочих горизонтов от отметки +460 м до отметки +400 м осуществляется съездами с петлевой формой трасс (уклон съезда принимается 100 ‰) при горизонтальной площадке примыкания не менее 20 м. Ширина транспортных съездов при однополосном движении транспорта равна 10 м. Общая протяженность съезда до площадки примыкания составляет 200 м.

По условиям залегания рудного тела и физико-механическим свойствам руды и вскрышных пород для разработки месторождения применяется **транспортная система разработки** с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы.

В карьере руда представлена одним технологическим типом, поэтому проектом предусматривается валовая выемка руды.

В связи с небольшой мощностью и крутым падением рудных тел, добычу руды рекомендуется вести только пятиметровыми уступами.

Основные параметры карьера сведены в таблицу 7.1. [9, т.2, с.24]

										СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата							

Таблица 3.11. – Основные параметры карьера базового варианта.

Наименование показателей	Единицы измерения	Показатели
1	2	3
Площадь карьера по поверхности	м ²	167800
Глубина карьера:	м	160
Длина карьера:		
-по поверхности	м	670
-по дну	м	400
Ширина карьера:		
-по поверхности	м	350
-по дну	м	20
Углы откосов бортов:	град	50° (46-55°)
Объем горной массы	тыс.м ³	9866,68
Балансовые запасы в контуре карьера	тыс.т	2278,0
Объем вскрышных пород	тыс.м ³	9023,81
Средний коэффициент вскрыши	м ³ /т	3,97

Производительность по вскрыше в течение всего периода эксплуатации должна была обеспечивать стабильную производительность по руде и неснижаемый норматив подготовленных запасов.

Проектной документация принимаются готовые объемы горных работ по годам, представленные в таблице 7.2.

Таблица 7.2. - Производительность карьера

Годы	Объем горной массы, м ³	Объем добычи руды, м ³	Добыча руды, т	Объем вскрышных работ, м ³	Эксплуатационный коэф. вскрыши, м ³ /т
1	2 000 000	148 148	400 000	1 851 852	4,63
2	2 000 000	185 185	500 000	1 814 815	3,63
3	2 000 000	185 185	500 000	1 814 815	3,63
4	2 000 000	163 489	441 420	1 836 511	4,16
5	1 866 680	160 859	434 320	1 705 821	3,93
Итого	9 866 680	842 866	2 275 740	9 023 814	3,97

Срок существования карьера составил пять лет, из них три года – с заданной производительностью по добыче руды.

Погоризонтные объемы вскрышных и добычных работ представлены в таблице 7.3[9,т.2,с.33]

Таблица 3.12. – Объемы вскрышных и добычных работ по горизонтам.

Горизонт	Объём горной массы, тыс.м ³	Объём руды тыс. м ³	Запасы руды тыс.т	Объём вскрышных пород, тыс.м ³	Коэф. вскрыши, м ³ /т	Эксплуатационные запасы золота, кг
550	649,76	31,56	85,21	618,20	7,26	170,65
540	1174,55	86,17	232,66	1088,38	4,68	465,91
530	1300,60	113,32	305,96	1187,28	3,88	612,71
520	1365,33	113,55	306,59	1251,78	4,09	613,98
510	1124,88	104,59	282,39	1020,29	3,62	565,52
500	1044,21	92,02	248,45	952,19	3,84	497,55
490	839,40	82,68	223,24	756,72	3,39	447,07
480	773,40	72,84	196,67	700,56	3,57	393,87
470	568,88	57,26	154,60	511,62	3,31	309,59
460	468,22	41,32	111,56	426,90	3,83	223,42
450	219,38	24,71	66,72	194,67	2,92	133,61
440	136,23	10,59	28,59	125,64	4,40	57,27
430	97,30	6,22	16,79	91,08	5,43	33,62
420	69,19	3,96	10,69	65,23	6,11	21,41
410	26,66	2,07	5,59	24,59	4,40	11,21
400	8,69	0,85	2,30	7,84	3,41	4,61
Всего	9866,68	843,71	2275,74	9023,81	3,97	4562,00

Состав горно-транспортного комплекса:

-экскаваторы - тип «прямая лопата» Hitachi EX1200 с ковшом емкостью до 4,5 м³;

-буровые станки – Sandvik Driltech D245S с диаметром 140 мм;

-бульдозеры – CAT-D9R, T-170, T-11;

-автосамосвалы – транспортировка осуществляется автосамосвалами CAT-773E;

-орошение дорог, мест погрузки руды и породы, отвалов в теплое время года поливомоечной машиной на базе КамАЗ-55215;

- очистка от осадков в зимнее время осуществляется снегоборочной машиной на базе КамАЗ-55215.

- Обеспечение необходимой электроэнергией происходит за счет применения дизель-генераторной станции Gummis C275 C5 мощностью 200 кВА.

3.10.2. Проектный вариант.

При проведении анализа геологических разрезов, произведенных геологоразведкой на месторождении «Александро-Агеевское» на разрезе по разведочной линии 7.4 обнаружены неотработанные запасы, которые проектом на разработку отнесены к забалансовым, т.к на момент проектирования вести отработку данных запасов было нецелесообразно.

Подсчет запасов, количество руды, содержание полезного ископаемого по рудным телам приведено в таблице 2.6. раздела «Геологическая часть». Количество руды составляет 408 тыс.т. руды с средним содержанием 2,5 г/т, разведанным по категории С2 и которые можно отработать до отметки +400м.

Блокировка запасов проведена в соответствии с наиболее часто применяемой методикой опоры на две соседние линии разрезов – рл-7.0 и рл-7.8. На поверхности блоки ограничиваются рудными сечениями канав, не выходящие на поверхность – интерполируются на половину расстояния между разведочными линиями. Нижняя граница блоков определена ограниченной интерполяцией и экстраполяцией на половину расстояния плотности сети.

Проектом предлагается обоснование вскрытия и доработки запасов полезного ископаемого в северной части карьера «Александро-Агеевский» до отметки +400м. Проектирование и отработка данных запасов предприятием ООО «Соврудник» планируется, проекта на данный момент не существует.

По параметрам принятой системы разработки (п.3.8), с учетом безопасного ведения горных работ построен конечный контур карьера до глубины 160 метров (графическое приложение, лист 3). Так же построены погоризонтные планы (графическое приложение, лист 4), показаны границы рудного тела на каждом горизонте, подсчитаны площади (таблица 3.13), а так же объемы горной массы, руды, вскрыши на каждом из горизонтов(таблица 3.14).

Для извлечения подсчитанных запасов полезного ископаемого необходимо осуществить доступ к ним, предварительно отработав объем горно-капитальных работ, в виде горизонтов 560-540 и 540-520 с объемом 1225,6 тыс. м³ (таблица 3.14.), а также отработать объемы вскрышных пород в объеме 2358,83 тыс. м³

В ходе проектирование проведен перерасчет граничного коэффициента вскрыши и глубины карьера (пункт 3.2) с учетом экономически обоснованной себестоимости 1 м³ вскрышных пород, которая равна $C_v = 264,6$ руб/м³(таблица 3.17), себестоимости 1 тонны полезного ископаемого, равная $C_d = 1121,1$ руб/т(3.18.). Высокая себестоимость добычных и вскрышных работ обусловлена нестабильным курсом валют, вследствие чего повышается цена на содержание оборудования, а так же необходимостью погасить стоимость объемов горно-капитальных работ, проводимых на горизонтах 560-540 и 540-520. Таким образом, сделав расчет, граничный коэффициент вскрыши для данного проекта равен $K_{гр} = 15,7$ м³/т.

Конечная глубина карьера равна 160 м.(отметка +400м), т.к ниже отметки 160 м. запасы практически отсутствуют, в несколько раз возрастает коэффициент вскрыши, а так же усложняется разработка нижележащих рудных

тел, усложняется геология что ведет к нецелесообразности разработки карьеры ниже отметки 160 метров.

В связи с предлагаемым проектом необходимо произвести вскрытие, так как трассы базового варианта пригодятся, начиная с проведения новой вскрывающей траншеи с отметки +460м и до отметки +400м для обеспечения транспортного проезда.

Вскрытие карьерного поля предусматривается внешней наклонной вскрывающей траншеей с отм. +520м до отм +480м, что обеспечивает минимальное расстояние транспортирования при отработке с горизонта +520м до горизонта +460м. Для отработки нижележащих горизонтов осуществляется прохождение вскрывающей траншеи с отм. +460м до отм. +400м. Подробно вскрытие карьерного поля описано в пункте «вскрытие месторождения.»(пункт 3.6). Расположение и технологическая схема начерчена в соответствии с параметрами траншеи и представлена на чертеже «Разработка КОГР «Александро-Агеевский», лист 5.

Технология проведения траншей описана в пункте «Технология проведения траншей»(п.3.7.).

Месторождение продолжает разрабатываться в соответствии с условиями залегания рудных тел и физико-механических свойств руд и вскрышных пород по транспортной системе разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы, а полезное ископаемое на усреднительный склад. Параметры системы разработки в пункте «Система разработки»(п.3.8).

3.10.2.1. Работы на горизонтах.

Данный проект осуществляется в течение 1 года, вследствие чего можно обозначить время отработки каждого горизонта. Горизонты отрабатываются в зависимости от объемов горной массы на каждом горизонте и годовой производительности карьера.

Таким образом, время отработки горизонтов будет рассчитано по формуле, мес.:

$$t_{\text{гор}} = (V_{\text{гор}}/A_{\text{ГМ}}) \cdot 12, \quad (3.137)$$

где: $V_{\text{гор}}$ – объем горной массы на горизонте, м³ ; $A_{\text{ГМ}}$ – годовая производительность карьера. м³.

Для горизонта 520-500:

$$t_{\text{гор}} = (V_{\text{гор}}/A_{\text{ГМ}}) \cdot 12 = (687\,670/2\,510\,000) \cdot 12 = 3,3 \text{ мес.}$$

Для горизонта 500-480:

$$t_{\text{гор}} = (V_{\text{гор}}/A_{\text{ГМ}}) \cdot 12 = (569\,755/2\,510\,000) \cdot 12 = 2,6 \text{ мес.}$$

Аналогичный расчет возможно проводить для остальных горизонтов.

Площади, объемы горной массы и время отработки каждого горизонта представлены в таблице 7.4.

Таблица 3.13. – Параметры горизонтов.

Горизонт	Площадь	Объем горной массы	Время отработки
№	м ²	тыс. м ³	мес.
520-500	34 383	687,67	3,3
500-480	28 487	569,75	2,6
480-460	26 313	526,26	2,3
460-440	22 643	452,87	2,1
440-420	14 762	295,25	1,1
420-400	6 355	127,1	0,6
Итого	132 943	2510	12

3.10.2.2. Подсчет запасов твердых полезных ископаемых и вскрышных пород.

Подсчет запасов производится по погоризонтным планам с предварительным оконтуриванием рудных тел.

По результатам предварительной и детальной разведки на основе горно-геологических расчётов для месторождения утверждаются временные и постоянные кондиции оконтуривания месторождений полезных ископаемых — важный этап, предшествующий подсчёту запасов полезных ископаемых. Оконтуривание сводится к установлению опорных точек контура объекта по естественным обнажениям, горным выработкам, разведочным скважинам и в отстройке через них линии подсчётного контура.

Результаты подсчета запасов и объема вскрышных пород сведены в таблице 3.14.

Таблица 3.14. - Расчет запасов и объема вскрышных пород по горизонтам отработки месторождения.

Горизонт	Объем горной массы, тыс.м ³	Объем вскрышных пород	Объем руды	Объемная масса руды	Запасы руды
		тыс. м ³	тыс. м ³	т/м ³	тыс.т
Объемы горно-капитальных работ					
560-540	596,1	596,1	0,00	2,7	0
540-520	629,5	629,5	0,00	2,7	0
Всего	1225,6	1225,6	-	-	-
Объемы разработки карьера					
520-500	687,67	499,5	9,12	2,7	24,6
500-480	569,75	567,2	14,05	2,7	37,9
480-460	526,26	578,5	27,77	2,7	75,0
460-440	452,87	349,1	40,56	2,7	109,5
440-420	295,25	250,3	35,64	2,7	96,24
420-400	127,1	60,4	23,98	2,7	64,75
Всего	2510	2358,83	151,12		408,03

Технологическая схема каждого погоризонтного плана начерчена в соответствии с параметрами карьера, системы разработки и безопасных расстояний и представлена на чертеже «Разработка КОГР «Александро-Агеевский», лист 4.

Проведен перерасчет возможностей существующего горно-транспортного комплекса с целью установления возможности отработки данных объемов горной массы. Расчеты представлены в пунктах 3.9.1.-3.9.4 настраивающего проекта. Расчетами подтвердилось, что отработка данного объема горной массы в размере 2 510 тыс.м³ возможна, используя тот же состав ГТК, что и в базовом варианте, и приведенный в пункте 3.3 «Выбор основного оборудования». Это позволяет уменьшить размер капитальных затрат, так как исключается необходимость в приобретении дополнительных единиц техники. Ниже, в таблице 3.15 приведена производительность карьера, объемы горной массы, полезного ископаемого, вскрышных пород и эксплуатационный коэффициент вскрыши

Таблица 3.15. — Производительность карьера.

Го ды	Объём горной массы, м ³	Объём добычи руды, м ³	Добыча руды, т	Объём вскрышных работ, м ³	Эксплуатаци онный коэф. вскрыши, м ³ /т
	2 510 000	151 120	408 000	2 358 830	5,8

Одно из основных условий реализации предложенного проекта является интенсивный рост цены на 1 грамм золота, которая на данный момент составляет 2297 рублей за грамм. Для того что бы узнать ценность товарной продукции при реализации проекта, необходимо умножить количество извлекаемого с 1т руды золота и умножить на цену. Данные о прибыли представлены в таблице 3.16.

Таблица 3.16. — Ценность товарной продукции.

Горизонт	Количество металла, кг.	Ценность товарной продукции, руб.
520-500	56,649	130 122 753
500-480	87,239	200 387 983
480-460	172,454	396 126 838
460-440	251,85	578 499 450
440-420	221,352	508 445 544
420-400	148,925	342 080 725
Всего	938,469	2 155 663 293

3.10.2.3. Экономическое обоснование проектного варианта.

Подробный расчет экономических показателей проведен в разделе 8 «Экономическая часть». Для обоснования экономической целесообразности проектного варианта из раздела «Экономическая часть» будут приведены таблица калькуляции себестоимости 1 м³ вскрышных работ, калькуляция себестоимости 1т добываемой руды. Целесообразность проектного варианта показана на основе расчета укрупненного технико-экономического обоснования в таблице 3.19.

Таблица 3.17. – Калькуляция себестоимости 1 м³ вскрыши.

Стагги расхода	Процессы работ					Итого
	бурение	взрывание	экскавация	транспортирование	отвалообразование	
Вспомогательные материалы на технологические цели	10,2	27,1	1,5	5,2	0,3	44,2
Энергия на технологические цели	0,0		0,0			0,0
Основная заработная плата производственных рабочих	0,4	0,6	0,7	0,8	0,4	2,9
Дополнительная заработная плата производственных рабочих	0,2	0,2	0,3	0,3	0,2	1,2
Отчисления во внебюджетные фонды	0,2	0,2	0,3	0,3	0,2	1,2
Амортизация	2,5	0,0	4,2	6,3	0,2	13,2
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	21,2	0,0	37,8	63,0	1,5	123,4
Цеховые расходы					78,3	78,3
Себестоимость	34,7	28,1	44,8	75,9	81,1	264,6

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

Таблица 3.18. – Калькуляция себестоимости 1т добычи.

Статьи расхода	Процессы работ				Итого
	бурение	взрывание	экскавация	транспортирование	
Вспомогательные материалы на технологические цели	3,4	10,0	0,2	1,9	15,6
Энергия на технологические цели	0,0		0,0		0,0
Основная заработная плата производственных рабочих	2,4	3,3	3,9	3,1	12,7
Дополнительная заработная плата производственных рабочих	1,0	1,4	1,6	1,3	5,3
Отчисления во внебюджетные фонды	1,0	1,6	1,8	1,3	5,7
Амортизация	12,9	0,0	24,0	24,3	61,2
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	107,8	0,0	218,4	242,7	568,9
Цеховые расходы				452,7	452,7
Себестоимость (итого)	128,6	16,3	250,0	727,3	1122,1

Проект, расчет и обоснование его технико-экономических показателей опирается, главным образом, на повышение цен на покупку золота, и при его расчете за цену 1т руды принимается цена количества металла, извлекаемого из 1т руды. С учетом коэффициента извлечения фабрики, при переработке руды с содержанием 2,5 г/т, на выходе получается 2,3г/т с ценой на 1 грамм равной 2297 рублей.

Таблицы 3.19. – Сводные технико-экономические показатели проекта на доработку запасов КОГР «Александро-Агеевский»

Показатель	единица измерения	показатель
1. Выручка от реализации полезного ископаемого	руб.	2 155 663 293
2. Эксплуатационные затраты на добычу полезного ископаемого	руб.	457 816 800
3. Эксплуатационные затраты на вскрышные работы	руб.	624 146 418
4. Прочие эксплуатационные расходы(20% от суммы строк 2 и 3)	руб.	216 392 644
5. Маржинальная прибыль (1-2-3-4)	руб.	857 307 431
6. Наклонные расходы и плановые накопления (20% от строки 5)	руб.	171 461 486
7. Прибыль от операций (5-6)	руб.	685 845 945
8. Амортизационные отчисления на реновацию оборудования	руб.	65 549 710
9. Балансовая прибыль (сумма строк 7 и 8)	руб.	751 395 685
10. Налог на прибыль (25% от строки 9)	руб.	187 848 921
11. Чистая прибыль (9-10)	руб.	563 546 764
Капитальные затраты	руб.	158 094 640,0
Простая норма прибыли	руб./руб.	3,6
Срок окупаемости	лет	0,28

Выручка от реализации полезного ископаемого, руб./год.:

$$P = C_0 \cdot A_{II}, \quad (3.138)$$

где: C_0 - цена золота, извлекаемого с 1т руды, руб.

$$P = 5283,1 \cdot 408000 = 2155663293$$

Эксплуатационные расходы на добычу полезного ископаемого, руб.:

$$Z_d = C_d \cdot A_{II}, \quad (3.139)$$

где: C_d - себестоимость 1 т. полезного ископаемого, руб.

$$Z_d = 1122,1 \cdot 408000 = 457816800$$

Эксплуатационные расходы на производство вскрышных работ, руб.:

$$Z_g = C_v \cdot A_v, \quad (3.140)$$

где: C_v - себестоимость 1 м3 вскрыши, руб.

$$Z_g = 264,6 \cdot 2358830 = 624146418$$

Объем и стоимость горно-капитальных работ внесены в таблицу 3.17 и составляют, руб.:

$$Z_k = 158094640$$

Простая норма прибыли, $\frac{\text{тыс.руб./год}}{\text{тыс.руб}}$:

$$H_{II} = \frac{П_{ч}}{К} \quad (3.141)$$

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.				

