

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой
А.С. Морин
« ____ » _____ 2021 г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»

Код и наименование специальности

РАЗРАБОТКА МАЛЫХ КИМБЕРЛИТОВЫХ ТРУБОК С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НАРАЩИВАЕМОГО БАШЕННОГО ПОДЪЕМНИКА С ВЕРТИКАЛЬНЫМ УСТУПОМ В КОНТУРАХ РУДНОГО ТЕЛА

тема

Научный руководитель _____ доцент кафедры, А.О. Иванчук
подпись, дата канд. техн. наук

Выпускник _____ Д.Ф. Шмаков
подпись, дата

Рецензент _____ Д.Н. Волнушкин
подпись, дата

Консультанты:

Безопасность
жизнедеятельности _____ А.В. Галайко
подпись, дата

Экономическая часть _____ Р.Р. Бурменко
подпись, дата

Нормоконтролер _____ А.О. Иванчук
подпись, дата

Красноярск 2021

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

_____ А.С. Морин

подпись инициалы, фамилия

« _____ » _____ 2021 г.

ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломной работы

бакалаврской работы, дипломного проекта, дипломной работы, магистерской диссертации

Студенту _____

фамилия, имя, отчество

Группа _____ Направление (специальность) _____
номер код

наименование

Тема выпускной квалификационной работы _____

Утверждена приказом по университету № _____ от _____

Руководитель ВКР

инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы

Исходные данные для ВКР _____

Перечень разделов ВКР _____

Перечень графического материала _____

Руководитель ВКР

подпись

инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению

подпись, инициалы и фамилия студента

« ____ » _____ 20__ г.

Содержание

Введение.....	6
1 Особенности разработки алмазных месторождений в России.....	7
1.2 Характеристика российской сырьевой базы алмазов.....	8
1.2 Воспроизводство российской сырьевой базы алмазов.....	9
1.4 Состояние и перспективы развития алмазной промышленности России.....	12
1.5 Особенности разработки месторождений Якутии.....	16
1.6 Особенности криолитозоны, условия залегания и свойства кимберлитов.....	16
1.7 Укрепление горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых в многолетней мерзлоте.....	25
2 Существующие системы разработки и краткие сведения о процессах горных работ.....	28
2.1 Технологии разработки кимберлитовых месторождений с использованием традиционного транспорта.....	34
2.1.1 Способ открытой разработки месторождений с использованием шарнирно-сочлененных автосамосвалов.....	34
2.1.2 Способ без этапной отработки кимберлитовых трубок.....	37
2.2 Нетрадиционные технологии разработки кимберлитовых месторождений.....	40
2.3 Специальные виды транспорта.....	55
3 Нарастиваемые башенные подъёмники для разработки кимберлитовых трубок.....	57
3.1 Основные тех характеристики и принцип работы.....	57
3.2 Монтаж нарастиваемого башенного подъемника.....	62
3.4 Выбор оборудования для горизонтальной транспортировки горной массы.....	65
3.5 Расчет пропускной способности транспортного моста.....	69
3.5.2 Пропускная способность транспортного моста.....	73
3.5.3 Расчет грузоподъемности транспортного сосуда в зависимости проектной пропускной способности транспортного моста и времени цикла.....	76
3.5.4 Расчет привода перемещения самоходной вагонетки.....	78
4 Расчет водоотливной установки.....	82
4.1 Исходные данные.....	82
4.2 Расчет и выбор насоса.....	82
4.3 Выбор коллектора.....	85

4.4 Расчет диаметра трубопроводов	85
4.5 Проверка вакуумметрической высоты всасывания	91
4.6 Выбор двигателя насоса	92
4.7 Работа установки и ее экономические показатели	93
5 Безопасность жизнедеятельности.....	96
5.1 Правила безопасности при работах с применением подъемников.....	96
5.2 Основные правила безопасности при работе фрезерных комбайнов.....	98
5.3 Обеспечение безопасности при эксплуатации электроустановок	99
5.4 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях	100
5.5 Ремонтные работы.....	102
5.6 Требования по борьбе с пылью, вредными газами и радиационной безопасности.....	104
5.7 Укрепление горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых в многолетней мерзлоте	110
6 Экономическая часть	113
6.1 Расчёт сетевого графика выполнения разделов ВКР на тему: «Разработка малых кимберлитовых трубок с использованием наращиваемого башенного подъемника с вертикальным уступом в контурах рудного тела»	113
6.4.1 Режим организации горных работ.....	117
6.4.2 Расчет капитальных затрат на технологическое оборудование	117
6.4.3 Расчет эксплуатационных затрат.....	118
6.4.4 Расчет суммы фонда заработной платы.....	119
6.4.5 Расчет численности и фонд заработной платы управленческого персонала предприятия	120
6.4.6 Расчёт суммы расходов на содержание и эксплуатацию оборудование..	121
6.4.7 Расчет суммы цеховых расходов	121
6.4.9 Сравнительная эффективность применения технологии наращиваемого башенного подъемника для кимберлитовых трубок.....	122
Заключение	123
Список использованных источников	123

Введение

Алмазная руда залегает в земной коре, в так называемых кимберлитовых трубках. Они образовались несколько миллионов лет назад в результате извержения подземных вулканов. Под воздействием огромного давления и высоких температур углерод принял прочную кристаллическую форму, которую сегодня называют алмазным камнем.

Кимберлитовые трубки имеют форму конуса, основание которого выходит на поверхность, а остриё уходит вглубь земной коры на 2 километра. Такая форма залегания алмазных руд позволяет вести добычу открытым способом. Как правило, по достижению глубины карьера, равной 300 – 600 метров, его закрывают, а дальнейшую разработку ведут подземным способом.

В Республике Саха (Якутия) известно около 800 кимберлитовых трубок, однако только около 20% считаются алмазоносными, при этом на учете Госкомиссии по запасам состоит их малая часть. По основной массе алмазоносных месторождений балансовые запасы не подсчитаны ввиду незначительного содержания алмазов или небольшого объема самих кимберлитовых тел. Морфологические особенности трубкообразных алмазных месторождений, заключающиеся в относительно быстром сужении и переходе от раструба в дайкообразные и жильные формы с малыми размерами поперечного сечения, затрудняют и даже делают невозможным рентабельную полную отработку таких месторождений традиционными способами.

Проблема отработки глубоких горизонтов кимберлитовых карьеров в криолитозоне обусловлена трудоемкостью подъема горной массы из больших глубин и возрастающими с глубиной объемами извлекаемых вскрышных пород из контура карьера, требующие значительных трудозатрат и материальных ресурсов. Поэтому разработка новой техники и технологии отработки малообъемных алмазных месторождений и доработки подкарьерных и подшахтных запасов является весьма актуальной проблемой.

1 Особенности разработки алмазных месторождений в России

1.1 Роль России в мировой алмазной промышленности

Российская Федерация располагает самой богатой в мире сырьевой базой алмазов, являясь их крупнейшим продуцентом и поставщиком на мировой рынок (на 01.01.2019 г. запасы по категориям А+В+С₁+С₂ составляют 1134,7 млн кар или 53% от мировых запасов- 1 место, экспорт сырых алмазов 28% от общемирового объема -1 место) [1].

Помимо запасов коренных и россыпных алмазов, Государственным балансом запасов полезных ископаемых Российской Федерации учитываются гигантские запасы импактных алмазов в количестве 268 млрд кар. Основу отечественной сырьевой базы алмазов, как и мировой, составляют коренные месторождения — кимберлитовые трубки — при подчиненном значении россыпей. В мире известны также коренные месторождения, связанные с лампроитовыми трубками, и прибрежно- морские россыпи. Большую часть добычи алмазов обеспечивают коренные месторождения — как в России, так и за рубежом. Руды российских коренных месторождений алмазов отличаются высоким качеством — среднее содержание драгоценных камней в кимберлитах достигает почти 1,3 кар/т, при этом пять гигантских и крупных по масштабу запасов кимберлитовых трубок страны относятся к телам с высокой алмазоносностью (более 3 кар/т). В течение последнего десятилетия Россия поддерживает высокий уровень производства алмазов — 35–43 млн кар в год, что позволяет стране сохранять мировое первенство [1].

С 2014 г. страна является лидером и по стоимости добываемого сырья, которая за последние пять лет варьировала в пределах 3,6–4,2 млрд долл. Основное количество добываемых в России алмазов поступает на экспорт. Средняя экспортная цена российских алмазов в 2018 г. составила 105 долл./кар. Реализацией добываемых в России алмазов в основном занимается Группа

АЛРОСА. В 2018 г. она экспортировала алмазное сырье на сумму 3,9 млрд долл.

Запасы алмазов подсчитаны в 15 странах мира и оцениваются в 2150 млн кар. В 2018 г. в мире было произведено 148,4 млн кар сырых алмазов на сумму 14,5 млрд долл. [1].

1.2 Характеристика российской сырьевой базы алмазов

Концентрация российских запасов алмазов очень высока — почти 80% запасов драгоценных камней страны заключено в недрах Республики Саха (Якутия), где расположены уникальные по масштабу кимберлитовые трубки Юбилейная, Мир и Удачная, крупные трубки Ботуобинская, Нюрбинская, Интернациональная, Айхал и Зарница, месторождение Верхне-Мунское (рис. 12). Качество руд месторождений различно, при этом пять из них характеризуются высоким уровнем алмазоносности — более 3 кар/т (табл. 2). На территории республики расположены также россыпные месторождения алмазов, крупнейшие из которых — Нюрбинская и р. Эбелях — являются уникальными по масштабу алмазоносности, а россыпь Нюрбинская, кроме того, отличается высоким средним содержанием алмазов в песках (5 кар/куб. м). Еще около 20% отечественных запасов алмазов сосредоточено в семи кимберлитовых трубках Архангельской области, шесть из которых (Архангельская, им. Карпинского 1, им. Карпинского 2, им. Ломоносова, Пионерская и Поморская) формируют группу месторождений им. М. В. Ломоносова и характеризуются сравнительно невысоким качеством руд, которые в среднем содержат от 0,09 до 1,4 кар/т алмазов. Кимберлиты еще одного месторождения — крупной трубки им. В. Гриба — сопоставимы по содержанию алмазов с трубками группы месторождений им. М. В. Ломоносова, при этом качество алмазов в них заметно выше. Небольшое количество запасов алмазов (0,1% российских) заключено в мелких

низкоалмазоносных россыпях бассейна р. Вишера в Пермском крае, а также в песках россыпного объекта Ингашетский участок Шелеховской россыпи в Иркутской области. Кроме того, в Таймырском Долгано- Ненецком районе Красноярского края разведаны гигантские запасы импактных алмазов технического качества на месторождениях Скальное и Ударное, приуроченных к Попигайскому метеоритному кратеру. Суммарные запасы алмазов объектов достигают почти 268 млрд кар, а их руды в среднем содержат 7,1–18,5 кар/т алмазов.

Степень освоенности российских запасов алмазов очень высока — в разработку вовлечено почти 87% запасов с учетом трубки Мир, эксплуатация которой временно остановлена. Среди запасов месторождений, имеющих статус подготавливаемых к освоению и разведываемых, почти две трети заключено в рудах кимберлитовых трубок группы месторождений им. М. В. Ломоносова (Пионерской и им. Ломоносова), вовлечение которых в эксплуатацию планируется не ранее, чем через 40–50 лет. В нераспределенном фонде российских недр находится менее 3% запасов алмазов страны, которые большей частью заключены в кимберлитах крупной Краснопресненской трубки в Республике Саха (Якутия), отличающихся крайне сложными условиями эксплуатации. Кроме того, не переданы в освоение гигантские запасы импактных алмазов, перспективы вовлечения которых в эксплуатацию невелики [1].

1.2 Производство российской сырьевой базы алмазов

В настоящее время практически все разведочные работы на алмазы ведутся компаниями Группы АЛРОСА на трубках Юбилейная и Зарница, а также россыпных месторождениях Анабарского и Приленского алмазоносных районов (р. Мал. Куонамка и Маспакы, Молодо, Маят, руч. Балаганнах и др.).

Компания ЗАО «Пермгеолдобыча» ведет разведку Рыбьяковского россыпного месторождения в Пермском крае.

В стране ведутся работы по наращиванию ресурсного потенциала алмазов. В 2018 г. на эти цели затрачено 166 млн руб. из средств федерального бюджета, почти вдвое меньше, чем в 2017 г. [1].

По результатам поисковых работ на алмазы, проведенных в 2016–2018 гг., прироста прогнозных ресурсов высоких категорий получено не было.

Запасы алмазов категорий А+В+С₁ Российской Федерации в 2018 г. уменьшились на 34,8 млн кар, категории С₂ — на 2,8 млн кар. В 2017 г. запасы категорий А+В+С₁ сократились на 18,7 млн кар, запасы категории С₂ увеличились на 7,5 млн кар.

Благодаря наличию мощной сырьевой базы алмазов и ее эффективному освоению Российская Федерация в течение длительного периода удерживает мировое первенство по производству природных сырых алмазов. Тем не менее, при сохранении текущего уровня добычи, в долгосрочной перспективе возможно существенное сокращение сырьевой базы алмазов. Геологоразведочные работы на алмазы ведутся непрерывно, однако темпы воспроизводства запасов алмазов невысоки — в течение последнего десятилетия их прирост по результатам ГРР лишь дважды скомпенсировал убыль при добыче (в 2009 г. и в 2016 г.), при этом не было открыто ни одного месторождения, сравнимого по масштабу алмазоносности с объектами, которые в настоящее время обеспечивают основную часть добычи камней. Все это, с учетом остановки работы рудника на одном из крупнейших отечественных месторождений алмазов — трубке Мир, может негативно отразиться на перспективах алмазодобывающей отрасли страны [1].

Поисковые работы на алмазы по нескольким новым объектам как в традиционных алмазодобывающих регионах (Республике Саха (Якутия)), Архангельской области), так и в перспективных (Республика Карелия, Красноярский край, Иркутская область) должны начаться в 2020 г. Несмотря на

активные ГРР ранних стадий, их результативность невелика — значимые приросты прогнозных ресурсов алмазов категорий P1 и P2 за последние годы не получены [1].

Целесообразно также проведение ГРР с целью выявления объектов с низким содержанием алмазов, но высоким качеством камней [1].

Приведенные в разделах 1.1-1.3 данные относятся к утвержденным, в соответствии с действующей методикой Министерства природных ресурсов России [2], запасам алмазов категорий A+B+C₁+C₂. В соответствии с указанной методикой государственному учету подлежат балансовые и забалансовые запасы. При этом забалансовые запасы подсчитываются и учитываются в случае, если технико-экономическими расчетами установлена возможность их последующего извлечения или целесообразность попутного извлечения, складирования и сохранения для использования в будущем. Соответственно месторождения разработка, которых экономически нецелесообразна или по существующим технологиям технически невозможна государственному учету не подлежат.

В течение 40 лет, со времени открытия в 1954 г. первого коренного месторождения алмазов, в якутской провинции были открыты более 800 кимберлитовых трубок, 13 из них были отнесены к имеющим промышленное значение [3]. В последующее десятилетие, к 2005 г. число выявленных и опробованных кимберлитовых трубок увеличилось практически вдвое, до 1500 [4]. При этом из вновь открытых за период с 1994 г. по 2010 г. кимберлитовых тел только на трубках «Ботуобинская» (открыта в 1994 г.) и «Нюрбинская» (открыта в 1996 г.) начата добыча алмазов. Данные решения были обоснованы уровнем капитальных вложений, необходимых на обустройство новых месторождений, создания на них полного комплекса основных и вспомогательных технологических служб, развития сети автомобильных дорог [5], что, в конечном итоге, и делало экономически целесообразным отработку

по существующим технологиям только больших трубок с относительно высоким содержанием алмазов.

1.4 Состояние и перспективы развития алмазной промышленности России

2018 г. в России разрабатывались 24 месторождения алмазов, в том числе 13 коренных и 11 россыпных. В настоящее время алмазодобыча в России ведется только в двух регионах: Республике Саха (Якутия) и Архангельской области. В Республике Саха (Якутия), обеспечивающей 77% отечественной добычи драгоценных камней, разрабатываются крупнейшие коренные (трубки Юбилейная, Удачная и др.) и россыпные (россыпь р. Эбелях, Нюрбинская) месторождения страны. Остальная часть российских алмазов добывается в Архангельской области на двух трубках группы им. М. В. Ломоносова и трубке им. В. Гриба. Всего в 2018 г. в России было добыто 42,9 млн кар алмазов, на 2% больше, чем в 2017 г. [1].

К 2035 г. на нескольких якутских месторождениях (трубках Комсомольская, Юбилейная, Нюрбинская, Интернациональная) при текущем уровне добычи возможно истощение запасов. Кроме того, разработка трубки Мир остановлена как минимум до 2024 г. после аварии в августе 2017 г. Вместе с тем планируется увеличение объемов добычи алмазов на трубках Удачная и Ботубинская после выхода на полную проектную мощность подземного рудника и карьера соответственно. В течение последнего десятилетия в России ежегодно добывалось от 29,5 до 43 млн кар алмазов, причем с 2015 г. уровень добычи стабильно превышал 40 млн кар. Объем производства сырых алмазов в целом находился в тех же пределах, однако не опускался ниже 34,8 млн кар. Превышение производства алмазов над добычей в отдельные годы достигалось за счет переработки складированных ранее руд [1].

Основной объем добычи алмазов в России обеспечивает ПАО «АК «АЛРОСА» со своими дочерними компаниями и суммарно владеющая более чем 90% российских запасов алмазов, распределенных между алмазодобывающими компаниями страны. Предприятия Группы АЛРОСА разрабатывают все месторождения Республики Саха (Якутия) и объекты группы им. М. В. Ломоносова в Архангельской области [1].

В период с 2014 по 2018 г. в России было введено в эксплуатацию три крупных коренных месторождения алмазов: Ботуобинская трубка в Республике Саха (Якутия), трубки им. Карпинского 1 и им. В. Гриба в Архангельской области, а также введен в строй подземный рудник на трубке Удачная [1].

Кроме того, компания ПАО «АК «АЛРОСА» в октябре 2018 г. ввела в промышленную эксплуатацию Верхне-Мунское месторождение, начав открытую разработку Заполярной трубки. Месторождение будет отрабатываться двумя карьерами общей производительностью 3 млн т руды в год с вовлечением в разработку четырех из пяти входящих в него кимберлитовых трубок (Заполярная, Деймос, Новинка, Комсомольская-Магнитная). Выход на полную проектную мощность ожидается в 2024 г., срок жизнедеятельности рудника составит 25 лет. Добываемые руды транспортируются автопоездами на ОФ Удачинского ГОКа для переработки [1].

С выходом алмазодобывающих предприятий на этих объектах на полную мощность (за исключением трубки им. В. Гриба, карьер на которой уже работает в полном режиме) связаны основные перспективы роста отечественной алмазодобычи, поскольку подготавливаемые к эксплуатации месторождения предполагают ведение добычи в существенно меньших объемах. В число реализуемых в стране проектов освоения коренных месторождений алмазов, помимо Верхне-Мунского, входят трубки Заря и им. Карпинского 2, а также месторождение Майское [1].

В апреле 2019 г. ПАО «АК «АЛРОСА» силами Айхальского ГОКа начало добычу руды на кимберлитовой трубке Заря, которая должна компенсировать выбывающие мощности трубки Комсомольская. В течение года планируется добыть 100 тыс. т руды, а в 2021 г. выйти на полную проектную мощность — 1,25 млн т. Разработку карьера до глубины 300 м предполагается вести 11 лет [1].

Коренное месторождение Майское и сопряженная с ним одноименная россыпь расположены в зоне действия Нюрбинского ГОКа. ПАО «АК «АЛРОСА»» планирует начать строительство карьера в 2020 г., а в 2025 г. ввести эти объекты в разработку с выходом на полную мощность (300 тыс. т руды и песков) в 2027 г. Срок отработки запасов месторождений составит 15 лет [1]. Таким образом, подготавливаемые к эксплуатации месторождения алмазов после ввода в строй и выхода на полную проектную мощность не сыграют заметной роли в структуре российской алмазодобывающей промышленности [1].

В последние годы ситуация на мировом алмазном рынке приобрела принципиально новые очертания, что связано в первую очередь со складывающимися изменениями в состоянии и динамике минерально-сырьевой базы отрасли и недостатком товарного сырья. Дефицит алмазного сырья уже ощущается и будет в дальнейшем наращаться. Поскольку сырьевая база алмазодобычи в мире ограничена. Качество ее ухудшается, основные объемы легкодоступных и богатых запасов на известных месторождениях уже близки к исчерпанию. Происходит изменение структуры балансовых запасов с относительным ростом категорий руд, предназначенных для подземной отработки, объем которых, например, в АК «АЛРОСА» по валовому показателю по состоянию на 2011 г. составлял более 70 %. Анализ прогноза движения балансовых запасов до 2025 г. показывает, что Использование лишь двух источников восполнения минерально-сырьевой базы — за счет доразведки известных месторождений и вовлечения в эксплуатацию месторождений из

государственного резерва путем их лицензирования — недостаточно [6]. В течение последних двенадцати лет их прирост по результатам ГРР лишь дважды скомпенсировал убыль при добыче (в 2009 г. и в 2016 г.), это может стать причиной спада производства алмазов в России [1].

Одним из основных направлений в решении проблемы восполнения минерально-сырьевой базы алмазодобычи, стоящей перед Россией в целом и АК «АЛРОСА», является вовлечение в эксплуатацию бедноватых месторождений [6], разработку разработку методов и поиск новых технических решений эффективной добычи и обработки бедноватых месторождений алмазосодержащих руд. Решению указанных проблем была посвящена международная научно-практическая конференция «Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений», «Мирный – 2011».

Разработка бедноватых месторождений с использованием традиционных технологий ОГР не позволяет эффективно вести отработку таких руд. Требуется разработка новых технических решений, обеспечивающих безопасную отработку карьеров при неполном обеспечении длительной сохранности предохранительных берм и достижения экономической эффективности добычи за счет сокращения объемов вскрыши в 5-7 раз по сравнению с отработкой месторождений существующей технологией [6].

Анализ структуры себестоимости 1 т горной массы, добываемой по существующим технологиям, показывает, что наибольший удельный вес в этой себестоимости имеют транспортные расходы. Так доля расходов на внутрикарьерный транспорт в общей себестоимости добычи полезного ископаемого составляет 40-50 %, достигая на глубоких карьерах 60-70 %. Соответственно проблема транспортирования горной массы из глубоких карьеров выдвигается в разряд важнейших при разработке бедноватых месторождений и требует особого внимания. Решение этой проблемы должно базироваться на строжайшей экономии материальных ресурсов, энергии и исключать загрязнение окружающей среды. В том числе предлагается

применение безводных технологий (сухого обогащения) на передвижных рудоподготовительных, прогрессивных технологиях первичной концентрации является наиболее перспективный в условиях разработки бедноватых месторождений [6].

Общая стратегия использования таких месторождений видится в том, чтобы создавать предприятия для их отработки с минимально необходимой инфраструктурой и, возможно, с привлечением для выполнения определенных работ подрядных организаций [6].

1.5 Особенности разработки месторождений Якутии

Республика Саха (Якутия) — крупнейший регион Российской Федерации и самая большая административно-территориальная единица в мире с плотностью населения не более 0,32 чел/км². Огромные неосвоенные просторы и открытие, разработка алмазоносных месторождений, и других полезных ископаемых определили становление Якутии как промышленного региона, ориентированного на добычу и обогащение минерального сырья.

Особенностью открытой разработке кимберлитовых месторождений в Республике Саха являются сложные горно-геологические и горно-технические условия (наличие многолетней мерзлоты до глубины 550 м, напорные и агрессивные подмерзлотные воды, большая глубина разработки) суровые климатические условия (резко континентальный климат), недостаточное развитие транспортной инфраструктуры и обусловленные указанными факторами большие затраты на обустройство и эксплуатацию месторождений.

1.6 Особенности криолитозоны, условия залегания и свойства кимберлитов

Территория, на которой распространены многолетнемерзлые породы, носит название криолитозоны (греч. «криос» — холод, «литое» — камень,

порода). Криолитозона состоит из мерзлых, морозных и охлажденных пород. Под мерзлыми понимают такие породы, которые содержат в своем составе лед и характеризуются отрицательными температурами. Морозные породы отличаются от мерзлых тем, что в них отсутствуют вода и лед. Такие породы чаще всего представлены их магматическими и метаморфическими разновидностями, а также сухими песками и галечниками. Охлажденные породы также имеют температуру ниже 0 °С и насыщены минерализованными солеными водами — криопэгами (греч. «криос» — холод, «пэги» — соленые воды).

Мощность криолитозоны зависит от многих факторов: широты местности, ландшафта, рельефа, геологического строения, структуры и теплового потока. Например, на Анабарском древнем массиве Сибирской платформы (Якутия) мощность криолитозоны превышает 1000 м.

Кимберлиты (алмазоносная руда) входят в состав нижнепалеозойского отложения, представленного карбонатными и терригенно-карбонатными породами кембрия, ордовика и силура. Терригенно-карбонатная толща сложена преимущественно доломитами и известняками, в меньшей степени — известковистыми песчаниками, аргиллитами, алевролитами, мергелями, известковистыми конгломератами. Для пород верхнего кембрия и ордовика характерны пористость, кавернозность, развитие битума и гипса. Залегание кимберлитовмещающих пород близко к горизонтальному. Контакты с кимберлитами, как правило, резкие, четкие. В отдельных случаях в зоне эндоконтакта наблюдаются задиры (с углами 5—11°) и повышенная трещиноватость пород. Нередко развиты зоны интенсивного дробления вмещающих пород, вплоть до образования своеобразных карбонатных брекчий, иногда инъецированных кимберлитами. Брекчии сложены обломками карбонатных пород, сцементированными глинисто-карбонатным материалом; размеры обломков варьируют от нескольких миллиметров до 5—10 м в поперечнике.

В целом механическое воздействие кимберлитового тела на вмещающие породы прослеживается в приконтактной зоне шириной от 2—3 до 10—15 м, иногда достигающей 30—40 м.

Средние по размерам кимберлитовые тела со сложным геологическим строением обусловлены двухфазовым образованием и, как следствие, наличием двух разновидностей кимберлитовых пород: порфировым кимберлитом (ПК), слагающим дайкообразное тело ранней фазы внедрения, и автолитовой кимберлитовой брекчией, образующей трубчатое тело, секущее порфировые кимберлиты. На интервале глубины +300 ÷ +200 м рудное тело представлено в основном автолитовыми кимберлитовыми брекчиями (АКБ). Порфировые кимберлиты занимают весьма незначительную часть общего объема руды [7].

Макроскопически порфировые кимберлиты представляют собой плотные, массивные породы зеленовато-серого и синевато-зеленоватого цвета с хорошо выраженной порфировой структурой и незначительным (до 5%) содержанием ксеногенного материала. Порфировые выделения представлены оливином, нацело замещенным серпентином и кальцитом, в меньшей степени пикроильменитом, гранатом и флогопитом.

Ксеногенный материал в порфировых кимберлитах представлен, главным образом, обломками вмещающих карбонатных пород (80—90% общего количества ксенолитов), реже отмечаются ксенолиты кристаллических пород (до 10—20%), на долю ксенолитов ультраосновных глубинных включений приходится менее 0,5% общего количества ксенолитов.

Автолитовые кимберлитовые брекчии макроскопически представляют собой зеленовато-серую, буровато-светло-серую породу с ясно выраженной брекчиевидной текстурой.

Содержание обломочного материала в среднем составляет 16—18%, в отдельных случаях увеличивается до 25—30%. Ксенолиты вмещающих карбонатных пород составляют 13,42%, кристаллических сланцев и гнейсов — 4,28%, ультраосновные включения редки и отмечаются спорадически.

Основная связующая масса представлена кимберлитом с автолитовой текстурой. Автолиты составляют в среднем 9,4% при вариациях содержания от 5-6 до 15-17%.

Автолитовые кимберлитовые брекчии имеют более высокие прочностные показатели, так, среднее значение пределов прочности на сжатие равно 10,4 МПа, на растяжение - 0,92 МПа. Сцепление пород повышенное и равно 315 т/м². Объемный вес кимберлитов в интервале абс. отм. +400 ÷ +360м составляет 2,48 г/см³.

Порфиновые кимберлиты заметно отличаются по физико-механическим свойствам от кимберлитовых брекчий. Так, для них среднее значение предела прочности на сжатие равно 2,87 МПа, на растяжение 0,63 МПа. Сцепление порфировых кимберлитов весьма слабое и равно 98 т/м². Объемный вес этих пород варьирует от 1,86 до 2,48 г/см³ при среднем значении 2,19 г/см³.

В целом прочность кимберлитов в 3—6 раз ниже прочности вмещающих пород. Кимберлиты не обладают морозостойкими свойствами и разрушаются после 4—8 циклов оттаивания.

Характерные показатели физико-механических свойств кимберлитов приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 - Средние значения физико-механических свойств кимберлитов АКБ и ПК [8]

Показатель	Влажность при испытании, %	Объемный вес, кг/м ³	Удельный вес, кг/м ³	Пористость, %	Прочность на сжатие, МПа	Прочность на растяжение, МПа	Скорость продольной волны, м/с	Динамический модуль упругости, ГПа	Коэффициент хрупкопластичности	Классификация пород по ГОСТ 25100-95
Автолитовая кимберлитовая брекчия (АКБ)										
Min	0,74	2120	2349	2,95	1,81	0,64	1638	6,85	1,69	Малопрочные, участками средней прочности
Max	8,9	2680	2794	24,8	53,66	9,00	5128	41,8	18,0	
Среднее значение	3,44	2429	2847	13,63	11,60	1,96	2957	23,93	6,24	
Порфиновый кимберлит (ПК)										
Min	2,1	2270	2629	3,44	2,86	0,96	2041	10,35	4,32	Малопрочные, участками средней прочности
Max	4,3	2720	2883	13,60	18,05	4,70	4545	42,79	—	
Среднее значение	2,97	2522	2784	9,30	9,33	2,49	3176	24,62	4,32	

В таблице 1.2 представлены физико-механические свойства пород месторождений АК «АЛРОСА» (ПАО) [9]

Таблица 1.2 — Значения физико-механических свойств горных пород по месторождениям криолитозоны

Трубка	Породы	Прочность при сжатии, МПа	Прочность при растяжении, МПа	Условное сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, °	Объёмная масса, т/м ³	КСО
1	2	3	4	5	6	7	8
Далдыно -Алакитский							
Айхал	Доломиты	37,87	4.50	7.04	37,81	2,48	0.09
	Известняки	35,45	3.57	9.43	37.49	2.51	0.10
	Мергели	27,58	3.43	4,76	37,95	2,39	0,12
	Среднее	36,60	4.15	7,85	37.40	2.50	0.10
Комсомольская	Доломиты	31,39	4.18	8.71	34,28	2,50	0.09
	Известняки	23,25	3.29	6,50	33,50	2.45	0,11
	Мертели	22,23	2.91	6.16	34,48	2,45	0,13
	Среднее	24,40	3.73	7.12	34,09	2,46	0.11
Юбилейная	Доломиты	35,59	3,30	13,23	32.80	2.60	0.09
	Известняки	32,48	2,67	10,79	31,10	253	0.09
	Мергели	20,55	1.98	12,73	28,70	2,50	0,12
	Среднее	29,90	2,54	10,22	31,02	2.51	0.09
Дальняя	Известняки	20,73	2.76	9.16	32,38	2.48	0,1
	Среднее	26.5	2.76	9.77	34,5	2.41	0,1
Сытыканская	Доломиты	53,90	1.84	15,35	31,33	2,36	0.11
	Известняки	54,57	1.95	14.24	31,43	2.46	0.13
	Среднее	56,00	2.29	15,79	30,99	2.49	0,13
Удачная	Доломиты	43,67	4.12	9.95	33,23	2.63	0.09
	Известняки	41,68	4.90	12,89	31,17	2.60	0.09
	Мергели	20,28	1.43	5,93	38,30	2.50	0,14
	Среднее	40,20	4.60	12.44	31,50	2.58	0.09
Зарница	Известняки	45,05	4.10	17,19	38,10	2,40	0,1
	Среднее	43,60	3.60	12,30	35,20	2.46	0.10
Среднее по району		36,86	3.41	10,77	33,52	2.49	0.1

Продолжение таблицы 1.2

1	2	3	4	5	6	7	8
Мало-Ботуобинский							
Интернациональная	Доломиты	59,89	5,75	12,35	33,42	2,65	0,09
	Известняки	53,00	5,82	13,33	32,31	2,64	0,09
	Мергели	21,70	1,75	7,45	27,50	2,33	0,12
	Среднее	55,40	5,65	12,19	33,00	2,61	0,09
Мир	Доломиты	45,52	5,10	13,55	34,37	2,67	0,09
	Известняки	42,43	3,47	13,34	36,70	2,65	0,09
	Мергели	11,84	1,61	3,42	32,35	2,45	0,12
	Среднее	33,50	4,33	11,49	34,60	2,60	0,09
Среднее по району		48,85	4,99	11,84	33,80	2,61	0,09
Муно-Тюнгский							
Заполярная	Известняки	45,83	5,43	9,70	23,27	2,58	0,1
	Среднее	43,50	5,43	9,66	23,20	2,58	0,10
Магнитная	Известняки	49,10	4,73	10,13	27,80	2,65	0,1
	Среднее	48,30	4,52	9,78	28,00	2,63	0,10
Среднее по району		43,40	4,97	9,72	23,10	2,61	0,1
Средне-Мархинский							
Ботуобинская	Доломиты	59,00	4,81	17,31	33,24	2,61	0,09
	Известняки	60,06	4,49	18,20	39,07	2,57	0,1
	Мергели	40,98	3,19	12,20	38,06	2,60	0,12
	Среднее	53,50	3,90	15,90	34,10	2,57	0,10
Нюрбинская	Доломиты	33,17	4,80	10,09	32,01	2,63	0,09
	Известняки	39,41	5,45	11,98	32,60	2,64	0,1
	Мергели	19,07	2,80	5,80	31,80	2,56	0,12
	Среднее	35,60	5,26	9,29	32,13	2,61	0,10
Среднее по району		44,55	4,58	12,60	33,12	2,59	0,1

КСО – коэффициент структурного ослабления

Таблица 1.3 составлена по опытным данным института «Якутнипроалмаз»; она характеризует наиболее распространенные породы, залегающие на крупных месторождениях АК «АЛРОСА» (ПАО).

Таблица 1.3 – Горные породы кимберлитовых месторождений, разрабатываемых АК «АЛРОСА» (ПАО)

Месторождение	Название породы	Вид породы
Трубка «Айхал»	Мергель, песчаник, аргиллит, известняк, доломит, алевролит	Вмещающие породы
	Кимберлит и кимберлит измененный	Полезное ископаемое
Трубка «Удачная»	Долерит, мергель, песчаник, аргиллит, известняк, доломит, алевролит	Вмещающие породы
	Кимберлит, кимберлит 1-го типа, кимберлит 2-го типа, кимберлит 3-го типа	Полезное ископаемое
Трубка «Юбилейная»	Долерит, доломит, песчаник, алевролит, мергель, аргиллит, карбонатная брекчия	Вмещающие породы
	Кимберлит, кимберлит базальтоидный, кимберлит массивный, кимберлитовая туфобрекчия	Полезное ископаемое
Трубка «Комсомольская»	Долерит, мергель, известняк, известняк песчанистый	Перекрывающие породы
	Алевролит, мергель, известняк, доломит	Вмещающие породы
	Кимберлит	Полезное ископаемое
Трубка «Зарница»	Мергель, известняк, доломит	Вмещающие породы
	Кимберлит	Полезное ископаемое
Трубка «Нюрбинская»	Песок желтовато-коричневатый, песчаник полимиктовый, аргиллит глинистый, алевролит глинистый, известняк	Перекрывающие породы
	Алевролит, аргеллит, доломит, песчаник алевролитистый, ксенолит, глины, известняк, алевролит, ксенолит, брекчия, долерит	Вмещающие породы
	АКБ, кимберлит, ПК, КБ, АКБ (метасоматический)	Полезное ископаемое
Трубка «Ботубинская»	Песок	Перекрывающие породы
	Известняк, алевролит, доломит, мергель, песчаник, аргиллит, алевролит, карбонатная брекчия	Вмещающие породы
	АКБ, ПК, кимберлит крупнопорфированный, КБ	Полезное ископаемое

Вмещающие горные породы обладают большим разбросом значений

трещиноватости и кавернозности и характеризуются широким диапазоном изменения физико-механических показателей. С увеличением глубины залегания соответственно увеличиваются плотность и прочностные характеристики пород.

Спокойное залегание осадочных пород вблизи трубки, согласно [7], сменяется участками повышенной трещиноватости, зонами дробления и дизъюнктивных нарушений. Зона нарушений образует вокруг трубки полосу шириной до 10 метров.

Интенсивность трещиноватости пород резко убывает с глубиной. Фиксируются трещины как открытого типа, так и залеченные кальцитом, гипсом, битумом и льдом.

Коэффициент крепости вмещающих пород по шкале проф. М.М. Протодяконова колеблется от 1 до 8; наиболее низкие значения зафиксированы в зонах дробления, максимальные значения соответствуют сильно окремненным породам.

Вмещающие породы характеризуются частым чередованием горизонтальных слоев доломитов, известняков, мергелей, глинистых известняков, мощность которых изменяется в широких пределах: от 5—6 мм до 30—55 см. В порах, кавернах, трещинах пород распространены вторичные минералы [7].

Свойства мерзлых грунтов и особенности их залегания.

Мерзлые и вечномерзлые грунты в зависимости от их температуры и длительности ее действия делят на немерзлые (талые), мерзлые и вечномерзлые.

Мерзлыми называются грунты с отрицательной температурой, в которых часть поровой воды находится в замерзшем состоянии (в виде кристаллов льда). Мерзлые грунты являются четырехкомпонентными системами, в которых кроме твердой, жидкой и газообразной фаз существует лед.

Вечномерзлыми называют грунты, находящиеся в мерзлом состоянии в течение трех лет и более. Вечномерзлые грунты представляют собой ярко

выраженные структурно-неустойчивые грунты, так как при их оттаивании происходят просадки в результате нарушения природной структуры

Естественная отрицательная температура массива многолетнемерзлых пород меняется от -3 , -4 °С на глубине 15 м до 0 °С на глубине 650—700 м, а температура пород в районе замораживающих скважин -30 °С [10].

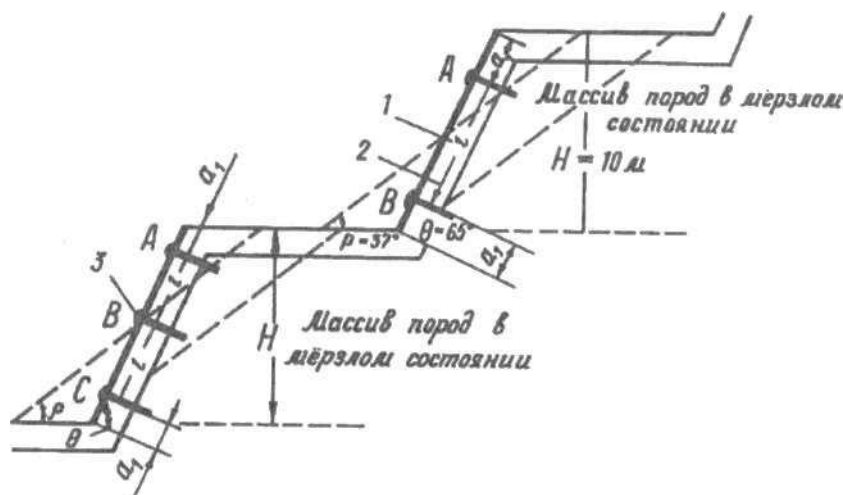
При оттаивании мерзлых пород их прочность и жесткость всегда уменьшаются. Если при той же влажности породы замораживаются повторно, то их прочность и жесткость восстанавливаются. При замораживании пород, которые в естественном состоянии имели положительную температуру и влажность которых близка к полному водонасыщению прочность породы — уменьшается.

1.7 Укрепление горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых в многолетней мерзлоте

Массив пород в мерзлом состоянии представляет собой довольно прочно спаянный монолит, которому свойственны даже по плоскостям ослабления (тектонические нарушения, сплошные трещины большого протяжения) достаточно высокие показатели прочности. В этих условиях укрепление откосов и бортов карьеров в зоне многолетней мерзлоты железобетонными сваями и гибкими тросами можно применять весьма редко — только в условиях интенсивного движения по бермам многотонного транспорта, при наличии крупных трещин, падающих в выработанное пространство, наличии пород, склонных к обрушению и выветриванию.

Для предотвращения выполаживания участков уступов и бортов карьеров, сложенных интенсивно выветривающимися скальными и полускальными породами, целесообразно укреплять их тонкими стенками с анкерной крепью (легкими железобетонными плитами), представляющими собой металлические сетки, покрытые слоем набрызг-бетона (пенополиуретана) и поддерживаемые штангами (рис. 1.1) [10].

Выбор метода крепления пород тонкими стенками с анкерной крепью обусловлен тем, что в условиях многолетнемерзлых пород наибольшим изменениям подвергается параллельный откосу, слой определенной мощности, на глубину зоны максимального сезонного оттаивания.



1, 2 — слой набрызг-бетона по металлической сетке (1) и максимального оттаивания (2); 3 — штанга.

Рисунок 1.1 – Схема укрепления откоса тонкими стенками с анкерной крепью.

Применение указанного способа крепления обеспечит устойчивость слоя, подверженного сезонному протаиванию, что предотвратит протаивание следующих за ним слоев и, следовательно, обеспечит целостность берма. Таким образом, укрепленный стенкой слой будет играть как бы роль теплоизолирующего слоя. Кроме того, слой набрызг-бетона по металлической сетке будет служить гидроизолятором. Набрызг-бетон — морозостойкий материал, после 400-дневного замораживания прочность его снижается лишь на 14 %.

Одним из перспективных методов сохранения устойчивости уступов,

сложенных мёрзлыми породами, является использование тепловой защиты [10]. Тепловая защита мерзлых обнажений сокращает глубину протаивания, уменьшает скорость и амплитуду изменения температурного поля пород, что влечет за собой уменьшение температурных напряжений, препятствует развитию процессов выветривания, тем самым значительно ослабляет воздействие криогенных процессов на устойчивость обнажений.

В условиях резко континентального климата со средней температурой воздуха ниже $-5\text{ }^{\circ}\text{C}$ открытые горные работы приводят к понижению температуры в прибортовой части карьеров. Сезонное оттаивание горных пород в пределах слоя небольшой мощности, по сравнению с общей глубиной карьера влияет на устойчивость отдельных уступов, а углы бортов карьера могут достигать достаточно больших значений. Деградация многолетнемерзлых пород и нарушение устойчивости всего борта карьера возможны вблизи южной границы криолитозоны.

В многолетнемерзлых породах устойчивость уступов слабо зависит от их высоты и определяется главным образом углами откосов, мощностью сезонно-талого слоя и сопротивлением пород сдвигу в талой зоне.

В криолитозоне наиболее эффективны способы упрочнения, обеспечивающие изоляцию горных пород от воздействия внешних факторов и сохраняющие их в мерзлом состоянии. Одним из способов обеспечения устойчивости обнажений многолетнемерзлых пород является предохранение от протаивания путем нанесения на поверхность теплоизолирующего слоя. На карьерах месторождений алмазов в Якутии применение изолирующего покрытия толщиной $0,15\text{ м}$ при коэффициенте теплопроводности $0,023\text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$ позволяет не допустить сезонного оттаивания пород. В качестве теплоизолятора может быть использован пенопласт.

Укрепление бортов карьеров и откосов следует проводить с учетом опыта укрепления горных пород при открытой разработке в многолетней мерзлоте с использованием теплоизолирующих покрытий. предохранительных

намороженных валов и скважин [9].

Как показывает опыт проходки стволов методом бурения [10], на глубинах карьера не более 380 м нет проблем с устойчивостью скважин, тем более, что скважины заполнены тяжелым глинистым раствором. Следовательно, вопрос об устойчивости скважин при отработке подкарьерных запасов может считаться решенным. В количественном отношении расчеты показали, что потеря устойчивости незакрепленной выработки (при напряжении на контур выработки $p=0$) радиуса 50 м происходит при глубине порядка 250 м. Влияние отпора p на устойчивость выработок очень велико, чем обеспечивается их устойчивость даже на больших глубинах.

2 Существующие системы разработки и краткие сведения о процессах горных работ

В настоящее время на карьерах АК «АЛРОСА» (ПАО) применяется транспортная система разработки с внешним отвалообразованием; углубочная радиально-кольцевая система развития горных работ от центра к периферии. Пустые породы доставляют из карьера и складировать во внешние отвалы высотой 90—100 м и более. Руду транспортируют на обогатительные фабрики напрямую или через промежуточные склады карьерными автосамосвалами различных марок с колесной формулой 4*2, грузоподъемностью до 136 т [11].

Рабочие горизонты карьеров вскрываются временными съездами до достижения рабочим бортом предельного положения, после строятся постоянные транспортные системы, число которых определяется необходимым направлением доставки руды и вскрыши, а также порядком поэтапной разработки карьера. Трассы систем постоянных съездов имеют спиральную или спирально-петлевою форму с попутными и встречными направлениями движения. С увеличением глубины карьера число постоянных систем въездов-выездов уменьшается, при этом глубинные горизонты обычно вскрывают

одним спиральным съездом.

Современные тенденции развития открытой добычи кимберлитов [12] связаны с текущим состоянием сырьевой базы, которая характеризуется закономерным снижением объемов отработки запасов верхних горизонтов крупных месторождений при углублении горных работ либо при переходе на подземный способ добычи. Средневзвешенная глубина действующих алмазородных карьеров составляет более 280 м, меняется высота и конфигурация горных работ, текущий коэффициент вскрыши увеличился до 3,88 м³/т. Максимально достигнутая глубина на открытых горных работах — 640 м. Проектная глубина одного из карьеров составляет 720 м, перспективная — 750—780 м [12]. На одном из месторождений рассматривается вариант разработки открытым способом до глубины 1030 м.

В настоящее время все вновь проектируемые карьеры строят с предельными по прочностным свойствам параметрами нерабочих уступов высотой до 45—60 м полигонального профиля под углом 80°. При строительстве карьеров не применяют наклонные бермы, взамен используют сочетание крутонаклонных и горизонтальных берм. Скорость понижения добычных работ составляет более 20 м в год. Уклон транспортных берм в нижней части карьеров достигает величины более 210 % [12]. Наиболее рациональной для современных условий является поэтапная разработка карьера с использованием промежуточных контуров, число которых на крупных карьерах достигает 4—5 [13].

При производстве буровзрывных работ (БВР) используются станки шарошечного и ударно-вращательного бурения. Диаметры скважин определяются условиями применения и в среднем составляют 190—250 мм. В качестве взрывчатых веществ используются штатные и эмульсионные ВВ. Также освоено применение малоплотных ВВ. В целом применение того или иного оборудования определяется рациональной схемой механизации процессов в соответствии с требуемой интенсивностью добычи сырья на конкретном

месторождении. При изменении динамики развития горных работ схема механизации может быть также изменена с учетом соответствующих переходных процессов, в рамках которых осуществляется модернизация технологии горных работ для поддержания экономической целесообразности дальнейшей разработки месторождения.

Выемочные работы на карьерах АК «АЛРОСА» осуществляются преимущественно с применением механических лопат и гидравлических экскаваторов с прямой и обратной лопатой. Емкость ковшей в среднем от 10 до 15 м³. Транспортирование горной массы производится большегрузными автосамосвалами грузоподъемностью в среднем 120—136 т.

Выбор карьерного транспорта должен быть основан на технико-экономической оценке вариантов в зависимости от следующих положений [9]:

- проектируемые технологии,
- этапы и режим горных работ,
- количество селективно вынимаемой руды,
- возможность организации внутрикарьерных перегрузочных пунктов при комбинированном транспорте,
- влияние вида транспорта на контуры и объем карьера.

Отбор вариантов следует проводить в соответствии с областью применения внутрикарьерных видов транспорта для алмазородных карьеров криолитозоны (таблица 2.1).

Для энерго- и ресурсосбережения, снижения затрат на транспортирование, особенно на карьерах глубиной более 300 м. следует применять комбинированный транспорт:

- автомобильно-конвейерный;
- автомобильно-железнодорожный;
- автомобильно-троллейвозный;

- самосвалы полноприводные и гусеничные с перегрузкой в автосамосвалы карьерные;
- автосамосвалы карьерные;
- автомобильный транспорт с перегрузкой в магистральные виды промышленного транспорта.

Таблица 14 — Области применения внутрикарьерных видов транспорта для алмазородных карьеров криолитозоны

Вид транспорта	Тип (сборочный, магистральный)/ преимущества	Параметры карьера		Расстояние/ транспорт/ уклон	Грузооборот годовой млн.т	Максимальная скорость углубки м/год	Расчетный срок работ, лет
		Высота подъема. м	Размеры в плане, км / угол борта •				
Традиционные виды транспорта							
Автомобильный	Сборочный и сборочно-магистральный / высокая маневренность, скорость ввода, темп углубки	При производственной мощности карьера: • 1-10 млн т - до 600-700 м • более 10 млн т -100-300м в качестве сборочного транспорта	0.5—3/ —	0.5—20 см/ до 12 %	До 50-60	До 30-40	Любой
Железнодорожный	Магистральный / низкая себестоимость	На поверхности или с вводом на верхние горизонты	Более 2—3 /—	Более 10/ до 40—60%	Более 10—15 до 200	До 12-15	>15-20
Конвейерный (в т.ч. крутонаклонный (КНК) с прижимной лентой и др)	Магистральный / низкая себестоимость	До 300—500	Более 1 / —	До 12—15/ до 15—18* (КНК до 80*)	10 и более	До 20-25	>7-10
Специальные виды транспорта (как правило, в схемах комбинированного транспорта)							
Полноприводные автосамосвалы (ШСС)	Сборочный / крутонаклонные съезды	200-300 до 500- 700 м	— /45—60	0,5—5 км / До 25%	До 10-15	До 60	Гкбои
Гусеничные самосвалы	Сборочный / крутонаклонные съезды	200-300 до 500— 700 и	— /45—60'	0,5—2 км / 15-35%	До 10	До во	Повой
Скиповой	Сборочный / кратчайшее расстояние	Более 150 до 450 (отд.сл. 700)	— /до 60	— / до 60'	4-10 (на 1 установку)	До 20-25	>10
Дизель-троллейвозный и троллейвозный	Магистральный / низкая себестоимость	100-700	-/45-55	0 5—20 км / 12 %	>10-15	До 30	>5-10
Кабельные краны башенные краям и специальные подъемники	Бестраншейное вскрытие	До 200—300	Длина пролета до 1.0 / 45—75	Вертикальный подъем	До 3-5 (на 1 кран)	До 30—<0	>3-5
Грузовая подвесная канатная дорога	Магистральный/ низкая себестоимость	100-500	Более 1 /—	Не огранич / до 45*	2-6 (на 1 линию)	До 20-25	>5

Развитие транспортных систем должно проектироваться до конечной глубины карьера.

Для карьеров, отработка которых предусматривается в несколько этапов, должно предусматриваться соответствующее развитие транспортной системы, в том числе переход на схемы комбинированного транспорта.

Проектирование карьерного транспорта, внутривысотного и межвысотного транспорта должно проводиться в соответствии с СП 37.13330.2012 (разделы 5—10), а также правилами безопасности при ведении горных работ.

Для работы в сложных и/или опасных условиях необходимо предусмотреть возможность применения транспортных машин с дистанционным или роботизированным управлением как локально, так и с внедрением комплекса таких машин для реализации безлюдной технологии. При технико-экономической целесообразности следует использовать эти системы для повышения производительности. При использовании машин с дистанционным или роботизированным управлением системы безопасности должны обеспечивать защиту людей от возможности наезда на них работающих машин. Для этого необходимо использование системы контроля доступа персонала в опасную зону или распознавания присутствия людей на пути следования с автоматической остановкой роботизированных машин.

Способ вскрытия карьера, связанный с принятым видом карьерного транспорта, следует выбирать на основе технико-экономических расчетов. При этом необходимо учитывать: - способ доработки месторождения ниже дна карьера; - количество этапов разработки карьера и интервал времени между ними; - условия обеспечения долговременной устойчивости бортов.

Автомобильный транспорт по своим характеристикам может применяться как в качестве единственного технологического транспорта, так и в комбинированных схемах. Для внутривысотного транспорта предпочтительно применение карьерных автосамосвалов с колесной формулой 4x2 и полноприводных автосамосвалов карьерного исполнения. Для доставки руды от месторождений к обогатительным фабрикам на расстояния более 5 км —

следует использовать магистральные автосамосвалы и автопоезда. Модификация и типоразмер автомобильного транспорта должна быть обоснована в проекте технико-экономическими расчетами, учитывая при этом совместимость автосамосвала с выемочно-погрузочным оборудованием, применяемым на карьере.

Для карьеров, удаленных от основной промышленной площадки предприятия на расстояние более 15 км. если технологический автотранспорт работает в зимнее время, обязательно наличие отапливаемого помещения, рассчитанного, по крайней мере, на одно машино-место для наибольшего по габаритам автомобиля, эксплуатируемого на карьере или перевозящего горную массу от карьера к обогатительной фабрике.

Специальные модификации автомобильного транспорта, такие, как дизель-троллейвозный, троллейвозный, должны использоваться в соответствии с требованиями, предъявляемыми к технологическому автомобильному транспорту. Особенности, связанные со строительством контактных электросетей, в частности необходимость расширения дорог для установки опор контактных сетей, необходимо обосновывать в проекте на основе технической документации заводов-изготовителей троллейвозных и дизель-троллейвозных систем, либо на базе локального проекта.

Для доставки в карьер материалов, персонала и взрывчатых материалов необходимо применять транспортные средства, характеристики которых обеспечивают надежную работу на автодорогах с максимальным уклоном на карьере.

Развитие транспортных систем должно проектироваться до конечной глубины карьера.

2.1 Технологии разработки кимберлитовых месторождений с использованием традиционного транспорта

Традиционные технологии предусматривают выполнение большого объема вскрышных работ по формированию борта карьера, профиль которого в значительной мере определяется исходя из необходимости размещения на нем автомобильных транспортных коммуникаций.

2.1.1 Способ открытой разработки месторождений с использованием шарнирно-сочлененных автосамосвалов

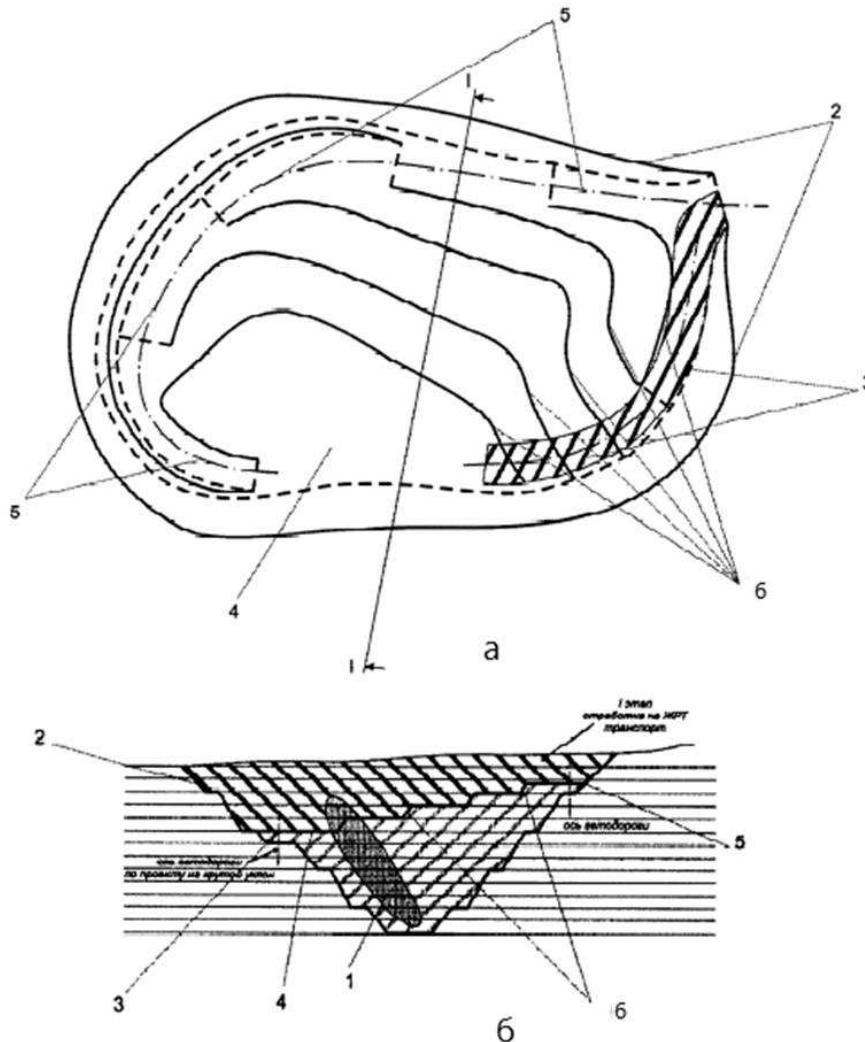
Способ открытой разработки месторождений с использованием шарнирно-сочлененных автосамосвалов, реализуется следующим образом: отработка верхней части карьера по временным транспортным коммуникациям производится с применением жесткорамных автосамосвалов до промежуточного контура, определяемого условиями эффективного применения последних, а последующую доработка карьера - с переходом на использование шарнирно-сочлененных автосамосвалов и крутонаклонных транспортных берм, при этом формирование граничных контуров карьера осуществляют из условия его вскрытия на полную проектную глубину крутонаклонными транспортными бермами с перемещением горной массы непосредственно во внешние отвалы и склады [14].

Способ реализуется поэтапно.

1. Вначале, в верхней части, где сосредоточен основной объем горной массы, карьер разрабатывается по временным транспортным коммуникациям с применением традиционных жесткорамных автосамосвалов до промежуточного контура, определяемого условиями их эффективного применения.

2. На втором этапе, по мере формирования промежуточного контура, осуществляется доработка карьера до проектных контуров с использованием шарнирно-сочлененных автосамосвалов с крутонаклонным перемещением ими горной массы непосредственно за пределы карьера во внешние отвалы и склады.