где: P_q - чистая годовая прибыль, тыс. руб.

$$H_{II} = \frac{563546764}{158094640} = 3,6$$

Срок окупаемости инвестиций, (лет.):

$$t_{OK} = \frac{K}{P_q}, \quad (3.142)$$

$$t_{OK} = \frac{158094640}{56354674} = 0,28$$

Проект напрямую связан с ценой на золото. В связи с этим необходимо провести прогноз и анализ цен на золото, выявить минимальную цену на золото, в пределах которой возможна разработка данных запасов.

Данные анализа и выявления минимально возможно цены на золото приведены в таблице 3.20

Таблица 3.20. – Прогноз и минимальная цена на золото.

Показатель	единица измерения	Цена на полезное ископаемое, руб.			
		2297	2000	1500	1297
Чистая прибыль	тыс. руб.	563546,764	396 311,6	114 770,88	465,363
Капитальные затраты	руб.	158 094 640			
Простая норма прибыли	руб./руб.	3,6	2,51	0,73	0,003

По результатам анализа, сведенного с таблицу 3.20, выявлено, что минимальная цена за 1 грамм золота составляет 1297 рублей, и при этом возможно получить 465 363 рубля. За пределами этой цены предприятие и карьер работают в убыток, т.е затраты больше прибыли.

4. Карьерный транспорт.

4.1. Требования к карьерному транспорту.

Основные требования, предъявляемые к карьерному транспорту:

- расстояние перемещения карьерных грузов должно быть по возможности наименьшим;
- желательно применять минимально возможное количество видов транспорта;
- мощность транспорта должна соответствовать мощностям выемочно-погрузочных машин, а также комплексу физико-механических свойств п.и и породы, которые определяют трудность транспортирования;
- применяемый транспорт должен обеспечивать надёжность работы, минимальные простои оборудования, безопасность работ.

4.2. Выбор вида транспорта и подвижного состава.

В данном проекте рассматривается аналоговая транспортная технологическая схема разработки на месторождении «Александро-Агеевское», транспортированию подлежит полезное ископаемое и порода.. Полезное ископаемое необходимо доставлять на временный склад, который расположен в 1 км. От карьера, далее полезное ископаемое отгружается и отправляется на ЗИФ транспортом. Порода транспортируется на отвал, расположенный в 1,5 км. Годовая производительность разреза 408 тыс.т. С учетом выше изложенного рациональным видом транспорта будет являться автомобильный.

Практика показала преимущество автомобильного транспорта над остальными видами карьерного транспорта в данных горно-геологических условиях. Автомобильный транспорт позволяет обеспечить избирательность разработки, гибкость при управлении и организации производственного процесса, что соответствует современным темпам добычи. Так же автомобильный транспорт позволяет работать в стесненных условиях, что относится к данному карьеру

Как на вскрытии, так и на добыче автосамосвалы работают в комплексе с экскаваторами .

Таблица 4.1. – исходные данные.

Показатель	Единица измерения	Значение
Производительность по добыче	Тыс.т	408
Производительность по вскрыше	Тыс. м ³	2 358,83
Плотность	т/м ³	2,7
Расстояние транспортирования:		
По руде	км	0,9
По вскрыше	км	2,15
Руководящий уклон	промилле	До 80

4.3. Экономико-математическое моделирование.

Экономико-математическое моделирование производим для 3-х вариантов погрузочно-транспортного комплекса на вскрышные работы:

1. ЭКГ-5А+БелАЗ-7555А
2. ЭКГ-5А+Euclid R32С
3. ЭКГ-5А+Komatsu D-605

1) Экономико-математическое моделирование ПТК Автосамосвал БелАЗ-7555А+экскаватор ЭКГ-5А при транспортировании объемов вскрыши:

Горнотехнические условия	Типы з-ра и а/с	Экономические показатели	Параметры расчетной трассы	Тягово-динамическая
Годовая производительность, т	6368841			
Насыпная плотность породы, т/м ³	2,7			
Коэффициент экскавации	0,75			
Коэффициент неравномерности работы карьера	1,1			
Коэффициент технической готовности экскаватора	0,8			
Время замены автосамосвала у экскаватора, мин	Схема заезда: петлевая 0,39			
Расстояние транспортирования груза, м	2156			
Продолжительность смены, ч	12			
Число рабочих дней в году	365			
Количество смен в сутки	2			
Время, затрачиваемое на плановые ремонты погрузочно-транспортного оборудования в течение года, ч	1100			
Время простоя погрузочно-транспортного оборудования по климатическим условиям в течение года, ч	440			
Время приема-сдачи смены в течение года, ч	250			
Время праздников и выходных в течение года, ч	0			
Горизонт расчета 3 Текущий год:				
Далее				

Рис.4.1 — Исходные данные по вскрышному участку.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Автосамосвал: Экскаватор:

Параметры		Параметры	
Грузоподъемность, т	55	Вместимость ковша, куб.м	5
Собственная масса, т	40,5	Продолжительность цикла, мин	0,38
Коэффициент тары	0,74		
Мощность первичного двигателя, кВт	537		
Сцепная масса, т	64		
Максимальная скорость, км/ч	55		
Площадь лобовой поверхности, кв.м	22,9		
Длина, м	8,9		
Ширина, м	5,3		
Высота, м	4,3		
Тип трансмиссии	Гидромеханическая (6+1)		
Колесная формула	4x2		

Горизонт расчета:
Текущий год: 1

Рис.4.2 — Выбор экскаватора и автосамосвала.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Стоимость одного экскаватора, руб
 Стоимость одного автосамосвала, руб
 Зарплата машиниста экскаватора, руб
 Зарплата водителя автосамосвала, руб
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб
 Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала
 Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала
 Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора
 Коэффициент использования времени смены автосамосвала
 Годовая сумма амортизационных отчислений руб.
 Норма дисконта

Горизонт расчета:
Текущий год: 1

Рис.4.3 — Экономические показатели ГТК.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | **Параметры расчетной трассы** | Тягово-динамическая характеристика а/с | Крите

Задать число участков:

Грузовое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Кoeffициент сцепления
1	200	600	0	105	0,6
2	400	400	75		0,6
3	700	400	0	14	0,6
4	855	1000	53	17	0,4

Скорость ветра: км/ч

Порожняковое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Кoeffициент сцепления
4	855	1200	53	17	0,4
3	700	480	0	14	0,6
2	400	480	-75		0,6
1	200	720	0	105	0,6

Скорость ветра: км/ч

? Удельное основное сопротивление движению
? Кoeffициент сцепления колеса с дорогой

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

Горизонт расчета:
Текущий год: 1

Далее

Рис.3.4 — Параметры расчетной трассы.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | **Параметры расчетной трассы** | Тягово-динамическая характеристика а/с | Крите

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	800	19	108
2	1065	12	122
3	798	20	124
4	1690	10	176

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	2025	18	83
3	909	33	50
2	-255	40	31
1	720	38	50

Горизонт расчета:
Текущий год: 1

Далее

Рис.4.5 — Тягово-динамическая характеристика автосамосвала БелАЗ-7555А.

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

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

Критерии эффективности вскрышного участка (БелАЗ-7555А, ЭКГ-5А)

Годовая производительность, т	6368841
Расстояние транспортирования, м	2155
Насыпная плотность породы, т/м	2,70
Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т	20,33
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	1023392,44
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км	0,10
Себестоимость транспортирования, руб/т	5,25
Себестоимость погрузки, руб/т	15,08
Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т	100,80
Инвентарный парк экскаваторов	2
Инвентарный парк автосамосвалов	12

Горизонт расчета: 3
Текущий год: 1

Критерии эффективности по ЗАК в целом

Результаты расчетов

Расчет добычного участка

Расчитать другой ЗАК

Рис.4.6— Критерии эффективности направления транспортирования.

2) Экономико-математическое моделирование ПТК Автосамосвал Euclid R32C

+экскаватор ЭКГ-5А при транспортировании объемов вскрыши.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Годовая производительность, т

Насыпная плотность породы, т/м³

Коэффициент экскавации

Коэффициент неравномерности работы карьера

Коэффициент технической готовности экскаватора

Время замены автосамосвала у экскаватора, мин

Расстояние транспортирования груза, м

Продолжительность смены, ч

Число рабочих дней в году

Количество смен в сутки

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

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

Время приема-сдачи смены в течение года, ч

Время праздников и выходных в течение года, ч

Горизонт расчета

Текущий год:

Далее

Рис.4.7 — Исходные данные по вскрышному участку.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Автосамосвал: Экскаватор:

Параметры		Параметры	
Грузоподъемность, т	32,6	Вместимость ковша, куб.м	5
Собственная масса, т	24,3	Продолжительность цикла, мин	0,38
Коэффициент тары	0,75		
Мощность первичного двигателя, кВт	297		
Сцепная масса, т	38		
Максимальная скорость, км/ч	57		
Площадь лобовой поверхности, кв.м	13,4		
Длина, м	8,0		
Ширина, м	3,7		
Высота, м	3,6		
Тип трансмиссии	Гидромеханическая (5+1)		
Колесная формула	4x2		

Горизонт расчета

Текущий год:

Далее

Рис.4.8 — Выбор экскаватора и автосамосвала.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с

Стоимость одного экскаватора, руб. 81000000
 Стоимость одного автосамосвала, руб. 30000000
 Зарплата машиниста экскаватора, руб. 80000
 Зарплата водителя автосамосвала, руб. 750000
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб. 2280
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб. 3750
 Амортизационные отчисления, руб./1000 км пробега автосамосвала 89520
 Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб./1000 км пробега автосамосвала 112000
 Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8
 Коэффициент использования времени смены автосамосвала 0,8
 Годовая сумма амортизационных отчислений руб. 14340000
 Норма дисконта 16,6

Горизонт расчета 3
 Текущий год: 2

Далее

Рис.4.9 — Экономические показатели ГТК.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии

Задать число участков 4

Грузовое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
1	200	600	0	105	0,6
2	400	400	75		0,6
3	700	400	0	14	0,6
4	855	1000	53	17	0,4

Скорость ветра: 36 км/ч

Порожняковое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
4	855	1200	53	17	0,4
3	700	480	0	14	0,6
2	400	480	-75		0,6
1	200	720	0	105	0,6

Скорость ветра: -36 км/ч

Удельное основное сопротивление движению
 Коэффициент сцепления колеса с дорогой

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

Горизонт расчета 3
 Текущий год: 1

Далее

Рис.4.10 — Параметры расчетной трассы.

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

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Типы э-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Крите

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	782	20	63
2	1069	15	72
3	778	20	70
4	1707	10	106

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	2019	23	50
3	918	30	25
2	-255	40	17
1	687	35	25

Горизонт расчета: 3
Текущий год: 2

Далее

Рис.4.11 — Тягово-динамическая характеристика автосамосвала БелАЗ-7555А.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

Критерии эффективности вскрышного участка (Euclid R32С, ЭКГ-5А)

Годовая производительность, т: 6368841

Расстояние транспортирования, м: 2155

Насыпная плотность породы, т/м: 2,70

Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т: 27,78

Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год: 678007,22

Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км: 0,10

Себестоимость транспортирования, руб/т: 5,16

Себестоимость погрузки, руб/т: 22,62

Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т: 122,94

Инвентарный парк экскаваторов: 3

Инвентарный парк автосамосвалов: 18

Критерии эффективности по ЗАК в целом

Результаты расчетов

Расчет добычного участка

Горизонт расчета: 3
Текущий год: 2

Расчитать другой ЗАК

Рис.4.12— Критерии эффективности направления транспортирования.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

3) Экономико-математическое моделирование ПТК Автосамосвал Komatsu D-605+экскаватор ЭЖГ-5А при транспортировании объемов вскрыши:

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Годовая производительность, т³ 6368841

Насыпная плотность породы, т/м³ 2,7

Коэффициент экскавации 0,75

Коэффициент неравномерности работы карьера 1,1

Коэффициент технической готовности экскаватора 0,8

Время замены автосамосвала у экскаватора, мин. **Схема заезда: петлевая 0,39**

Расстояние транспортирования груза, м 2155

Продолжительность смены, ч 12

Число рабочих дней в году 365

Количество смен в сутки 2

Время, затрачиваемое на плановые ремонты погрузочно-транспортного оборудования в течение года, ч 1100

Время простоя погрузочно-транспортного оборудования по климатическим условиям в течение года, ч 440

Время приема-сдачи смены в течение года, ч 250

Время праздников и выходных в течение года, ч 0

Горизонт расчета 3

Текущий год: 3

Далее

Рис.4.13 — Исходные данные по вскрышному участку.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Стоимость одного экскаватора, руб 81000000

Стоимость одного автосамосвала, руб 50000000

Зарплата машиниста экскаватора, руб 80000

Зарплата водителя автосамосвала, руб 750000

Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб 2280

Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб 3750

Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала 105000

Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала 145000

Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8

Коэффициент использования времени смены автосамосвала 0,8

Годовая сумма амортизационных отчислений руб. 16340000

Норма дисконта 16,6

Горизонт расчета 3

Текущий год: 3

Далее

Рис.4.14 — Выбор экскаватора и автосамосвала.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Стоимость одного экскаватора, руб. 81000000
 Стоимость одного автосамосвала, руб. 50000000
 Зарплата машиниста экскаватора, руб. 80000
 Зарплата водителя автосамосвала, руб. 750000
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб. 2280
 Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб. 3750
 Амортизационные отчисления, руб./1000 км пробега автосамосвала 105000
 Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб./1000 км пробега автосамосвала 145000
 Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8
 Коэффициент использования времени смены автосамосвала 0,8
 Годовая сумма амортизационных отчислений руб. 16340000
 Норма дисконта 16,6

Горизонт расчета 3
 Текущий год: 3

Далее

Рис.4.15 — Экономические показатели ГТК.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Горнотехнические условия | Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая

Задать число участков 4

Грузовое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
1	200	600	0	105	0,6
2	400	400	75		0,6
3	700	400	0	14	0,6
4	855	1000	53	17	0,4

Скорость ветра: 36 км/ч

Порожняковое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
4	855	1200	53	17	0,4
3	700	480	0	14	0,6
2	400	480	-75		0,6
1	200	720	0	105	0,6

Скорость ветра: -36 км/ч

? Удельное основное сопротивление движению
 ? Коэффициент сцепления колеса с дорогой

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

Горизонт расчета 3
 Текущий год: 3

Далее

Рис.4.16 — Параметры расчетной трассы.

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

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Типы з-ра и а/с | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Крите

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	765	20	115
2	1073	18	137
3	766	15	126
4	1719	10	204

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
4	2019	20	94
3	918	40	43
2	-255	40	31
1	656	40	45

Горизонт расчета: 3
Текущий год: 3

Далее

Рис.4.17 — Тягово-динамическая характеристика автосамосвала БелАЗ-7555А.

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Параметры расчетной трассы | Тягово-динамическая характеристика а/с | Критерии эффективности

Критерии эффективности вскрышного участка (Komatsu HD-605, ЭКГ-5А)

Годовая производительность, т: 6368841

Расстояние транспортирования, м: 2155

Насыпная плотность породы, т/м: 2,70

Удельные эксплуатационные затраты по вскрышному участку, руб/т: 20,57

Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год: 1238034,39

Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, л/т*км: 0,09

Себестоимость транспортирования, руб/т: 5,49

Себестоимость погрузки, руб/т: 15,08

Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб/т: 103,94

Инвентарный парк экскаваторов: 2

Инвентарный парк автосамосвалов: 10

Критерии эффективности по ЗАК в целом

Результаты расчетов

Расчет добычного участка

Горизонт расчета: 3
Текущий год: 3

Расчитать другой ЗАК

Рис.4.18— Критерии эффективности направления транспортирования.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

4.4. Оценка вариантов транспортирования по критериям эффективности.

4.4.1.Оценку проводим по 3 критериям эффективности:

1. Удельные эксплуатационные затраты, руб/т;
2. Удельные капитальные затраты по вскрышному участку, руб./т.;
3. Эксплуатационная производительность автосамосвала, т./год.

Выбор данных критериев для оценки, как основных, обоснован тем, что при выборе ПТК выбирается экономически целесообразный, который позволит обеспечить карьер объемами по добыче и вскрыше, и при этом будет экономически выгоднее остальных вариантов.

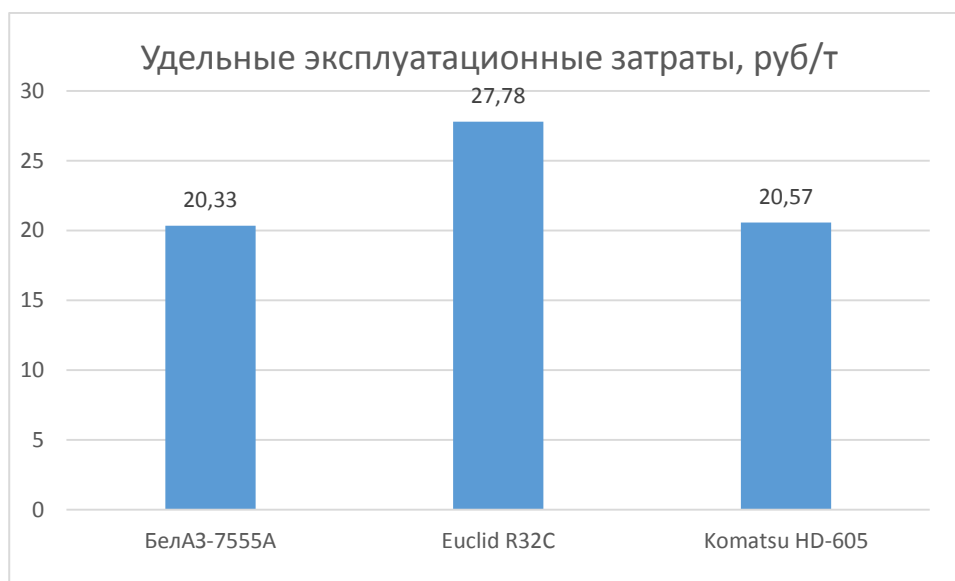


Рис.4.18 — Сравнение удельных эксплуатационных затрат

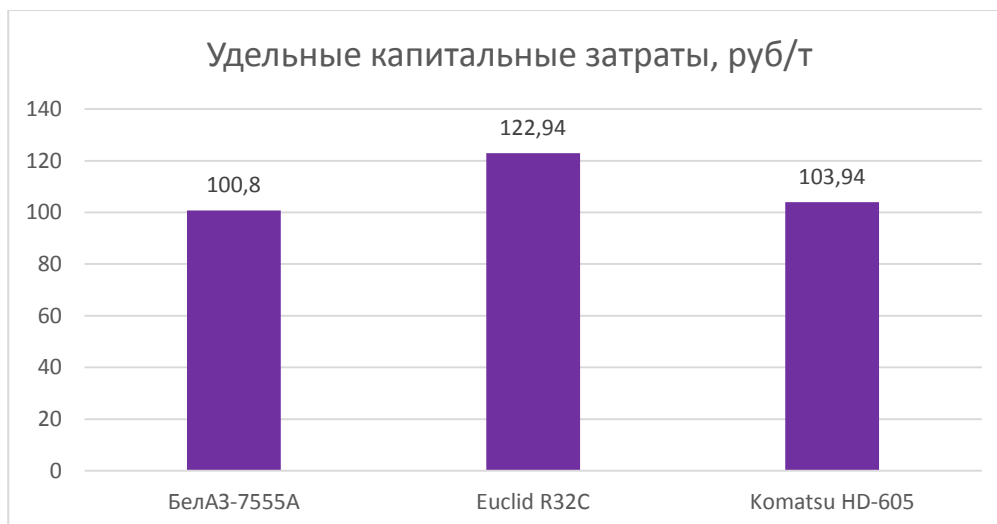


Рис.4.19 — Сравнение удельных капитальных затрат по вскрышному участку.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

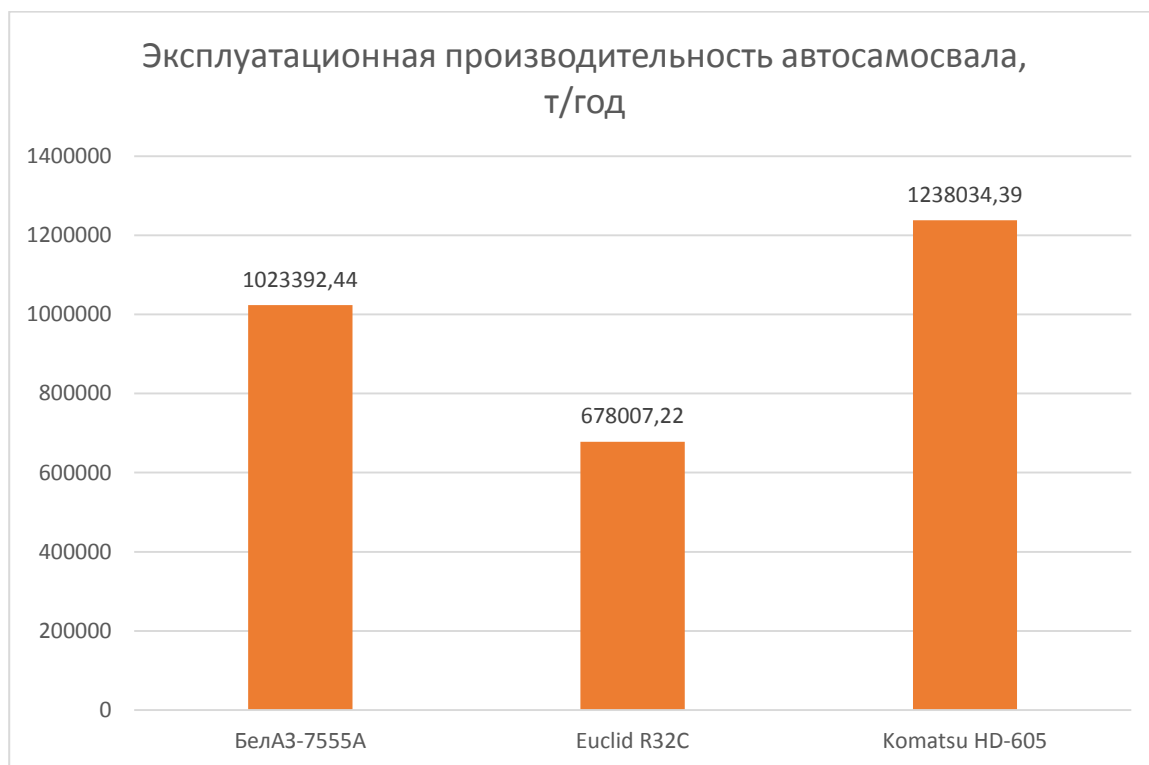


Рис.4.20 — Сравнение эксплуатационной производительности

Таблица 4.2. – Сводная таблица по вариантам.

Показатели	Варианты		
	БелАЗ-7555А	Euclid R32C	Komatsu HD-605
Удельные эксплуатационные затраты. Руб/т	3	1	2
Эксплуатационная производительность автосамосвала, т/год	2	1	3
Удельные капитальный затраты, руб/т	3	1	2
Итого	9	3	8

Вывод: на основе сравнения вариантов по 3 критериям и сведения их в сводную таблицу 4.2, по сумме баллов рациональным вариантом ПТК является вариант 1 - автосамосвал ЭКГ-5А+БелАЗ-7555А.

4.5. Вспомогательное оборудование.

Для обеспечения нормальных условий для работы автотранспорта на карьере применяется вспомогательное оборудование:

- Бурьдозер САТ D9R, Т-11;
- Поливочная машина КамАЗ-55215(в зимнее время оборудуется для очистки дорог от снега);
- Автозаправщик КамАЗ-43101.

4.6. Организация транспортных работ.

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

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

Для производительного использования оборудования большое значение имеет правильный выбор схем подъезда и установки автомобилей у экскаватора.

Схема подъезда к экскаватору стремится к сокращению времени на маневры, подачу и смену автомобилей, с тем, чтобы в наибольшей степени приблизиться к непрерывной подаче их под погрузку.

Организация движения автосамосвала осуществляется по открытому циклу, т.е. самосвалы подъезжают по свободный экскаватор.

Эта схема является сложной, но сводит к минимуму простои.

Правила безопасности при эксплуатации автомобильного транспорта.

При работе автомобиля в карьере запрещается:

а) движение автомобиля с поднятым кузовом, ремонт и разгрузка под линиями электропередачи.

б) движение задним ходом к месту погрузки на расстоянии более 30 м.

в) переезжать через кабели.

г) перевозить посторонних людей в кабине.

д) оставлять автомобиль на уклонах и подъемах, в случае остановки автомобиля на подъеме или уклоне принять меры, исключаящие самопроизвольное движение автомобиля.

Во всех случаях при движении автомобиля задним ходом должен подаваться непрерывный звуковой сигнал.

Для ограничения движения машин задним ходом разгрузочные площадки должны иметь надежную предохранительную стенку (вал) высотой не менее 0,7 м для автомобилей грузоподъемностью свыше 5 тонн.

При отсутствии вала запрещается подъезжать к бровке разгрузочной площадки ближе чем на 3 метра.

Ширина проезжей части дороги устанавливается проектом с учетом требований действующих СНИП, исходя из размеров автомобилей.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

Радиусы кривых в плане и поперечные уклоны автодорог предусматриваются с учетом действующих СНИП.

В особо стесненных условиях на внутрикарьерных и отвальных дорогах величину радиусов кривых в плане допускается принимать в размере не менее двух конструктивных радиусов разворотов транспортных средств по переднему наружному колесу.

Движение на дорогах карьера должно регулироваться стандартными знаками, предусмотренными Правилами дорожного движения.

В зимнее время автодороги должны систематически очищаться от снега и льда и посыпаться песком, шлаком или мелким щебнем.

На карьерных автомобильных дорогах движение автомашин должно производиться без обгона.

Кабина карьерного автосамосвала должна быть перекрыта специальным защитным козырьком, обеспечивающим безопасность водителя при погрузке.

					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

5. Стационарные машины и установки

Эксплуатация большинства горнорудных предприятий связана с выполнением работ, либо по предупреждению или снижению протоков воды в выработки, либо удаление воды из них.

Совокупность технических средств для удаления воды из горных выработок, называют карьерным водоотливом. Из имеющихся способов по удалению воды наибольшее применение находит водоотлив с подъемом воды стационарными или передвижными установками. Притоки подземных и поверхностных вод на горных предприятиях колеблются в широких пределах и достигают больших величин. На одном и том же предприятии они в течении года не остаются постоянными. В связи с этим, при проектировании водоотливных установок необходимо знать как нормальные, так и максимальные притоки воды, отражающие гидрогеологические особенности данного месторождения. Максимальные притоки имеют место обычно в весенний и осенний периоды года и продолжаются примерно 60-65 суток. Для правильной организации водоотливного хозяйства, главным вопросом является обоснование рациональной схемы водоотлива, надежное осушение горных выработок при минимальных затратах. На рисунке 5.1 изображена принципиальная схема водоотлива.

5.1. Исходные данные.

Таблица 5.1. – исходные данные.

Показатель	Обозначение	Единицы измерения	Значения
Нормальный приток:	$Q_{\text{норм}}$	м ³ /ч	39
Глубина карьера	H_k	м	160
Максимальный водоприток	Q_{max}	м ³ /ч	178
Вода нейтральная	pH		7
Угол откоса уступа	α	град	70
Высота уступа	h_y	м	5
Расстояние от насосной станции до первого уступа	$l_{\text{п}}$	м	5
Длина трубопровода на поверхности	$l_{\text{пов}}$	м	60
Количество суток с нормальным притоком воды	$m_{\text{норм}}$	сутки	300
Количество суток с максимальный притоком воды	m_{max}	сутки	65

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

Лист

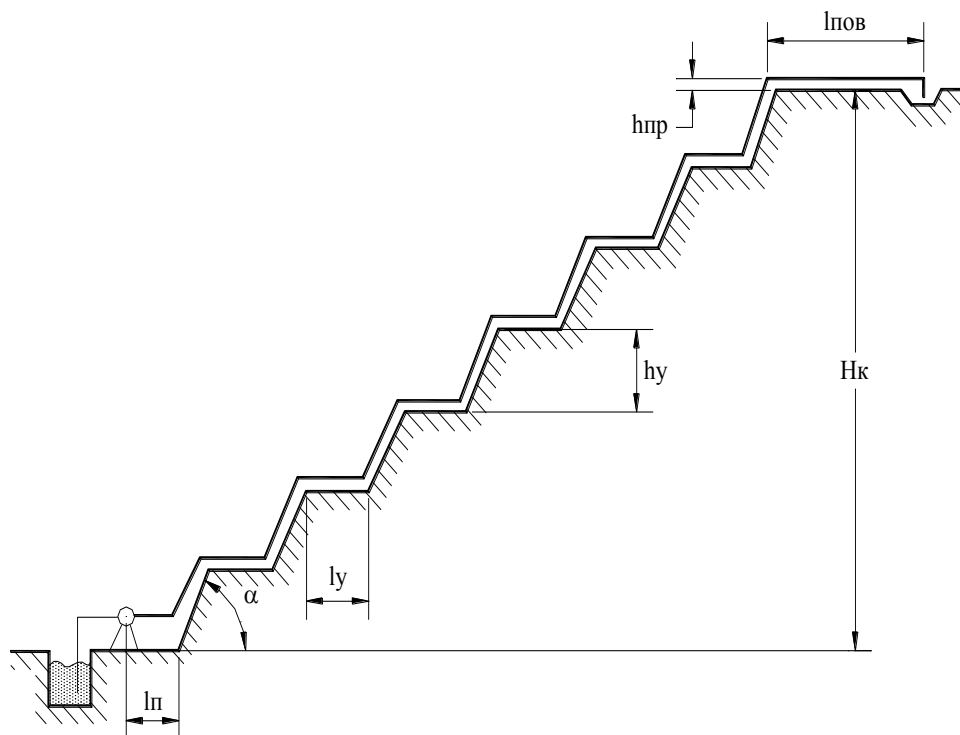


Рисунок 5.1. – Принципиальная схема водоотлива

5.2. Гидравлический расчёт

Необходимая производительность насоса для откачки ($\text{м}^3/\text{ч}$):

$$Q = \frac{Q_{\text{норм}} \cdot 24}{20} = \frac{50 \cdot 24}{20} = 46,8 \quad (5.1)$$

Необходимый напор насоса (м):

$$H = \frac{H_{\Gamma}}{\eta_{\text{ТР}}} = \frac{163,5}{0,95} = 172 \quad (5.2)$$

где: H_{Γ} – геодезическая высота подачи, м; $\eta_{\text{ТР}}$ – КПД трубопровода $\eta=0,95$.

$$H_{\Gamma} = H_{\text{К}} + H_{\text{ВС}} + h_{\text{ПР}} = 160 + 3 + 0,5 = 163,5 \quad (5.3)$$

где: $h_{\text{ПР}}$ – высота превышения нагнетательного трубопровода над земной поверхностью, м.

По найденным величинам производительности и напора насоса, предварительно выбираем насос ЦНС-60-231 [14, табл.1.4]. КПД=0,64

Необходимый внутренний диаметр нагнетательного трубопровода, м. [14, форм. 1.4]:

$$d_{\text{Н}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot C_{\text{Н}}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 60}{3600 \cdot 3,14 \cdot 2}} = 0,103 \quad (5.4)$$

где: $C_{\text{Н}}$ – средняя скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе ($1,5 \div 2,5$ м/с).

В соответствии с ГОСТ 8732-08 выбирается стальная бесшовная труба с параметрами:

Наружный диаметр - $d_{\text{нар}}=108$ мм.

Внутренний диаметр – $d_{\text{вн}}=100$ мм.

Толщина стенки - $\delta=8$ мм.

Фактическая скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе, м/с:

$$V_H^{\phi} = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d^2} = \frac{4 \cdot 60}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,100^2} = 2,12 \quad (5.5)$$

Внутренний диаметр (м) всасывающего трубопровода:

$$d_{BC} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot C_{BC}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 60}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,2}} = 0,133 \quad (5.6)$$

где: C_{BC} – средняя скорость движения воды во всасывающем трубопроводе (0,8÷1,5 м/с).

В соответствии с ГОСТ 8732-08 выбирается стальная бесшовная труба с параметрами:

Наружный диаметр - $d_{нар} = 159$ мм.

Внутренний диаметр – $d_{вн} = 147$ мм.

Толщина стенки - $\delta = 6$ мм.

Фактическая скорость движения воды во всасывающем трубопроводе (м/с):

$$V_{BC}^{\phi} = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_{BC}^2} = \frac{4 \cdot 60}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,147^2} = 0,98 \quad (5.7)$$

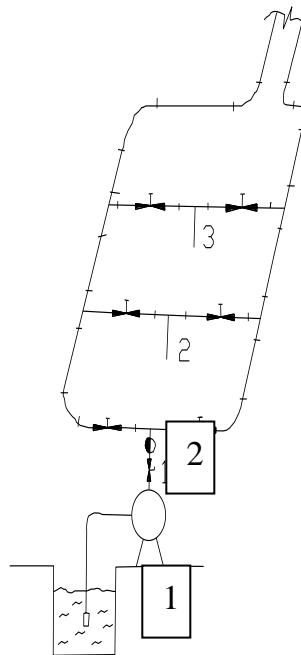


Рисунок 5.2. – Гидравлическая схема расположения оборудования и трубопроводов в насосной станции.

Потери напора в нагнетательном трубопроводе (м):

$$\Delta H_H = \left(\lambda \cdot \frac{L}{d_H} + \xi_K \cdot n_K + \xi_{\text{н}} \cdot n_{\text{н}} + \xi_{\text{п}} \cdot n_{\text{п}} + \xi_{\text{н}} \cdot n_{\text{н}} + \xi_{\text{с}} \cdot n_{\text{с}} \right) \cdot \frac{V_H^{\phi}}{2 \cdot g} =$$

$$= \left(0,04 \cdot \frac{390}{0,1} + 0,3 \cdot 2 + 10 + 1,5 \cdot 3 + 0,6 \cdot 18 + 1 \right) \cdot \frac{2,12^2}{2 \cdot 9,81} = 14,2 \quad (5.8)$$

где: ξ_i , n_i – коэффициенты местных сопротивлений и их количество; λ – коэффициент гидравлического сопротивления:

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_H}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,1}} = 0,04 \quad (5.9)$$

Общая длина нагнетательного трубопровода (м):

$$l = l_H + l_{\text{п}} + n \cdot \frac{h_y}{\sin \alpha} + l_y \cdot (n-1) + l_{\text{нос}} = 10 + 30 + 16 \cdot \frac{5}{\sin 70^\circ} + 8 \cdot (16-1) + 60 = 326 \quad (5.10)$$

где: n – количество уступов, ед.