На рисунке 2.1 показана принципиальная схема развития горных работ.



а и б - схема работ на первом и втором этапе разработки карьера соответственно; 1 - месторождение; 2 - граничные контуры карьера; 3 - крутонаклонные транспортные бермы; 4 - горизонт сопряжения, 5 - полустационарные съезды; 6 - нерабочие борта карьера.

Рисунок 2.1 - Принципиальная схема развития горных работ на первом этапе разработки.

Разработка месторождения 1 карьером с граничными контурами 2, определенными из условия его вскрытия на полную проектную глубину крутонаклонными транспортными бермами 3, первоначально осуществляется с использованием традиционных жесткорамных автосамосвалов, вскрытием до горизонта сопряжения 4, месторасположение которого обусловлено эффективной глубиной ввода в карьер данного вида транспорта, верхней части карьера полустационарными съездами 5 с традиционным уклоном 80-100% с отстройкой борта карьера во временно нерабочем положении 6, что позволит отработать до 80% находящейся в этой части карьера горной массы без применения крутонаклонных съездов.

После отработки основной части объемов горной массы верхней части карьера, по мере развития на горизонте сопряжения 4 фронта горных работ, приступают к реконструкции схемы вскрытия нижней части карьера, в процессе которой по предварительно образованному на первоначальном этапе разработки у проектного контура 2 борта карьера целику проходят крутонаклонные (200-250%) транспортные бермы 3 с капитальными съездами, формируют борт карьера на предельном контуре 2 и по углубочной системе осуществляют доработку оставшихся в проектном контуре карьера объемов руды и вскрыши с их крутонаклонным перемещением непосредственно во внешние склады и отвалы.

Способ позволяет повысить эффективность открытой разработки за счет минимизации удельных показателей вскрышных работ обеспечением существенного увеличения углов наклона бортов карьера в конечном положении и оптимизации технических средств и схем транспортирования горной массы из глубинной части карьера, а также увеличить предельную глубину открытых горных работ с доработкой запасов полезного ископаемого на участках, не вошедших в предельный контур карьера и, таким образом, продлить срок службы карьеров, достигших своей проектной глубины при использовании традиционных технико-технологических решений, со значимым

увеличением качества эксплуатации месторождения в целом.

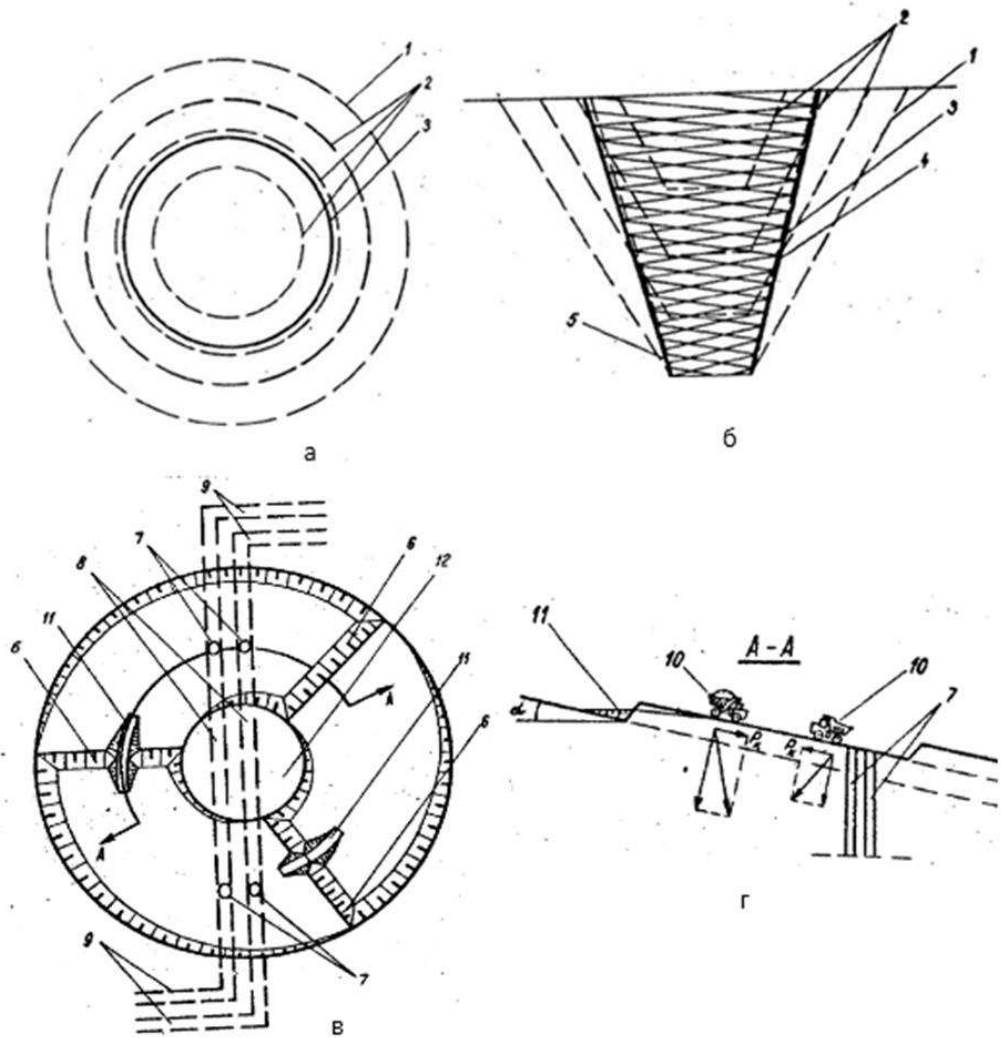
2.1.2 Способ без этапной отработки кимберлитовых трубок

Способ позволяет проводить открытую разработку вечномерзлых пород с более производительным использованием горнотранспортного оборудования и исключая промежуточные этапы отработки [15].

Особенностью способа безэтапной отработки глубоких кимберлитовых месторождений является то, что начальный контур карьера формируют под крутым углом, покрывают откосы уступов мерзлотозащитным покрытием, рудоспуски располагают на флангах карьера, отработку ведут широкими заходками до конечного контура карьера с одновременным углублением горных работ путем формирования заходок наклонными в направлении от центра под углом, обеспечивающим движение автотранспорта по рабочим площадкам, формируют целик в центре карьерного поля и скользящие съезды на рабочих уступах, горную массу к рудоспускам транспортируют по съездам, а целики отрабатывают по мере углубки горных работ.

На рисунке 2.2 представлены границы отработки карьер, поперечный разрез карьера и реализация способа.

Способ осуществляется следующим образом. Месторождение в пределах конечного контура 1 отрабатывается промежуточными этапами 2. Внутри указанных контуров выделяется один контур 3 карьера, борт которого отстраивается под крутым углом, превышающим угол откоса при традиционной технологии формирования уступов погашения с применением мерзлотозащитного покрытия откосов 4. При этом в конечном положении размер дна 5 вновь созданного карьера совпадает с дном традиционного.



а - границы отработки карьера; б - поперечный разрез карьера; в, г - реализация способа. 1 – конечный контур месторождения; 2 – промежуточные этапы; 3- контур карьера, борт которого отстраивается под крутым углом; 4 - мерзлотозащитное покрытие откосов; 5 –дно карьера; 6 – углубления забоев; 7 – рудоспуски; 8 - квершлаг; 9 – наклонные стволы; 10 – колесный транспорт; 11 – скользящие съезды; 12 – временной целик

Рисунок 2.2 – Реализация способа без этапной отработки кимберлитовых трубок

Внутри нового контура массив горных пород обрабатывают широкими рабочими площадками при радиальном развитии работ и одновременным углублением забоев б под углом, обеспечивающим движение автотранспорта по рабочим площадкам по спирали. Горная масса транспортируется через

рудоспуски 7 расположенные в периферийной части карьера, квершлагги 8 и наклонные стволы 9 на поверхность. Ведение забоев под углом, обеспечивающим движение автотранспорта по рабочим площадкам, позволяет стабилизировать режим работы двигателя колесного транспорта 10 существенно улучшая условия его эксплуатации, т. к. при таком уклоне сопротивление качению колесной пары груженого транспорта под уклон равняется сопротивлению качения колесной пары порожнего транспорта на подъем, В результате создания таких условий эксплуатации транспорту исключаются "пиковые" нагрузки двигателя и, в конечном итоге, повышается производительная его работа при отработке глубоких горизонтов карьера.

Наряду с этим для обеспечения более надежной транспортной связи между отдельными забоями и рудоспусками в направлении углубляющейся спирали сооружают скользящие съезды 11, которые постоянно перемещаются вглубь карьера по винтовой спирали, погашаясь на верхних горизонтах и появляясь на нижележащих.

Борт карьера в процессе углубления горных работ формируется в конечном положении, а в центральной части создают округлой формы временной целик 12. Данный целик в процессе углубления горных работ отрабатывают горизонтальными уступами.

Безэтапная отработка карьера с использованием новых принципов формирования крутых бортов в вечномерзлых породах и наклонными уступами с радиальным развитием работ позволяет упростить схему стыковки рабочих уступов с рудоспусками, благодаря переносу их расположения от центральной части карьера к периферии. Такое расположение рудоспусков высвобождает центральную часть карьера от перегрузок транспортной сети и рассредоточивает грузопотоки по периферийным участкам карьерного поля без усложнения схемы развития работ в карьере.

2.2 Нетрадиционные технологии разработки кимберлитовых месторождений

Практика открытой разработки коренных алмазных месторождений в республике Саха-Якутия, как правило, представленная в форме вертикальных и субвертикальных кимберлитовых трубок, находящихся во вмещающих породах с высокими прочностными свойствами, научные исследования в этой области показывают возможность и целесообразность освоения указанных месторождений вертикальными и субвертикальными высокими, и сверхвысокими уступами.

При этом возникает возможность разработки месторождений одним вертикальным или субвертикальным сверхвысоким уступом с выемкой только рудного тела и непосредственно к нему примыкающих налегающих и вмещающих пород.

Традиционные технологии предусматривают выполнение большого объема вскрышных работ по формированию борта карьера, профиль которого в значительной мере определяется исходя из необходимости размещения на нем автомобильных транспортных коммуникаций. Переход на технологии, не использующие борт карьера в качестве конструктивного элемента для размещения транспортных коммуникаций, позволит формировать карьерное пространство вертикальными и субвертикальными бортами, исходя из задачи выемки только рудного тела и непосредственно к нему примыкающих налегающих и вмещающих пород. Использование данных технологий может практически к нулю свести коэффициент вскрыши, в разы снизить объемы горных работ. Кроме того, переход от автомобильного способа доставки горной массы на поверхность, имеющего КПД около 7- 9% на способы вертикального подъема, с использованием подъемных устройств с электроприводом (крутонаклонные конвейеры, скиповые, башенные подъемники, аэростатические подъемники), имеющих КПД порядка 60-70%, в сочетании со

снижением общих объемов горных работ обеспечит снижение удельных энергозатрат на выемочно-транспортных операциях в десятки раз с соответствующим влиянием на общую себестоимость добычи кимберлитовой руды. Позволит вовлечь в разработку ряд трубок, отработка которых по существующим технологиям экономически неэффективна.

Использование предлагаемых технологий даст возможность отдалить срок широкомасштабного перехода на подземную добычу, используя текущее время на накопление опыта и совершенствование технологий подземной добычи кимберлита.

Сложившаяся горнотехническая ситуация ставит перед горнорудной промышленностью и машиностроением задачу по созданию соответствующей техники и технологии разработки кимберлитовых месторождений одним или несколькими сверхвысокими уступами вертикального или субвертикального типа по безавтомобильным схемам доставки горной массы на поверхность.

Впервые предложение по разработке кимберлитовые трубок малых размеров (или ведения работ на действующих карьерах ниже проектной глубины) одним вертикальным или субвертикальным уступом с высотой уступа более 100 м было выдвинуто в 1975 г. сотрудниками ВНИИМИ, ЛГИ, института Якутниипроалмаз [16]. Как пример рассматривался условный карьер глубиной 170 м, сечением на глубине 20 м -75x56 м, дно карьера 28x12 м. Доставка горной массы на поверхность должна была, осуществляется скиповым подъемником, установленным в зоне верхней бровки уступа, выемка горной массы с использованием тракторов с рыхлителями и у самой кромки контура с буровзрывными работами. Локальная устойчивость борта должна была обеспечиваться анкерными креплениями и покрытиями набрызг-бетоном, или мерзлотозащитными покрытиями, необходимыми для устранения отрицательного влияния сезонного оттаивания горных пород на устойчивость отдельных уступов, но не всего борта; выполнение горных работ предполагалось только в течение одного зимнего сезона или как вариант в

течение 2-3 лет круглогодично. Со-гласно расчету, капитальные затраты должны были снизиться в 27,8 раза, эксплуатационные в 2,83 раза. Из-за трудностей по организации подъема людей, руды и механизмов со дна карьера, невозможности обеспечения приемлемой производительности, психологической неподготовленности людей к работе под высокими и крутыми откосами предложения не были осуществлены [17].

В 1980 г. В.В. Ржевский предложил вариант разработки кимберлитовых трубок карьером с вертикальным откосом бортов [17]. Для доставки горной массы на поверхность предлагалось использовать шахтный ствол, устойчивость борта должна была обеспечиваться вертикальной железобетонной оградительной стенкой.

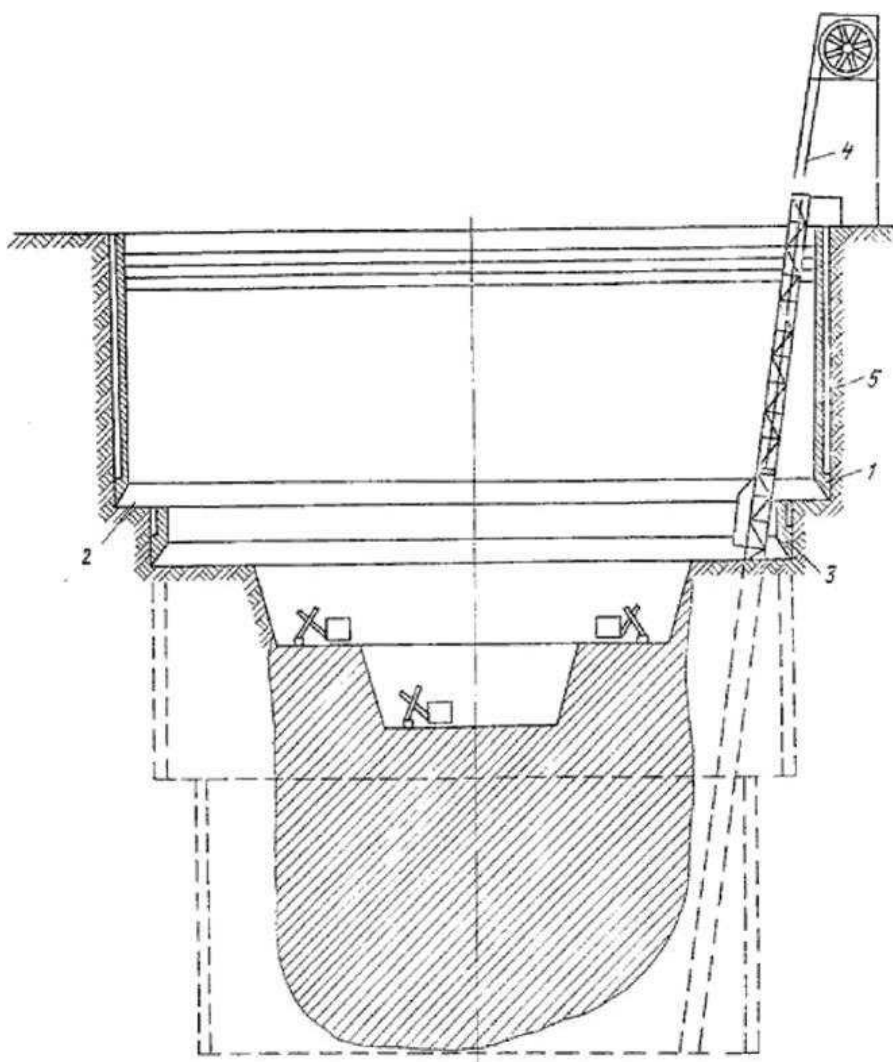
Известны и другие предложения по разработке месторождений без использования автотранспорта: послойно-скважинная технология выемки кимберлита и транспортировке к загрузочной скважине бульдозером с активным рыхлителем, с выдачей буровой мелочи на поверхность пневматическим или шнекопневматическим способом; выбуривания кимберлитов скважинами большого диаметра (4,0 м) с выдачей руды на поверхность эрлифтом. На основе данных, полученных при опытах по выбуриванию кимберлитов скважинами большого диаметра, сделано заключение о нецелесообразности его промышленного внедрения в связи с высоким уровнем эксплуатационных затрат.

2 .2.1 Способ открытой разработки алмазосодержащих месторождений типа кимберлитовых трубок опускными колодцами

Способ открытой разработки алмазосодержащих месторождений типа кимберлитовых трубок опускными колодцами описан в [18].

Разработку данным способом ведут путем формирования по мере углубления работ последовательного ряда колодцев с диаметром каждого

последующего колодца, меньшим диаметра предыдущего на ширину берм между смежными колодцами, а в образовавшуюся полость между массивом грунта и внешней поверхностью колодца нагнетают коллоидный раствор или твердеющую смесь и при формировании каждого последующего колодца перепускают коллоидный раствор или твердеющую смесь сформированного вышележащего. На рисунке 2.3 представлена схема разработки грунта способом формирования колодцев



1 – первый колодец; 2 - бермы; 3 – второй колодец; 4 – крутонаклонный подъемник; 5 – полость между массивом грунта и внешней поверхностью колодца.

Рисунок 2.3 - Схема разработки грунта способом формирования колодцев с уменьшающимися диаметрами.

Способ реализуется следующим образом. При подготовительных работах производят подкапывание и монтаж колодца 1 по окружности выбранной зоны разработки, после чего производят выемку грунта, например, уступами с постоянным наращиванием колодца по мере углубления работ. По достижении заданной отметки с оставлением берм 2 производят подкапывание и монтаж колодца 3, диаметр которого меньше диаметра колодца 1 на ширину берм, и снова приступают к выемке с постоянным наращиванием колодца 3. В последующем операции повторяют, формируя тем самым последовательный ряд колодцев по мере углубления работ с диаметром каждого последующего колодца, меньшим диаметра предыдущего на ширину берм между смежными колодцами.

Транспортирование пород, полезного ископаемого и материалов может быть осуществлено с помощью, например, крутонаклошного подъемника 4. При разработке в образованную полость 5 может быть подан коллоидный раствор, например тиксотропный, и при формировании каждого последующего колодца указанный раствор может быть перепущен в полость между массивом грунта и внешней поверхностью последующего колодца. Указанные полости сформированных колодцев могут заполняться твердеющим раствором.

Данный способ позволяет эффективно разрабатывать грунт при добыче месторождений полезных ископаемых.

2.2.2 Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых с углубленной предварительной разработкой полезного ископаемого и разбивки залежи на отдельные участки.

Согласно способу открытой разработки залежей полезных ископаемых с разбивкой залежи на отдельные участки [19], предварительно осуществляют разработку полезного ископаемого до уровня, ниже которого отработка

открытым способом является нерациональной, затем определяют контур зоны разработки по контуру проекции залежи полезного ископаемого на плоскость уровня предварительной разработки, при этом вертикальную замкнутую крепь устанавливают по контуру проекции залежи полезного ископаемого на указанную плоскость. Залежь полезного ископаемого разбивают на отдельные участки, а крепь установлена по границам этих участков.

На рисунке 2.4 изображена схема разработки залежи (кимберлитовой трубки), с расстановкой оборудования и возможную схему разбивки горизонтальной или пологой залежи на отдельные участки.

Реализация способа. По данным геологической разведки и с учетом технико-экономических факторов определяют контур проекции 1 залежи 2 полезного ископаемого на горизонтальную плоскость. При выходе залежи 2 на дневную поверхность 3 и относительно неглубоком залегании, например, до 500 м, в качестве указанной горизонтальной плоскости может служить эта поверхность 3. Далее производят вертикальное крепление по всему контуру 1. В качестве крепи 4 может быть использована монолитная железобетонная крепь, опускная крепь, шпунтовая и т. д. Выемку полезного ископаемого ведут внутри крепи 4 под ее защитой любым известным образом, с предварительным дроблением или без, в зависимости от его физико-механических свойств.

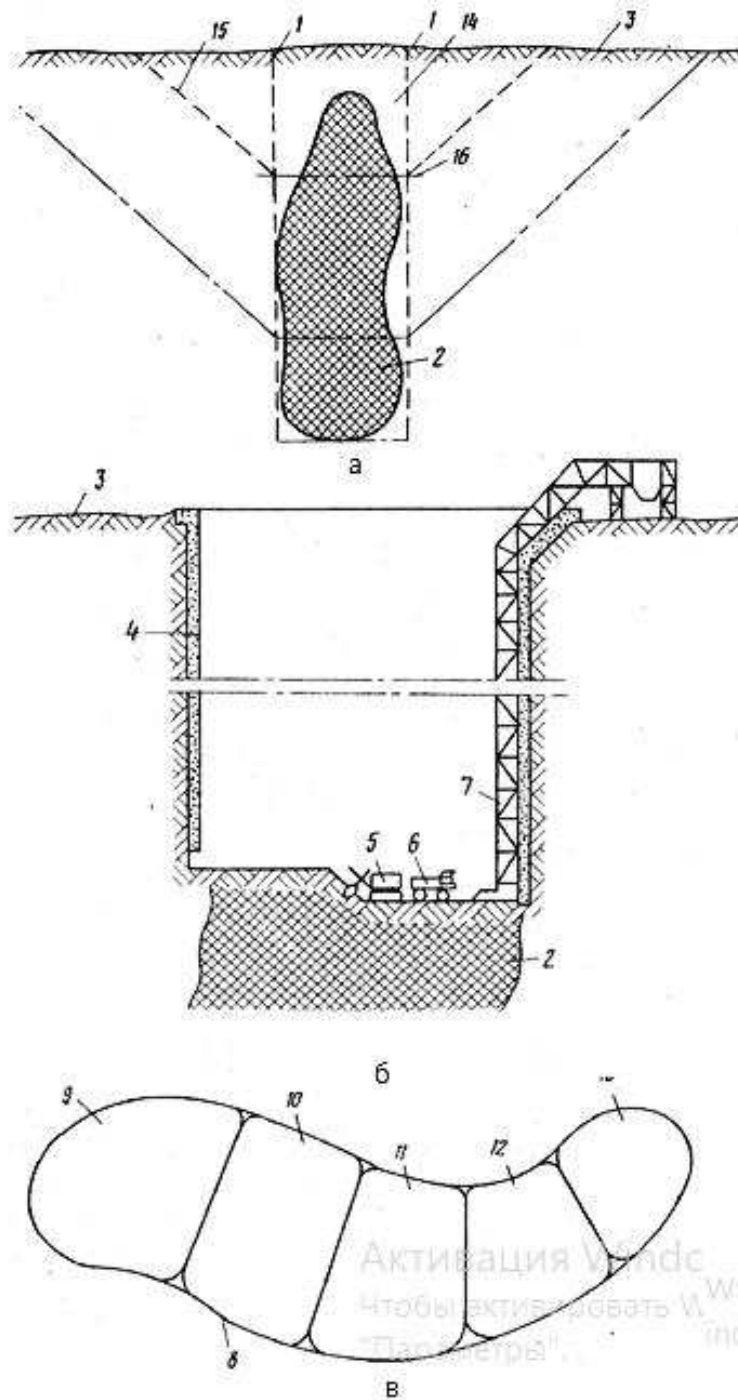
Погрузка полезного ископаемого может осуществляться экскаваторами 5 в автосамосвалы 6, а далее подъемным устройством 7, например, скипового типа, на поверхность. В раме этого же устройства 7 монтируются трубы водоотлива и проветривания (не показаны).

Способ может быть применен и в действующих карьерах. В этом случае крепь 4 устанавливается с горизонта, соответствующего уровню существующего развития торных работ в карьере.

При разработке ограниченных в плане горизонтальных, пологих и наклонных залежей 8, глубина залегания которых соизмерима или менее максимального размера залежи 8 в плане, целесообразно залежь 8 разбивать на

отдельные участки 9—13, а крепь устанавливать по границам этих 20 участков (сплошные линии на рис 4 в).

Выемка полезного ископаемого из участков 9—13 залежи 8 может производиться по отдельности или совместно в двух или более участках.



а - вертикальный разрез схемы разработки залежи; б - то же с установкой оборудования; в — схема разбивки залежи на отдельные участки. 1-

контур проекции залежи на горизонтальную поверхности; 2 – залежь полезного ископаемого; 3 – дневная поверхность; 4 – крепь; 5 – экскаваторы; 6 – автосамосвалы; 7 – подъемное устройство; 8 – наклонные залежи; 9 - 13 участки залежи; 14 – покрывающие породы; 15 – борта карьера; 16 – горизонт.

Рисунок 2.4 - Схема разработки кимберлитовой трубки.

Как при выходе залежи 2 на дневную поверхность 3, так и при наличии покрывающих пород 14 возможно предварительно осуществлять вскрышные работы с разном бортов 15 карьера до горизонта 16, уровень которого определяют по технико-экономическому фактору с учетом дальнейшей выемки полезного ископаемого по описанному способу. При этом горизонт 16 может лежать как выше залежи 2, так и пересекать ее.

Способ полностью исключает или сводит к минимуму вскрышные работы по разному бортов карьера.

2.2.3 Способ открытой разработки крутопадающих рудных тел

Способ открытой разработки крутопадающих рудных тел [20] реализует отработку по этапам: верхней части - до экономически целесообразной глубины Н - по традиционной технологии с рыхлением БВР, устройством капитального транспортного съезда, использованием автомобильной и экскаваторной техники, доработку нижней части с формированием нерабочего борта с предельно допустимыми по устойчивости параметрами, рыхлением и транспортировкой руды с нижних горизонтов с использованием специализированного подъемного устройства (СПУ), отработку средней части РТ ведут в период строительства и монтажа СПУ, оформляют перегрузочную площадку в районе окончания капитального транспортного съезда, сооружают временные съезды, транспортируют добытую руду на поверхность по временным и далее по капитальным транспортным съездам, а доработку нижней части РТ

осуществляют после погашения временных съездов, сооружают крутонаклонный служебный проезд, обеспечивающий возможность проезда гусеничной техники, транспортируют руду СПУ до перегрузочной площадки, где перегружают в автомобильный транспорт.

Экономически целесообразную глубину Н определяют по минимуму затрат на отработку РТ с использованием комбинированного транспорта.

В качестве специализированного подъемного устройства (СПУ), используют кабельный кран со стационарными или передвижными опорами, с возможностью изменения пролета между ними.

Погрузку руды при доработке нижней части РТ осуществляют фронтальными погрузчиками в грузовые бадьи СПУ.

При отработке средней и нижней частей РТ рыхление осуществляют с использованием безвзрывных способов подготовки горной массы.

Для обеспечения необходимой производительности карьера количество СПУ может быть увеличено.

В случае необходимости СПУ можно использовать для доставки в рабочую зону карьера оборудования, материалов и обслуживающего персонала.

При ведении работ в опасных зонах у борта карьера в случае необходимости используют горное оборудование с дистанционным управлением.

А в качестве служебного проезда используют наклонные предохранительные бермы.

Отработка средней части в период строительства и монтажа СПУ позволяет обеспечить непрерывность процесса добычи, что повышает эффективность способа.

Оформление перегрузочной площадки в районе окончания капитального транспортного съезда позволяет уменьшить объемы горных работ по формированию капитальных транспортных съездов на нерабочем

борту карьера, а также снизить расстояние транспортирования от перегрузочной площадки до транспортного съезда и, соответственно, до объектов на поверхности, что повышает эффективность способа.

Сооружение временных съездов в средней части карьера позволяет обеспечить грузотранспортную связь рабочей зоны с поверхностью при сниженных объемах вскрышных работ за счет отказа от формирования капитальных транспортных съездов на нерабочем борту карьера, что повышает эффективность способа.

Доработку нижней части РТ осуществляют после погашения временных съездов, что позволяет максимально полно использовать рабочую зону карьера для развития горных работ. Сооружение крутонаклонного служебного проезда для доставки по нему грузов вспомогательного назначения, а также персонала в рабочую зону без использования СПУ, повышает производительность СПУ по доставке горной массы. В целях снижения объемов разноса борта при размещении служебного проезда уклон его делают максимально крутым. В качестве служебного проезда могут быть также использованы наклонные предохранительные бермы.

Использование в качестве СПУ кабельного крана позволяет минимизировать капитальные затраты ввиду его относительно простой конструкции и невысокой металлоемкости. При отработке небольших рудных тел наиболее целесообразно использование кабельного крана со стационарными опорами. При отработке вытянутых рудных тел наиболее целесообразно использование кабельного крана с передвижными опорами с изменяющимся пролетом, это позволяет перемещать кабельный кран вдоль непараллельных бортов, сохраняя его в рабочем состоянии по всей траектории его перемещения. Кроме того, при необходимости можно отрабатывать карьер с применением БВР, перегоняя кабельный кран на безопасное расстояние от места производства взрывных работ, а также в

более широком диапазоне изменять место погрузки на дне карьера, что снижает расстояние доставки горной массы от забоя до места погрузки СПУ и повышает эффективность предлагаемого способа. Расчет экономически целесообразной глубины перехода на использование СПУ обеспечивает минимум затрат на отработку РТ с использованием комбинированного транспорта.