Потери напора во всасывающем трубопроводе (м):

$$\Delta H_{ec} = \left(\lambda \cdot \frac{l_{ec}}{d_{ec}} + \xi_{\text{нр.к.л.д}} + \xi_{\text{кол}} \cdot \xi_{ex} \right) \cdot \frac{V_{BC}^{\phi}}{2 \cdot g} =$$

$$= \left(0,04 \cdot \frac{7}{0,147} + 6 + 0,6 \cdot 0,5 \right) \cdot \frac{0,98^2}{2 \cdot 9,81} = 0,4 \quad (5.11)$$

где: l_{bc} – длина всасывающего трубопровода, м; λ – коэффициент сопротивления во всасывающем трубопроводе:

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_{bc}}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,147}} = 0,037 \quad (5.12)$$

Общие потери напора, м:

$$\Delta H = \Delta H_H + \Delta H_{ec} = 14,2 + 0,4 = 14,6 \quad (5.13)$$

Манометрический напор, м:

$$H_M = H_r + \Delta H = 163,5 + 14,6 = 178,1 \quad (5.14)$$

Постоянная трубопровода, $\text{ч}^2/\text{м}^5$:

$$R = \frac{\Delta H}{Q^2} = \frac{14,6}{60^2} = 0,004 \quad (5.15)$$

Строим напорную характеристику трубопровода по формуле:

$$H = H_r + R \cdot Q^2, \quad (5.16)$$

Таблица 5.2. – Расчёт напорной характеристики трубопровода.

Q, м ³ /ч	0	10	20	30	40	50	60
H, м	163,5	167,7	180,3	201,3	230,7	268,5	314,7

Наносим на этот график эксплуатационные характеристики предварительно выбранного насоса ЦНС-60-231 для определения его рабочего режима.

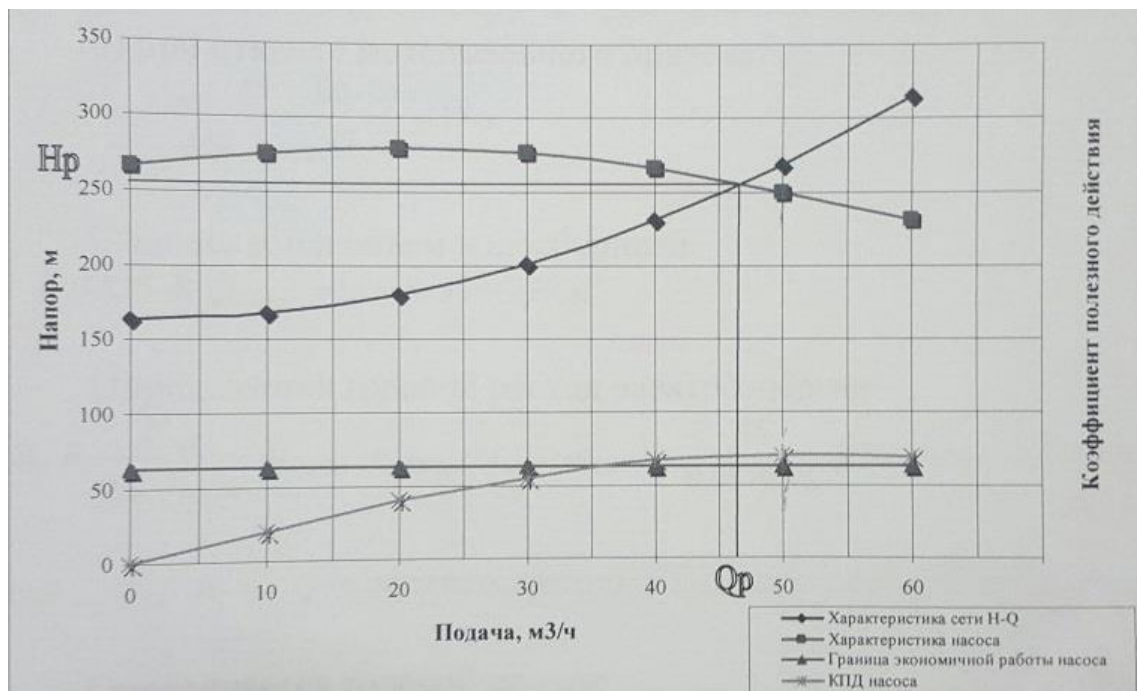


Рисунок 5.3 – Рабочий режим насоса ЦНС-60-231.

Проверка выбранного насоса на обеспечение заданного расхода, экономичность и устойчивость:

- на экономичность

$$\eta_o > 0,9 \cdot \eta_{\max} \quad (5.17)$$

$$0,66 > 0,9 \cdot 0,7$$

$$0,66 > 0,63$$

- на устойчивость

$$H_r < 0,9 \cdot H_z \quad (5.18)$$

$$163,5 < 0,9 \cdot 260$$

$$163,5 < 234$$

где: H_z – напор насоса при закрытой задвижке;

- на отсутствие кавитации

$$H_e > H_{BC} + \Delta H_{BC} \quad (5.19)$$

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

$4,5 > 3,4$ – кавитация отсутствует.

Выбранный насос удовлетворяет всем необходимым требованиям.

Мощность приводного электродвигателя (кВт) насоса для рабочего режима, определяем по следующей формуле:

$$N = \frac{K \cdot H_p \cdot Q_p \cdot \rho \cdot g}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_p} = \frac{1,1 \cdot 260 \cdot 47 \cdot 1000 \cdot 9,81}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,66} = 55 \quad (5.20)$$

где: K – коэффициент запаса мощности ($K = 1,1$); Q_p – рабочая производительность насоса, м³/ч; H_p – рабочий напор, развиваемый насосом, м; ρ – плотность воды ($\rho = 1000 \text{ кг/м}^3$); η_p – рабочий КПД насоса.

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

Исходя из полученной расчетной мощности электродвигателя $N=55$ кВт и частоты вращения вала двигателя насоса $n_1=3000$ об/мин. принимаем удовлетворяющий этим требованиям асинхронный электродвигатель [14, прилож.5] марки А2-63-2УЗ с мощностью $N_{дв}=55$ кВт, КПД_{дв}=95% Окончательно принимаем водоотливную установку, оборудованную тремя насосами типа ЦНС–60-231.

Фактическое число часов работы установки, ч:

- при нормальном притоке воды

$$t_n = \frac{Q_n \cdot 24}{Q_p} = \frac{39 \cdot 24}{47} = 19,9; \quad (5.21)$$

- и максимальном притоке воды

$$t_{\max} = \frac{Q_{\max} \cdot 24}{Q_p \cdot 2} = \frac{178 \cdot 24}{47 \cdot 2} = 45,5 \quad (5.22)$$

При максимальном водопритоке 1 единица насоса ЦНС-60-231 не справляется, поэтому принимаем 2 единицы насосов ЦНС-60-231, тогда $t_{\max}=22,7$.

Объем водосборника (m^3):

$$V = 1,15 \cdot 4 \cdot Q_n = 1,15 \cdot 4 \cdot 39 = 180 \quad (5.23)$$

Годовой расход электроэнергии [14, формула 1.39], $\frac{kBt \cdot ч}{год}$:

$$\mathcal{E} = \frac{1,15 \cdot N_{дв}}{\eta_c \cdot \eta_{э.дв}} \cdot (t_n \cdot m_n + 2 \cdot t_{\max} \cdot m_{\max}) = \frac{1,15 \cdot 55}{0,95 \cdot 0,95} \cdot (19,9 \cdot 300 + 2 \cdot 45,5 \cdot 65) = 832938 \quad (5.24)$$

где: $\eta_{э.дв}$ – кпд электродвигателя [14, прилож.4]; η_c – кпд электрической сети.

Годовой приток ($m^3/год$):

$$W_r = (m_{норм} \cdot Q_{норм} + m_{\max} \cdot Q_{\max}) \cdot 24 = (300 \cdot 39 + 65 \cdot 178) \cdot 24 = 558480 \quad (5.25)$$

Удельный расход электроэнергии, $\frac{kBt \cdot ч}{m^3}$:

$$y = \frac{\mathcal{E}}{W_r} = \frac{830938}{558480} = 1,49 \quad (5.26)$$

Для управления водоотливной установкой принимается система УАВ.

6. Электроснабжение.

Территориально электрические нагрузки размещены на трёх площадках: карьер, отвал и промплощадка, автодороги.

Потребителями электроэнергии являются:

- водоотливная установка;
- освещение карьера, отвала;
- освещение промплощадки;
- освещение автодороги.

Электроосвещение карьера и отвала обеспечивается светильниками СПКс3 – 10000 с ксеноновыми лампами ДКсТ-10000, установленными на передвижных мачтовых опорах, электроосвещение промплощадки обеспечивается прожекторами ПЭМ-35 с лампами мощностью 500 Вт, электроосвещение автодороги - уличными светильниками с типа СКЗПР-400 с лампами ДРЛ-400, установленными на опорах.

Управление насосными агрегатами предусматривается местное и автоматическое от уровня воды в зумпфе, освещение карьера и отвалов ручное и автоматическое от фотореле.

В качестве основной меры безопасности от поражения электрическим током предусматривается защита от однофазных замыканий на землю с действием на отключение.

На карьере сооружается главный заземлитель. Сопротивление заземления в любой точке карьера не должно превышать 4-х Ом.

В качестве источника электроснабжения предусмотрено применение «дизель-генераторной станции», а питание электропотребителей напряжением 220В с изолированной нейтралью.

6.1. Электрическое освещение

В разделе выполняем светотехнический расчет освещения карьера, промплощадки, автодорог и помещений промплощадки: при нормируемой освещенности выбираем требуемое количество светильников и их типы.

1. Расчет освещения карьера, отвалов.

Для определения нормируемого освещения используем метод светового потока. Освещаемую территорию условно представим в виде прямоугольника площадью, м²:

$$S = L \cdot M = 750 \cdot 250 = 187500, \quad (6.1)$$

где: L, M – длина и ширина карьера, м.

Световой поток, необходимый для освещения, лм:

$$F = E_H \cdot S = 0,5 \cdot 187500 = 93750 \quad (6.2)$$

где: E_H – требуемая нормируемая освещенность, лк.

Места работы машин и механизмов должны иметь усиленную освещенность E_H = 5 лк. Определим площадь с усиленной освещенностью, м²:

$$S_d = \frac{2}{3} \cdot L \cdot m \cdot \left(b + \frac{h}{\sin \alpha} \right) = \frac{2}{3} \cdot 750 \cdot 1 \cdot \left(475 + \frac{5}{\sin 80} \right) = 25051, \quad (6.3)$$

где: m – число уступов, на которых работа производится одновременно; b и h – средняя ширина и высота уступа, м; α – средний угол откоса уступа, град.

Требуемый световой поток для создания усиленной освещенности, лм:

$$F_d = 5 \cdot S_d = 5 \cdot 50102 = 125255 \quad (6.4)$$

Полный световой поток для освещения карьера, лм:

$$F_k = F_d + F = 125255 + 93750 = 219005 \quad (6.5)$$

Принимаем к установке светильники СПКс3 – 10000 с ксеноновыми лампами ДКсТ-10000.

Требуемое количество прожекторов, шт:

$$N = \frac{F_k \cdot K_3 \cdot C}{\eta_{\text{пр}} \cdot F_{\text{л}}} = \frac{219005 \cdot 1,5 \cdot 1,15}{0,65 \cdot 220000} = 2,6, \quad (6.6)$$

где: K_3 – коэффициент запаса; C – коэффициент, учитывающий потери света; $\eta_{\text{пр}}$ – КПД прожекторов; $F_{\text{л}}$ – световой поток лампы в прожекторе.

Принимаем к установке 3 единицы прожекторов.

Высота установки прожекторов, м:

$$H_{\text{MIN}} = \sqrt{\frac{I_{\text{MAX}}}{300}} = \sqrt{\frac{200000}{300}} = 25,8 \quad (6.7)$$

где: I_{MAX} – максимальная сила света в прожекторе, кд.

Мощность силового трансформатора для питания лампы ДКсТ, кВА:

$$S_{\text{тр}} = \frac{\sqrt{3} \cdot P_{\text{л}}}{\cos \varphi_{\text{уст}} \cdot \eta_{\text{ос}}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 10}{0,95 \cdot 0,95} = 19,2 \quad (6.8)$$

где: $P_{\text{л}}$ – мощность лампы, кВт; $\varphi_{\text{уст}}$ – коэффициент мощности осветительной установки; $\eta_{\text{ос}}$ – КПД осветительной сети.

Для подключения осветительных установок принимаем мачтовые трансформаторные подстанции типа МТП-25/6/0,4 с масляным трансформатором.

6.2. Расчет освещения автодорог.

Для определения освещения дорог технологического транспорта принимаем точечный метод. Расположение светильников – боковое, на опорах. Расстояние между опорами $l = 50$ м, высота опор $h = 10$ м.

Определим следующую величину, м:

$$y = \frac{l}{2} = \frac{50}{2} = 25 \quad (6.9)$$

Рассчитываем величины:

$$\xi = \frac{x}{h} = \frac{9}{10} = 0,9, \quad (6.10)$$

где x – расстояние от оси опор до осевой линии дороги, м.

$$\eta = \frac{y}{h} = \frac{25}{10} = 2,5. \quad (6.11)$$

Определяем относительную освещенность точки на оси дороги на равном расстоянии между опорами:

$$\varepsilon = f(\xi, \eta) = 2. \quad (6.12)$$

					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Рассчитываем освещенность от двух светильников, лм:

$$\sum \varepsilon = 2 \cdot \varepsilon = 2 \cdot 2 = 4 \quad (6.13)$$

Определяем необходимый световой поток одной лампы, лм:

$$F = \frac{1000 \cdot E_{\min} \cdot K_3 \cdot h^2}{\mu \cdot \sum \varepsilon} = \frac{1000 \cdot 0,5 \cdot 1,5 \cdot 10^2}{1,2 \cdot 4} = 15625 \quad (6.14)$$

где: K_3 – коэффициент запаса; μ - коэффициент, учитывающий свет удаленных светильников.

Световой поток $F_{\text{л}}$ лампы ДРЛ-400 составляет 18000 лм. Расчетное значение F отличается от $F_{\text{л}}$ не более допустимых норм (10-20 %), поэтому принимаем для освещения автодорог светильники типа СКЗПР-400 с лампами ДРЛ-400.

Находим количество светильников, необходимых для освещения автодороги, шт:

$$N_{\text{св}} = \frac{L - l}{l} = \frac{1500 - 50}{50} = 29 \quad (6.15)$$

где: L – суммарная длина технологических дорог, м.

Мощность силового трансформатора для питания освещения автомобильной дороги, кВА:

$$S_{\text{тр}} = \frac{N_{\text{св}} \cdot P_{\text{л}}}{\cos \varphi \cdot \eta_{\text{осв.уст}}} = \frac{29 \cdot 0,4}{0,95 \cdot 0,9} = 13,6 \quad (6.16)$$

Принимаем трансформаторную подстанцию ПСКТП-100/6/0,4 с сухим трансформатором.

6.3. Расчет освещения промплощадки.

Освещаемую территорию условно представляют в виде прямоугольника площадью, м^2 :

$$S = L \cdot M = 225 \cdot 200 = 22750 ,$$

где: L, M -длина и ширина промплощадки, м.

При норме освещения $E_{\min} = 0,5$ лк необходимый световой поток для освещения промплощадки, лм:

$$F_{\text{пл}} = 0,5 \cdot 22750 = 11375 \quad (6.17)$$

Количество прожекторов ПЭМ-35 с лампами мощностью 500 Вт, шт:

$$N_{\text{пл}} = \frac{11375 \cdot 1,5 \cdot 1,5}{0,25 \cdot 8200} = 13 \quad (6.18)$$

Принимается к установке 13 прожекторов ПЭМ-35.

					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

6.6 Выбор числа и мощность трансформаторов для ГПП

Для двухтрансформаторных подстанций расчетную мощность, кВа, одного трансформатора определяют по выражению, кВа:

$$S_{\text{тр}} = K_{1-2} \cdot K_{\text{с.м}} \cdot S_{\text{расч}} = 0,75 \cdot 0,8 \cdot 314,65 = 188 \quad (6.23)$$

Выбранный трансформатор проверяем по перегрузочной способности, кВа:

$$K_{\text{пер}} = \frac{S_{\text{расч}}}{S_{\text{ном.тр}}} = \frac{314,65}{250} = 1,26 \quad (6.24)$$

Условие выполняется: $1,1 \leq K_{\text{пер}} \leq 1,4$
 $1,1 \leq 1,26 \leq 1,4$

Принимаем к установке на карьере передвижную комплектную однострансформаторную подстанцию блочного типа ПКТП-250/6/0,4 с масляным трансформатором мощностью $S_{\text{тр}} = 250$ кВа.

6.7 Выбор ПКТП 6(10)/0,4 кВ.

Расчетная мощность подстанции для водоотливной установки, кВА:

$$S_{\text{ном.трПКТП}} = \frac{K_{\text{с.гр}} \cdot \sum P_{\text{ном}}}{\cos \varphi_{\text{ср}}} = \frac{0,8 \cdot 75}{0,8} = 75 \quad (6.25)$$

где: $P_{\text{ном}}$ - номинальная мощность потребителя, кВт; $K_{\text{с.гр}}$ - коэффициент спроса; $\cos \varphi$ - коэффициент мощности.

Принимаем к установке передвижную подстанцию ПСКТП-100/6/0,4 с сухим силовым трансформатором мощностью $S_{\text{тр}} = 100$ кВа.

					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 6.2 – Расчет электрической нагрузки карьера

Наименование потребителей электроэнергии	Кол - во п шт.	Rном, кВт	Pуст = Rном · n, кВт	Расчетные коэффициенты			Расчетная нагрузка		T, ч/год	Годовой расход электроэнергии	
				Kс.тр	cosφ	tgφ	Pрас = Pуст · Kс.тр, кВт	Qрас = Pрас · tgφ, кВар		активной Wa = Pрас · T, кВт · ч	реактивной Wp = Qрас · T, кВар · ч
Электропотребители низкого напряжения											
Насосная установка ЦНС 60-231	2	75	150	0,8	0,8	0,75	120	90,0	6500	0,78	0,59
Освещение карьера	3	25	75	1	1	0	75	0,0	2000	0,15	0,00
Освещение промплощадок	13	0,5	6,5	1	1	0	6,5	0,0	2000	0,01	0,00
Освещение автодорог	1	100	100	1	1	0	100	0,0	2000	0,20	0,00
Итого по низковольтным							301,5	90,0		1,1	0,59
Всего по карьере							301,5	90,0		1,14	0,59

6.8 Расчет воздушных и кабельных линий для потребителей низкого напряжения.

Схема распределения электроэнергии на карьере представлена на рисунке 6.1. Результаты расчета сведены в таблицу 6.3.

Расчетный ток, А:

$$I_{расч} = \frac{P_{ном} \cdot K_c}{\sqrt{3} \cdot U_{ном} \cdot \mu_c \cdot \cos \varphi} = \frac{75000 \cdot 0,8}{\sqrt{3} \cdot 380 \cdot 0,99 \cdot 0,8} = 115,1, \quad (6.26)$$

Принимаем $I_{допуст} = 120$ А, сечение $S = 35$ мм².

Проверка по допустимой потере напряжения осуществлялась по выражению, %:

$$\Delta U\% = \frac{\sqrt{3} \cdot I_{расч} \cdot L \cdot (r_o \cdot \cos \varphi + x_o \cdot \sin \varphi)}{U_{ном}} \cdot 100,$$
$$\Delta U\% = \frac{\sqrt{3} \cdot 115,1}{380} \cdot 0,25 \cdot (0,51 \cdot 0,8 + 0,079 \cdot 0,6) \cdot 100\% = 5,97\%, \quad (6.27)$$

где: $U_{ном}$ – номинальное напряжение, В; L – длина участка рассчитываемой линии, км; r_o и x_o – соответственно, удельные активное и индуктивное сопротивление одного километра линии, Ом/км;

Суммарные потери напряжения не должны превышать 10 %.

Условие выполняются. Выбираем кабель КГ-3×35+1×16+1×10.

6.9 Расчет дизель-генераторной станции.

Основным потребителем на карьере являются двигатели насосных установок.

На основании подсчета электрических нагрузок (табл. 6.2), рассчитываем мощность дизель – генераторной станции, кВа:

$$S_{обп} = \sqrt{(\sum P_p)^2 + (\sum Q_p)^2} = \sqrt{(301)^2 + (90)^2} = 314,65 \text{ кВА} \quad (6.28)$$

Выбираем дизель-генераторную станцию Gummings C350 D5 мощностью 320 кВА (либо аналоги). Расход топлива 69 л/ч.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Таблица 6.3. – Расчет электронагрузки участка.

Расчет распределительной сети напряжением 6кВ		
Разделы расчета	Пояснения, расчетные величины и формулы	Номера линий
		1
		Электроприемники ВЛ питает ПСКТП 100/6/0,4
Длина участка	Воздушная линия, Лвл, м	250,00
	Кабельная линия, Лкл, м	-
Мощность	Рн.дв, кВт	-
	Sn.т, кВа	100,00
Расчетные коэффициенты	Kс.ср	0,80
	Kс.max	1
	cosφ дв.	-
	cosφ тр.	0,8
	tg φ дв.	-
	tg φ тр.	1,02
Расчетная мощность средняя	Pp.дв	0
	Pp.тр	64
	∑ Pp	64
	Qp.дв	-
	Qp.тр	65,28
	∑ Qp	65,28
Расчетная мощность максимальная	Pp.дв.max	-
	Pp.тр.max	64
	∑ Pp.max	60
	Qp.дв.max	-
	∑ Qp.max	65,28
Средний расчетный ток	∑ Ia	6,16
	∑ Ip	6,28
	Iрасч	8,82
Максимальный расчетный ток	∑ Ia.max	6,16
	∑ Ip.max	6,28
	Iрасч.max	8,80
Выбор ВЛ, S, мм ²	По длительному току	A-16
	По экономической плотности	-
	По механической прочности	A-35
Характеристика принятого провода ВЛ	Марка и сечение с учетом проверки по ΔU.	A-35
	Удельное активное сопротивление ro, Ом/км	0,0885
	Удельное индуктивное сопротивление Xo, Ом/км	0,366
Выбор КЛ, S, мм ²	По длительному току Iдл.доп ≥ Iрасч	35
Характеристика принятого кабеля	Марка и сечение жил кабеля	КГ-3x35+1x16+1x10
	ro, Ом/км	0,71
	Xo, Ом/км	0,085
Проверка электрической сети на потерю напряжения	cosφ	0,7
	sinφ	0,71
	Потеря напряжения в ВЛ ΔU%вл	0,02
	Потеря напряжения в КЛ ΔU%кл	0,00
	Суммарная потеря в ВЛ и КЛ	0,02

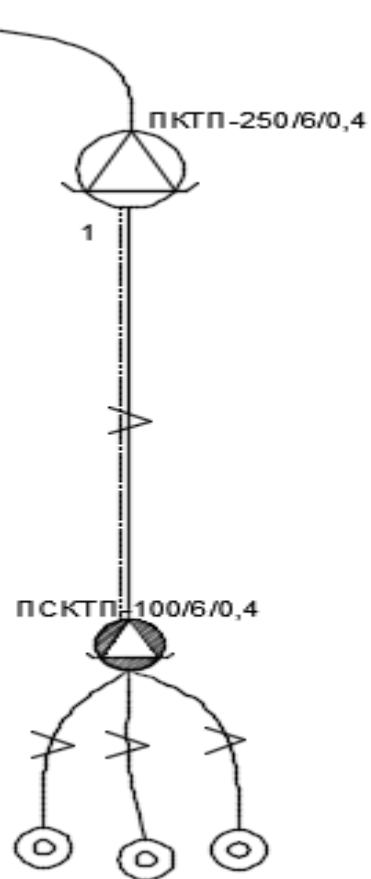


Рис. 6.1. – Схема распределения электроэнергии на участке карьера.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.

Лист

7. Безопасность жизнедеятельности

7.1. Промышленная безопасность открытых горных работ.

Все основные и вспомогательные работы на руднике производятся в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» ПБ 03-498-02, «Единых правил безопасности при взрывных работах» ПБ 13-407-01, действующих инструкций, методических рекомендаций, указаний и положений Ростехнадзора России. Производственный контроль за соблюдением требований промышленной безопасности организуется и осуществляется в соответствии с Федеральным законом №116 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»

Строительство, расширение, реконструкция, техническое перевооружение, эксплуатация объектов открытых горных работ осуществляются в соответствии с проектом.

Проектные организации осуществляют авторский надзор за выполнением разработанной проектной документации и проектных решений.

Все работы производятся в соответствии с утвержденными руководством ООО «Соврудник» инструкциями:

- инструкция по безопасности труда для работников карьера.
- инструкция по безопасности труда для машинистов экскаваторов.
- инструкция по безопасности труда для машинистов Sandvik Drilltech D245S.
- инструкция по безопасности труда для водителей автосамосвалов.
- инструкция по безопасности труда при обращении с ВМ.
- инструкция по технике безопасности для рабочих карьера, обслуживающих отвалы.
- инструкция по технике безопасности для взрывников карьера.

Каждое рабочее место в течение смены осматривает горный мастер, а в течение суток – начальник карьера или его заместитель, которые не допускают производство работ при наличии нарушений правил безопасности.

Для каждого объекта открытых горных работ не позднее 15 дней до начала года разработан в соответствии с Рекомендациями по составлению плана ликвидации аварий и согласован со специализированным аварийно-спасательным формированием план ликвидации аварий (ПЛА).

Все несчастные случаи, аварии, инциденты подлежат регистрации, расследованию и учету в соответствии с Положением о расследовании и учете несчастных случаев на производстве и Положением о порядке технического расследования причин аварий на опасных производственных объектах.

О каждом несчастном случае или остром заболевании горный диспетчер сообщает руководству организации и вызывает бригаду «скорой медицинской помощи». Рабочее место, на котором произошли несчастный случай или авария, если это не угрожает жизни и здоровью людей, сохраняется до начала расследования в неизменном состоянии.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

Обязательна регулярная оборка уступов от нависей и козырьков, ликвидация заколов.

Расстояние по горизонтали между рабочими местами или механизмами, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, должно составлять не менее полуторной суммы максимальных радиусов черпания экскаваторов. При работе экскаваторов на одном горизонте расстояние между ними должно быть не менее $2R_q^{\max}$.

Зону в карьере, куда падает осыпь с очищаемых предохранительных берм, обозначать специальными знаками «Стой! Опасная зона!» Информировать регулярно работников карьера о наличии таких опасных зон в карьере.

7.2. Анализ опасных и вредных производственных факторов.

На карьере применяются следующие виды производственных процессов: бурение, взрывание, экскавация, транспортирование, отвалообразование.

Исходя из выше изложенного, можно выявить следующие основные производственные факторы, которые могут привести к травматизму и профессиональным заболеваниям работающих на карьере, а также рабочие места, где проявляется действие того или иного производственного фактора. Основные опасные вредные факторы производства приведены в таблице 7.1.

Таблица 7.1 – Анализ опасных и вредных факторов производства

Технологический процесс	Оборудование	Наименование фактора	Характеристика фактора	Ед. Изм.	Фактическое значение фактора	Норматив по ГОСТ, ПДК, ПДУ
Бурение	Drilltech D245S	Пыль	Диоксид кремния	мг/м ³ дБА дБ	5	6
		Шум			75	70
		Локальная вибрация			120	112
Взрывные работы	Эммульсолит	Газ	Оксид углерода	мг/ м ³	22	20
			Оксид азота		6	5
			Сероводород		10	10
Экскавация	Hitachi EX-1200	Пыль	Диоксид кремния	мг/ м ³ дБА дБ	12	5
		Шум			100	70
		Локальная вибрация			120	112
Транспортирование	CAT-773E	Газ	Оксиды азота Оксид углерода Углеводороды	мг/ м ³ дБ	4	5
		Общая транспортная вибрация			8	20
					100	300
Отвалообразование	T-11	Пыль	Диоксид кремния	мг/ м ³	5	107

7.3. Мероприятия по борьбе с шумом и вибрацией.

Основными источниками вибрации и шума являются процессы разрушения рабочим органом машины горного массива, транспортирования и пересыпки породы и руды, перемещения машины и ее отдельных органов, а также процессы, связанные с работой вспомогательных механизмов, компрессоров, кондиционеров, сигнальных устройств и др.

ГОСТ 12.1.012-90 «ССБТ. Вибрационная безопасность. Общие требования безопасности».

Снижение вибраций в источнике ее возникновения достигается устранением резонансных колебаний, уменьшением величины возмущающей силы за счет рациональной конструкции режущего органа, обоснованного выбора режима эксплуатации, ограничения смещения зубьев ковшей за пределы расчетной траектории их движения, уравнивания вращающихся деталей, ослабления массива БВР и др.

Виброизоляция предназначена для снижения вибрации механического оборудования кабин и приборов управления, средств автоматического управления, отдельных узлов машины до допустимого уровня, а также для уменьшения динамических воздействий, передаваемых источниками вибрации на поддерживающие конструкции. Объектами виброизоляции могут быть ковши, привод ротора, дробильные установки, отражательные щиты в местах погрузки и перегрузки горной массы, ролики конвейеров, установки Г-Д, светильники, вспомогательное оборудование (компрессоры, насосы, вентиляторы), кабины управления, кресла на рабочих местах, ручки приборов управления и др.

Виброизолируемый объект может непосредственно опираться на виброизоляторы либо подвешиваться на виброизоляторах.

Чтобы виброизоляторы обеспечили виброизолирующий эффект, необходимо, чтобы собственные частоты системы f_c были в 2,5-4 и более раз ниже возбуждающей f_b . На основании опыта рекомендуется выполнять условие $f_c = (0,25\sqrt{0,4})f_b$.

Стальные пружины применяют для амортизации низкочастотной вибрации от 4 до 10 Гц, они малоэффективны при частотах звукового диапазона. Недостаток пружинной подвески – неустойчивость в поперечном направлении.

Амортизацию очень низких колебаний $f_b < 3$ Гц можно осуществить с помощью металлической торсионной или пневматической подвески. Преимущество пневматической подвески – возможность автоматической регулировки в процессе эксплуатации, недостаток – сложность в эксплуатации.

Виброизоляторы с резиновыми элементами могут работать на сдвиг (собственная частота объекта амортизации, опирающегося на резиновый элемент, $f_c = 5\sqrt{6}$ Гц), кручение ($f_c = 2\sqrt{3}$ Гц), растяжение ($f_c = 3\sqrt{4}$ Гц), сжатие ($f_c = 10\sqrt{15}$ Гц), т.е. они могут быть эффективны при $f_b > 4\sqrt{4,5}$ Гц. Достоинства резиновых виброизоляторов – простота конструкции и наличие демпфирующих свойств (логарифмический декремент 0,25-0,5).

Листовая рессора обладает упругими и гасящими свойствами и обеспечивает виброизоляцию объекта при $f_b - 10\sqrt{15}$ Гц.

Вибропоглощение служит для снижения вибраций ограждений, кожухов и других элементов, изготовленных из металлических листовых материалов, в которых возникают колебания резонансного характера. С этой целью на вибрирующую поверхность наносят специальные материалы, обладающие большим внутренним трением (вибропоглощающие мастики, резина, пластины) и рассеивающие энергию колебаний. Это позволяет резко снизить амплитуды распространяющихся изгибных колебаний, особенно в резонансных режимах.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

Кабина состоит из изолированных герметичных боковых стенок с одной дверью; оконных стекол из безопасного стекла; пола с резиновым покрытием; крыши; вентиляционной системы; кабельного канала под полом. Предусмотрены осветительные установки для освещения мостков и рабочей зоны.

Бульдозеры и автомобили имеют кабины управления с фильтровентиляционными установками. В кабинах в зависимости от времени года предусмотрен обогрев или охлаждение воздуха для поддержания необходимых параметров воздушной среды:

- температура воздуха в теплый период года – 21-23⁰С;
- температура воздуха в холодный период года – 18-20⁰С;
- относительная влажность воздуха – 40-60%

Ремонтные рабочие в период ремонта они работают на открытом воздухе не более 2-х часов в смену.

Вода для хозяйственно-бытовых нужд доставляется на участок во флягах на дежурном автотранспорте. На промплощадке оборудован закрытый туалет с выгребной ямой в соответствии с общими санитарными правилами.

Горные работы на карьере должны выполняться по проекту с учетом перечня и характеристик опасных зон и участков, особо опасных работ, порядка их проведения и мероприятий по обеспечению их безопасности на разрезе.

Ответственность за нарушение правил безопасности возлагается на руководителей и специалистов предприятия в порядке установленном законодательством.

7.5. Мероприятия по борьбе с запыленностью и загазованностью воздуха в карьере. ГОСТ 12.0.003-74(99) «ССБТ. Опасные и вредные производственные факторы.»

Состав атмосферы карьера отвечает установленным нормативам по содержанию основных частей воздуха и вредных примесей (ЕПБ, п. 475).

На период строительства карьера и ввода карьера в эксплуатацию, горные работы по вскрытию и отработке горизонтов осуществляются также в соответствии со СНиП, «Технике Безопасности в строительстве», ПТЭ.

Контроль за составом атмосферы карьера по содержанию вредных газов производится согласно ЕПБ 476, 152 силами лаборатории.

При положительной температуре воздуха, для снижения пылеобразования на автомобильных дорогах, принято проводить поливку дорог водой питьевого качества с применением при необходимости связующих добавок. При экскавации горной массы предусмотрено систематическое орошение взорванной горной массы водой.

Для снижения интенсивности пылевыделения при буровых работах на карьере, достигают применением:

- мокрых способов пылеподавления;
- бурением на оптимальных режимах и специальными долотами.

Для борьбы с пылегазовыделением при массовых взрывах, применяют:

- предварительное увлажнение взрываемого массива;
- перенесение времени взрывов на период ветровой активности;

Для пылеподавления при выемочно-погрузочных работах, применяют:

											Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата							

- искусственную вентиляцию для выноса пыли из забоя экскаватора;
- увлажнение пыли, находящейся в навале.

Меры борьбы с пылью при транспортировании горной массы достигаются:

- применением усовершенствованных покрытий автодорог;
- увлажнением поверхности автодорог.

Методы борьбы с пылью при отвалообразовании:

- систематическое увлажнение поверхности верхней площадки бульдозерного отвала;

7.6. Обеспечение безопасности ведения буровых работ.

Бурение взрывных скважин производится по проекту на бурение, составленному согласно типового проекта и утвержденному главным инженером предприятия с соблюдением Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом [3].

Рабочее место для ведения буровых работ обеспечено:

- подготовленным фронтом работ (очищенной и спланированной рабочей площадкой);
- комплектом исправного бурового инструмента;
- проектом (паспортом, технологической картой) на бурение;
- буровой станок должен оснащаться средствами пылеподавления и пылеулавливания.

Буровой станок установлен на спланированной площадке за пределами призмы обрушения на расстоянии не менее 2 м от верхней бровки уступа, а его продольная ось при бурении первого ряда скважин перпендикулярна бровке уступа.

Бурение скважин следует производить в соответствии с инструкциями, разработанными организацией на основании типовых для каждого способа бурения.

Перемещение бурового станка с поднятой мачтой по уступу допускается по спланированной площадке. При перегоне бурового станка с уступа на уступ или под высоковольтной линией мачта укладывается в транспортное положение, буровой инструмент – снят или надежно закреплен (п. 74 [3]).