Подъем горной массы с использованием СПУ до перегрузочной площадки с дальнейшей перегрузкой горной массы в автотранспорт приводит к увеличению производительности СПУ и соответственно снижает необходимое количество СПУ.

Погрузка руды при доработке нижней части РТ фронтальными погрузчиками в грузовые бадьи СПУ позволяет использовать минимальное количество горного оборудования в рабочей зоне, т.к. доставка горной массы от забоя до грузовой бадьи производится без промежуточных перевалок, что повышает эффективность способа.

Возможность использования безвзрывных способов подготовки горной массы при отработке средней и нижней частей РТ обеспечивает сохранность смонтированных частей СПУ, повышает безопасность, что особенно важно при отработке небольших рудных тел.

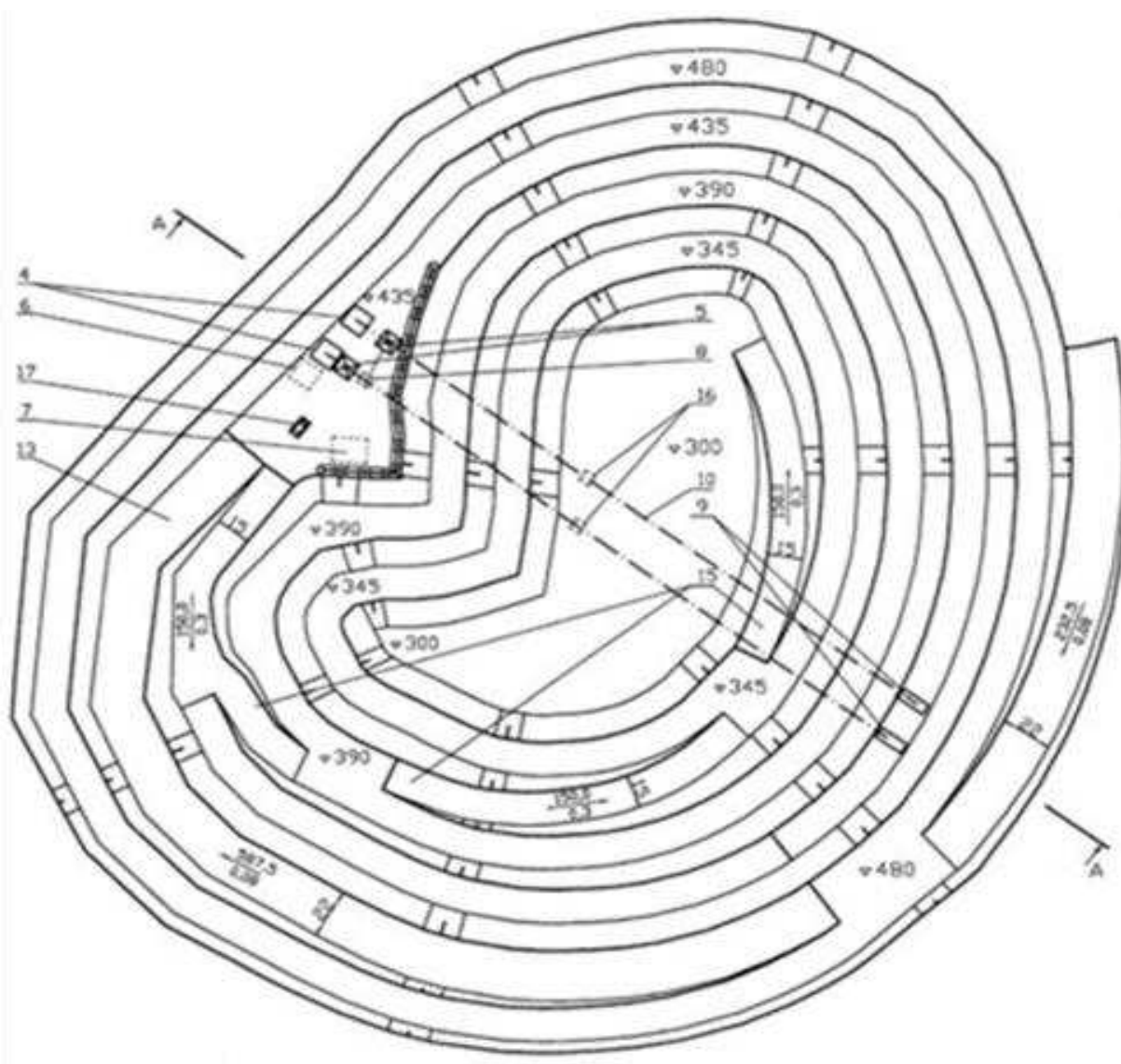
Возможность увеличения количества СПУ позволяет обеспечить требуемую производительность карьера, увеличить надежность транспортной системы в целом за счет наличия нескольких взаимонезависимых СПУ, что повышает эффективность способа.

Использование СПУ для доставки в рабочую зону оборудования персонала и вспомогательных материалов повышает надежность транспортной системы за счет наличия двух взаимонезависимых путей доставки (через служебный проезд или через СПУ), что особенно важно при аварийных ситуациях, связанных с блокированием или разрушением служебного проезда и повышает эффективность предлагаемого способа.

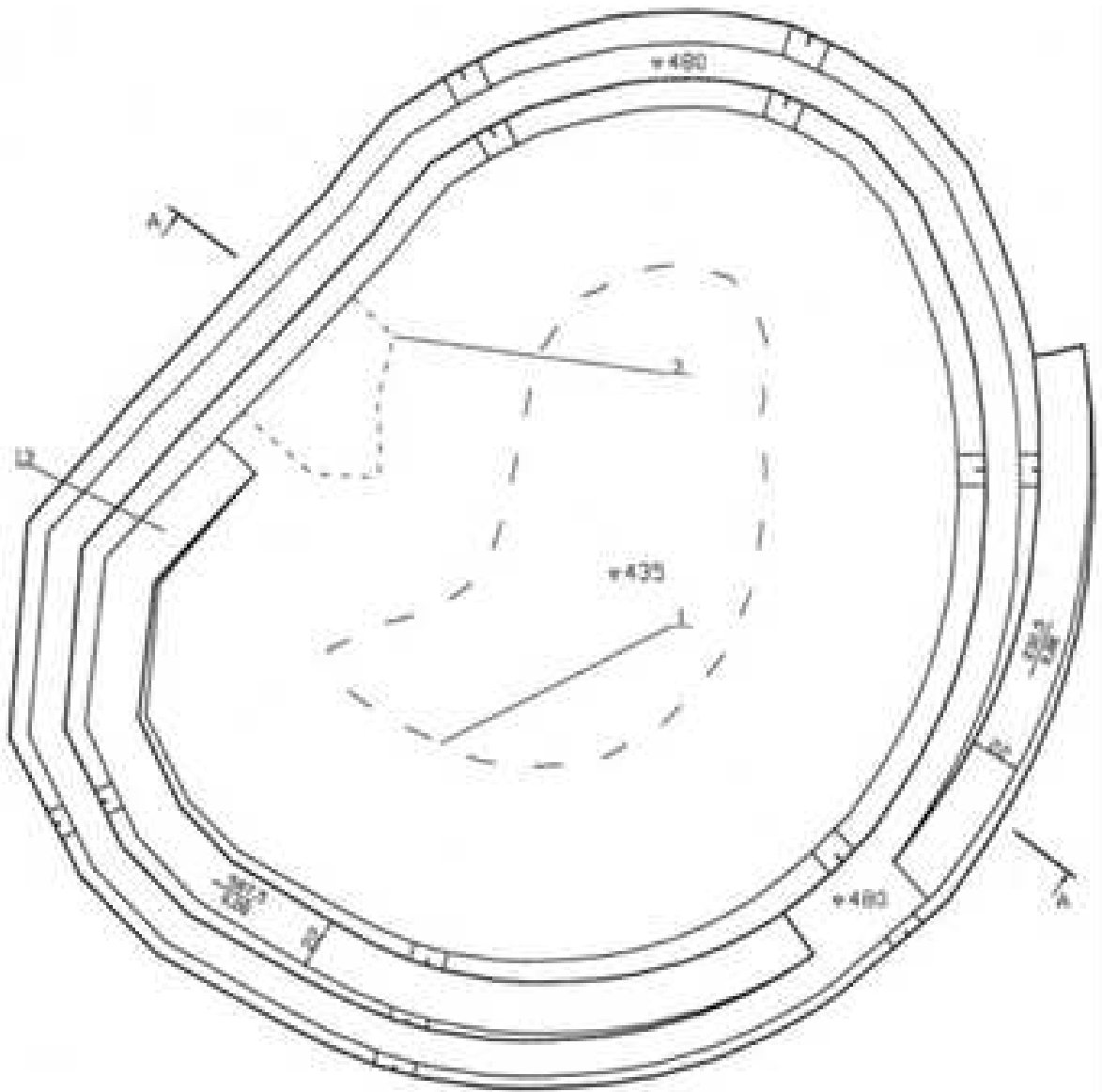
Использование гусеничной техники для перевозки вспомогательных грузов по служебному проезду обеспечивает возможность безопасной эксплуатации техники на крутых уклонах.

Использование при отработке прибортовых участков (потенциально опасных зон) оборудования с дистанционным управлением повышает безопасность горных работ без дополнительных затрат на укрепление уступов.

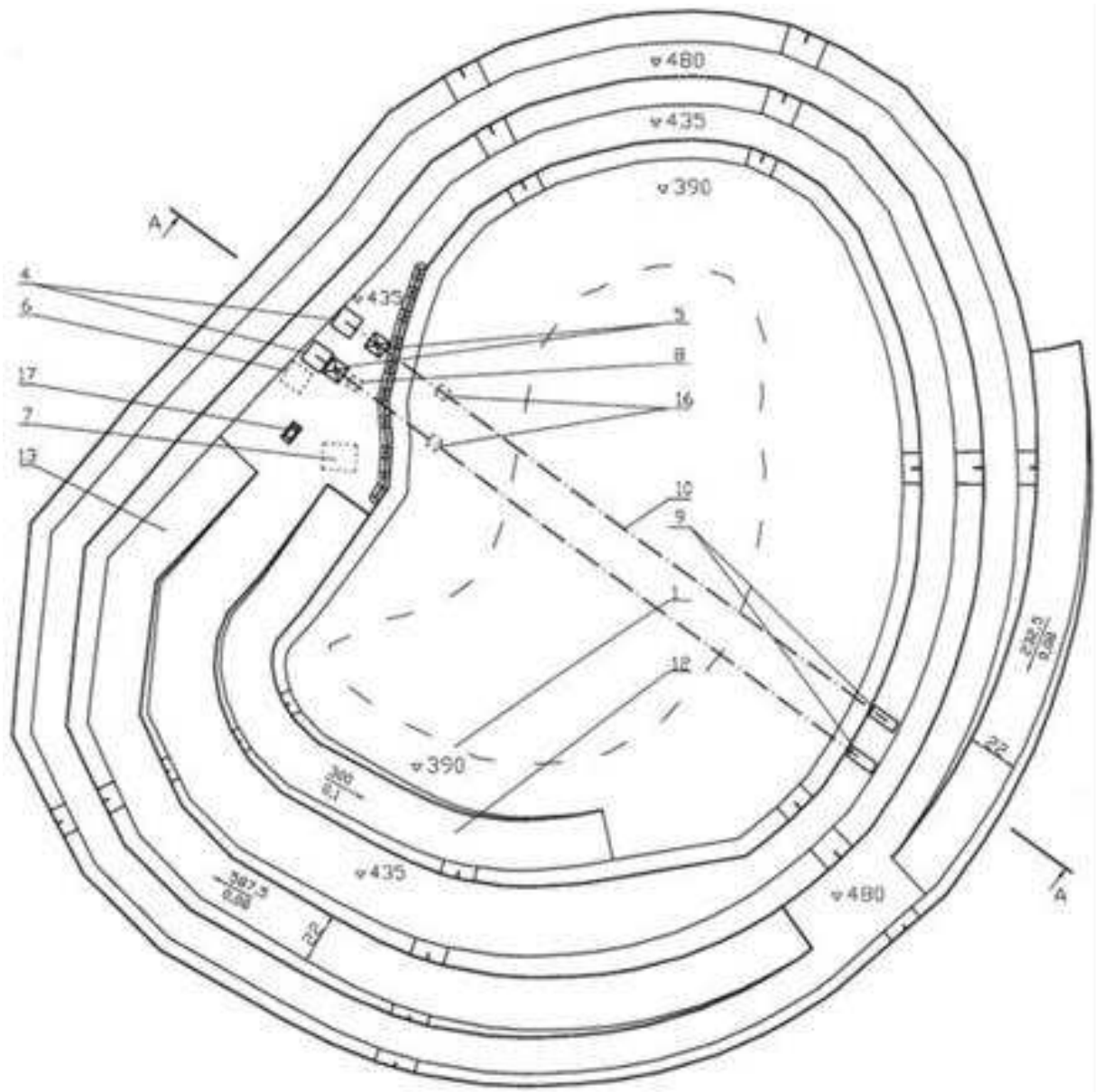
Способ поясняется на рисунке 2.5 .



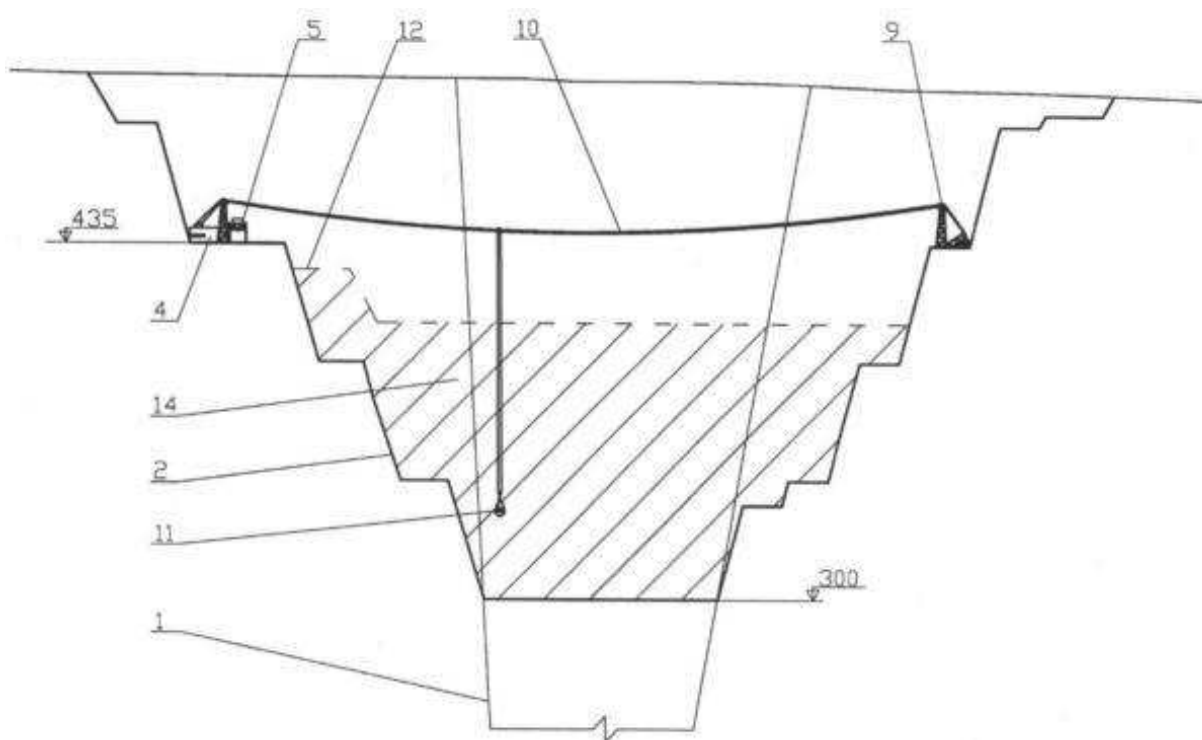
а



6



B



Г

а - план карьера на конец отработки; б - план карьера в момент начала сооружения СПУ (отработка средней части РТ); в - план карьера на момент ввода в эксплуатацию СПУ (доработка нижней части РТ); г - схема отработки рудного тела с использованием СПУ;

1 - контур рудного тела; 2 - нерабочий борт карьера; 3 - перегрузочная площадка; 4 - приводная станция кабельного крана; 5 - перегрузочный бункер; 6 - площадка для хранения сменных грузоподъемных сосудов; 7 - стоянка вспомогательной техники; 8 - площадка смены грузоподъемных сосудов; 9 - якорно-натяжная станция кабельного крана; 10 - несущий канат; 11 - грузовая бадня; 12 - временный транспортный съезд; 13 - капитальные съезды; 14 - зона карьера, обрабатываемая с использованием СПУ; 15 - крутонаклонный служебный проезд; 16 - загрузочная площадка на обрабатываемом горизонте; 17 - автосамосвал.

Рисунок 2.5 - Способ открытой разработки крутопадающих рудных тел

2.3 Специальные виды транспорта

Согласно ГОСТ Р 58148— 2018 [9] при обоснованном учете рисков допускается закладывать в проект новые виды оборудования., которое перед фактическим внедрением на карьере должно быть опробовано на опытно-промышленном участке.

В зависимости от конкретных горно-геологических, горно-технических, социально-экономических условий должна быть обоснована целесообразность применения следующих специальных видов транспорта:

- ✓ грузовая подвесная канатная дорога;
- ✓ наращиваемый башенный подъемник ;
- ✓ кабельный кран;
- ✓ грейфер; гусеничный самосвал;
- ✓ скиповой подъемник;
- ✓ наклонный автомобильный подъемник.

При проектировании новых и реконструкции эксплуатируемых грузовых подвесных одноканатных и двухканатных дорог с кольцевым и маятниковым движением вагонеток, предназначенных для транспортирования насыпных и штучных грузов, необходимо соблюдать требования СП 37.13330. (раздел 9). а также правил безопасности при ведении горных работ и безопасности эксплуатации грузовых подвесных канатных дорог.

При проектировании специальных видов транспорта необходимо учитывать требования СП 37.13330.2012 (разделы 4. 12), а также требования нормативно-технических документов к конструкциям соответствующего вида транспорта.

При проектировании доставки руды гусеничными самосвалами допускается применение двух вариантов транспортных коммуникаций: - съезды, спроектированные по требованиям СП 37.13330.2012 (раздел 7) и предъявляемым к карьерным автомобильным дорогам. В этом случае

допускается движение по таким дорогам автомобильного транспорта и технологического оборудования, способного преодолевать соответствующий уклон; крутонаклонные съезды со специфическими параметрами, обоснованными в проекте из соображений безопасности, энерго- и ресурсосбережения, по которым разрешено движение только специальной гусеничной техники, способной передвигаться по заданным уклонам.

Параметры таких съездов должны быть обоснованы с привлечением соответствующих научно-исследовательских организаций.

В карьере одновременно могут быть реализованы оба варианта транспортных коммуникаций на различных его участках. Для гусеничных самосвалов допускается увеличивать продольный уклон дорог до 30 %, а в технико-экономически обоснованных случаях и более. При этом обязательно наличие положительных результатов испытаний и обеспечение безопасности персонала.

Допускается движение гусеничных самосвалов по технологическим автомобильным дорогам при условии соблюдения допустимого удельного давления гусениц на дорожное полотно.

К наиболее перспективным направлениям безавтомобильных схем доставки горной массы при разработке кимберлитовых трубок, а также и других крутопадающих месторождений можно отнести три схемы, использующие:

а) вертикальные конвейерные системы, с S-образными контурами транспортирования, на базе высокопроизводительных ковшевых элеваторов с резинотканевыми ковшами, обеспечивающими транспортировку кусковых грузов крупностью до 400 мм на высоту до 500 м, а при использовании канатов из кевларовых волокон и до 1000 м, производительностью, в зависимости от высоты подъема, от 1000 до 3000—10000 м³/ч [21]; эффективная область их применения будет находиться в аналогичной для традиционного конвейерного транспорта области, производительности 20-30

млн.т в год и более, на месторождениях соответствующего масштаба;

б) привязные аэростатические подъемники маятникового типа с гибким подвесом рабочего органа, оснащенные грейферными и ковшевыми рабочими органами, соответственно выполняющими функции выемочно-транспортных машин [22], основным преимуществом которых является высокая мобильность и обусловленная этим эффективность использования в труднодоступных районах, применение в их конструкции кевларовых канатов также значительно увеличивает эффективность их использования; использование данных подъемников непосредственно зависит от уровня развития воздухоплавания, в котором в настоящее время заканчивается период пересмотра технических концепций, связанный с переходом на новые материалы, что соответственно несколько отодвигает сроки создания аэростатических аппаратов большой грузоподъемности, необходимых для создания аэростатических подъемников;

в) вертикальные подъемники, конструктивно не связанные с бортом карьера, например наращиваемые башенные подъемники, опирающиеся на дно карьера, для разработки кимберлитовых трубок малых размеров, усредненной площадью до 5000 м², глубиной разработки до 150 м.

3 Нарращиваемые башенные подъемники для разработки кимберлитовых трубок

3.1 Основные технико-экономические характеристики и принцип работы

Условиями для успешного использования башенных подъемников является:

- обеспечение их производительности до 1-2 млн. т в год, обусловленное условием сохранением локальной устойчивости борта за счет отработки трубки за один сезон (9-10 месяцев с октября по июль); при отработке месторождения субвертикальным уступом 75-80⁰, обеспечивающем локальную

устойчивость борта в течение 2-3 лет, приемлемой может быть производительность до 500 тыс. т в год;

- включение в состав подъемника узлов по обеспечению работы находящегося на дне карьера оборудования (элементы систем энергоснабжения, водоотлива, вентиляции, подъема, в том числе аварийного, людей и оборудования);

- мобильность, заключающаяся в относительной простоте монтажа и возможности разборки на транспортабельные вертолетом блоки массой до 20 т.

В статье [23] излагается принцип конструкции одного из возможных вариантов наращиваемого башенного подъемника, предназначенного для работы в составе комплекса по безвзрывной технологии выемки кимберлитовой руды и доставки ее на дневную поверхность.

Наиболее целесообразными параметрами конструкции первого опытного образца башенного подъемника представляются: теоретическая производительность 240 т/ч ($120 \text{ м}^3/\text{ч}$ в рыхлой массе), обеспечивающая при 20 ч работы в сутки в течение 250- 300 дней в году производительность порядка 1-1,2 млн. т, при максимальной высоте подъема 150 м. При использовании указанного подъемника в течении одного сезона возможна отработка малой кимберлитовой трубки усредненной площадью 3200 м^2 на глубину 150 м.

Схема подъемника и исходные горно-технологические требования к конструкции и его элементам приведены на рисунках 3.1 - 3.3 и в таблице 3.1. Параметры наращиваемого башенного подъемника приведены в двух вариантах: с одним транспортным сосудом и последовательной схемой работы загрузочного, подъемного и транспортно-разгрузочного устройств, и параллельной (параллельно-последовательной) схемой работы этих устройств одновременно с несколькими транспортными сосудами.

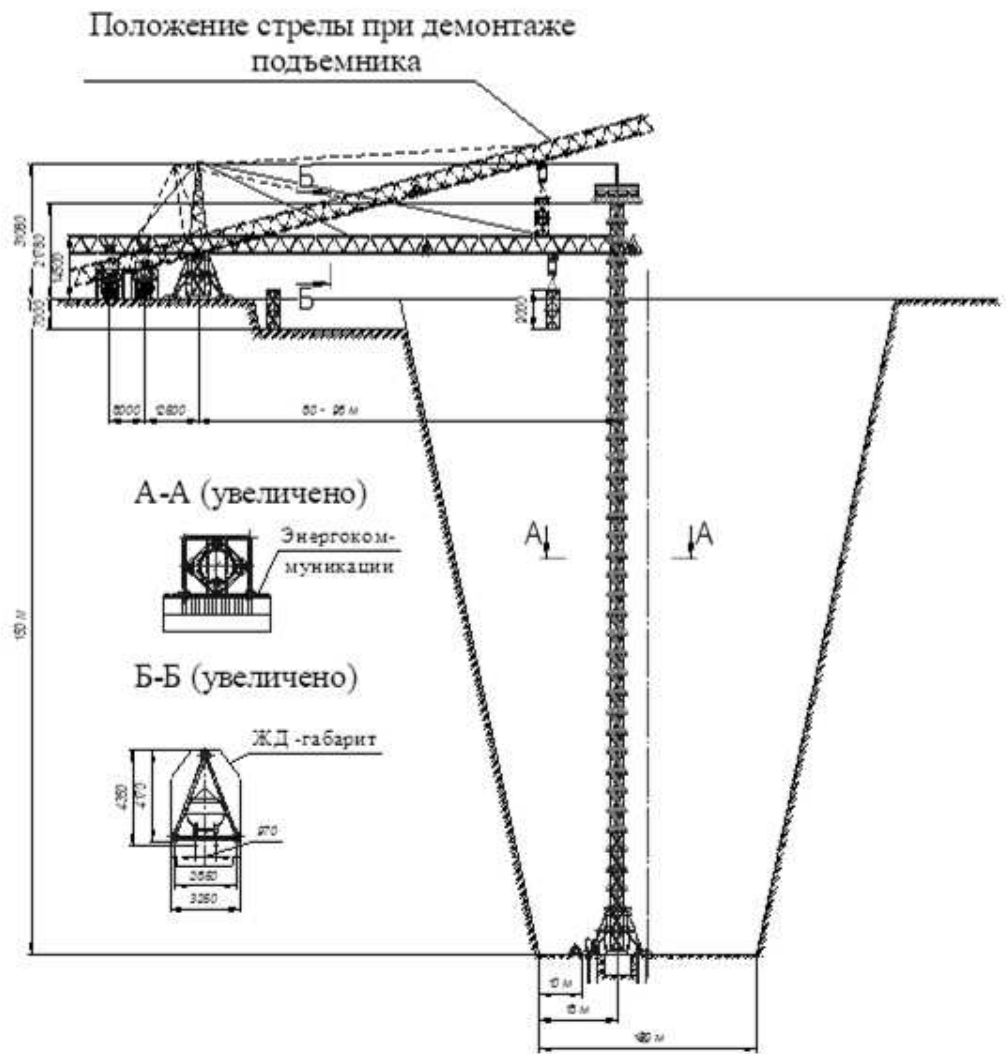


Рисунок 3.1 Нарастиваемый башенный подъёмник

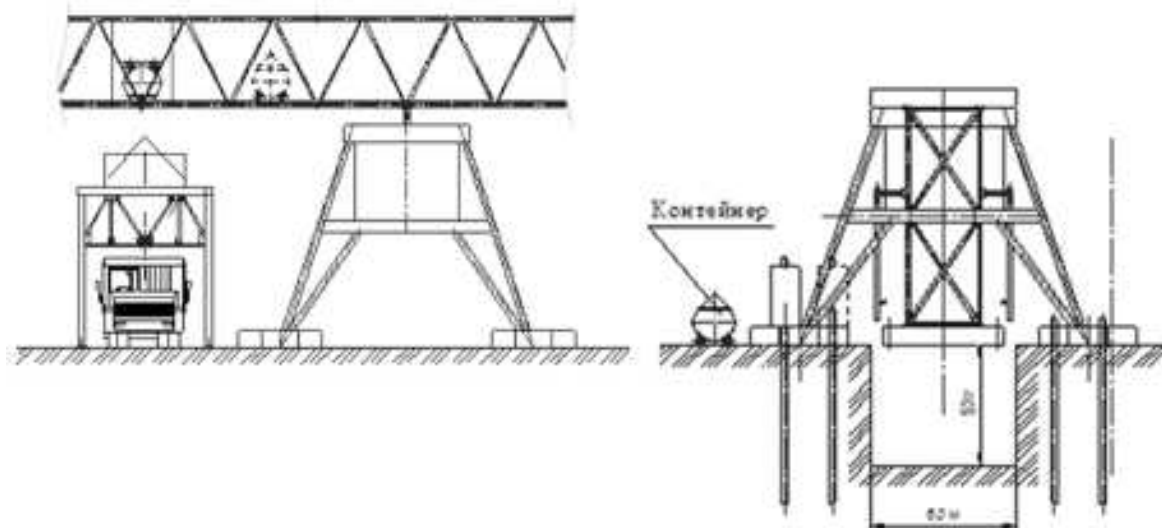
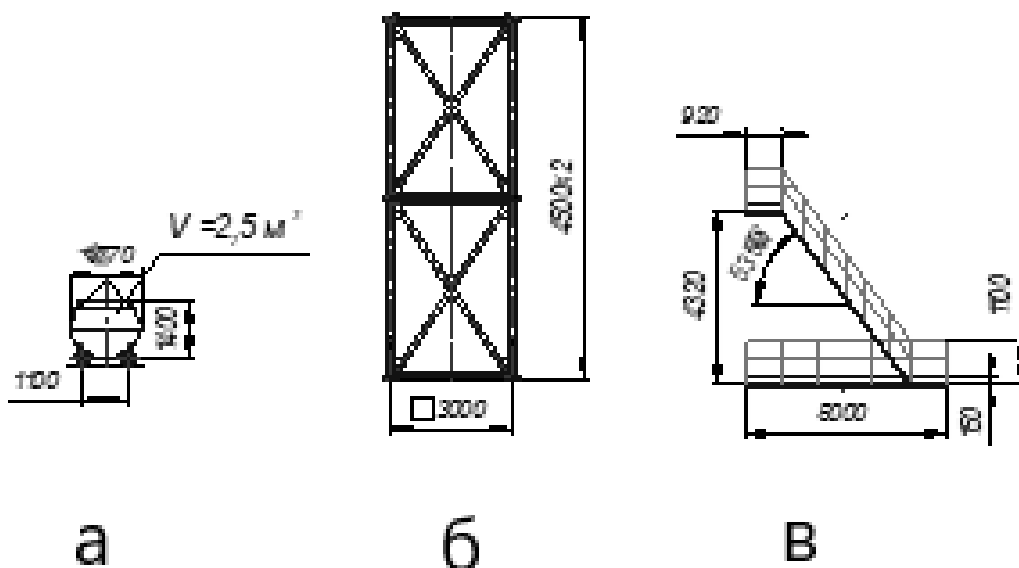