После обурирования блока на его границах выставляются аншлаги «Блок обурен».

Массовые взрывы должны производиться в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» [4], Типовым проектом ведения БВР на карьере ООО «Соврудник», 2003 г. [19], требованиями типовых инструкций, утвержденных Ростехнадзором России.

При производстве массовых взрывов, представляющих угрозу безопасности воздушного движения, обязательно согласование их проведения в установленном порядке с федеральными органами.

7.7. Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе экскаватора.

Экскаватор должен располагаться на уступе на твердом выровненном основании с уклоном, не превышающим допустимого техническим паспортом экскаватора. Во всех случаях расстояние между автосамосвалами и контргрузом экскаватора должно быть не менее 1 м. При пуске двигателя должны соблюдаться все меры предосторожности, оговоренные Инструкцией по эксплуатации.

При погрузке в автотранспорт машинист экскаватора должен подавать, сигналы, значение которых устанавливается администрацией карьера.

Запрещается во время работы экскаватора пребывание людей (включая и обслуживающий персонал) в зоне действия ковша.

В темное время суток зона работы экскаватора и подъездные дороги должны быть хорошо освещены.

Передвижение автотранспортных средств должно начинаться только по сигналу машиниста экскаватора.

Запрещается проносить грузный ковш над кабиной автомашины. Водитель при загрузке должен находиться на безопасном расстоянии, если кабина его машины не защищена.

При передвижении экскаватора по горизонтальному пути или на подъем ведущая ось его должна находиться сзади, а при спусках с уклона - впереди. Ковш должен находиться не выше 1 м от почвы, а стрела установлена по ходу экскаватора.

7.8. Основные мероприятия, обеспечивающие безопасность при работе автотранспорта.

План и профиль автомобильных дорог, ширина проезжей части, радиус кривых в плане должны соответствовать СНиП 2.05.07-91. Проезжая часть дороги внутри контура карьера ограждается от призмы возможного обрушения предохранительным валом высотой не менее половины диаметра колеса самого большого по грузоподъемности эксплуатируемого на карьере автомобиля. Высота предохранительного вала по данному проекту принимается 1,0 м с шириной по основанию 2 м.

Все места погрузки, виражи, капитальные траншеи, а также внутрикарьерные дороги в темное время суток должны быть освещены.

В зимнее время автодороги должны систематически очищаться от снега и льда и посыпаться песком или мелким щебнем.

На карьерных автомобильных дорогах обгон запрещен. При экскаваторной погрузке горной массы в автомобили должны выполняться следующие условия:

1. Ожидающий погрузку автомобиль должен находиться за пределами радиуса действия экскаваторного ковша и становиться под погрузку только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;
2. Находящийся под погрузкой автомобиль должен быть заторможен и находиться в пределах видимости машиниста экскаватора;
3. Погрузка в кузов автомобиля должна производиться только с боку или сзади;

											Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.						

4. Нагруженный автомобиль должен следовать к пункту разгрузки только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора.

При работе автомобиля запрещается:

- движение автомобиля с поднятым кузовом;
- движение задним ходом к месту погрузки на расстояние более 30 м (за исключением случаев проведения траншей);
- переезжать через кабели, проложенные по почве без специальных предохранительных укрытий;
- перевозить посторонних людей в кабине;
- оставлять автомобиль на уклонах и подъемах;
- производить запуск двигателя, используя движение автомобиля под уклон.

Во всех случаях при движении автомобиля задним ходом должен автоматически включаться звуковой сигнал.

Односторонняя или сверхгабаритная загрузка, а также загрузка, превышающая установленную грузоподъемность автомобиля, не допускаются.

Кабина карьерного автосамосвала должна быть перекрыта специальным защитным козырьком, обеспечивающим безопасность водителя при погрузке. При отсутствии защитного козырька водитель автомобиля при погрузке обязан выйти из кабины и находиться за пределами радиуса действия ковша экскаватора.

Для обеспечения безопасности работы технологического автотранспорта проектом предусмотрены следующие мероприятия:

- установка дорожных знаков и специальных щитов указателей, сигнальных ограждающих столбиков на автодорогах, повышающих безопасную работу транспорта;

- устройство валов, ограждающих берму возможного обрушения от наезда на нее автотранспорта и предотвращающих падение автомобиля в выработанное пространство с транспортной бермы;

- в зимний период предусмотрена очистка дорог от снега и гололеда.

Каждый автомобиль имеет технический паспорт, содержащий его основные технические и эксплуатационные характеристики. Находящиеся в эксплуатации карьерные автомобили укомплектованы:

- средствами пожаротушения;
- знаками аварийной остановки;
- медицинскими аптечками;
- упорами (башмаками) для подкладывания под колеса;
- звуковым прерывистым сигналом при движении задним ходом;
- устройством блокировки (сигнализатором) поднятия кузова под ВЛ (для автосамосвалов грузоподъемностью 30 т и более);
- двумя зеркалами заднего вида;
- средствами связи.

7.9. Мероприятия по пожарной безопасности. ГОСТ 12.1.004-91(99) «ССБТ. Пожарная безопасность. Общие требования»

Учитывая небольшие объемы добычи и близость участка работ от р.п. Северо-Енисейский, постоянные здания и сооружения на месторождении не проектируются. Для размещения людей занятых на месторождении будут использоваться санитарно-бытовые помещения действующего АБК ООО «Соврудник».

На площадке устанавливаются: закрытая емкость для сбора замасленной ветоши и обтирочных материалов; бочки для сбора отработанных масел; емкости для свежего масла объемом двухнедельной потребности; контейнер для сбора отработанных деталей техники; противопожарный щит; для обогрева и приема пищи передвижной вагончик; возле вагончика емкость под бытовые отходы; дизельная станция; биотуалет, и мусорный бак (на расстоянии не менее 15м).

Оснащение первичными средствами пожаротушения (огнетушителями) вагончика Александров-Агеевском карьере приведено в соответствии с ППБ 01-03 «Правила пожарной безопасности в РФ» [5] с учетом функционального назначения, площади проектируемых зданий, класса пожара и категории помещений по взрывопожарной и пожарной опасности.

Помещения, оборудованные автоматическими стационарными установками пожаротушения, обеспечиваются огнетушителями на 50%, исходя из их расчетного количества.

Таблица 8.хз- Нормы оснащения помещений ручными огнетушителями

Категория помещения	Предельная защищаемая площадь, м2	Класс пожара	Пенные и водные огнетушители вместимостью 10 л.	Порошковые огнетушители вместимостью, л/массой			Хладоновые огнетушители 2(3) л	Углекислотные огнетушители вместимостью, л/массой	
				2/2	5/4	10/9		2/2	5(8)/3(5)
А,Б,В(Горючие газы и жидкости)	200	А	2++	-	2+	1++	-	-	-
		В	4+	-	2+	1++	4+	-	-
		С	-	-	2+	1++	4+	-	-
		Д	-	-	2+	1++	-	-	-
		(Е)	-	-	2+	1++	-	-	2++
В	400	А	2++	4+	2++	1+	-	-	2+
		Д	-	-	2+	1++	-	-	-
		(Е)	-	-	2++	1+	2+	4+	2++
Г	800	В	2+	-	2++	1+	-	-	-
		С	-	4+	2++	1+	-	-	-
Г,Д	1800	А	2++	4+	2++	1+	-	-	-
		Д	-	-	2+	1++	-	-	-
		(Е)	-	2+	2++	1+	2+	4+	2++
Общественные здания		А	4++	8+	4++	2+	-	-	4+
		(Е)	-	-	4++	2+	4+	4+	2++

**7.10. Обеспечение безопасности при эксплуатации электроустановок.
ГОСТ 12.2.007.2-75 (1985)**

При разработке месторождений открытым способом к электроустановкам предъявляются требования действующих правил устройства электроустановок; правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок-потребителей; правил пользования и испытания защитных средств, применяемых в электроустановках; инструкции по безопасной эксплуатации электрооборудования и электросетей на карьерах; инструкции по проектированию и устройству молниезащитных зданий в той части, где их строительство не противоречит настоящим правилам.

На карьере в обязательном порядке имеются:

- схема электроснабжения, нанесенная на план горных работ,
- принципиальная однолинейная схема с указанием силовых сетей, электроустановок (трансформаторных подстанций, распределительных устройств и т.п.), а также рода тока, сечения проводов и кабелей, их длины, марки, напряжения и мощности каждой установки, всех мест заземления, расположения защитной и коммутационной аппаратуры, установок тока максимальных реле и номинальных токов плавких вставок предохранителей, а также токов короткого замыкания в наиболее удаленной точке защищаемой линии.

Происшедшие изменения должны наноситься на схемы не позднее, чем на следующий день.

На каждом пусковом аппарате четкая надпись, указывающая включаемую им установку.

Для защиты людей от поражения электрическим током в электроустановках напряжением до 1000 В должны применяться аппараты (реле-утечки), автоматически отключающие сеть при опасных токах утечки.

Происшедшие изменения должны наноситься на схемы не позднее, чем на следующий день.

На каждом пусковом аппарате четкая надпись, указывающая включаемую им установку.

Для защиты людей от поражения электрическим током в электроустановках напряжением до 1000 В должны применяться аппараты (реле-утечки), автоматически отключающие сеть при опасных токах утечки.

7.11. План ликвидации аварий.

Аварии и поломки возникают по следующим причинам: нарушение правил технической эксплуатации, недосмотр или неправильные действия членов бригады, низкая квалификация и плохая организация труда обслуживающего персонала. Для предупреждения и ликвидации возникшей аварии для каждой участке, находящейся в эксплуатации, составляется план ликвидации аварии .

Аварийный план ликвидации аварий, предусматривает:

- возможные аварии и условия, опасные для жизни людей и места их возникновения;
- мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией ;
- мероприятия по ликвидации аварий, а также действия инженерно-технических работников и рабочих при возникновении аварий;
- места нахождения средств для спасения людей и ликвидации аварии;
- действия ВГСЧ при ликвидации аварий.

План ликвидации аварий содержит:

- оперативную часть;
- распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварий;
- список должностных лиц и учреждений, которые немедленно извещены об аварии.

К оперативной части плана ликвидации аварий прилагаются следующие документы:

- план горных работ с нанесением мест расположения подсобных построек, плотин, дамб, перемычек, переправ, с отметкой уровня воды и глубин водоема;
- схема с нанесением расположения основного оборудования и выходов;
- схема противопожарного водовода;
- схема электроснабжения;
- схема аварийного освещения;
- схема расположения водонепроницаемых переборок, люков и монтажных проемов.

План ликвидации аварий составляется (пересматривается) ежегодно начальником участка, согласовывается с начальником горноспасательной службы и начальником пожарной части и утверждается главным инженером за 15 дней до начала следующего промывочного сезона.

План ликвидации аварий со всеми приложениями находится на участке, у главного инженера прииска и командира ВГСЧ. Кроме того, оперативная часть плана вывешена в мастерском помещении. С аварийным планом должны быть ознакомлен весь обслуживающий персонал.

8.12. Охрана окружающей среды.

Массовый взрыв в разрезе является мощным периодическим источником выброса в атмосферу большого количества пыли и газов. С увеличением удельного расхода ВВ в 2 раза удельное пылевыведение возрастает в 6 раз, поэтому предусмотрены следующие мероприятия:

- полностью исключить перерасход взрывчатого материала;

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.					

8. Экономическая часть.

8.1. Расчет капитальных затрат на строительство предприятия.

Сумма затрат на горно-капитальные работы определяется по трем группам:

- горно-капитальные выработки, используемые для вскрытия всех запасов поля;
- горно-капитальные выработки, вскрывающие запасы горизонтов;
- горно-капитальные выработки, вскрывающие часть запасов горизонтов.
-

Табл. 8.1. – Смета затрат на горно-капитальные работы для открытой разработки.

Наименование	Объем, тыс. м ³ .	Стоимость, руб./м ³	Общая стоимость, тыс руб.	Амортизационные отчисления	
				руб. на 1 м ³ /г руб.	всего, тыс. руб./г
Капитальные траншеи	148,95	100	14 895	36,5	14892
Разнос борта карьера	1 225,6	100	122 560	300,37	122 550,96
Автодороги в карьере	2	9300	18,6	0,05	20,4
Прочие	-	-	20 621,04	50,54	20 620,32
ИТОГО	1374,55	-	158 094,6	-	158 083,68

Приведенная в данной таблице автодорога так же является специализированным сооружением, которое после отработки запасов не может быть использовано.

Капитальные затраты на производственные здания и сооружения рассчитываем, исходя из их объемов и стоимости строительства 1 м³. Все расчеты по данным затратам сведены в табл. 8.2.

Табл. 8.3. – Смета затрат на электромеханическое оборудование.

Наименование	Кол-во единиц с учетом резерва	Балансовая стоимость, тыс.руб.			Общая сумма кап. затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Годовой фонд амортизаций, тыс. руб.
		Рыночная цена	Ст-ть транспортных расходов и монтажа	Итого			
1	2	3	4	5	6	7	8
Вскрыша							
1. Бурение							
Станки Drilltech	1	40 000	10 000	50 000	50 000	12	6 000
Итого по бурению					50 000		6 000
2. Взрывание							
Итого					0		0
3. Экскавация							
Hitach ex-1200	1	81 000	8 100	89 100	89 100	11	9 801
Итого по экскавации					89 100		9 801
4. Транспортирование							
CAT-773E	3	45 000	4 500	49 500	148 500	10	14 850
Итого по транспортированию					148 500		14 850
5. Отвалообразование							
CAT D9R	1	3 240	324	3 564	3 564	16	570,24
Итого по отвалообразованию					3 564		570,24
Всего по вскрыше:					291 164		31 221,24
Добыча							
1. Бурение							
Drilltach d245s	1	40 000	4 000	44 000	44 000	12	5 280
Итого по бурению					44 000		5 280
2. Взрывание							
Итого					0		0
3. Экскавация							
EX-1200	1	81 000	8 100	89 100	89 100	11	9 801
Итого по экскавации					89 100		9 801
4. Транспортирование							
CAT-773E	2	45 000	4 500	49 500	99 000	10	9 900
Итого по транспортированию					99 000		9 900
Всего по добыче					232 100		24 981
Вспомогательные оборудование							
CAT-966	1	50 000	5 000	55 000	55 000	14	7700
т-11	1	3 020	302	3 322	3 322	7,5	249,15
КамАЗ-55215	1	1 300	130	1 430	1 430	10,4	148,72
КамАЗ-43101	1	1 850	185	2 035	2 035	16	325,6
НефАЗ-66062	1	4 000	400	4 400	4 400	21	924
Всего по вспомогат.обор-нию					11 187		9 347,47
Итого					534 451		65 549,74

Из таблицы можно сделать вывод что основной статьёй расходов на приобретение электромеханического оборудования являются затраты на приобретение выемочно-погрузочной техники.

Капитальные затраты на строительство предприятия определяют укрупнённым расчётом по направлениям затрат, представленных в табл.8.4.

Табл.8.4. - Общие затраты на строительство предприятия.

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс.руб.
Часть 1	
Горно-капитальные работы	158 094,64
Промышленные здания и сооружения	113 919
Электромеханическое оборудование и его монтаж	589 451
Транспорт и связь	24 600
Инструменты и производственный инвентарь	4 430,32
Благоустройство промышленной площадки	8 860,65
Временные объекты на строительные работы	25 695,87
Итого по первой части сметы:	925 051,48
Часть 2	
Содержание дирекции строящегося предприятия	8 325,46
Подготовка эксплуатационных кадров	625,65
Проектные и изыскательские работы	18 501,
Итого по второй части сметы:	27 452,14
Всего по 1-ой и 2-ой части сметы	952 503,63
Непредвиденные работы	104 775,4
Всего по смете:	1 057 279

Общие затраты на строительство рассматриваемого предприятия с учетом непредвиденных расходов составили 952 506,63 тыс. руб., из которых 925 051,48 тыс. руб. по первой части сметы и 27 452,14 тыс. руб. – по второй.

8.2. Организация управления производством.

8.2.1. Организация управления и производственная структура.

Общее руководство работой карьера осуществляется начальником карьера, путем использования общих методов и приемов организации работ. Оперативно-техническое руководство и производственный контроль осуществляется так же начальником карьера «Алекса́ндро-Аге́евский» предприятия ООО «Соврудник». Под его руководством разрабатываются производственно-технические планы и мероприятия по их исполнению. Начальник карьера несет ответственность за состояние техники безопасности и охраны труда на карьере. В подчинении начальника карьера находятся главный механик и главный энергетик. Они в свою очередь отвечают за правильную эксплуатацию машин, за ремонт оборудования. У начальника карьера также в подчинении горные мастера, геологи, маркшейдеры.

Планово-экономический отдел ведет работы, связанные с планированием производства, выполнение анализа производственно-хозяйственной

деятельности. Вопросы организации производственных процессов на разрезе рассматриваются в неразрывной связи с организацией работ комплексов оборудования.

Общее руководство работой предприятия осуществляется директором предприятия, путем использования общих методов организации работ.

Оперативно – техническое руководство и производственно – технический контроль осуществляется главным инженером предприятия. Под его руководством разрабатывают производственно – технические планы и мероприятия по их выполнению. Главный инженер принимает решения по внедрению новой техники, развитию рационализаторства и изобретательства, а также осуществляет контроль за правильным ведением горных работ. Также он несет ответственность за состоянием техники безопасности и охраны труда на предприятии. Для выполнения этих функций на разрезе созданы звенья управления, находящиеся в непосредственном подчинении у главного инженера.

Главный механик и главный энергетик возглавляют энерго – механическую службу, организуют правильную эксплуатацию машин и механизмов, электрических подстанций и силовых линий, а также они руководят ремонтом оборудования и осуществляют контроль за состоянием техники.

Главный геолог и главный маркшейдер руководят геолого – маркшейдерской службой, которая осуществляет надзор за правильной эксплуатацией недр, ведет учет добычи и объемов вскрыши.