Рисунок 3.2 – Верхняя и нижняя опоры наращиваемого подъемника и перегрузочный бункер



а – контейнер; б – секция башни; в – лестничный марш с переходной площадкой

Рисунок 3.2 – Элементы наращиваемого подъемника

Таблица 3.1 - Исходные требования и технические характеристики наращиваемого башенного подъемника НБП - 4/150-100

Наименование параметра	Величина	
	Вариант I Последовательная схема работы ТС	Вариант II Параллельная схема работы ТС
Вместимость (грузоподъемность) ТС, тс (м ³)	6,30 (3,15)	4 (2)
Высота подъема ТС, min/max, м	10/150	
Скорость подъема, м/с	8	
Режим работы механизма подъема (без учета уровня загрузки) S5, ПВ	тяжелый ПВ50%	непрерывный ПВ100%
Ориентировочная мощность привода механизма подъема, кВт	748	475
Ориентировочная мощность привода механизма подъема, в пересчете на режим S5, ПВ 100%, кВт	540	475
Расстояние горизонтального перемещения ТС, м	96 (длина стрелы 100 м)	
Скорость горизонтального перемещения, ТС, м/с	5	
Режим работы механизма перемещения (без учета уровня загрузки) S5, ПВ	тяжелый ПВ50%	непрерывный ПВ100%
Время захвата и установки в клеть ТС, (и обратная установка на тележку), с	7,5 (7,5)	
Время перестановки ТС из клетки на горизонтальный путь (обратно)	7,5(7,5)	
Время разгрузки ТС, с	10	
Общая продолжительность цикла одного ТС min, с	90	90
Общая продолжительность цикла одного ТС max, с	120	120
Приведенная продолжительность цикла одного ТС, min, с	90	60
Приведенная продолжительность цикла одного ТС, max, с	120	60
Продолжительность цикла одного ТС, для средневзвешенной высоты и угла борта 78 ⁰ , с	94,56	60
Теоретическая производительность, min, т/ч (м ³ /ч)	189 (94.5)	240 (120)
Теоретическая производительность, max, т/ч (м ³ /ч)	126(252)	240 (120)
Теоретическая производительность, для средневзвешенной высоты подъема, т/ч (м ³ /ч)	120(240)	240 (120)
Годовая эксплуатационная производительность, тыс. т (м ³), при K _p =1,25; t _c =20ч; t _r =250 сут.	960 (480)	960 (480)
Конструктивная масса НБП-4/150/100, т:		
металлоконструкции	290-320	210-230
механизмы	140-150	110-120
общая	430-470	320-350
Ориентировочная стоимость (на 1.07.2005г.) без НИОКР, млн. руб. (млн. долл. США)	130-194 (4,65-5,4)	95-112(3,4-4)

3.2 Монтаж наращиваемого башенного подъемника

На рисунке 3.3 изображен наращиваемый башенный подъемник в состоянии завершения монтажа верхнего строения и начала горных работ. Монтаж выполняется в следующей последовательности:

- выполняется пионерная траншея, на ее подошве (около временного борта) устанавливается нижняя опора 1 подъемника с контейнерным манипулятором 2, предназначенным для снятия транспортных сосудов (контейнеров) 3 с доставочных (выемочно-доставочных) машин 4 и установки их в клеть башенного подъемника;

- на нижнюю опору устанавливается верхняя секция 5 башни с оголовком башни 6, в котором размещается подъемная машина и устройство горизонтальной передачи и обмена контейнеров с магазином 7 для порожнего эстафетного контейнера 8;

- на дневной поверхности на заданном расстоянии от будущей проектной верхней бровки карьера 9 устанавливается опора стрелы 10, на которую устанавливается стрела 11 с тележкой стрелы 12, предназначенной для перевозки контейнеров 3 и выполнения вспомогательных подъемно-транспортных операций, стрела 11 шарнирно крепится к оголовку башни 6;

- в сторону опоры стрелы 10 удлиняется пионерный забой, тупик которого в дальнейшем используется как монтажный приямок 13, предназначенный для сборки типовых секций башни 14, передаваемых затем на наращивание башни (см. рис.3.4).

На рис. 3.4 изображен наращиваемый башенный подъемник в период завершения отработки карьера, во время наращивания башни. Порядок работы нижней опоры 1 при понижении площадки уступа подробно изложен ранее [23]. Штриховыми линиями показано положение верхнего строения подъемника, выполняющего с помощью тележки стрелы 12 демонтаж находящихся в карьере узлов подъемника и другого оборудования. Также

тележка стрелы может использоваться для возврата переработанной горной массы в карьерное пространство при рекультивации.

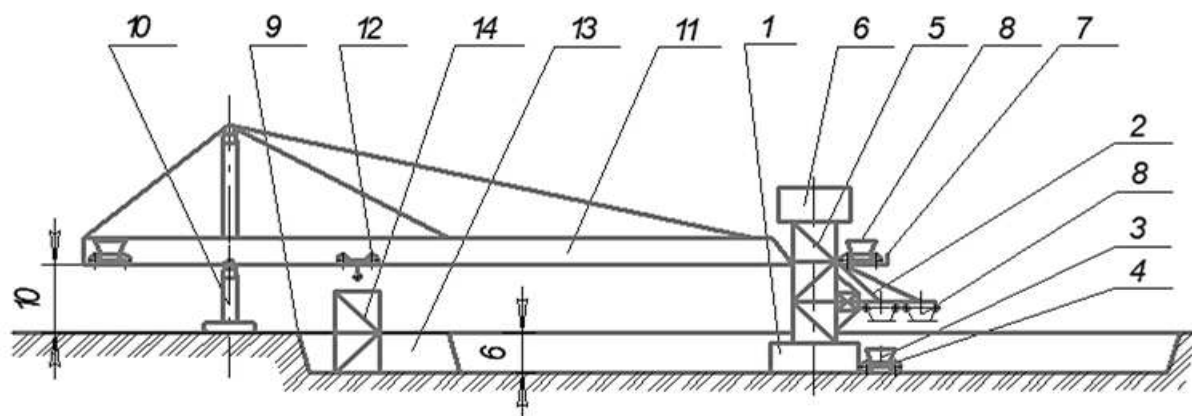
Для выполнения подъемно-транспортных операций после отработки карьера к стреле 11 крепится балластная опора 15.

Как видно из таблицы, выполнение подъемника по конструктивной схеме с одновременно задействованными в транспортном цикле несколькими контейнерами (вариант II) обеспечивает, при заданной производительности, снижение: грузоподъемности подъемника, мощности механизма подъема, массы подъемника в целом и его стоимости. Соответственно при необходимости может быть решена обратная задача по повышению производительности подъемника.

В приведенных в таблице примерах показана оптимизация схемы работы подъемника путем рационального сочетания грузоподъемности, высоты и скорости подъема. Для наглядности использованы кратные, по времени, циклы работы, не использовалась возможность регулировки скорости горизонтального перемещения. При этом показана возможность снижения грузоподъемности в 1,57 раза при сохранении производительности.

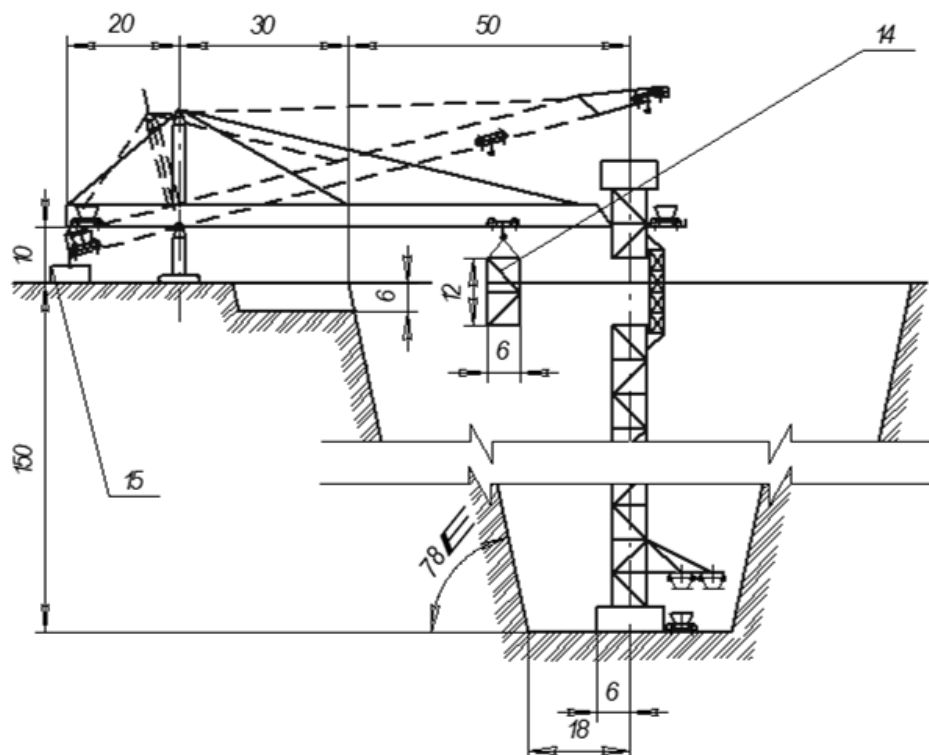
Оптимизация по нескольким параметрам (вертикальная и горизонтальная скорости, грузоподъемность), конструкции подъемника с параллельной (параллельно-последовательной) схемой доставки транспортных сосудов со дна карьера на заданное расстояние от верхней бровки борта карьера, что необходимо по требованиям безопасности, может обеспечить снижение грузоподъемности и соответственно стоимостных показателей подъемника более чем в два раза.

Предложенные технические решения целесообразно учитывать при выборе транспортных схем разработки кимберлитовых месторождений.



1 – нижняя опора; 2 – контейнерный манипулятор; 3 – транспортный сосуд (контейнер); 4 – доставочная машина; 5 – верхняя секция башни; 6 – оголовок башни; 7 – магазин; 8 – эстафетный контейнер; 9 – верхняя бровка карьера; 10 – опора стрелы; 11 – стрела; 12 – тележка стрелы; 13 – монтажный прямик; 14 – типовая секция башни.

Рисунок 3.3 – Монтаж верхнего строения наращиваемого башенного подъемника и начало горных работ



1 – нижняя опора; 2 – контейнерный манипулятор; 3 – транспортный сосуд (контейнер); 4 – доставочная машина; 5 – верхняя секция башни; 6 – оголовок башни; 7 – магазин; 8 – эстафетный контейнер; 9 – верхняя бровка карьера; 10 –

опора стрелы; 11 – стрела; 12 – тележка стрелы; 13 – монтажный приямок; 14 – типовая секция башни; 15 – балластная опора

Рисунок 3.4 – Нарращивание башни подъемника в период завершения отработки карьера

3.4 Выбор оборудования для горизонтальной транспортировки горной массы

В состав наращиваемого башенного подъемника НБП-150 входят: подъемная установка для вертикального подъема горной массы и установка для горизонтального перемещения горной массы.

Расстояние горизонтального перемещения по мосту подъемника составляет 100 м.

Учитывая, что вертикальный подъем горной массы будет выполняться в транспортных сосудах клетьевым подъемником, далее конструктивно возможна транспортировка по мосту ленточным конвейером, являющимся машиной непрерывного транспорта или по циклической схеме колесными видами транспортных средств.

В данной работе рассматриваются варианты применения для НБП-150 самоходных транспортных устройств колесного типа: с механизмами передвижения на рельсовом ходу, к которым относятся шахтные вагонетки и пневмоколесные машины, к которым относятся шахтные самоходные вагоны.

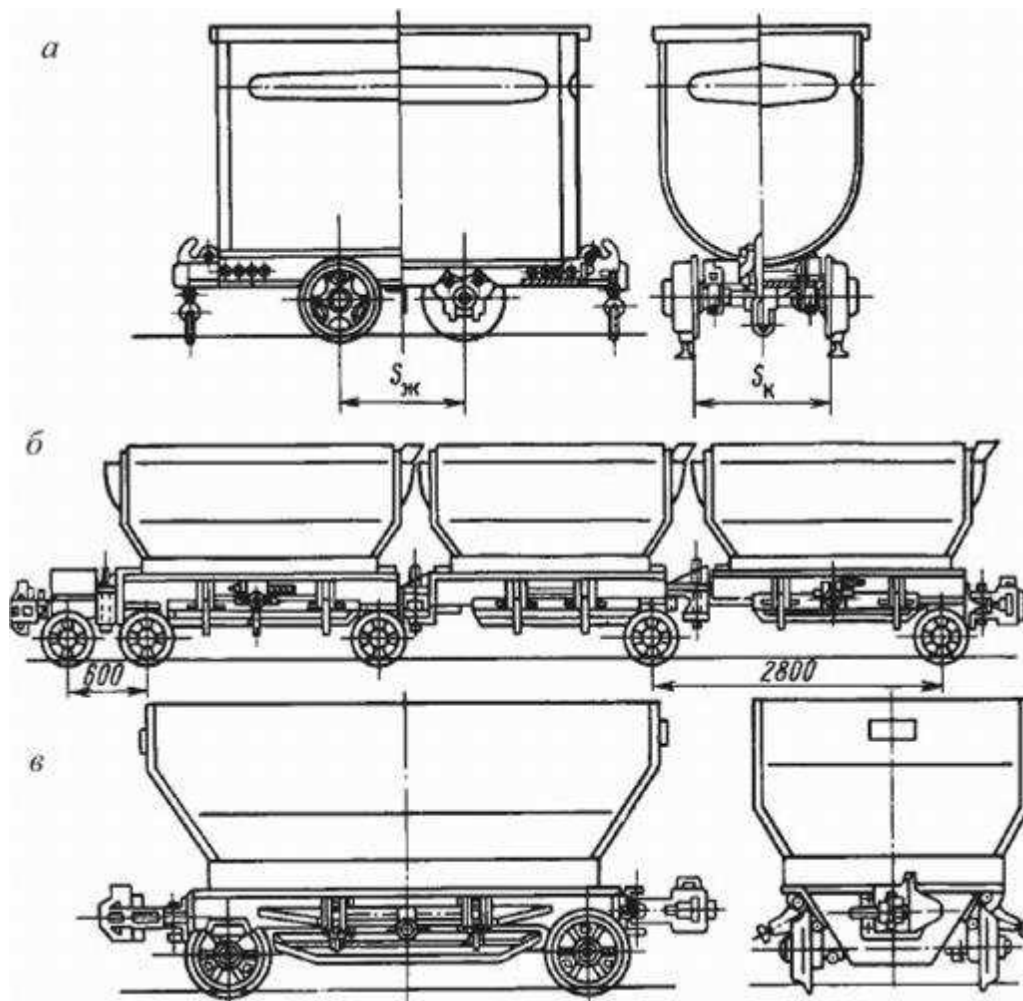
Шахтные вагонетки.

Грузовые вагонетки по своему конструктивному оформлению и способу разгрузки насыпных грузов делятся на следующие типы: вагонетки с глухим кузовом (тип ВГ), у которых кузов жестко прикреплен к раме (рис. 3.5, а).

Они наиболее просты по конструкции, технологичны и дешевы в изготовлении. Однако для их разгрузки требуется специальное оборудование - круговой опрокидыватель (рис. 3.6), в который они затапливаются поочередно локомотивом, лебедкой или стационарно установленным перед

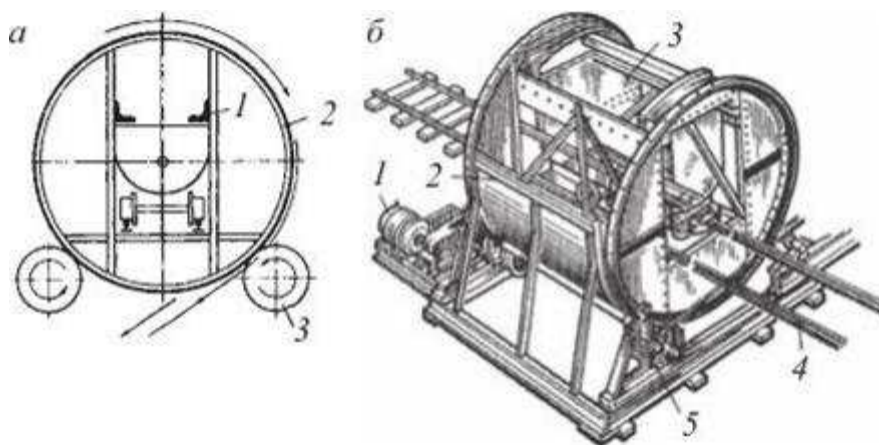
опрокидывателем специальным механизмом - толкателем и закрепляются в нем.

Опрокидыватель с помощью приводных роликов трения поворачивается на 180° , и груз из вагонетки разгружается в бункер. После последующего поворота опрокидывателя еще на 180° вагонетка освобождается от креплений и выкатывается из опрокидывателя.



a - с глухим кузовом ВГ, УВГ; *б, в* - с откидным днищем ПС, ВДК

Рисунок 3.5 - Грузовые вагонетки:



а - кинематическая схема: *1* - упоры для крепления вагонетки; *2* - цилиндрический барабан с горизонтальной осью вращения; *3* - приводные ролики для вращения барабана; *б* - общий вид: *1* - электропривод; *2* - барабан; *3* - упоры; *4* - рельсовый путь; *5* – опорные приводные ролики.

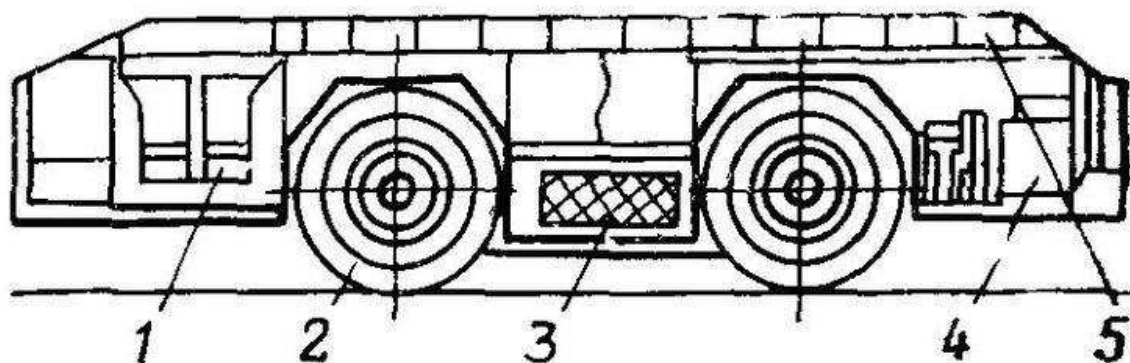
Рисунок 3.6 - Круговой опрокидыватель

Вагонетки с донной разгрузкой типа ПС, ВДК (рис. 3.5, *б*, *в*) имеют более сложную конструкцию, чем вагонетка ВГ, однако она позволяет использовать более совершенный и производительный способ разгрузки. С этой целью днище вагонеток ВД выполнено в виде шарнирно закрепленных одним концом на раме вагонетки клапанов - створок, удерживаемых в транспортном положении закрытыми с помощью замковых устройств и освобождающихся при прохождении над разгрузочной ямой или бункером. Груз разгружается в бункер или разгрузочную яму под действием собственного веса. После прохождения над пунктом разгрузки клапаны - створки закрываются с помощью установленного в конце разгрузочной кривой запорного устройства. У вагонеток ВДК при прохождении над разгрузочным пунктом откидывается днище, и процесс разгрузки вагонетки и возврат в исходное положение днища происходят аналогично вагонетке ВД.

Шахтные самоходные вагоны

Шахтный самоходный вагон (рис. 3.7) предназначенный для транспортирования горной массы в шахтах. Все колёса пневматические

резиновые приводные и управляемые. Подвеска передних колёс балансирующая, задних - жёсткая. Рулевое управление. Вагон снабжён рабочей, стояночной и аварийной тормозными системами. Рабочие тормоза колодочные в колесе; стояночные - на приводах; роль аварийных выполняют стояночные тормоза, задействованные от пружинного аккумулятора. В конструкции вагона предусмотрены: кабина водителя - двухпозиционная, предусмотрено рулевое управление с гидроусилителем, тормоза - рабочие и стояночные; привод кабельного барабана - гидравлический; намотка кабеля - автоматическая. Шахтные самоходные вагоны представляют собой бункер-кузов со встроенным в его днище скребковым конвейером.



1 — механизм управления; 2 — ходовая часть; 3 — аккумуляторная батарея;
4 — привод; 5 — кузов.

Рисунок 3.7 – Конструктивная схема самоходного вагона

Как шахтные вагонетки, так и самоходные пневмоколесные шахтные вагоны имеют свои плюсы и минусы. Вагонетка с глухим дном сравнительно легкая и простая конструкция, но не имеет механизма передвижения. Самоходный пневмоколесный шахтный вагон имеет автономный привод, высокую проходимость, но при этом достаточно большую конструктивную массу и сложность, управление водителем (или достаточно сложной и дорогостоящей системой дистанционного управления).

В конструкции устройства для перемещения сосуда с горной массой по транспортному мосту целесообразно использовать комбинацию конструктивных элементов шахтной вагонетки и самоходного шахтного вагона.

Предлагается установить на транспортном мосту полноприводную четырехколесную самоходную рельсовую вагонетку (СРВ) с токоподводом по верхнему контактному проводу или дополнительному токопроводящему рельсу (как в метropоездах). При необходимости реализации при передвижении СРВ ускорений и замедлений величиной более $2,5 \text{ м/с}^2$ механизм передвижения может быть выполнен в комбинированном варианте, сочетании рельсового механизма и пневмоколесных шин. Данная комбинированная схема колесного хода используется более чем в сорока метрополитенах мира.

3.5 Расчет пропускной способности транспортного моста

3.5.1 Выбор исходных данных

Расчет пропускной способности – производительности транспортного моста, по которому производится горизонтальная откатка сосудов горной массы от подъемной машины до опрокидывателей и далее загрузка ее в накопительные бункера, предлагается выполнить с использованием нормативных материалов используемых для проектирования шахтных подъемных установок [ОНТП 5-85].

Исходя из постановки задачи – **«Одна трубка - Один сезон - Один подъемник»** учитывая, что для использования высоких прочностных свойств многолетнемерзлых пород необходимо предотвращать их оттаивание предлагается срок отработки одной трубки – 10 месяцев, соответственно годовой фонд работы $T_{\text{РГ}} = 300$ суток.

В качестве расчетных объектов отработки, вмещающего гипотетическую малую кимберлитовую трубку (МКТ) примем два варианта карьера конусной формы.

Первый диаметром по поверхности $D_B = 103$ м, диаметром по подошве карьера $d_H = 50$ м, с одним уступом высотой $H = 150$ м, углом наклона рабочего уступа (борта карьера) $\alpha_1 = 80^\circ$, вмещающий $V_{KP1} = 716000$ м³, горной массы. При средней объемной массе кимберлитовой руды $\gamma_k = 2,5$ т/м³ [9, Приложение В] масса материала, извлекаемого из карьера составит $P_{KP} = 1790000$ т.

Второй вариант с диаметром по поверхности $D_{B2} = 70$ м, диаметром по подошве карьера $d_{H2} = 50$ мм, так же с одним уступом высотой $H = 150$ м (см. прим. ниже), углом наклона рабочего уступа (борта карьера) $\alpha = 86^\circ$, вмещающий $V_{KP2} = 384000$ м³, горной массы. По второму варианту масса материала, извлекаемого из карьера составит $P_{KP2} = 960000$ т.

Примечание: как показано выше кимберлитовые руды и вмещающие их породы в условиях криолитозоны имеют прочность позволяющую отстраивать борта карьеров с генеральными углами наклона до 56° [24] и создавать вскрышные уступы высотой до 180 м [24]. В соответствии п. 7.8.1.1 ГОСТ Р 58148-2018 [9] на нерабочих бортах карьеров могут формируются уступы высотой до 60 м с углами до 90° . При этом согласно п. 7.8.1.3 предельные углы откосов временно консервируемых участков борта, параметры рабочих и нерабочих уступов, предохранительных берм в процессе эксплуатации должны устанавливаться проектом на основе геомеханических расчетов. В общем случае в количественном отношении расчеты показывают, что потеря устойчивости незакрепленной выработки ($p = 0$) радиуса 50 м происходит при глубине порядка 250 м. Влияние отпора p на устойчивость выработок очень велико, чем обеспечивается их устойчивость даже на больших глубинах [17]. С учетом изложенного и предложена отработка расчетного карьера на всю глубину 150 м одним уступом.

Согласно п. 3.3 ОНТП 1-85, при трехсменном режиме работы по добыче общее число часов работы каждого основного и вспомогательного подъемов

следует принимать, как правило, не больше 18 часов в сутки. При двухсменном режиме работы по добыче общее число часов работы основного подъема принимать, как правило, не больше 14, вспомогательного - 18 часов в сутки, при трех подъемах в стволе - 15 часов в сутки. При наличии только клетового подъема общее число часов его работы не должно превышать 18 часов в сутки. В проектах реконструкции, подготовки новых горизонтов, технического перевооружения допускается по согласованию с министерством или производственным объединением принимать для действующих скиповых и клетовых подъемов общее время работы каждого подъема до 20 часов в сутки. Предлагается руководствоваться данным указанием при расчетах наращиваемого башенного подъемника НБП-150, установить для НБП-150 время работы 20 часов в сутки ($T_{PC} = 20$ ч).

При этом согласно п. 3.5 указанных норм для последнего проектируемого горизонта должен приниматься коэффициент неравномерности скиповых и грузовых клетовых подъемов $C=1,3 \div 1,7$. При этом для каждой отрасли установлен свой коэффициент.

В соответствии с п. 3.5.1 ОНТП 5-85, на период подготовки каждого нового горизонта допускается снижение коэффициента неравномерности подъема до $C=1,25$. В данном случае предлагается учитывать перестановку наращиваемого башенного подъемника НБП-150 с шагом 3 или 4,5 м и настройку подъемной машины с указанным шагом на каждый новый слой, как работу на новом горизонте. При расчетах пропускной способности транспортного моста и производительности подъемной машины, являющихся единым транспортным комплексом, предлагается руководствоваться коэффициентом неравномерности работы подъемно-транспортного комплекса (ПТК) в целом $C_{ПТК}=1,25$.

Согласно п.3.7.2 ОНТП 5-85 для полезного ископаемого, породы и материалов продолжительность паузы при механизированном обмене вагонеток в одном этаже клетки следует принимать по табл. 3.2.

Таблица 3.2 - Продолжительность паузы в зависимости от полезного ископаемого

Длина клетки, м	Двухсторонний околотвольный двор, пауза, с
до 2,55	20
до 3,1	25
до 4	30
до 6,5	40

На приемных площадках с челноковым движением вагонеток через клетку пауза определяется расчетом.

Учитывая, что на верхней и нижней площадках обмена транспортных сосудов (вагонеток) предлагается комбинация двухсторонней и челноковой схем обмена транспортных сосудов (емкостей) принимаем расчетное время паузы обмена $t_{по} = 10$ сек.

На основании приведенной в настоящем пункте информации для расчета производительности подъемной машины и пропускной способности транспортного моста принимаем следующие исходные данные для расчетов:

Годовая проектная производительность (соответствует параметрам карьера):

- по объему $V_{кр}$, м ³ /год	384000
- по массе $P_{кр}$, т/год	960000
Глубина карьера (высота уступа) H , м	-150
Длина транспортного моста (расстояние горизонтального перемещения горной массы) $L_{тм}$, м	-100
Число рабочих дней в году $T_{рг}$, день/год	-300
Продолжительность работы подъемника в сутки $T_{рс}$,	-20
Пауза на обмен транспортных сосудов $t_{по}$, с	-10
Коэффициентом неравномерности работы подъемно-транспортного комплекса (ПТК) в целом $C_{птк}$	-1,25

3.5.2 Пропускная способность транспортного моста

Пропускной способностью транспортной магистрали называется наибольшее количество транспортных средств (поездов метрополитена, электропоездов, трамвайных поездов, поездов, вагонеток и т.д.), которое может быть пропущено по транспортной магистрали, в единицу времени (расчетный период) [25].