Отдел труда и заработной платы занимается вопросами организации и нормирования труда и заработной платы.

Вопросами безопасности работ руководит заместитель главного инженера по технике безопасности.

Основными функциями горного мастера являются: оформление наряда на смену; решение технологических и организационных задач, возникающих в процессе руководства; использование нормативной и законодательной базы в интересах производства; составление технологических паспортов; обеспечение безопасной работы участка; систематический учет и анализ производства; выявление причин снижения производительности оборудования; разработка мер по предотвращению простоев; эффективная организация личного труда.

Особое внимание уделяется обеспечению предприятия квалифицированными рабочими кадрами (наладчики, инструментальщики, ремонтный персонал и т.д.). Существует нехватка квалифицированного персонала в нижнем звене управления (горные мастера). Последнее объясняется высокими требованиями и ответственностью, недостаточным моральным и материальным стимулированием, нежеланием квалифицированных рабочих занимать должности мастеров.

Горный мастер выдает наряд на смену рабочим и следит за его выполнением, решает технологические и организационные задачи, обеспечивает безопасность работы смены.

Функциональными отделами при управлении производством являются:

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

- 1) Технический отдел.
- 2) Плановый отдел.
- 3) Отдел качества.
- 4) Отдел снабжения

Соответствующие структуры организационных задач и звенья аппарата управления обеспечивают при установлении управленческих функций на основе контурного принципа взаимодействия персонала. Схема контурного управления приводится на рис. 8.2.

Каждый из четырех контуров управления обеспечивает реализацию соответствующей стадии планирования и управления:

- 1) Перспективное управление (задачи продолжительностью свыше одного года).
- 2) Текущее управление (задачи продолжительностью 1 год).
- 3) Оперативное планирование (задачи продолжительностью 1 квартал или месяц).
- 4) Оперативное управление (задачи продолжительностью 1 смена).

На рис. 8.1. Представлена схема подчинения основного персонала предприятия и карьера.

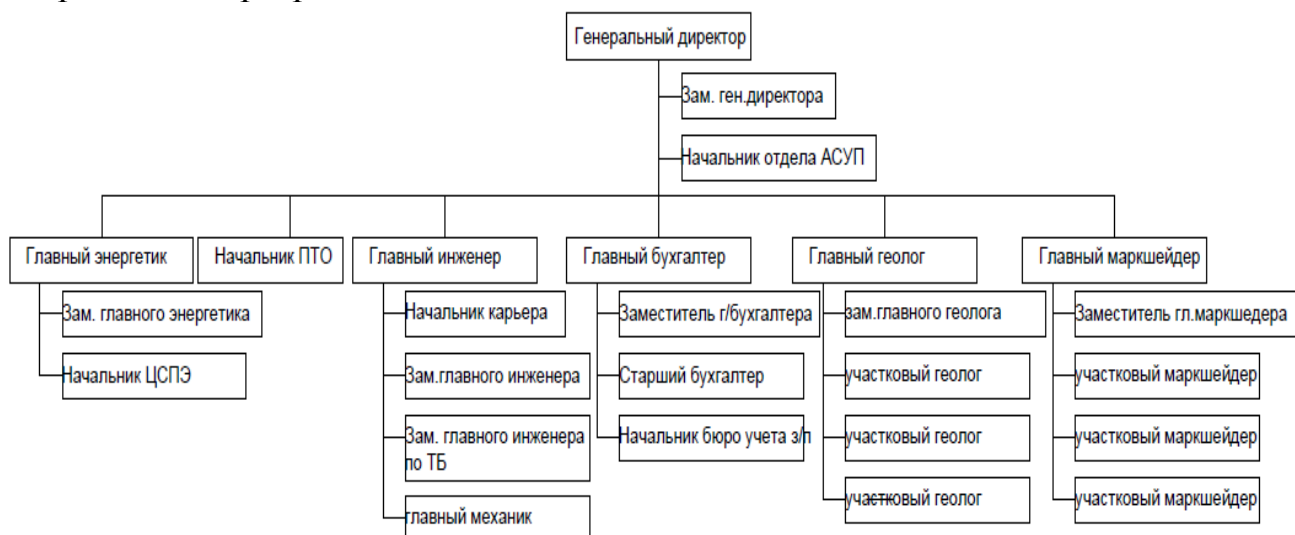


Рис.8.1. Схема подчинения работников предприятия

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

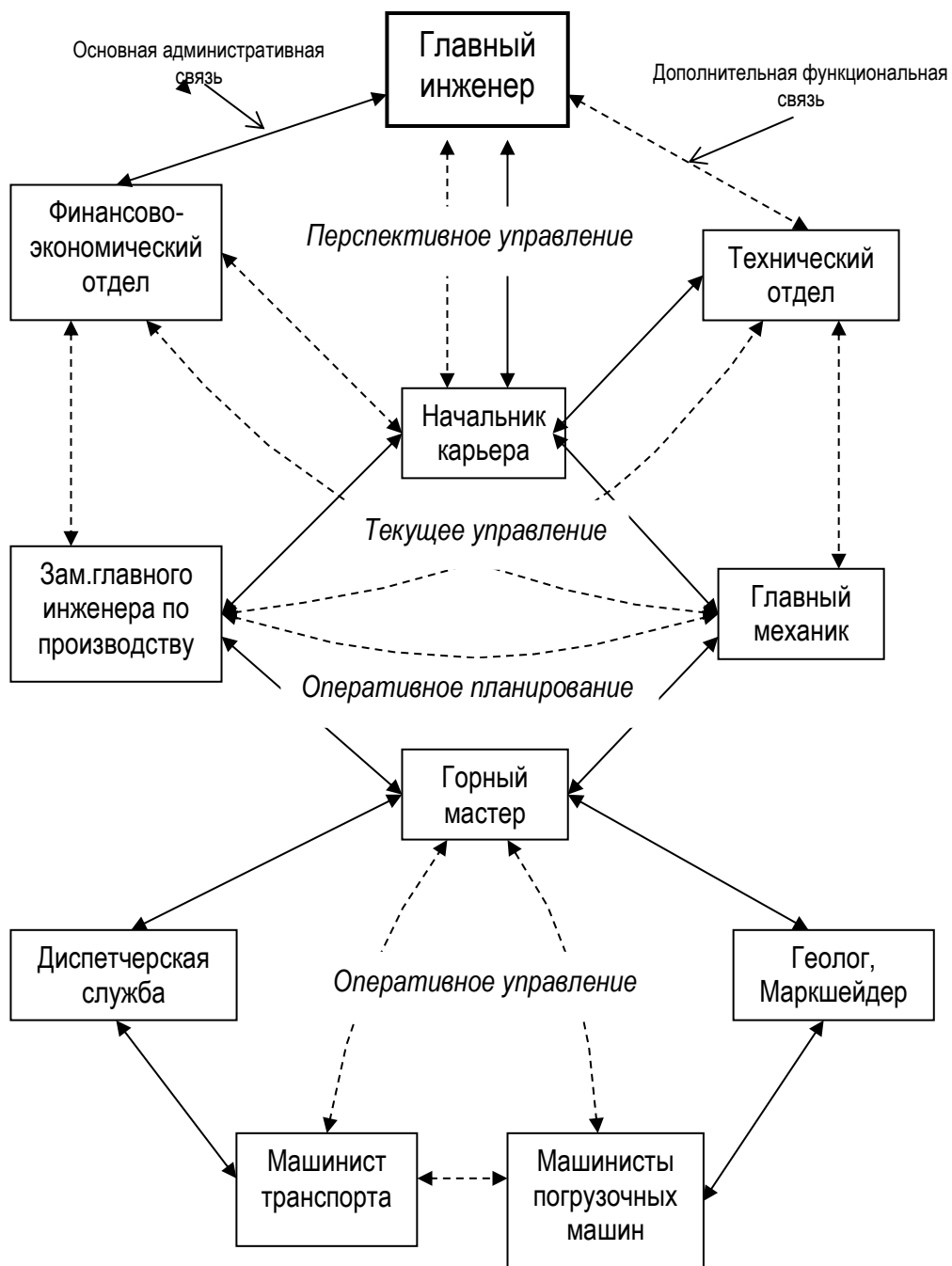


Рис. 8.2. – Схема управления производством

8.2.2. Режим работы предприятия.

Предприятие работает круглосуточно по две смены в сутки. Продолжительность смены 12 часов. Количество рабочих дней в году—365. Необходимость круглосуточной работы обуславливается потребностью в угле.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

8.2.3. Организация труда.

Работа на карьере «Александр-Агеевский» ведется вахтовых методом: 2 месяца работы, 1 месяц отдыха.

На вскрышных и добычных выемочно-погрузочных работах состав бригады одного экскаватора составляет 1 машинист, одного бурового станка - 1 машинист, одного автосамосвала - 1 водитель.

Система оплаты труда простая повременная. Такая же система оплаты принята для рабочих обслуживающих основные производственные процессы.

Коэффициент списочного состава устанавливаем по данным рабочего времени одного рабочего табл 8.5.

Табл.8.5. - Баланс рабочего времени одного рабочего.

Показатели	Режим работы	
	Прерывный (для вспомогательных рабочих)	Непрерывный (для основных рабочих)
Календарный фонд времени	365	365
Кол-во выходных дней	52	122
Номинальный фонд времени, дни	301	243
отпуск	70	70
праздники	12	0
болезнь	4	4
Эффективный фонд времени, дни	227	169
Эффективный фонд времени, час	2724	2028
Коэфф списочного состава	1,33	2,16

Коэффициент списочного состава для рабочих основного горно-транспортного оборудования составляет:

$$K_{CC} = \frac{365}{227} = 1,33 \quad (8.1)$$

где: $T_{реж}$ – режимный фонд рабочего времени предприятия; $T_{вых}$ – выходные дни рабочего по графику; $T_{отп}$ – продолжительность отпуска.

Коэффициент списочного состава для рабочих вспомогательных служб:

$$K_{CC} = \frac{365}{169} = 2,16$$

Табл. 8.7. – Расчет плановой численности рабочих.

Профессия рабочего	Количество оборудова ния	Норма численнос ти	Числ о смен, ед.	Коэфф. списочног о состава	Явочная численность , чел	Списочная численность , чел
Вскрыша						
1. Бурение						
Машинист	1	1	2	2,16	2	5
Итого по бурению					2	5
2. Взрывание						
Взрывник		4	2	2,16	4	9
Итого по взрыванию					4	9
3. Эскавация						
Машинист экскаватора	1	1	2	2,16	2	5
Машинист погрузчика	1	1	2	2,16	2	5
Итого по эскавации					4	10
4. Транспортирование						
Водитель	3	1	2	2,16	6	13
Итого по транспортированию					6	13
5. Отвалообразование						
Машинист бульдозера	1	1	2	2,16	2	5
Итого по отвалообразованию					2	5
Всего по вскрыше					18	42
Добыча						
1. Бурение						
Машинист	1	1	2	2,16	2	5
Итого по бурению					2	5
2. Взрывание						
Взрывник		4	2	2,16	4	9
Итого по взрыванию					4	9
3. Эскавация						
Машинист экскаватора	1	1	2	2,16	2	5
Машинист погрузчика	1	1	2	2,16	2	4
Итого по эскавации					4	9
4. Транспортирование						
Водитель	2	1	2	2,16	4	9
Итого по транспортированию					4	9
Всего по добыче					14	32
Вспомогательные рабочие						
Водитель	2	1	2	1,33	4	6
Машинист бульдозера	1	1	2	1,33	2	3
Автозаправщик	1	1	2	1,33	2	3
Сварщик	1	1	2	1,33	2	3
Итого по вспомогательным					10	15
ВСЕГО					42	89

8.3. Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.

Данный проект реализуется на основе добытого и извлеченного полезного ископаемого определяется по всем процессам и является важной частью технико-экономического обоснования плана по себестоимости на 1г добытого металла Первоначально рассчитывается калькуляция себестоимости 1м³ вскрышных пород по процессам технологического цикла производства, затем себестоимость добычи.

8.3.1. Вспомогательные материалы.

Данная статья включает затраты:

1. на нормируемые материалы на добычу 1т. полезного ископаемого (1м³ вскрышных пород) - взрывчатые вещества, средства взрывания, канат, кабель и др.

2. материалы, погашаемые в сметно-нормативном порядке: топливо, смазка и др.

Табл. 8.8 - Расчет затрат по статье “Вспомогательные материалы”

Наименование	Ед. изм.	Год. объём производства, тыс. м3	Норма расхода на тыс.м3	Цена за единицу, тыс. руб.	Сумма затрат, тыс. руб.
1	2	3	4	5	6
Вскрыша					
1. Бурение					
Буровые долота	шт.	2358,83	0,2	40,05	18894,23
Масло	л.	2358,83	12,8	0,08	2415,44
Буровые штанги	шт.	2358,83	0,1	8	1887,06
Дизельное топливо	л	2358,83	11	0,03	778,41
Итого по бурению					23975,14
2. Взрывание					
Эмульсолит	т.	2358,83	0,65	40	61329,58
Удельные расходы на СИ	шт.	2358,83	0,21	5	2476,77
Итого по взрыванию					63806,35
3. Экскавация					
Зубья	шт.	2358,83	0,012	8,9	251,92
Дизельное топливо	кг.	2358,83	12	0,03	849,18
Смазочные материалы	кг.	2358,83	3,8	0,28	2509,8
Итого по экскавации					3610,9
4. Транспортирование					
Шины	шт.	2358,83	0,05	80	9435,32
Дизельное топливо	кг.	2358,83	14	0,03	990,71
Масла моторные	л.	2358,83	12,8	0,04	1207,72
Запасные части	шт.	2358,83	0,2	0,5	235,88
Смазочные материалы	л.	2358,83	3,8	0,04	358,54
Итого по транспортировке					12228,17
5. Отвалообразование					
Дизельное топливо	т.	2358,83	10	0,03	707,65
Итого по отвалообразованию					707,65
ВСЕГО по вскрыше					104 328,2

Добыча					
1. Бурение					
Буровые долота	шт.	408,03	0,2	40,05	1210,49
Масло	л.	408,03	12,8	0,008	15,47
Буровые штанги	шт.	408,03	0,1	8	120,9
Дизельное топливо	л.	408,03	11	0,03	49,87
Итого по бурению					1396,73
2. Взрывание					
Эмульсолит	т.	408,03	0,65	40	3929,18
Удельные расходы на СИ	шт.	408,03	0,21	5	158,68
Итого по взрыванию					4087,86
3. Экскавация					
Зубья	шт.	408,03	0,012	8,9	16,14
Дизельное топливо	т.	408,03	12	0,03	54,4
Смазочные материалы	кг.	408,03	3,8	0,04	22,97
Итого по экскавации					93,51
4. Транспортирование					
Шины	шт.	408,03	0,05	80	604,49
Дизельное топливо	т.	408,03	14	0,03	63,47
Масла моторные	л.	408,03	12,8	0,04	77,37
Запасные части	шт.	408,03	0,2	0,5	15,11
Смазочные материалы	л.	408,03	3,8	0,04	22,97
Итого по транспортировке					783,41
Всего по добыче					6361,51
ИТОГО по смете					110 689,3

8.3.2. Основная заработная плата производственных рабочих.

К основной заработной плате относят все виды оплаты за фактически выполненную работу или отработанное время.

Затраты по основной заработной плате:

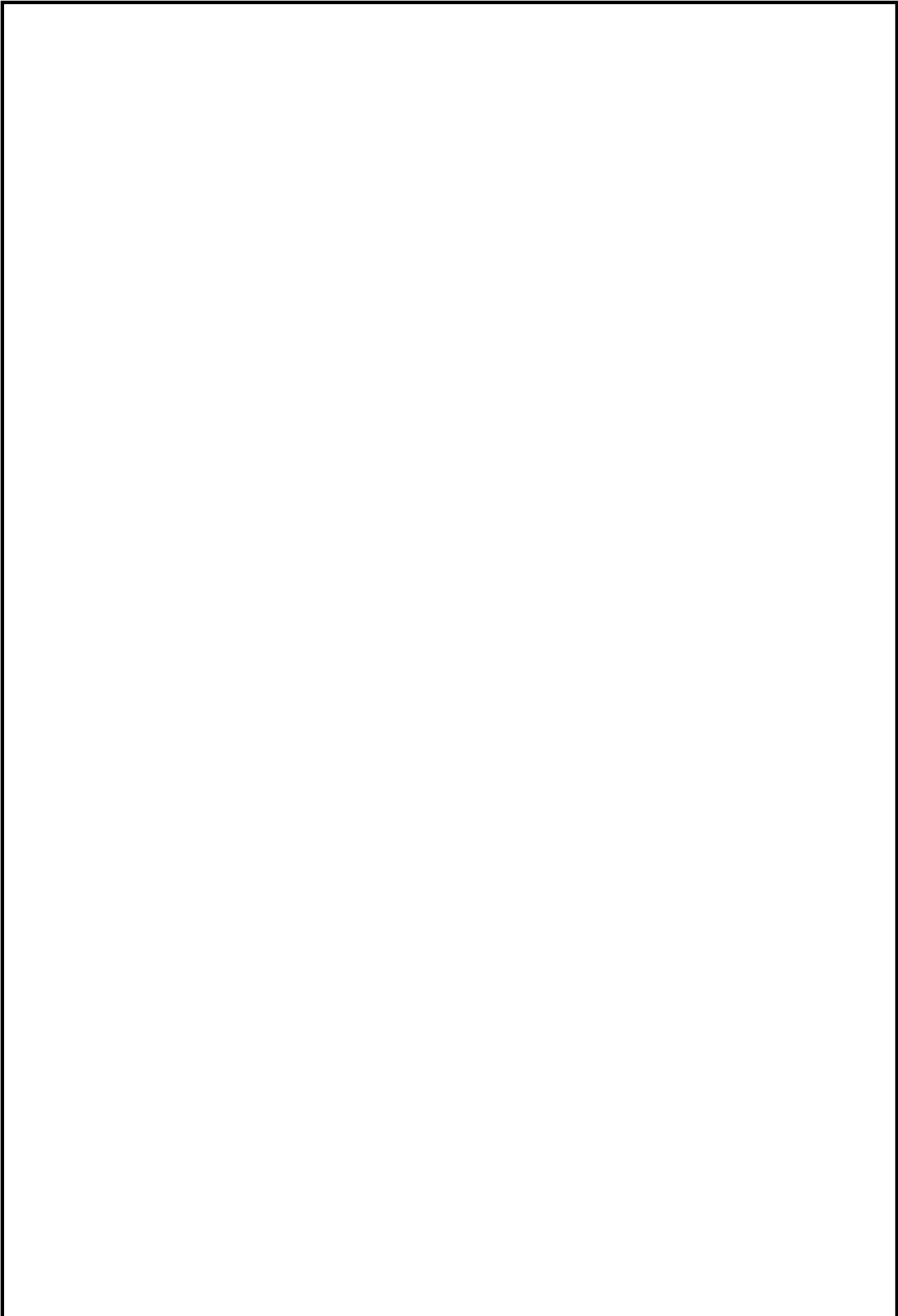
$$Z_o = 12 \cdot \sum N_v \cdot T_p \cdot (K_n \cdot K_n \cdot K_p \cdot K_c), \text{ руб.} \quad (8.4)$$

где: N_v -количество выходов одной профессии, дн; T_p -тарифная ставка; K_n -коэффициент, учитывающий доплату в ночное время, $K_n=1$; K_n -коэффициент, учитывающий доплату за премирование рабочих из фондов зарплаты, $K_n=1,3$; K_p -районный коэффициент; K_c -северные надбавки.