Различными видами транспорта и при различных условиях эксплуатации используются различные способы обеспечения требуемой пропускной способности. Подземный рельсовый транспорт - это как правило один локомотив и состав из несамоходных вагонеток. При этом согласно норм по проектированию подземного локомотивного транспорта [ОНТП 1-86, п.5.26.4.74] допускаемая масса состава определяется по ряду параметров состояния пути и локомотива, в том числе исходя из ускорения при пуске (трогании состава с места) - $0,03-0,05 \text{ м/с}^2$. Согласно норм проектирования наземного промышленного железнодорожного транспорта [26] допускаемая масса состава определяется: при вывозных работах при ускорении трогания с места $a = 0,05 \text{ м/с}^2$, при маневровых работах $a = 0,10 \text{ м/с}^2$.

Для видов рельсового транспорта с частыми остановками и при этом наличии необходимости минимизации времени интервалов между составами, к которым относится метрополитен и трамвайный транспорт, в вагонах все колесные пары приводные.

Например, технические характеристики [25]:

- вагон метрополитена серии 81-720 «Яуза», Россия, г. Мытищи, выпуск 1992 г., масса 33 т, привод асинхронный-коллекторный 4x115 кВт, ускорение/замедление $-1,3 \text{ м/с}^2$, конструктивная скорость 100 км/ч;

- вагон метрополитена серии 81-740А «Русич», Россия, г. Мытищи, выпуск 2002 г., масса 46 т, привод асинхронный-коллекторный 4x160 кВт, ускорение/замедление $-1,3 \text{ м/с}^2$, конструктивная скорость 90 км/ч;

- вагон трамвайный серияЛВС-97М (71-147), ПТМЗ, Санкт-Петербург, Россия, выпуск 1997 г., колея1524 мм, тара 28.5 т, привод 4x50 кВт, ускорение 1,4 / замедление -1,5 м/с², конструктивная скорость 75 км/ч;

- вагон трамвайный серия Т65Б5, «СКД», Прага, Чехословакия, выпуск 1983 г., колея1524 мм, тара 18,4 т, привод 4x45 кВт, ускорение/замедление -1,8 м/с², конструктивная скорость 65 км/ч;

- согласно государственного стандарта на трамвайные вагон [27]

время разгона вагона при номинальных нагрузке и напряжении на горизонтальном участке до скорости 40 км/ч (11,1 м/с) должно быть не более 11 с, что обеспечивается ускорением не менее 1,0 м/с²; при движении со скоростью 40 км/ч (11,1 м/с) длина тормозного пути должна быть: при служебном торможение не более 60 м (чему соответствует замедление не менее 1,03 м/с²), при экстренном торможение не более 30 м (чему соответствует замедление не менее 2,05 м/с²).

Учитывая челноковую схему движения самоходной вагонетки СВР с транспортным сосудом между верхней разгрузочной площадкой подъемной установки и приемным столом кругового опрокидывателя, при разработке механизма передвижения вагонетки СВР принимаем за основу для анализа используемые в трамвайных и метровагонах характеристики ускорения / служебного замедления в диапазоне от 1,0 до 2,2 м/с².

Аналогично известной двухпериодной диаграммы скоростей вертикальных и горизонтальных перемещений грузовой подвески кабельного крана в течении одного цикла [28] для обеспечения минимальной продолжительности цикла и соответственно максимальной пропускной способности транспортного моста также выбираем двухпериодную диаграмму горизонтального передвижения, при этом формула времени цикла горизонтального перемещения будет выглядеть:

$$t_{ГЦ} = t_P + t_3 + t_{ПО} + t_P + t_3 + t_{ПО} = 4t_{P3} + 2 t_{ПО}$$

- где $t_p = t_3$ соответственно время разгона и торможения самоходной вагонетки, замененное на t_{p3} —время разгона торможения;
- $t_{по}$ —время паузы обмена транспортных сосудов при их передаче с подъемной установки и при их обмене на круговом опрокидывателе.

Исходя из известной формулы пути для движения с ускорением

$$L_{p3} = at^2/2$$

- где a - величина ускорения, m/c^2 ; t —время ускоренного движения, формула времени цикла примет вид:

$$t_{ГЦ} = 4 * \sqrt{2L_{p3}/a_{p3}} + 2 t_{по} = 4 * \sqrt{L/a_{p3}} + 2 t_{по}$$

- где $L_{p3} = L/2 = 50$ м —длина участка разгона / торможения, в данном случае равная 1/2 длины транспортного моста;
- $t_{по} = 10$ с —время обмена транспортных сосудов, см. выше.

Годовая пропускная способность транспортного моста определяется по формуле [2]

$$N_G = T_{ГФ}/t_{ГЦ} = 3600 T_{РГ} * T_{РС} / t_{ГЦ}$$

где $T_{ГФ}$ – годовой фонд работы карьера;

- $T_{РГ}$ - число рабочих дней в году;
- $T_{РС}$ — Продолжительность работы подъемника в сутки, часов.

Произведем расчет времени цикла горизонтального перемещения горной массы по транспортному мосту для ускорений замедлений в диапазоне от 1,0 до 2,2 m/c^2 , данные расчета приведены в табл. 3.3

Как следует из данных расчета времени цикла изменение ускорения/замедления от величины 1,0 до 2,0 m/c^2 , т.е. в 2 раза приводит к снижению времени цикла с 60 до 48,3 с, т. е. всего на 19,5%.

Таблица 3.3 – Результаты расчета времени цикла перемещения горной массы

Параметр	Значение						
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2
Ускорение/замедление, a_{P3} , м/с ²	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2
Время разгона/торможения, с	10	9,1	8,45	7,9	7,45	7,07	6,74
Максимальная скорость, м/с	10	10,92	11,83	12,64	13,41	14,14	14,83
Время горизонтального цикла $t_{ГЦ}$, с	60	56,5	53,8	51,62	49,81	48,284	46,97
Часовая пропускная способность транспортного моста N_G , циклов/ч	60	63,7	66,9	69,7	72,3	75,6	76,6
Суточная пропускная способность транспортного моста N_G , циклов/сутки	1200	1274	1338	1395	1445	1491	1533
Годовая пропускная способность транспортного моста N_G , циклов/год	360 000	382 300	401 487	418 442	433 648	447 353	459 868

3.5.3 Расчет грузоподъемности транспортного сосуда в зависимости проектной пропускной способности транспортного моста и времени цикла

Технические характеристики наращиваемого башенного подъемника определяются параметрами и скоординированным взаимодействием: вертикальной башенной клетевой подъемной установки, нижнего и верхнего обменных устройств подъемной установки, самоходной вагонетки, обменного устройства кругового опрокидывателя и работы опрокидывателя.

Транспортные сосуды предназначены для доставки горной массы от нижнего загрузочного бункера до аккумулирующих бункеров кругового опрокидывателя. При этом транспортные сосуды с помощью грузозахватных приспособлений обменных устройств последовательно устанавливаются в

клеть подъемной установки и на самоходную вагонетку для вертикального и горизонтального перемещений.

Исходя из годовой производительности карьера и пропускной способности транспортного моста определяем грузоподъемность транспортного сосуда по формуле

$$G_{ГР} = C_{ПТК} \cdot P_{КР1, 2} / N_{Г} = C_{ПТК} \cdot P_{КР1, 2} \cdot t_{ГЦ} / (3600 T_{РГ} \cdot T_{РС})$$

где $C_{ПТК}=1,25$ -коэффициентом неравномерности работы подъемно-транспортного комплекса (ПТК) в целом;

$P_{КР1}$ ($P_{КР2}$) =1790000 (960000) т/год годовая проектная производительность карьера по массе по первому и второму вариантам;

$T_{РГ}$ - число рабочих дней в году;

$T_{РС}$ – продолжительность работы подъемника в сутки, часов.

Данные расчета приведены в табл. 3.4.3

Таблица 3.4 – Результаты расчета грузоподъемности транспортного сосуда

Параметр	Значение						
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2
Ускорение/замедление, a_{P3} , м/с ²	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2
Время горизонтального цикла $t_{ГЦ}$, с	60	56,5	53,8	51,62	49,81	48,284	46,97
Годовая пропускная способность транспортного моста $N_{Г}$, циклов	360 000	382 300	401 487	418 442	433 648	447 353	459 868
Часовая пропускная способность транспортного моста $N_{Г}$, циклов/ч	60	63,7	66,9	69,7	72,3	75,6	76,6
Суточная пропускная способность транспортного моста $N_{Г}$, циклов/сутки	1200	1274	1338	1395	1445	1491	1533
Грузоподъемность транспортного сосуда $G_{ГР1}$, т при $P_{КР1} = 1790000$ т/год	6,22	5,85	5,57	5,35	5,16	5,00	4,87
Часовая производительность	373,2	372,6	372,6	372,8	373	373	373

транспортного моста N_G , т/ч при $G_{ГР1}$,							
Суточная производительность транспортного моста N_G , т/ч при $G_{ГР1}$,	7464	7452	7452	7454	7460	7460	7460
Грузоподъемность транспортного сосуда $G_{ГР2}$, т при $P_{КР2} = 960000$ т/год	3,33	3,14	2,99	2,87	2,77	2,68	2,61
Часовая производительность транспортного моста N_G , т/ч при $G_{ГР2}$,	199,8	200,1	200,1	200,2	200,2	199,9	200
Суточная производительность транспортного моста N_G , т/ч при $G_{ГР2}$,	3996	4002	4002	4004	4004	3998	4000

Исходя из произведенного расчета принимаем грузоподъемность транспортного сосуда $G_{ГР1} = 6$ т для первого варианта карьера вмещающего $V_{КР1} = 716000$ м³ ($P_{КР1} = 1790000$ т/год) горной массы. Для второго варианта карьера вмещающего $V_{КР1} = 384000$ м³ ($P_{КР2} = 960000$ т/год) горной массы принимаем грузоподъемность транспортного сосуда $G_{ГР2} = 3$ т.

3.5.4 Расчет привода перемещения самоходной вагонетки

Расчет привода самоходной вагонетки выполняем тележки по известным расчетам механизмов подъемно-транспортных машин [29]

Исходные данные для расчета: вес вагонетки $G_B = 40000$ Н (4000 кгс), вес груза $G_{Гр} = 60000$ Н (6000 кгс), диаметр колеса $D_k = 0,95$ м, радиус цапфы колеса $R = 0,075$ м, количество колес $Z = 4$, количество ведущих колес $Z_B = 4$, коэффициент трения качения колеса по рельсу $f = 0,0006$ м, коэффициент трения в цапфе колеса $f_{ц} = 0,015$, скорость перемещения тележки V_T от 19 до 14,48 м/с, коэффициент, учитывающий влияние реборд $K_p = 1,1$, ускорение тележки в

период трогания a_p от 1,0 до 2,2 м/с², КПД передачи $\eta_n = 0,85$, ускорение разгона $a_p = 2,0 \text{ м/с}^2$

Сопротивление при перекачивании колес по рельсам

$$W_1 = \frac{2 \cdot G_0 \cdot f}{D_k}$$

где G_0 - суммарная нагрузка на колеса, рассчитываемая по формуле

$$G_0 = G_t + G_r$$

$$G_0 = 40000 + 60000 = 100000 \text{ Н}$$

$$W_1 = \frac{2 \cdot 100000 \cdot 0,0006}{0,95} = 126,316 \text{ Н}$$

Сопротивление от трения в цапфах колес

$$W_2 = \frac{2 \cdot G_0 \cdot f_{ц} \cdot R}{D_k}$$

$$W_2 = \frac{2 \cdot 100000 \cdot 0,015 \cdot 0,075}{0,95} = 236,842 \text{ Н}$$

Суммарное статическое сопротивление перемещению тележки

$$W_n = K_p(W_1 + W_2)$$

где K_p - коэффициент, учитывающий влияние реборд,

Для расчетов принимаем коэффициент равный 1.1

$$W_n = 1.1 (126,316 + 236,842) = 399.474 \text{ Н}$$

Сопротивление от сил инерции, определяем по формуле

$$W_{ин} = \frac{G_0 \cdot a}{g}$$

где $q = 9.81 \text{ м/с}^2$ - ускорение силы тяжести

$$W_{\text{ин}} = 0 \frac{10000 \cdot 2}{9,81} = 20387,36 \text{ Н}$$

Усилие, необходимое для перемещения тележки с учетом силы инерции

$$W_c = W_{\text{п}} + W_{\text{ин}}$$

$$W_c = 399,474 + 20387,36 = 20786.834 \text{ Н}$$

Необходимый момент на ведущих колесах

$$M_{\text{к}} = \frac{W_c \cdot D_{\text{к}}}{2}$$

$$M_{\text{к}} = \frac{2438,478 \cdot 0,95}{2} = 9873.746 \text{ Н} \cdot \text{м}$$

Число оборотов колес

$$n = \frac{V_T \cdot 60}{\pi \cdot D_{\text{к}}}$$

$$n = \frac{14 \cdot 60}{3,14 \cdot 0.95} = 281,596 \text{ об/мин}$$

Мощность электродвигателя, необходимая для перемещения тележки

$$N = \frac{M_{\text{к}} \cdot n}{9550 \cdot \eta_{\text{п}}}$$

$$N = \frac{9873.746 \cdot 281,596}{9550 \cdot 0,85} = 342.197 \text{ кВт}$$

$$L = L_{\text{п}} + L_{\text{з}} = a_{\text{п}} \cdot \frac{t_{\text{п}}^2}{2} + a_{\text{з}} \cdot \frac{t_{\text{з}}^2}{2}$$

$$L = 2,05 \cdot \frac{7^2}{2} + 2,05 \cdot \frac{7^2}{2} = 100,45 \text{ м}$$

Данные расчетной мощности механизма передвижения самоходной вагонетки в зависимости от ускорений замедлений в диапазоне от 1,0 до 2,2 м/с² приведены в табл. 3.5.

Таблица 3.5 - Результаты расчётов мощности механизма передвижения самоходной вагонетки в зависимости от ускорений замедлений

Параметр	Значение						
	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2
Ускорение/замедление, a_{P3} , м/с ²	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2
Время разгона/торможения, с	10	9,1	8,45	7,9	7,45	7,07	6,74
Максимальная скорость, м/с	10	10,92	11,83	12,64	13,41	14,14	14,83
Мощность привода груженной вагонетки, кВт	134,7	173,3	216,1	261,17	309,2	342,2	413,1
Мощность привода порожней вагонетки, кВт	53,88	69,3	86,4	104,5	123,7	144	165,2
Время работы привода в двигательном режиме, с	10	9,1	8,45	7,9	7,45	7,07	6,74
Время цикла $t_{ГЦ}$, с	60	56,5	53,8	51,62	49,81	48,284	46,97

Как следует из данных расчетов времени цикла и мощности привода изменение ускорения/замедления от величины 1,0 до 2,0 м/с², т.е. в 2 раза приводит к снижению времени цикла с 60 до 48,3 с, т. е. всего на 19,5%, при этом мощность привода возрастает с 134,7 кВт до 342,3 кВт, т.е. в 2,54 раза. Соответственно увеличивается расход электроэнергии за один цикл передвижения вагонетки.

4 Расчет водоотливной установки

4.1 Исходные данные

Исходные данные для расчета водоотливной установки представлены в таблице 4.1

Таблица 4.1 - Исходные данные для расчета водоотливной установки

Параметр	Значение
Глубина карьера, м	150
Угол наклона борта карьера	48 °
Нормальный часовой приток воды в горные выработки горизонта Q_n , м ³ /ч	270
Максимальный часовой приток воды Q_{max} , м ³ /ч	520
Водородный показатель воды рН, ед	5
Длина всасывающего трубопровода $L_{вс}$, м	10
Высота всасывания, м	3,5
$L_{тр1}$ - длина трубопровода от насосной станции до борта карьера, м	80
$L_{тр2}$ - длина трубопровода от верхней бровки карьера до точки выпуска откачиваемых вод, м	400

4.2 Расчет и выбор насоса

Производительность одного насоса и рабочей группы насосов определяю расчетом из условия, что суточный максимальный приток следует откачать не более чем за 20 часов. Расчетную производительность насосного агрегата определяю по формуле:

$$Q_{ор} = \frac{24 \cdot Q_{max}}{20}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.1)$$

где Q_{\max} – максимальный часовой приток воды, м³/ч.

$$Q_{\text{ор}} = \frac{24 \cdot 520}{20} = 624 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Ориентировочный напор насоса

$$H_{\text{ор}} = 1,1 \cdot H_{\text{Г}}, \text{ м} \quad (4.2)$$

где $H_{\text{Г}}$ – геометрическая высота подъема воды, м

Значение $H_{\text{Г}}$ определяется как расстояние, измеренное по вертикали от нижнего уровня воды в водосборнике до уровня слива ее в самотечный коллектор или отводящую канаву на поверхности, тогда

$$H_{\text{Г}} = H_{\text{ш}} + H_{\text{вс.ор}} + h_{\text{п}}, \text{ м} \quad (4.3)$$

где $H_{\text{вс.ор}} = 3$ м – ориентировочная высота всасывания, м;

$h_{\text{п}} = 1$ м – превышение трубопроводом уровня дневной поверхности, м.

$$H_{\text{Г}} = 150 + 3 + 1 = 154 \text{ м}$$

$$H_{\text{ор}} = 1,1 \cdot 154 = 169,4 \text{ м}$$

Выбор типоразмера насоса

Для водоотливных установок шахт и глубоких карьеров, как правило применяют насосы типа ЦНС.

Выбор типоразмера насоса произвожу по графику рабочих зон. По значениям $Q_{\text{ор}}$, м³/ч и $H_{\text{ор}}$, м принимаем насос. Характеристики насоса сводим в таблицу (табл.4.2)

Заданным условиям удовлетворяет насос ЦНС 500-160...800

Таблица 4.2 - Характеристики насоса ЦНС 500-240

Насос	Q - производительность, м ³ /ч	H – напор, м	N – частота вращения синхронная, об/мин
ЦНС 500- 240	500	240	1475

Определяем необходимое число рабочих колес (ступеней):

$$z_k = \frac{H_{op}}{H_k}, \text{ ед} \quad (4.4)$$

где H_k – напор, создаваемый одним рабочим колесом, при Q_{op} , м

$$z_k = \frac{169,4}{70} \approx 2,42 \text{ ед}$$

Принимаем $z_k = 3$.

Число насосов в рабочей группе определяю по формуле:

$$n_{p,гр} = \frac{Q_{op}}{Q_{max n}} = \frac{624}{570} \approx 1 \quad (4.5)$$

Число насосов в резервной группе $n_{рез г}$ принимаю равному числу насосов в рабочей группе и добавляю один насос, находящийся в ремонте.

Общее количество насосных агрегатов водоотливной установки принимаю по формуле:

$$n_{на} = n_{p,гр} + n_{рез г} + 1 = 1 + 1 + 1 = 3 \quad (4.6)$$

где $n_{p,гр}$ - число насосов в ремонте;

$n_{рез г}$ - число насосов в резервной группе.

Определяем оптимальный напор насоса:

$$H_{опт} = z_k \cdot H_k, \text{ м} \quad (4.7)$$

$$H_{опт} = 3 \cdot 70 = 210 \text{ м}$$

Определяем напор насоса при нулевой подаче:

$$H_o = z_k \cdot H_{ko}, \text{ м} \quad (4.8)$$

$$H_o = 3 \cdot 70 = 210 \text{ м}$$

Устойчивость режима работы оценивается выполнением условия:

$$H_r \leq 0,95 \cdot H_o \quad (4.9)$$

$$154 \leq 0,95 \cdot 210 = 199,5 \text{ вариант приемлем.}$$

4.3 Выбор коллектора

Коллектором называется часть напорного трубопровода, обеспечивающая оперативную коммуникацию всех насосов с индивидуальными, магистральными и технологическими трубопроводами установки. Схема коллектора должна обеспечивать необходимый уровень надежности работы насосной установки и полностью отвечать требованиям ПБ. Схема коллектора установки в первую очередь зависит от числа напорных трубопроводов и насосных агрегатов. Чем их больше, тем сложнее требуется коллектор.

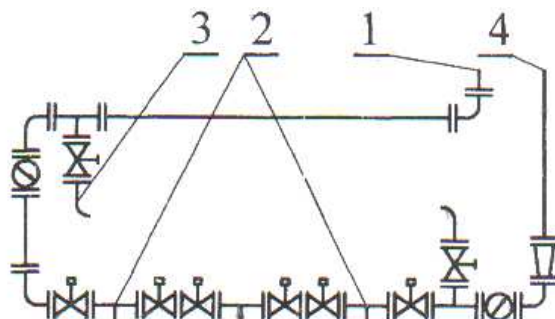
Принимаем трехтрубный коллектор.

Таблица 4.3 – Расход трубопроводной арматуры в коллекторах

Наименование	Значение
п _у - число насосных агрегатов в установке	1
За- задвижка с автоматическим приводом	1
Тр- тройник	3
От- отвод	2
Зн- задвижка с ручным приводом	5
Рд- расходомер	1
Пд- переход(диффузор)	0

4.4 Расчет диаметра трубопроводов

При расчете трубопровода водоотливной установки необходимо выбрать оборудование для всасывающего и нагнетательного трубопроводов и определить их длину из общей протяженности трубопровода. Принятая схема трубопровода представлена на рис 4.1.



1 - индивидуальный напорный трубопровод, 2 –тройник для подключения насоса, 3 - байпас для сброса воды из коллектора, 4 - магистральный трубопровод

Рисунок 4.1 - Схема коллектора насосной установки

Длина подводящего или всасывающего трубопровода $l_{вс}$ (м) равна сумме длин: приемной сетки с клапаном, трех колен, расходомера и тройника. Длина напорного трубопровода $l_{наг}$ (м) равна разнице длин общего $L_{тр}$ (м) и всасывающего $l_{вс}$ (м) трубопроводов. В арматуру напорного трубопровода $l_{наг}$ входят: одна задвижка, один обратный клапан, один тройник и заданное количество колен заданием курсового проекта.

Оптимальный диаметр напорного трубопровода на участке $l_{наг}$ определяю по формуле:

$$d_{опт} = k \cdot 0,0131 \cdot Q_{опт}^{0,476}, \text{ м} \quad (4.10)$$

где k – коэффициент, зависящий от числа напорных трубопроводов (при трех трубопроводах $k=1$).

$$d_{опт} = 1 \cdot 0,0131 \cdot 270^{0,476} = 0,188 \text{ м}$$

При данном диаметре трубопровода, принимаем трубы с внутренним диаметром $D_n = 200$ мм.

Для уменьшения гидравлических сопротивлений диаметр всасывающего трубопровода следует принимать больше расчетного значения на 25-50 мм:

$$D_{\text{вс}} = 0,188 + 0,35 = 0,223 \text{ м} = 225 \text{ мм}$$

Принимаем $D_{\text{вс}} = 225 \text{ мм}$

Определение толщины стенки труб

Толщина стенки напорного трубопровода определяется из условия прочности по максимальному давлению воды с учетом его срока службы и интенсивности износа внутренней и наружной поверхностей.

Определяем давление для нижнего сечения напорного трубопровода:

$$P = 1,25 \cdot \rho \cdot g \cdot H_{\text{оп}} \cdot 10^{-6}, \text{ МПа} \quad (4.11)$$

где, ρ – плотность воды – 1020, кг/м³;

$g = 9,81$ – ускорение свободного падения, м/с²;

$H_{\text{оп}}$ – напор, создаваемый одним насосом при откачке максимального притока, м.

$$P = 1,25 \cdot 1020 \cdot 9,81 \cdot 169,4 \cdot 10^{-6} = 2,11 \text{ МПа}$$

Определяем расчетную толщину стенки трубы:

$$\delta_0 = \frac{100[k_1 \cdot D \cdot P + (\alpha_1 + \alpha_2) \cdot T]}{100 - k_c}, \text{ мм} \quad (4.12)$$

где k_1 – коэффициент, учитывающий прочностные свойства материала труб
(для стали 20 $k_1=2,25$);

D – внутренний диаметр трубы, м ;

P – давление в нижней части колонны труб, МПа;

α_1 – скорость коррозионного износа наружной поверхности труб,

мм/год (при ведении взрывных $\alpha_1=0,25$);

α_2 – скорость коррозионного износа внутренней поверхности труб,
мм/год (при кислотных водах с водородным показателем pH=5
 $\alpha_2=0,1$);

T – срок службы трубопровода, лет;

k_c – коэффициент, учитывающий минусовый допуск толщины стенки
(для труб обычной точности изготовления при толщине стенки до
15 мм $k_c=15\%$)

$$\delta_0 = \frac{100[2,25 \cdot 0,2 \cdot 2,11 + (0,25 + 0,1) \cdot 4]}{100 - 15} = 2,76 \text{ мм}$$

Принимаем толщину стенки трубы $\delta = 5$ мм. Принимаем трубы
бесшовные горячедеформированные ГОСТ 8732-78. Определяем расход
скорости воды для всасывающего трубопровода:

$$V_{\text{вс}} = \frac{4 \cdot Q_H}{3600 \cdot \pi \cdot d_{\text{вс}}^2}, \text{ м/с} \quad (4.13)$$

$$V_{\text{вс}} = \frac{4 \cdot 270}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,225^2} = 1,89 \text{ м/с}$$

Определяем расход скорости воды для напорного трубопровода:

$$V_{\text{наг}} = \frac{4 \cdot Q_H}{3600 \cdot \pi \cdot d_{\text{наг}}^2}, \text{ м/с} \quad (4.14)$$

$$V_{\text{наг}} = \frac{4 \cdot 270}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,2^2} = 2,39 \text{ м/с}$$

Определяем коэффициент гидравлического трения по формуле Шевелева для
стальных труб в подводящем трубопроводе:

$$\lambda_{\text{вс}} = \frac{0,021}{d_{\text{вс}}^{0,3}}, \text{ м} \quad (4.15)$$

$$\lambda_{\text{вс}} = \frac{0,021}{0,225^{0,3}} = 0,0328 \text{ м}$$

Определяем коэффициент гидравлического трения по формуле Шевелева для стальных труб в напорном трубопроводе:

$$\lambda_{\text{наг}} = \frac{0,021}{d_{\text{наг}}^{0,3}}, \text{ м} \quad (4.16)$$

$$\lambda_{\text{наг}} = \frac{0,021}{0,2^{0,3}} = 0,034 \text{ м}$$

Расчет потерь напора в трубопроводе

Для определения потерь напора соответственно во всасывающем и нагнетательном трубопроводе нужно использовать уравнение Дарси-Вейсбаха:

$$h_{\text{вс}} = \frac{(\lambda_{\text{вс}} \cdot \frac{l_{\text{вс}}}{d_{\text{вс}}} + \sum \epsilon_{\text{вс}}) \cdot V_{\text{вс}}^2}{2 \cdot g}, \text{ м. вод. ст.} \quad (4.17)$$

где $\lambda_{\text{вс}}, \lambda_{\text{наг}}$ – коэффициент гидравлического трения по длине соответственно для всасывающего и нагнетательного трубопроводов;

$l_{\text{вс}}, l_{\text{наг}}$ – суммарная длина прямолинейных участков соответственно для всасывающего и нагнетательного трубопроводов;

$\sum \epsilon_{\text{вс}}, \sum \epsilon_{\text{наг}}$ – суммарное количество местных сопротивлений соответственно для всасывающего и нагнетательного трубопроводов;

$V_{\text{вс}}, V_{\text{наг}}$ – скорость движения воды соответственно для всасывающего и нагнетательного трубопроводов.

$$h_{\text{вс}} = \frac{\left(0,0328 \cdot \frac{80}{0,225} + 5,3\right) \cdot 1,89^2}{2 \cdot 9,81} = 3,09 \text{ м. вод. ст.}$$

$$h_{\text{наг}} = \frac{\left(\lambda_{\text{наг}} \cdot \frac{l_{\text{наг}}}{d_{\text{наг}}} + \sum \varepsilon_{\text{наг}}\right) \cdot V_{\text{наг}}^2}{2 \cdot g}, \text{ м. вод. ст.} \quad (4.18)$$

$$h_{\text{наг}} = \frac{\left(0,034 \cdot \frac{400}{0,2} + 33,1\right) \cdot 2,39^2}{2 \cdot 9,81} = 29,4 \text{ м. вод. ст.}$$

$$\sum \varepsilon_{\text{вс}} = 5,3 \quad \sum \varepsilon_{\text{наг}} = 33,1$$

$$\sum h = h_{\text{вс}} + h_{\text{наг}} = 3,09 + 29,4 = 32,5 \text{ м. вод. ст.} \quad (4.19)$$

Принимаем $\sum h = 32,5$

Таблица 4.4 - Перечень местных сопротивлений в трубопроводе

Тип сопротивления	ε , ед	Кол-во	Сумма
Всасывание			
Приемная сетка с клапаном	4,5	1	4,5
Конфузор	0,2	1	0,2
Колено с углом 90: - сварное	0,6	1	0,6
Итого:			5,3
Нагнетание			
Задвижка клиновья	0,26	6	1,56
Диффузор	0,25	1	0,25
Клапан обратный поворотный	10	2	20
Тройник равнопроходный	1,5	4	6
Колено сварное с углом 90:	0,6	8	4,8
Водомер	0,5	1	0,5
Итого:			33,1

Уравнение характеристики трубопровода

Для водоотливных установок горнодобывающих предприятий уравнение характеристики трубопровода в общем случае имеет вид:

$$H = H_{\Gamma} + R \cdot Q^2, \text{ м} \quad (4.20)$$

где R – постоянная трубопровода.

$$R = \frac{H' - H_{\Gamma}}{Q^2}, \text{ ч}^2/\text{м}^5 \quad (4.21)$$

$$H' = H_{\Gamma} + \sum h, \text{ м} \quad (4.22)$$

$$H' = 154 + 32,5 = 186,5 \text{ м}$$

$$R = \frac{186,5 - 154}{270^2} = 0,0004 \text{ ч}^2/\text{м}^5$$

$$H = 154 + 0,0004 \cdot Q^2 \text{ м}$$

Таблица 4.5 - Результаты табулирования уравнения характеристики

Параметр	1	2	3	4	5	6	7
$H, \text{ м}$	154	158	170	183,2	208,8	228	270,4
$Q, \text{ м}^3/\text{ч}$	0	100	200	270	370	430	540

$$Q_p = 270 \text{ м}^3/\text{ч}; H_p = 183,2 \text{ м}; \eta_p = 0,7; H_{в\text{р}}^{\text{доп}} = 5 \text{ м}.$$

4.5 Проверка вакуумметрической высоты всасывания

Геометрическая высота всасывания принята ориентировочно 3 м.

Определяем действительную высоту всасывания:

$$H_{\text{вс}} = H'_{\Gamma} + h_n = 3 + h_n, \text{ м} \quad (4.23)$$

$$H_{\text{вс}} = 3 + 3,5 = 6,5 \text{ м}$$

Допустимая высота всасывания берется из условия:

$$H_{\text{вс}} \leq H_{\text{вс}}^{\text{доп}} \quad (4.24)$$

$$6,5 \leq 8$$

Условие выполняется.

4.6 Выбор двигателя насоса

Для обеспечения надежной работы насосного агрегата в длительном режиме, но не более 20 часов в сутки, следует определять мощность при возможной наибольшей производительности насоса в данных условиях.

Определяем расчетную мощность двигателя:

$$N_p = \frac{Q \cdot g \cdot H}{3600 \cdot \eta_{\text{дв}} \cdot \eta}, \text{ кВт} \quad (4.25)$$

$$N_p = \frac{100 \cdot 9,81 \cdot 154}{3600 \cdot 0,7 \cdot 0,9} = 67 \text{ кВт}$$

Номинальную мощность двигателя, определяем по формуле:

$$N_{\text{дв}} = (1,1-1,2)N_p, \text{ кВт} \quad (4.26)$$

$$N_{\text{дв}} = 1,1 \cdot 67 = 74 \text{ кВт}$$

Принимаем электродвигатель 1ВАО 280SB 0,38 8еУ2. короткозамкнутым ротором типа 1ВАО предназначены для нужд угольной, химической, газовой, нефтеперерабатывающей, нефтяной и других отраслей промышленности в

качестве привода стационарных машин и механизмов во взрывоопасных зонах помещений всех классов и наружных установках, где могут образовываться взрывоопасные смеси газов, паров или пыли с воздухом, отнесенные по взрывоопасности к категориям ПА, ПВ и группам воспламеняемости Т1, Т2, Т3, Т4 (маркировка по взрывозащите 1ExdeПВТ4 или 2ExdeПВТ4).

Таблица 4.6 - Характеристики электродвигателя насоса ЦНС установки главного водоотлива

Тип двигателя	N, кВт	cosφ	n, об/мин
1BAO 280SB 0,38 8eY2	75	0,9	750

Для принятого электродвигателя необходимо проверить запас мощности:

$$1,1 \leq N/N_p \leq 1,3 \quad (4.27)$$

$$1,1 \leq 1,17 \leq 1,3$$

условие выполняется

4.7 Работа установки и ее экономические показатели

Продолжительность работы установки

Определяем продолжительность работы насоса для откачивания нормального притока:

$$t_H = \frac{24 \cdot Q_H}{Q_p}, \text{ ч} \quad (4.28)$$

где Q_p – производительность насоса в рабочем режиме, м³/ч.

$$t_H = \frac{24 \cdot 270}{520} = 12,5 \text{ ч}$$

Определяем продолжительность работы насоса для откачивания максимального притока:

$$t_{max} = \frac{24 \cdot Q_{max}}{Q_p}, \text{ ч} \quad (4.29)$$

где Q_p – производительность насоса в рабочем режиме при откачивании максимального притока, м³/ч.

$$t_{max} = \frac{24 \cdot 520}{270} = 46,2 \text{ ч}$$

Годовой расход электроэнергии и КПД установки

Определяем годовой расход электроэнергии водоотливной установки:

$$W_{\Gamma} = \frac{Q_p \cdot \rho \cdot g \cdot H_p \cdot (t_n \cdot t_{д.н} + t_{max} \cdot t_{д.маx})}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_r \cdot \eta_d \cdot \eta_c}, \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{год}} \quad (4.30)$$

где Q_p, H_p – производительность и напор насоса в рабочем режиме, м³/ч и м;

t_n, t_{max} – продолжительность работы насоса для откачивания нормального и максимального притока, ч;

$t_{д.н}, t_{д.маx}$ – число дней в году с нормальным и максимальным притоком, сут;

η_r, η_d, η_c – КПД рабочее, двигателя и электрической сети. КПД электрической сети следует принимать 0,95-0,99.

$$W_{\Gamma} = \frac{520 \cdot 1020 \cdot 9,81 \cdot 154 \cdot (12,5 \cdot 300 + 46,2 \cdot 45)}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,7 \cdot 0,95 \cdot 0,98} = 1990843 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{год}}$$

Определяем годовой приток воды:

$$A_B = 24 \cdot (Q_n \cdot t_{д.н} + Q_{max} \cdot t_{д.маx}), \text{ м}^3 \quad (4.31)$$

$$A_B = 24 \cdot (270 \cdot 300 + 520 \cdot 45) = 2505600 \text{ м}^3$$

Определяем удельный расход электроэнергии:

$$W_{уд} = \frac{W_{г}}{A_{в}}, \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3 \quad (4.32)$$
$$W_{уд} = \frac{1990843}{2505600} = 0,79 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3$$

Режим работы насосной установки считается экономичным, если на стадии проектирования выполняются оба условия:

$$0,65 \leq \eta_{у} \leq 0,8 \cdot \eta_{\max} \quad (4.33)$$

где $\eta_{у}$ - коэффициент полезного действия насосной установки, ед;

η_{\max} - максимальный коэффициент полезного действия насосной установки, ед.

$$\eta_{у} = \eta \cdot \eta_{д} \cdot \eta_{с} \quad (4.34)$$

где η - тоже что и в формуле,

$\eta_{д}$ - тоже что и в формуле (30)

$\eta_{с}$ - тоже что и в формуле (30)

$$\eta_{у} = 0,7 \cdot 0,95 \cdot 0,98 = 0,65$$

$$0,65 \leq 0,65 \leq 0,8 \cdot 0,79 = 0,63$$

Условие выполняется.

5 Безопасность жизнедеятельности

5.1 Правила безопасности при работах с применением подъемников

Башенные подъемники должны соответствовать техническим условиям завода-изготовителя.

Подъемники устанавливаются на прочные основания и должны иметь надежные элементы жесткости, оттяжки, анкерные устройства.

Шахты подъемников должны быть ограждены на высоту не менее 2 м:

а) на уровне земли - со всех сторон;

б) в остальных местах - в зонах возможного доступа людей или где существует опасность травмирования движущимися частями подъемника.

Высота ограждения для предотвращения возможного падения людей с подъемника и в местах, где существует опасность контакта с движущимися частями подъемника, может быть уменьшена до 1 м.

Проход на платформу подъемника организуется через ворота, устроенные в ограждении подъемника. Ограждение для обеспечения видимости должно выполняться из металлической сетки.

Все вращающиеся элементы привода подъемника закрываются кожухами. Подъемники оборудуются конечными выключателями или другими устройствами, обеспечивающими остановку привода двигателя при достижении высшей точки подъема.

Механизм подъема снабжается тормозом нормального закрытого типа, автоматически размыкающимся при включении привода.

На подъемниках, не предназначенных для подъема людей, возможность включения привода подъема непосредственно с платформы подъемника должна быть исключена.

Подъемники оборудуются предохранительными устройствами (ловителями), а направляющие и платформы подъемников должны быть достаточно прочными и жесткими и выдерживать нагрузки без разрушений и

остаточных деформаций при улавливании платформы в случае разрыва каната подъемника.

Платформы подъемников со сторон, не используемых для погрузки или выгрузки грузов, должны иметь борта или ограждения для исключения падения грузов, сверху платформы оборудуются козырьком, защищающим от падающих предметов.

Противовесы, как правило, должны перемещаться по направляющим и в случае сборной конструкции части противовесов должны быть жестко соединены в единый пакет.

Башенный наружный подъемник должен быть от основания до верхнего уровня подъема сопровожден сопутствующей лестницей, если для этих целей невозможно использовать существующие на данном объекте лестницы.

Подъемники, предназначенные для подъема людей, оборудуются клетью, которая должна быть устроена таким образом, чтобы предотвращалось падение или попадание людей между клетью и неподвижной конструкцией подъемника при закрытой двери клетки, а также травмирование противовесами или падающими сверху предметами.

Ворота в ограждении шахты подъемника оснащаются устройством, обеспечивающим их открытие только при нахождении клетки на площадке погрузки (выгрузки) груза, посадки (выхода) людей и блокирующим движение клетки с площадки при открытых воротах.

На платформе грузового подъемника на видном месте и на механизме подъема должна быть нанесена четко различимая надпись грузоподъемности в кг, на подходе к подъемнику и на платформе подъемника - надпись, запрещающая использовать подъемник для подъема людей.

На платформе или клетки подъемника, предназначенного или разрешенного для подъема людей, на видном месте должно быть указано максимальное количество человек, поднимаемых одновременно

5.2 Основные правила безопасности при работе фрезерных комбайнов

В целях предупреждения несчастных случаев машинист обязан: следить за состоянием кровли и крепления забоя; строго соблюдать пылегазовый режим; в случае появления в редукторах ненормальных шумов и стуков, а также запаха горелой резины, искрения и перегрева останавливать комбайн для выяснения причин и устранения повреждения; не работать при неисправных средствах освещения и неработающих средствах пылеподавления; не допускать к управлению комбайном других лиц; следить за подводящим гибким кабелем, состоянием электрооборудования, нормальной работой комбайна и звуковой предупредительной сигнализацией.

Перед включением комбайна необходимо убедиться в отсутствии людей вблизи комбайна, а перед подачей звукового сигнала — предупредить словами «Берегись, включаю».

Чтобы не происходило перегруза комбайна, нельзя включать электродвигатели исполнительного и погрузочного органов под нагрузкой. Операции по управлению комбайном необходимо производить в резиновых перчатках (ток 0,05А при напряжении 40 В опасен для человека). Предварительно перед сменой резцов, осмотром или обслуживанием комбайна, при расштыбовке погрузочного устройства, а также при осмотре забоя в зоне работы комбайна машинист должен отключить комбайн от сети.

При работающем комбайне запрещается производить любые виды ремонта комбайна, проходить под перегружателем, поправлять куски породы на работающих питателе, конвейере и перегружателях, находиться людям в зоне между забоем и рабочим местом машиниста, с боку комбайна во время перегона его по выработкам.

Запрещается включать электродвигатели гусеничного хода комбайна без предварительного снятия распора и при опущенных аутригерах, производить ремонтные работы на питателе под исполнительным органом (его следует

предварительно отвести в сторону или опустить на шпалу), включать в целях ремонта исполнительный и погрузочный органы, если в зоне их действия находятся люди.

Выбранная схема обработки забоя должна исключать обвалы крупных кусков угля и породы, опасных перегрузом комбайна и дополнительным пылеобразованием. Врезать коронку в массив следует с помощью телескопического устройства исполнительного органа, а не гусеничным ходом. При этом необходимо помнить, что во всех случаях работа комбайна на предельных скоростях подачи при врезании коронки в массив и при обработке забоя приводит к перегрузке силовых трансмиссий и преждевременной поломке деталей и сборочных единиц комбайна. Первый рез для образования в выработке ровной почвы желательно производить по нижней части забоя.

Исходя из условий безопасности необходимо следить за тем, чтобы при обработке забоя питатель был нормально опущен, а при его подъеме исполнительный орган не должен находиться в нижнем положении, лапы питателя должны быть остановлены.

Приямки под крепь следует выполнять, пользуясь телескопическим устройством исполнительного органа после обработки забоя на полный цикл (подвигание забоя около 0,8 м). В этом случае питатель должен быть обязательно выключен и повернут в противоположную сторону.

По окончании работы необходимо: снять напряжение с комбайна; поставить блокировки в положение «Отключено», а кнопки и рукоятки — в нейтральное положение; опустить исполнительный орган на почву выработки (на шпалу или стойку); очистить питатель и конвейер от кусков породы, штыба и посторонних предметов. Передавая смену, машинист обязан сообщить своему сменщику лично или через технический надзор о состоянии забоя и комбайна.

5.3 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.

5.4 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях

Оповещение об аварии производится по радиии или телефону работником (лицом), обнаружившим аварию, диспетчеру карьера или другому лицу

технического надзора. Диспетчер карьера сообщают об аварии диспетчеру комбината. После вызова пожарной команды (далее ВПК), вспомогательной горноспасательной команды (далее по тексту ВГК), скорой помощи (при необходимости), производится оповещение должностных лиц и учреждений через диспетчера комбината. Список должностных лиц, организаций и учреждений, которые должны незамедлительно извещаться об авариях, представлен в общем разделе плана мероприятий.

Оповещение работающих в карьере об аварии производится звуковым непрерывным сигналом (сиреной) в течение 5-8 минут, работником, обнаружившим аварию или по распоряжению ОРР по ЛА, ближе всех находящимся к месту подачи сигнала. Сирена установлена на осветительной мачте. При этом люди, находящиеся в карьере, обязаны немедленно покинуть карьер и сосредоточиться в районе командного пункта ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Для спасения людей и оказания первой помощи при авариях, ликвидации аварий и их последствий в среде, требующей применения горноспасательной аппаратуры и специальных защитных средств органов дыхания. Основанием для проведения горноспасательных работ является договор возмездного оказания услуг по оказанию аварийно-спасательному (горноспасательному) обслуживанию. Дежурство горноспасателей осуществляется круглосуточно по сменам.

Все объекты предприятия оснащены первичными средствами пожаротушения в соответствии с Правилами противопожарного режима в РФ № 390. В здании пожарного депо установлен кран внутреннего пожаротушения, который служит одновременно и для забора воды пожарными автомобилями для тушения возгораний.

Территория склада взрывчатых материалов, служебные и подсобные помещения оснащены первичными средствами пожаротушения в соответствии с Правилами противопожарного режима в РФ № 390.

5.5 Ремонтные работы

Ремонт технологического оборудования должен производиться в соответствии с графиками обслуживания и ремонта оборудования. Годовые и месячные графики ремонтов утверждает технический руководитель организации.

Ремонтные работы должны производиться на основании наряда-допуска с соблюдением дополнительных мер безопасности, установленных внутренними инструкциями организации.

Ремонт экскаваторов и буровых станков разрешается производить на рабочих площадках уступов, при этом указанные механизмы следует размещать вне зоны возможного обрушения. Площадки должны быть спланированы и иметь подъездные пути.

На все виды ремонтов основного технологического оборудования в соответствии с действующим на предприятии положением должны быть разработаны инструкции (технологические карты, руководства, проекты организации работ). В них указываются необходимые приспособления и инструменты, определяются порядок и последовательность работ, обеспечивающие безопасность их проведения. При этом порядок и процедуры технического обслуживания и ремонта оборудования устанавливаются на основании руководства (инструкции) по эксплуатации завода изготовителя с учетом местных условий его применения. Рабочие, занятые на ремонте, должны быть ознакомлены с указанными инструкциями, технологическими картами и проектами организации работ под роспись.

Перед началом производства работ должно быть назначено ответственное лицо за их ведение.

При выполнении ремонтных работ подрядной организацией ответственные представители заказчика и подрядчика должны оформить на весь период выполнения работ наряд-допуск, разработать и осуществить

конкретные организационно-технические мероприятия, направленные на повышение безопасного ведения ремонтных работ.

Запрещается проведение ремонтных работ в непосредственной близости от открытых движущихся частей механических установок, а также вблизи электрических проводов и токоведущих частей, находящихся под напряжением, при отсутствии их надлежащего ограждения.

При ремонте электрооборудования следует руководствоваться нормами и правилами безопасной эксплуатации электроустановок.

Ремонт и замену частей механизмов допускается производить только после полной остановки машины, снятия давления в гидравлических и пневматических системах, блокировки пусковых аппаратов, приводящих в движение механизмы, на которых производятся ремонтные работы. Допускается при выполнении ремонтных работ подача электроэнергии по специальному проекту организации работ.

Огневые работы (газосварочные, газорезательные и электросварочные) должны производиться с соблюдением требований Правил пожарной безопасности в Российской Федерации (ППБ 01—93), утвержденных приказом МВД России от 14.12.93 г. № 536, зарегистрированным Минюстом России 27.11.93 г., регистрационный № 445.

Сварочные установки переменного тока должны иметь устройства автоматического отключения напряжения холостого хода или ограничения его до 12 В с выдержкой времени не более 0,5 с.

Ремонты, связанные с изменением несущих металлоконструкций основного технологического оборудования, должны производиться по проекту, согласованному с заводом-изготовителем, с составлением акта выполненных работ.

Ремонты по восстановлению несущих металлоконструкций должны производиться по документации, утвержденной техническим руководителем организации.

Рабочие, выполняющие строповку грузов, должны пройти специальное обучение и иметь удостоверение на право работы стропальщиком.

Работы с применением механизированного инструмента должны производиться в соответствии с инструкциями предприятий изготовителей.

5.6 Требования по борьбе с пылью, вредными газами и радиационной безопасности

Состав атмосферы объектов открытых горных работ должен отвечать установленным нормативам по содержанию основных составных частей воздуха и вредных примесей (пыль, газы) с учетом действующих государственных стандартов.

Воздух рабочей зоны должен содержать по объему 20 % кислорода и не более 0,5 % углекислого газа; содержание других вредных газов не должно превышать установленных санитарных норм.

Места отбора проб и их периодичность устанавливаются графиком, утвержденным техническим руководителем организации, но не реже одного раза в квартал и после каждого изменения технологии работ.

Допуск рабочих и специалистов на рабочие места после производства массовых взрывов разрешается после получения ответственным руководителем взрыва сообщения от специализированного профессионального аварийно-спасательного формирования о снижении концентрации ядовитых продуктов взрыва в воздухе до установленных санитарных норм, но не ранее чем через 30 мин после взрыва, рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости, а также осмотра мест (места) взрыва ответственным лицом (согласно распорядку массового взрыва).

Во всех случаях, когда содержание вредных газов или запыленность воздуха на объекте открытых горных работ превышают установленные нормы, должны быть приняты меры по обеспечению безопасных и здоровых условий труда.

Для интенсификации естественного воздухообмена в плохо проветриваемых и застойных зонах объекта открытых горных работ должна быть организована искусственная вентиляция с помощью вентиляционных установок или других средств в соответствии с мероприятиями, утвержденными техническим руководителем организации.

На объектах открытых горных работ с особо трудным пылегазовым режимом должна быть организована пылевентиляционная служба, объекты должны постоянно обслуживаться специализированным профессиональным аварийно-спасательным формированием.

В местах выделения газов и пыли должны быть предусмотрены мероприятия по борьбе с пылью и газами. В случаях, когда применяемые средства не обеспечивают необходимого снижения концентрации вредных примесей, должна осуществляться герметизация кабин экскаваторов, буровых станков, автомобилей и другого оборудования с подачей в них очищенного воздуха и созданием избыточного давления. На рабочих местах, где концентрация пыли превышает установленные предельно допустимые концентрации, обслуживающий персонал должен быть обеспечен индивидуальными средствами защиты органов дыхания.

Для снижения пылеобразования при экскавации горной массы в теплые периоды года необходимо проводить систематическое орошение взорванной горной массы водой.

Для снижения пылеобразования на автомобильных дорогах при положительной температуре воздуха должна проводиться поливка дорог водой с применением при необходимости связующих добавок.

При интенсивном сдувании пыли с территории объекта открытых горных работ необходимо осуществлять меры по предотвращению пылеобразования (связующие растворы, озеленение и др.).

Работа камнерезных машин, буровых станков, перфораторов и электросверл без эффективных средств пылеулавливания или пылеподавления запрещается.

Если работа автомобилей, бульдозеров, тракторов и других машин с двигателями внутреннего сгорания сопровождается образованием концентраций ядовитых примесей выхлопных газов в рабочей зоне, превышающих ПДК, должны применяться каталитические нейтрализаторы выхлопных газов.

Организация должна проводить систематический контроль за содержанием вредных примесей в выхлопных газах.

Для предупреждения случаев загрязнения атмосферы газами при возгорании горючих полезных ископаемых и горной массы, складированной в отвал, необходимо разрабатывать противопожарные мероприятия, утверждаемые техническим руководителем организации, а при возникновении пожаров — принимать срочные меры по их ликвидации.

При возникновении пожара все работы на участках карьера, атмосфера которых загрязнена продуктами горения, должны быть прекращены, за исключением работ, связанных с ликвидацией пожара.

При выделении ядовитых газов из дренируемых вод на территорию объекта открытых горных работ должны осуществляться мероприятия, сокращающие или полностью устраняющие фильтрацию воды через откосы уступов объекта.

Смотровые колодцы и скважины насосных станций по откачке производственных сточных вод должны быть надежно закрыты.

Спуск рабочих в колодцы для производства ремонтных работ разрешается после выпуска воды, тщательного проветривания и предварительного замера содержания вредных газов в присутствии лица технического надзора.

При обнаружении в колодцах и скважинах вредных газов или при отсутствии достаточного количества кислорода все работы внутри этих колодцев и скважин необходимо выполнять в шланговых противогазах.

При обнаружении на рабочих местах вредных газов в концентрациях, превышающих допустимые величины, работу необходимо приостановить и вывести людей из опасной зоны.

При наличии на объектах открытых горных работ радиационно опасных факторов должен осуществляться комплекс организационно-технических мероприятий, обеспечивающий выполнение требований Федерального закона «О радиационной безопасности населения» (Собрание законодательства Российской Федерации, 1996, № 3, ст. 141), действующих правил радиационной безопасности и норм радиационной безопасности (НРБ).

Для установления степени радиоактивной загрязненности необходимо проводить обследования радиационной обстановки в сроки, согласованные с территориальными органами Госгортехнадзора России, не реже одного раза в три года.

Организации, разрабатывающие полезные ископаемые с повышенным радиационным фоном, обязаны осуществлять радиационный контроль. Проверку радиационного фона необходимо проводить на рабочих местах и территории объекта открытых горных работ в соответствии с действующими правилами радиационной безопасности. Результаты замеров радиационного фона фиксируются в специальном журнале.

Целью радиационного контроля является получение информации об индивидуальных и коллективных дозах облучения персонала объекта открытых горных работ и населения близлежащих территорий, а также сведений о всех регламентируемых величинах, характеризующих радиационную обстановку.

Регистрация доз облучения персонала и населения должна проводиться в соответствии с единой государственной системой контроля и учета доз облучения.

Порядок проведения производственного контроля за радиационной безопасностью согласовывается с органами государственного санитарно-эпидемиологического надзора.

Рабочие, поступающие на предприятия с радиационными источниками облучения, обязательно проходят обучение по радиационной безопасности и проверку знаний. Повторное обучение необходимо проводить не реже одного раза в три года.

На объектах открытых горных работ с повышенной радиационной обстановкой горные работы должны проектироваться и вестись с максимально повышенной эффективностью воздухообмена путем рационального расположения вскрывающих траншей, отвалов и сооружений с учетом розы ветров.

При возможных накоплениях радиоактивных примесей в отдельных зонах карьера, превышающих ПДК, следует осуществлять искусственную вентиляцию таких зон в соответствии с действующими правилами радиационной безопасности и нормами радиационной безопасности.

Искусственное проветривание объектов открытых горных работ должно обеспечивать снижение содержания радиоактивных примесей в воздухе до уровня ДК. Вентиляционные установки, подающие воздух для проветривания, следует располагать в зонах с чистым воздухом.

Скорость вентиляционной струи должна быть достаточной для эффективного выноса вредных примесей за пределы загрязненных зон и составлять не менее 0,6 м/с для восходящих потоков и 0,25 м/с для горизонтальных струй.

При неудовлетворительной радиационной обстановке необходимо для защиты органов дыхания от пыли и радиоактивных аэрозолей обеспечивать работающих в кабинах и на открытом воздухе респираторами.

Горное оборудование перед направлением в ремонт должно проходить дозиметрический контроль. При радиоактивном загрязнении необходимо проводить его дезактивацию. Оборудование подлежит обязательной дезактивации перед сдачей в металлолом.

Оборудование, направляемое в ремонт, должно иметь ту же дозу внешнего гамма-излучения и поверхностное загрязнение согласно НРБ.

Мощность экспозиционной дозы гамма-излучения от поверхности оборудования, направляемого в ремонт и сдаваемого в металлолом, не должна превышать 50 мкР/ч.

Дезактивацию технологического оборудования объекта открытых горных работ следует проводить на специальной площадке с твердым покрытием и водостоком в специальную емкость. Сброс смывных вод на земную поверхность запрещается.

Оборудование, не подлежащее очистке до предельно допустимых уровней, следует рассматривать как радиационные отходы.

Перевозку горных пород и полезных ископаемых с повышенным радиационным фоном следует осуществлять специальным транспортом, использование которого для других целей запрещается. Все операции с такими полезными ископаемыми на территории объектов открытых горных работ должны проводиться с применением средств пылеподавления.

Производственные зоны, где сортируются и складироваться руды с повышенной радиоактивной загрязненностью, следует ограждать по всему периметру. Входы и проезды в них должны охраняться с установлением запрещающих знаков (знака радиационной опасности и надписей: «Вход (въезд) запрещен»).

Персонал, занятый добычей полезного ископаемого с повышенным радиоактивным фоном, при санитарно-бытовом обслуживании должен быть выделен в отдельный поток и подвергаться радиометрическому контролю чистоты кожных покровов.

Для устранения возможного пылеобразования и разноса радиоактивных аэрозолей с поверхности намывного откоса при эксплуатации гидроотвала его необходимо покрывать чистым грунтом по мере намыва до проектных отметок с толщиной слоя не менее 0,5 м.

Для контроля уровня радиоактивности грунтовых вод должны быть предусмотрены пробоотборные (наблюдательные) скважины по периметру гидроотвала и по направлению потока грунтовых вод. Местоположение и число

скважин определяются в зависимости от гидрогеологических условий с таким расчетом, чтобы расстояние между скважинами было не менее 300 м. При этом одна-две скважины должны быть за пределами санитарно-защитной зоны.

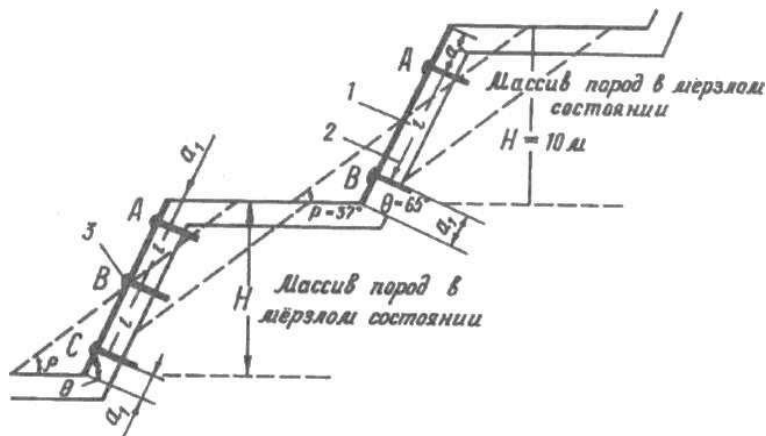
Порядок использования отвалов горных пород и слаборадиоактивных твердых отходов с остаточным содержанием урана менее 0,005 % определяется соответствующими нормативными документами.

5.7 Укрепление горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых в многолетней мерзлоте

Массив пород в мерзлом состоянии представляет собой довольно прочно спаянный монолит, которому свойственны даже по плоскостям ослабления (тектонические нарушения, сплошные трещины большого протяжения) достаточно высокие показатели прочности. В этих условиях укрепление откосов и бортов карьеров в зоне многолетней мерзлоты железобетонными сваями и гибкими тросами можно применять весьма редко — только в условиях интенсивного движения по бермам многотонного транспорта, при наличии крупных трещин, падающих в выработанное пространство, наличии пород, склонных к обрушению и выветриванию.

Для предотвращения выколаживания участков уступов и бортов карьеров, сложенных интенсивно выветривающимися скальными и полускальными породами, целесообразно укреплять их тонкими стенками с анкерной крепью (легкими железобетонными плитами), представляющими собой металлические сетки, покрытые слоем набрызг-бетона (пенополиуретана) и поддерживаемые штангами (рис. 1.1) [10].

Выбор метода крепления пород тонкими стенками с анкерной крепью обусловлен тем, что в условиях многолетнемерзлых пород наибольшим изменениям подвергается параллельный откосу, слой определенной мощности, на глубину зоны максимального сезонного оттаивания.