Результаты расчетов представлены в табл. 8.11

8.3.3. Расход на содержание и эксплуатацию оборудования.

Затраты на дополнительную заработную плату принимают в размере 20,5% от основной заработной платы.



					СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03-2017 ПЗ.	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 8.9 – Расчет фонда заработной платы производственных рабочих

Профессия рабочего	Списочная численность	Дневная тарифна я ставка	Годовой фонд рабочего времени, дни	Основной фонд заработной платы, тыс руб						Фонд доп зп	Всего фонд зп
				Тарифный фонд	Премия	Доплата за работу в ночь	Доплата за праздники	Итого	Всего с учетом районного коэфф		
Вскрыша											
1 Бурение											
Машинист	4	510	169	430,95	86,19	43,1	14,17	574,41	9776,5	404,47	1380,97
Итого по бурению	4										1380,97
2 Взрывание											
Взрывник	9	393	169	597,75	119,55	59,78	19,65	796,73	1354,44	561,01	1915,45
Итого по взрыванию	9										1915,45
3 Экскавация											
Машинист экскаватора	5	495	169	418,28	83,66	41,83	13,75	557,52	947,78	392,57	1340,35
Машинист погрузчика	5	422	169	356,59	71,32	35,66	11,72	475,29	807,99	334,67	1142,65
Итого по экскавации	10										2483
4 Транспортирование											
Водитель	13	369	169	810,69	162,14	81,07	26,65	1080,55	1836,94	760,86	2597,8
Итого по транспортированию	13										2597,8
5 Отвалообразование											
Машинист бульдозера	5	522	169	441,09	88,22	44,11	26,65	600,07	1020,12	422,53	1442,65
Итого по отвалообразованию	5										1442,65
Всего по вскрыше	32										9819,88

						СФУ.ИГДиГ.ДП-21.05.04.03-2017 ПЗ					Лист
<i>Изм</i>	<i>Кол.уч</i>	<i>Лист</i>	<i>Недок</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дата</i>						

Добыча											
1 Бурение											
Машинист	5	510	169	430,95	86,19	43,1	14,17	574,41	976,5	404,47	1380,97
Итого по бурению	5										1380,97
2 Взрывание											
Взрывник	9	393	169	597,75	119,55	59,78	19,65	796,73	1354,44	561,01	1915,45
Итого по взрыванию	9										1915,45
3 Экскавация											
Машинист экскаватора	5	495	169	418,28	83,66	41,83	13,75	557,52	947,78	392,57	1340,35
Машинист погрузчика	4	422	169	285,27	57,05	28,53	9,38	380,23	646,39	267,74	914,13
Итого по экскавации	9										2254,48
4 Транспортирование											
Водитель	9	369	169	561,25	112,25	56,13	18,45	748,08	1271,74	526,76	1798,5
Итого по транспортированию	7										1798,5
Всего по добыче	32										7349,4
Всего	64										17169,3
Вспомогательные рабочие											
Водитель	6	369	227	502,58	100,52	0		603,1	1025,27	316,16	1341,43
Машинист бульдозера	3	522	227	355,48	71,1	53,32		479,9	815,83	251,58	1067,41
Автозаправщик	3	369	227	251,29	50,26	0		301,55	512,64	158,08	670,72
Итого по вспомогательным	12										3079,6
ВСЕГО	76										20248,8

						СФУ.ИГДиГ.ДП-21.05.04.03-2017 ПЗ					Лист
Изм	Кол.уч	Лист	Недок	Подпис	Дата						

8.3.4. Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется по видам оборудования:

$$Z_a = \sum N_m * B_a * H_a / 100, \text{ руб.} \quad (8.5)$$

где: N_m - количество оборудования, ед; B_a - балансовая стоимость единицы оборудования, руб.; H_a - норма амортизационных отчислений, %.

Расчет величины амортизационных отчислений был представлен выше в таблице 8.1

8.3.5. Расходы по эксплуатации и содержанию оборудования

В данную статью включают затраты по заработной плате (основной, дополнительной) и отчислениям на социальное страхование. Расчет затрат по эксплуатации и содержанию оборудования представлен в таблице 7.12

Таблица 8.10. - Сводная смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
1. Эксплуатация оборудования	10362,3
2. Основная и дополнительная зарплата рабочих	3079,56
3. Отчисления во внебюджетные фонды	923,87
4. Текущий ремонт оборудования	176835,3
5. Прочие затраты (10% от 1 и 4 строк)	19120,1
6. Амортизация вспомогательного оборудования	9347,47
Всего	217668,6

8.3.6 Цеховые расходы

Штатное расписание и ФЗП руководителей и специалистов представлено в таблице 8.12

Таблица 8.11. - Штатное расписание

Должность	Кол-во, чел	Месячный оклад, руб	Премия, руб	Полный оклад, руб	Сумма годового заработка, тыс руб
Начальник	1	120000	24000	144000	1728
Главный механик	1	80000	16000	96000	1152
Горный мастер	2	95000	19000	114000	2736
Мастер БВР	1	90000	18000	108000	1296
Маркшейдер	2	70000	14000	84000	2016
Геолог	2	75000	15000	90000	2160
Итого	9	918058	183611,6	1101669,6	11088

Сумму затрат по статье цеховые расходы определяем сметой по приведенной номенклатуре элементов табл. 8.13. Величину расходов каждой статьи рассчитываем укрупненно.

Таблица 8.12 – Смета цеховых расходов

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб.
1. Заработная плата цехового персонала (руководителей и специалистов)	11088
2. Отчисления во внебюджетные фонды	3326,4
3. Охрана труда и техника безопасности -2% от заработной платы рабочих и цехового персонала	626,74
4. Содержание зданий сооружений 1-2% от их стоимости	1139,19
5. Текущий ремонт зданий и сооружений 2-3 % от их стоимости	2278,38
6. Расходы по изобретению 10,5% общего фонда зарплаты	3290,37
7. Канцелярские и почтово-телеграфные расходы (до 2 тыс. руб. на каждого руководителя и специалиста или по данным предприятия)	18
8. Амортизация зданий и сооружения	162 931,96
Итого	184699,04

Таблица 8.13 - Сводная калькуляция себестоимости 1м³ вскрышных пород, руб.

Статья затрат	Себестоимость	
	общая, тыс.руб.	на 1 м3, руб.
Объем вскрыши, тыс.м3	2358,83	
Вспомогательные материалы на технологические цели	104328,2	44,2
Энергия на технологические цели	0,0	0,0
Основная заработная плата производственных рабочих	6943,8	2,9
Дополнительная заработная плата производственных рабочих	2876,1	1,2
Отчисления во внебюджетные фонды	2946,0	1,2
Амортизация	31221,2	13,2
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	291164,0	123,4
Цеховые расходы	184699,0	78,3
Всего	624178,3	264,6

Таблица 8.14 - Сводная калькуляция себестоимости добычи и переработки 1 грамма золота, руб.

Статья затрат	Себестоимость	
	общая, тыс.руб.	на 1г, руб.
Объем добычи, тыс.т	408	
Вспомогательные материалы на технологические цели	6361,1	6,8
Энергия на технологические цели	0,0	0,0
Основная заработная плата производственных рабочих	5196,9	5,5
Дополнительная заработная плата производственных рабочих	2152,6	2,3
Отчисления во внебюджетные фонды	2204,8	2,3
Амортизация	24981,0	26,6
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	232100,0	247,3
Цеховые расходы	184699,0	196,8
Затраты на аффинаж	98491,2	105,0
Налог на добычу	32 830	35,5
Погашение вскрышных работ	624099,2	665,1
Всего	549825,5	1257,76

8.4. Техничко-экономические показатели качества проекта

Эффективность проекта в целом определяется путем сравнения проектных данных и данных по предприятию-аналогу с использованием системы показателей, включающих в себя объем производства, количество реализованной продукции, прибыль, рентабельность производства и т.п.

Таблица 8.23 - Техничко-экономические показатели проекта

Наименование	Ед.изм.	Значение
Годовая производительность по вскрыше	м3	2 358,83
Годовой объем реализованной продукции	грамм	938 400
Годовой объем реализованной продукции	руб.	2 155 504,8
Себестоимость 1 м3 вскрыши	руб	264,61
Себестоимость 1 г полезного ископаемого	руб	1257,76
Затраты на 1 руб. товарной продукции	руб	0,55
Балансовая прибыль	руб	975 219,039
Налог на прибыль	руб	195 043,808
Чистая прибыль	руб	780 175,231
Фондоотдача	руб./руб.	2,3
Рентабельность продукции	%	82,63
Рентабельность производства	%	87,85
Ренбельность продаж	%	45,24
Приведенные затраты	руб	1 294 586,114
Годовой экономический эффект	руб	860 918,686

Расчет балансовой прибыли от планируемой реализации товарной продукции выполняют по формуле:

$$P_B = (C - S) \cdot A \quad (8.6)$$

$$P_B = (2297 - 1257,76) \cdot 938000 = 975219039 \text{ руб.}$$

где: C – оптовая рыночная цена единицы продукции, руб.; S – полная себестоимость единицы продукции, руб.; A – всего добыто золота, грамм ;

Рентабельность объекта определяют:

$$P = \frac{П_{Б}}{\Phi_o + 0,2 \cdot C_o} \cdot 100 \quad (8.7)$$

где: Φ_o - среднегодовая стоимость основных производственных фондов, руб.; C_o - среднегодовая стоимость нормируемых оборотных средств, руб.

$$P_A = \frac{975219039}{925051480 + 925051480 \cdot 0,2} \cdot 100 = 87,85 \%$$

Показатель фондоотдачи определяют:

$$f = \frac{A \cdot Ц}{\Phi_o} \quad (8.8)$$

$$f = \frac{938000 \cdot 2297}{925051480} = 2,33 \text{ руб./руб.}$$

					СФУ.ИГДиГ.ДП-21.05.04.03-2017 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Заключение.

В данном дипломном проекте рассмотрено обоснование вскрытия и доработка запасов карьера «Александро-Агеевский» предприятия ООО «Соврудник» до отметки +400 с целью полного извлечение полезного ископаемого и получение финансовых средств от реализации данного проекта.

В геологической части приведено описание Александро-Агеевского золоторудного месторождения, представлены основные характеристики рудных тел, морфологический состав, запасы руды.

В горной части проекта обоснована структура комплексной механизации, определены параметры карьера, произведены расчеты производственных процессов.

В специальной части проекта обосновано вскрытие и оценена возможность отработки запасов. Приведено описание. Произведены необходимые расчёты, рассчитаны себестоимости вскрышных и добычных работ, на основании этого произведен расчет граничного коэффициента вскрыши, глубина карьера, обоснована целесообразность и эффективность данного проекта.

В разделе «Безопасность жизнедеятельности» рассмотрены вопросы охраны труда, жизнедеятельности рабочих.

В экономической части произведен анализ и расчет хозяйственной деятельности предприятия, рассчитана себестоимость 1 грамма золота и себестоимость вскрышных работ с выходом на экономическую эффективность проекта. Результат технико-экономического расчета показывает, что в результате реализации проекта возможно выйти на годовой экономический эффект в размере 860 918,686 тыс. рублей, фондоотдачей 2,33 руб./руб. и рентабельность производства 87,85%

					СФУ.ИГДиГ.ДП-21.05.04.03-2017 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Список литературы

1. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. – М.: Недра, 1981. – 278 с.
2. Безопасность при взрывных работах: Сборник документов. Серия 13. Выпуск 1 / Колл. авт. – 2-е изд., испр. и доп. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2002. – 252 с.
3. Бровков Г.Н., Ли Л.В. Геология и металлогения Енисейского рудного пояса. Красноярск, КИИИГиМС, 1985. — 291 с.
4. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498-02). Серия 03. Выпуск 22 / Колл. авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 152 с
5. Коган И.Д. Подсчет запасов и геолого-промышленная оценка рудных месторождений. Москва, Недра, 1974. — 216 с.
6. Лавриков В.М., Турова Л.Ф, и др. Государственная геологическая карта СССР масштаба 1:200 000. Лист О-46-XXXIII. КГУ. 1960 г. 150 с.
7. Открытые горные работы: Справочник / К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е. Веницкий, Н.Н. Мельников и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
8. Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров: учебник для вузов – 5-е изд., перераб. и доп. М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 606 с.
9. Проектная документация Разработка «Алекса́ндро-Аге́евского» месторождения рудного золота открытым способом ООО «Соврудник» в Северо-Енисейском районе Красноярского края — Красноярск: ФГАОУВПО «Сибирский федеральный университет», Институт горного дела, геологии и геотехнология, проектно-экспертный отдел «Горное бюро», 2011
10. Проектирование карьеров: учебно-методическое пособи [Текст] / сост. Ю.В. Ромашкин, Е.В. Еременко. — Красноярск: Сиб. Федер. Ун-т, 2012. — 24 с.
11. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Производственные процессы: Учебник. Изд. 5-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с.
12. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: Учебник. Изд. 5-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 552 с.
13. Синьчковский В.Н. Открытые горные работы: практикум/ В.Н. Синьчковский, В.Н. Вокин, И.В. Черникова. – Красноярск: СФУ, 2010. – 172 с.
14. Синьчковский В.Н. Процессы открытых горных работ: Практикум/ В.Н. Синьчковский, Ю.В. Ромашкин. – Красноярск: ГОУ ВПО «ГУЦМиЗ», 2006. – 156 с
16. Синьчковский В.Н. Технология открытые горные работы: Учеб. пособие/ В.Н. Синьчковский, В.Н. Вокин, Е.В. Синьчковская. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 508 с.
16. Справочник по буровзрывным работам/ Под ред. М.Ф. Друкокованного. – М.: Недра, 1976. – 631 с.

					СФУ.ИГДиГ.ДП-21.05.04.03-2017 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

17. СТО 4.2–07–2014 Система менеджмента качества. Общие требования к построению, изложению и оформлению документов учебной деятельности. Красноярск: СФУ, 2014. – 60 с.

18. Шешко Е.Е. Горно-транспортные машины и оборудование для открытых работ: учеб. пособие для вузов – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 260 с.

19. Целыковский А. Ф. Отчет о геологическом доизучении площади Северо-Енисейского золотоносного района масштаба 1:50000. /Мотыгино, 1980. ОФ СГРЭ. – 305 с.

20. Целыковский А.Ф., Авдеевский Ю.Ф. и др. Отчет о геологическом доизучении южной части Южно-Енисейского золоторудного района в масштабе 1:50000 площади листов 0-46-57-В,Г; 0-46-58-В,Г(а,б); 0-46-69-А,Б; 0-46-70-А,В (а,в), проведенном в 1981-1985 гг. Центральной партией. Пос. Мотыгино, 1985. — 367 с

21. Целыковский А. Ф. Отчет о геологическом доизучении площади Северо-Енисейского золотоносного района проведенном в 1976-80 гг / Центральной партией. 1980. Том 1, часть 1. – 132 с

					СФУ.ИГДиГ.ДП-21.05.04.03-2017 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

формат	Зона	Поз.	Обозначение	Наименование	Кол.	Примечание	
А1		1	ДП.21.05.04.03ГК	Геологическая карта района	1		
А1		2	ДП.21.05.04.03ВП	Вертикальные проекции рудных тел	1		
А1		3	ДП.21.05.04.03ПП	Производственные процессы	1		
А1		4	ДП.21.05.04.03ТС	Погоризонтные планы	1		
А1		5	ДП.21.05.04.03ПГР	План горных работ	1		
А1		6	ДП.21.05.04.03ГП	Генеральный план	1		
А1		7	ДП.21.05.04.03ТП	ТЭП проекта	1		
А4		8	ДП.21.05.04.03ВП	Ведомость дипломного проекта	1		
А4		9	ДП.21.05.04.03ПЗ	Пояснительная записка	145		
				СФУ.ИГДГиГ.ДП.21.05.04.03ВП			
Должн.	Фамилия	Подпись	Дата				
Разраб.	Гимпель А.А.			Вскрытие и разработка золото-рудного месторождения «Александров-Агеевское» Ведомость дипломного проекта	Лит	Лист	Листов
Провер.	Морозов В.Н.					145	145
Консул	Морозов В.Н.				Кафедра ОГР		
Н.контр.	Морозов В.Н.						
Утверд.	Косолапов А.И.						