1, 2 — слой набрызг-бетона по металлической сетке (1) и максимального оттаивания (2); 3 — штанга.

Рисунок 5.1 – Схема укрепления откоса тонкими стенками с анкерной крепью.

Применение указанного способа крепления обеспечит устойчивость слоя, подверженного сезонному протаиванию, что предотвратит протаивание следующих за ним слоев и, следовательно, обеспечит целостность берма. Таким образом, укрепленный стенкой слой будет играть как бы роль теплоизолирующего слоя. Кроме того, слой набрызг-бетона по металлической сетке будет служить гидроизолятором. Набрызг-бетон — морозостойкий материал, после 400-дневного замораживания прочность его снижается лишь на 14 %.

Одним из перспективных методов сохранения устойчивости уступов, сложенных мёрзлыми породами, является использование тепловой защиты [10]. Тепловая защита мерзлых обнажений сокращает глубину протаивания, уменьшает скорость и амплитуду изменения температурного поля пород, что влечет за собой уменьшение температурных напряжений, препятствует развитию процессов выветривания, тем самым значительно ослабляет воздействие криогенных процессов на устойчивость обнажений.

В условиях резко континентального климата со средней температурой воздуха ниже -5°C открытые горные работы приводят к понижению температуры в прибортовой части карьеров. Сезонное оттаивание горных пород в пределах слоя небольшой мощности, по сравнению с общей глубиной карьера

влияет на устойчивость отдельных уступов, а углы бортов карьера могут достигать достаточно больших значений. Деградация многолетнемерзлых пород и нарушение устойчивости всего борта карьера возможны вблизи южной границы криолитозоны.

В многолетнемерзлых породах устойчивость уступов слабо зависит от их высоты и определяется главным образом углами откосов, мощностью сезонно-талого слоя и сопротивлением пород сдвигу в талой зоне.

В криолитозоне наиболее эффективны способы упрочнения, обеспечивающие изоляцию горных пород от воздействия внешних факторов и сохраняющие их в мерзлом состоянии. Одним из способов обеспечения устойчивости обнажений многолетнемерзлых пород является предохранение от протаивания путем нанесения на поверхность теплоизолирующего слоя. На карьерах месторождений алмазов в Якутии применение изолирующего покрытия толщиной 0,15 м при коэффициенте теплопроводности 0,023 Вт/(м • К) позволяет не допустить сезонного оттаивания пород. В качестве теплоизолятора может быть использован пенопласт.

Укрепление бортов карьеров и откосов следует проводить с учетом опыта укрепления горных пород при открытой разработке в многолетней мерзлоте с использованием теплоизолирующих покрытий. предохранительных замороженных валов и скважин [9].

Как показывает опыт проходки стволов методом бурения [10], на глубинах карьера не более 380 м нет проблем с устойчивостью скважин, тем более, что скважины заполнены тяжелым глинистым раствором. Следовательно, вопрос об устойчивости скважин при отработке подкарьерных запасов может считаться решенным. В количественном отношении расчеты показали, что потеря устойчивости незакрепленной выработки (при напряжении на контур выработки $p=0$) радиуса 50 м происходит при глубине порядка 250 м. Влияние отпора p на устойчивость выработок очень велико, чем обеспечивается их устойчивость даже на больших глубинах.

6 Экономическая часть

Календарное планирование инновационных проектов на стадиях проведения ВКР имеет своей целью установление взаимосвязанных сроков начала и окончания работ по каждой теме с учётом имеющихся ресурсов. Календарное планирование отдельных конструкторских работ включает определение состава и последовательности этапов этих работ, трудоёмкости, длительности и календарных сроков их выполнения, составление календарных планов-графиков работ по выполнению каждой темы, определение затрат от использования инноваций.

Задачей экономической части дипломной работы является расчет продолжительности и стоимости проведения исследовательской работы по разработке устройства наращиваемого башенного подъёмника.

Большая сложность и комплексность проведения исследовательских работ, одновременное участие многих исполнителей, необходимость параллельного выполнения работ, зависимость начала многих работ от результатов других, значительно осложняют планирование работы.

Наиболее удобными в этих условиях являются системы сетевого планирования и управления (СПУ), основанные на применении сетевых моделей планируемых процессов, допускающих использование современной вычислительной техники, позволяющей быстро определить последствия различных вариантов управляющих воздействий и находить наилучшие из них.

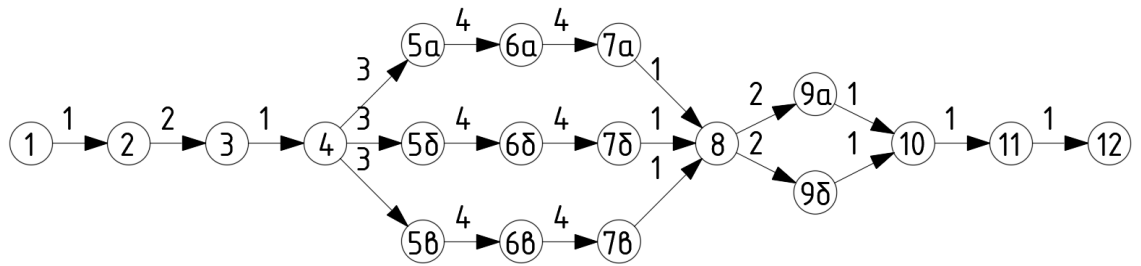
6.1 Расчёт сетевого графика выполнения разделов ВКР на тему: «Разработка малых кимберлитовых трубок с использованием наращиваемого башенного подъёмника с вертикальным уступом в контурах рудного тела»

Перечень работ по выполнению ВКР приведен в таблице 6.1

Таблица 6.1 – Перечень работ по выполнению ВКР

Код работы	Наименование работы	Код события	Наименование события	Продолжительность работы, дн
1	2	3	4	5
		1	Получение задания	1
1-2	Выполнение первого раздела ВКР	2	Выполнил первый раздел ВКР	1
2-3	Изучение и анализ литературы	3	Литература подобрана и проанализирована	2
3-4	Анализ существующих способов разработки КТ	4	Проанализированы способы разработки КТ	1
4-5а	Анализ существующих способов разработки КТ	5а	Проанализировали способы разработки КТ	3
4-5б	Анализ методов расчета элементов НБП	5б	Проанализированы методы расчетов элементов НБП	3
4-5в	Анализ конструкции элементов НБП	5в	Проанализированы конструкции элементов НБП	3
5а-6а	Выбор и обоснование элементов НБП	6а	Выбраны и обоснованы элементы НБП	4
5б-6б	Расчет основных элементов НБП	6б	Рассчитаны основные элементы НБП	4
5в-6в	Разработка структуры конструирования НБП	6в	Разработаны 3D модели элементов НБП	4
6а-7а	Предложение мероприятий по повышению надежности	7а	Мероприятия по повышению надежности предложены	4
6б-7б	Разработка 3D модели НБП	7б	Разработана 3D модель НБП	4
6в-7в	Разработка технологии отработки МКТ с использованием НПБ	7в	Разработана технология отработки МКТ с НПБ	4
7-8	Компоновка разделов	8	Все разделы скомпонованы	1
8-9а	Составление разделов безопасности жизнедеятельности	9а	Раздел безопасности жизнедеятельности составлен	2
8-9б	Составление экономического раздела	9б	Экономический раздел составлен	2
9-10	Составление пояснительной записки	10	Пояснительная записка составлена	1

На основе исходных данных из таблицы 6.2 строим сетевой график, представленный на рисунке 6.1.



$$T_{\text{оп}} = 21 \text{ дн.}$$

Рисунок 6.1 – Сетевой график выполнения дипломной работы

В таблице 5.2 приведен расчет параметров сетевого графика табличным методом, где:

i – предшествующее событие;

j – последующее событие;

t_{ij} – продолжительность работы;

t_{ij}^{PH} – раннее начало работ;

t_{ij}^{PO} – раннее окончание работ;

$t_{ij}^{\text{ПН}}$ – позднее начало работ;

$t_{ij}^{\text{ПО}}$ – позднее окончание работ;

$R_{ij}^{\text{П}}$ – полный резерв времени работ;

$Ч_{ij}$ – частный резерв времени работ;

Таблица 6.2 – Расчет параметров сетевого графика табличным методом

Предшествующее событие i	Последующее событие j	Продолжительность работы t_{ij}	Раннее начало работ t_{ij}^{PH}	Раннее окончание работ t_{ij}^{PO}	Позднее начало работ $t_{ij}^{\text{ПН}}$	Позднее окончание работ $t_{ij}^{\text{ПО}}$	Полный резерв времени работ $R_{ij}^{\text{П}}$	Частный резерв времени работ $Ч_{ij}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	2	1	0	1	0	1	0	0
2	3	2	1	3	1	3	0	0
3	4	1	3	4	3	4	0	0

Продолжение таблицы 6.6

1	2	3	4	5	6	7	8	9
4	5а	3	4	4	4	4	0	0
4	5б	3	4	4	4	4	0	0
4	5в	3	4	7	4	7	0	0
5а	6а	4	7	7	7	7	0	0
5б	6б	4	7	7	7	7	0	0
5в	6в	4	7	11	7	11	0	0
6а	7а	4	11	11	11	11	0	0
6б	7б	4	11	11	11	11	0	0
6в	7в	4	11	15	11	15	0	0
7а	8	1	15	15	15	15	0	0
7б	8	1	15	15	15	15	0	0
7в	8	1	15	16	15	16	0	0
8	9а	2	16	16	16	16	0	0
8	9б	2	16	18	16	18	0	0
9а	10	1	18	18	18	18	0	0
9б	10	1	18	19	18	19	0	0
10	11	1	19	20	19	20	0	0
11	12	1	20	21	20	21	0	0

Для расчета полного и частного резервов времени работ используются следующие формулы:

$$R_{ij}^{\Pi} = t_{ij}^{\Pi O} - t_{ij}^{\Pi O} \quad (1)$$

$$Ч_{ij} = t_{jh}^{\text{PH}} - t_{ij}^{\text{PO}} \quad (2)$$

где t_{jh}^{PH} – раннее начало последующей работы.

Выводы: сетевой график изготовления стенда (рис.5.1) имеет пути

$L_1: 1 - 2 - 3 - 4 - 5а - 6а - 7а - 8 - 9а - 10 - 11 - 12; t_{L1} = 21$ дн.

$L_2: 1 - 2 - 3 - 4 - 5б - 6б - 7б - 8 - 9а - 10 - 11 - 12; t_{L2} = 21$ дн.

$L_3: 1 - 2 - 3 - 4 - 5в - 6в - 7в - 8 - 9б - 10 - 11 - 12; t_{L3} = 21$ дн.

Критический путь равен 21 дней что определяет срок выполнения ВКР в 21 день.

6.4 Расчет технико-экономических показателей эффективности совершенствования технологии добычи руды

Выпускная квалификационная работа посвящена технологии добычи руды малых кимберлитовых трубок с применением наращиваемого башенного подъемника

Для обоснования эффективности совершенствования технологии добычи руды рассчитаны следующие показатели:

6.4.1 Режим организации горных работ

Организация горных работ принята по следующим параметрам: вахтовый метод, непрерывный режим работы труда.

Количество дней работы рабочих карьера определено на основании баланса рабочего времени, показатели которого приведены в таблице 5.3

Таблица 5.3 – Баланс рабочего времени одного рабочего.

Структура баланса времени	План
2	3
Календарный фонд времени, дн.	365
Количество нерабочих дней - всего, в том числе: праздничных выходных	120
Номинальный фонд времени, дн. (с.1 - с.2)	245
Неявки на работу - всего, дн. в том числе: очередной и дополнительный отпуск отпуска в связи с учебой декретный отпуск невыходы по болезни выполнение государственных и общественных обязанностей	2
Действительный фонд рабочего времени, дн. (с.3 - с.4)	243
Коэффициент списочного состава, (с.3 / с.5)	

6.4.2 Расчет капитальных затрат на технологическое оборудование

Для ведения необходимого комплекса работ по исследуемой технологии

выполнен расчет капитальных затрат приведенной в таблице 6.4

Таблица 6.4 – Расчет капитальных затрат на технологическое оборудование и величины амортизационных отчислений.

Наименование оборудования по процессам работ)	Количество единиц оборудования, шт.	Стоимость единицы, тыс. руб.	Общая сумма капитальных затрат, тыс. руб.	Срок эксплуатации, лет	Сумма амортизации, тыс. руб.
1	2	3	4	5	6
1. Сооружение					
Наращиваемый башенный подъемник НБП-4/150/100	1	53 000	53 000	2	10
2. Рабочие машины и оборудование					
Добычные работы					
Комбайн	1	68 000	68 000	2	10
Погрузчик	1	53 000	53 000	2	10
3. Силовые машины и оборудование					
Дизель-генератор	1	1 200	1 200	8	1, 250
Трансформатор	1	180	180	8	0,187
Всего	5	175 380	175 380		44,375

6.4.3 Расчет эксплуатационных затрат

В смету эксплуатационных затрат по данной технологии входят следующие группы расходов:

- а) вспомогательные материалы, расчет дан в таблице 6.5

Таблица 6.5– Расчёт стоимости вспомогательных материалов

Наименование вспомогательных материалов (по видам горных работ)	Единица измерения, п.м., т,кг, шт., м ³	Норма расхода на 1т (м ³)	Цена за единицу, руб.	Потребность на годовой объем добычи	
				количество	сумма, тас.руб.
1	2	3	4	5	6
Фрезы	Шт.	2	20 000	4	80
ГСМ	т	4	200	185 500	9 125
Запасные части	шт				
Итого по группе «Вспомогательные материалы»	-	6	20 200	185 504	9 205
Перечень вспомогательных материалов, норма расхода на 1 т добычи, цена за единицу материалов принять по данным практики					

6.4.4 Расчет суммы фонда заработной платы

б) заработная плата производственных рабочих для расчета фонда расчета заработной платы рассчитана численность производственных рабочих по исследуемой технологии, результаты расчетов приведены в таблице 6.6

Таблица 6.6 – Расчет численности и фонд заработной платы работников предприятия

Категория работающих	Разряд	Дневная тарифная ставка, руб.	Действительный фонд рабочего времени, лн.	Списочная численность, чел.	Основная заработная плата, руб.					Дополнительная зарплата. (% к гр. 11), руб.	Всего фонд заработной платы, тыс. руб.
					Тарифный фонд	Премии к тарифному фонду	Доплаты за работу в ночное, вечернее время, % к тарифному фонду	Итого основная заработная плата	Общая сумма основной заработной платы с районным коэффициентом		
2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1.Численность основных рабочих по технологическим процессам											
Сооружения											
Оператор НБП 4/150/100	6	2500	243	3	1822 500	1822 500	72 900	3 717 900	7 435 800	557 687	7 993 487

Продолжение таблицы 6.6

2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Помощник оператора НБП 4/150/100	5	2100	243	3	1530 900	1530 900	61 200	3 123 000	6 246 000	468 450	6 714 450
Добычные работы											
Машинист комбайна	6	2500	243	3	1822 500	1822 500	72 900	3 717 900	7 435 800	557 687	7 993 487
Машинист погрузчика	6	2500	243	3	1 822 500	1 822 500	72 900	3 717 900	7 435 800	557 687	7 993 487
Итого Основные рабочие				12				14 27 6 700	28 55 3 400	2 141 511	30 694 911
2.Вспомогательные рабочие											
Рабочие											
Слесарь по ремонту оборудования	5	2100	243	6	3061 800	3061 800	122 472	6 246 072	12 49 2 000	936 910	13 428 910
Электрогазосварщик	5	2100	243	3	1530 900	1530 900	61 200	3 123 000	6 246 000	468 450	6 714 450
Слесарь-электрик	6	2500	243	3	1822 500	1822 500	72 900	3 717 900	7 435 800	557 687	7 993 487
Итого вспомогательные рабочие				12				9 372 789	26 17 3 000	1 963 047	28 136 847

6.4.5 Расчет численности и фонд заработной платы управленческого персонала предприятия

Расчеты приведены в таблице 6.7

Таблица 6.7 –Численность и фонд заработной платы управленческого персонала

Должность (примерный перечень должностей)	Численность, чел.	Оклад, руб.	Годовой фонд заработной платы, тыс. руб.	Фонд заработной платы с районным коэффициентом и северными надбавками, тыс. руб.
1	2	3	4	5
Ст. мастер производственного участка	1	52 000	624	1 248
Мастера производственных участков	1	48 000	576	1 152
Мастер по ремонту технологического оборудования	1	46 000	552	1 104
Итого:			1752	3 504

5.4.6 Расчёт суммы расходов на содержание и эксплуатацию оборудования

в) сумма расходов на содержание и эксплуатацию оборудования

Расчет суммы расходов на РСЭО приведены в таблице 5.8

Таблица 5.8 – Расчет суммы расходов на РСЭО

Статьи затрат	Сумма, руб.
Эксплуатация оборудования, в т.ч. смазочные и обтирочные материалы (3% от стоимости оборудования)	5 261 400
Основная и дополнительная заработная плата вспомогательных рабочих	9 374 752
Отчисления в фонды социального страхования	17 767 190
Текущий ремонт оборудования (8% балансовой стоимости оборудования)	14 030 400
Прочие затраты (10% от суммы строк 1+2+3+4)	6 059 374
Итого:	52 493 116

6.4.7 Расчет суммы цеховых расходов

г) сумма цеховых расходов

Расчеты приведены в таблице 5.9

Таблица 5.9 – Цеховые расходы

Статьи затрат	Сумма, руб.
Содержание аппарата управления цехом	3 504 000
Охрана труда (2% от фонда оплаты труда всего персонала)	1 176 635,16
Прочие расходы (10% от суммы предыдущих статей)	2 244 782,51
Итого цеховые расходы	24 692 607,67

6.4.8 Расчет суммы эксплуатационных затрат по технологии НБП 4/150/100

Расчет приведен в таблице 5.10

Таблица 5.10 – Расчет суммы затрат

Статьи расходов	Сумма, руб	Сумма, руб/т
Вспомогательные материалы (ГСМ, ВВ, Долото, Шина)	9 205 000	10
Заработная плата основных производственных рабочих	30 694 911	32
Отчисления в фонды социального страхования	9 269 863	10
Амортизация	44 375	0,5
Расходы на РСЭО	3 504 000	4
Цеховые расходы	24 692 607	25
Итого эксплуатационные затраты	77 410 756	80

6.4.9 Сравнительная эффективность применения технологии наращиваемого башенного подъемника для кимберлитовых трубок

Определяется на основе показателей таблицы 5.11

Таблица 5.11 – Сравнительная эффективность технологии добычи руды

Наименование показателей	По технологии ОГР	По технологии НБП	Отклонения
2	3	4	5
Годовая объем добычи руды, т	960 000	960 000	-
Объем вскрышных работ, т	3 840 000	-	1 374 000
Производительность труда рабочего, т/чел	68 571	40 800	5 800
Среднесписочная численность рабочих, чел.	69	24	45
Эксплуатационные затраты руб/т.	138	80,1	57,9
Себестоимость добычи руды, руб./т	1215	319	896
Удельные капитальные затраты, руб./т	730	183	547
Экономический эффект, руб		640 859 991	
Срок окупаемости капитальных вложений, лет	5	1	4

Заключение

Основной задачей работы разработка устройства позволяющего осуществлять разработку кимберлитовых трубок одним вертикальным или субвертикальным сверхвысоким уступом с выемкой только рудного тела и непосредственно к нему примыкающих налегающих и вмещающих пород.

В первом разделе дипломной работы были рассмотрены особенности алмазных месторождений России, в частности Якутии.

Во втором разделе выполнен анализ существующих способов разработки месторождений и применяемого при этом оборудования.

В третьем разделе описано устройство, принцип работы и основные технические характеристики наращиваемого башенного подъемника, технология его монтажа. Произведен расчет пропускной способности транспортного моста и грузоподъемности транспортного сосуда в зависимости проектной пропускной способности транспортного моста и времени цикла. Выполнен расчет привода перемещения самоходной вагонетки .

В четвертом разделе произведен расчет водоотливной установки.

В пятом разделе рассмотрены правила безопасности при работе наращиваемого башенного подъемника и фрезерного стрелового комбайна; обеспечение безопасности при эксплуатации электроустановок; безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях; ремонтные работы и требования по борьбе с пылью, вредными газами и радиационной безопасности, укрепление горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых в многолетней мерзлоте

На основании экономических расчетов произведенных в шестом разделе, можно сделать вывод, что использование наращиваемого башенного подъем технологии добычи руды для малых кимберлитовых трубок экономически целесообразно.

Список использованных источников

1. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2018 году»: Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации. – Москва: ФГБУ «ВИМС», 2019. Режим доступа: <https://www.mnr.gov.ru/upload/iblock/6e9/Государственный%20доклад-2018.pdf>
2. Приказ министерства Природных ресурсов Российской Федерации от 11 декабря 2006 года N 278 «Об утверждении Классификации запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых» Москва: ЗАО "Кодекс", 2007 - 12 с.
3. Зуев В.М., Безбородов С.М., Салопанов А.Т, Иванушкин Ф.С. Геологические факторы отработки якутских месторождений алмазов / Горный журнал 1994. 3 9. С.18-19.
4. Митюхин С.И., Лелюх М.И, Бочаров В.В. Геологогазведальный комплекс АК «АЛРОСА / Горный журнал 2005. № 7. С.73-80
5. Ганченко М.В. Состояние и развитие горного производства на предприятиях компании / Горный журнал 2005. № 7. С. 17-20.
6. А.В. Письменный (АК «АЛРОСА»), А.С. Чаадаев, канд. экон. наук, И.В. Зырянов, д-р техн. наук, И.Ф. Бондаренко, канд. техн. наук (институт «Якутнипроалмаз», АК «АЛРОСА») К ВОПРОСУ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ОТРАБОТКУ АЛМАЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ПОНИЖЕННОЙ ЦЕННОСТЬЮ РУДЫ // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: Международная научно-практическая конференция: сборник докладов. — Новосибирск: Наука, 2011. - 584 с. С. 61-65.
7. Анализ показателей БВР на месторождениях УГОКа и АГОКа отчет о НИР / АК «АЛРОСА» институт «Якутнипроалмаз»; рук. В.И. Хон – Мирный, 2011. – 48 с.

8. Типовой проект ведения буровзрывных работ на карьере «Нюрбинский» Нюрбинского ГОКа: АК «АЛРОСА» институт «Якутнипроалмаз»; В.И. Хон, А.А. Брюханов и др. – Мирный, 2012. – 143 с.
9. ГОСТ Р 58148-2018 Разработка алмазородных месторождений открытым способом в криолитозоне Требования к проектированию. – Введ. 05.06.2018 - Москва : Стандартинформ, 2018. – 90 с.
10. Козеев А.А., Изаксон В.Ю., Звонарев Н.К. Термо- и геомеханика алмазных месторождений / А.А. Козеев, В.Ю. Изаксон, Н.К. Звонарев. — Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1995. — 245 с.
11. Акишев А.Н. Оптимизация параметров схем вскрытия горизонтов кимберлитовых карьеров / А.Н. Акишев, С.Л. Бабаскин, И.В. Зырянов // Горный журнал. – 2010. – № 5. – С. 85–87.
12. Чаадаев А.С. Перспективные направления развития технологий добычи и переработки алмазосодержащих руд в АК «АЛРОСА» (ПАО) / А.С. Чаадаев, А.Н. Черепнов, И.В. Зырянов, И.Ф. Бондаренко // Горный журнал. – 2016. – № 2. – С. 56–61.
12. Чаадаев А.С. Нормативно-методическое обеспечение инновационного проектирования открытой разработки кимберлитовых месторождений – основа устойчивого развития алмазодобывающей промышленности России / А.С. Чаадаев, И.В. Зырянов, А.Н. Акишев // Рациональное освоение недр. – 2014. – № 5–6 – С. 22–29.
13. Пат. 2 464 422 Российская Федерация МПК E21C 41/26 (2006.01) Способ открытой разработки месторождений / Коростелёв С. П. Оpubл.: 20.10.2012 Бюл. № 29 – 7 с.
14. Пат. SU 1819330 СССР МПК A3 E21 C41/26 Способ безэтапной отработки глубоких кимберлитовых месторождений / Андросов А.Д., Яковлев В.Л., Щукин В.П., Иванов Ю.Н., Саввинов К.Н. Оpubл. 30.05.93 Бюл. № 20 – 3 с.

15. Арсентьев А.И., Виноградов Ю.В., Глозман Г.Р. Разработка небольших крутопадающих залежей карьером с крутыми бортами // Проблемы понижения горных работ на карьерах Заполярья.- Апатиты, 1975.-С.40-44.

16. Козеев А.А., Изаксон В.Ю., Звонарев Н.К. Термо - и геомеханика алмазных месторождений. - Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1995. – 250 с.

17. Пат. 688622 Е 21С 40/00 СССР Е21 С41/26. Способ разработки грунтов / Баранов Е.Г и др. . Оpub. 30.00.79 Бюл № 36. – 3 с.

18. Пат 875041 Е 21С 40/00 СССР Е21 С41/26. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых патент / Ржевский В. В. Оpub. 23.10.81 Бюл № 39. – 4 с.

19. Пат. 2571776 Российская Федерация Е21С 41/26 (2006.01)_ Способ открытой разработки крутопадающих рудных тел / Бабаскин С. Л., Акишев А. Н., Самоловов В. С. Оpub.: 20.12.2015 Бюл. № 35– 4 с.

20. Пальке Ю., Гюнтер Р. Расширение сферы применения вертикальных конвейерных систем FLEXOWELL («ФЛЕХОВЕЛЛ») и РОСКЕТЛИФТ («ПОКЕТЛИФТ») за счет использования высокопрочных элементов из стали и кевлара, работающих на растяжение // Горный журнал. – 2003. - №1.

21. Точилин В.И. Граничные параметры и технологические схемы использования аэрогеотехнических комплексов маятникового типа открытых горных работах // Актуальные проблемы ресурсосбережения при добыче и переработке полезных ископаемых: Сб. науч. тр. ч. 1. / под ред. Н.Х. Загирова и С.А. Вох- мина; ГАЦМиЗ. - Красноярск, 1996. - С. 82-86.

22. Точилин В.И. Отработка подкарьерных запасов трубки «Интернациональ-ная» с использованием аэрогеотехнологии //Горный информационно-аналитический бюллетень, 1999, №5, Издательство Московского государственного горного университета, с. 197-200.

23. Колганов, В.Ф. Коренные месторождения алмазов Западной Якутии: Справочное пособие / В.Ф. Колганов, А.Н. Акишев ; АК «АЛРОСА» ;

Институт «Якутнипроалмаз». - Новосибирск : Академическое изд-во «Гео», 2011. - 215 с.

24. Колин А.В. Расчет пропускной и провозной способности транспортных магистралей мегаполисов при эксплуатации различных видов городского пассажирского транспорта. Учебное пособие. - М.: МИИТ, 2010. - 140 с.

25. Методическое пособие «Актуализация правил тяговых расчетов на промышленном железнодорожном транспорте» // Министерство строительства и жилищно-коммунального хозяйства Российской Федерации Федеральное автономное учреждение «Федеральный центр нормирования, стандартизации и оценки соответствия в строительстве», Москва, 2016. 95с.

26. ГОСТ 8802-78 Вагоны трамвайные пассажирские. Технические условия.

27. Точилин В.И. Выбор подъемно-транспортного оборудования для разработки малых кимберлитовых трубок // Современные технологии освоения минеральных ресурсов: сб. материалов 7-й Международной науч.-техн. конф. / под общ. ред. В.Е. Кислякова.- Красноярск: ИПК СФУ, 2009, -Ч. 1. С. 334-344.

28. Расчеты грузоподъемных транспортных машин. Под ред. Иванченка Ф. К. и др. Киев, «Вища школа», 1978, 576 с.

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

Горного дела, геологии и геотехнологий

институт

Горные машины и комплексы

кафедра

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

А.С. Морин
А.С. Морин

Подпись инициалы фамилия

« 29 » 01 2021г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

21.05.04.09- «Горные машины и оборудование»

Код и наименование специальности

**РАЗРАБОТКА МАЛЫХ КИМБЕРЛИТОВЫХ ТРУБОК С
ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НАРАЩИВАЕМОГО БАШЕННОГО ПОДЪЕМНИКА
С ВЕРТИКАЛЬНЫМ УСТУПОМ В КОНТУРАХ РУДНОГО ТЕЛА**

Тема

Научный руководитель

И.В. Иванчук 12.01.21
подпись, дата должность, научная степень

А.О. Иванчук
инициалы, фамилия

Выпускник

Д.Ф. Шмаков 29.01.21
подпись, дата

Д.Ф. Шмаков
инициалы, фамилия

Рецензент

Д.Н. Волнушкин 01.02.21
подпись, дата

Д.Н. Волнушкин
инициалы, фамилия

Консультанты:

Безопасность

Жизнедеятельности

Наименование раздела

А.В. Галайко 13.01.21
подпись, дата

А.В. Галайко
инициалы, фамилия

Экономическая часть

Наименование раздела

Р.Р. Бурменко 29.01.21
подпись, дата

Р.Р. Бурменко
инициалы, фамилия

Нормоконтролер

Наименование раздела

А.О. Иванчук 28.01.21
подпись, дата

А.О. Иванчук
инициалы, фамилия

Красноярск 2021