

УДК 622.271

На правах рукописи

САРЫБАЕВ НУРЖИГИТ ОМАРОВИЧ

**Создание и апробация ресурсосберегающих технологий доработки
глубоких железорудных карьеров Казахстана**

6D070700 – Горное дело

Диссертация на соискание ученой степени
доктора философии (PhD)

Научный консультант:
доктор технических наук,
профессор
Молдабаев С.К.

Зарубежный научный консультант:
доктор технических наук,
профессор
Бондаренко В.И.

Республика Казахстан
Алматы, 2023

СОДЕРЖАНИЕ

| | | |
|-----|--|----|
| | НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ | 4 |
| | ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ | 5 |
| | ОПРЕДЕЛЕНИЯ | 6 |
| | ВВЕДЕНИЕ | 7 |
| 1 | АНАЛИЗ ПЕРСПЕКТИВ ПРИМЕНЕНИЯ РЕСУРСΟΣБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ В ГЛУБОКИХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ | 11 |
| 1.1 | Аналитический обзор горнотехнических источников по применению ресурсосберегающих технологий в глубоких железорудных карьерах | 11 |
| 1.2 | Выводы по главе | 17 |
| 2 | ПЛАНИРОВАНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНОТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМЫ ПЕРЕД ПЕРЕХОДОМ НА РЕСУРСΟΣБЕРЕГАЮЩУЮ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНУЮ ТЕХНОЛОГИЮ | 18 |
| 2.1 | Модель оптимизации процесса подготовки горных пород глубинной зоны к выемке | 18 |
| 2.2 | Обоснование рациональных параметров транспортных средств для работы в комплексе с предлагаемым устройством доработки приконтурных целиков | 23 |
| 2.3 | Выбор и обоснование перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне | 26 |
| 2.4 | Разработка методики выбора целесообразных средств транспорта глубинной зоны в зависимости от параметров ее доработки | 30 |
| 2.5 | Выводы по главе | 36 |
| 3 | РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ НА НОВЫЕ УСТРОЙСТВА КОМПЛЕКСОВ ЦИКЛИЧНО- ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ГЛУБОКИХ И СВЕРХГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ | 38 |
| 3.1 | Разработка технологической документации на перегрузочное устройство с автомобильного на конвейерный транспорт | 38 |
| 3.2 | Разработка технологической документации на перегрузочное устройство с конвейерного на железнодорожный транспорт | 47 |
| 3.3 | Выводы по главе | 52 |
| 4 | АПРОБАЦИЯ РЕСУРСΟΣБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ЧЕРЕЗ РАЗРАБОТКУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕГЛАМЕНТА ПРОИЗВОДСТВА ГОРНЫХ РАБОТ С ЦИКЛИЧНО- ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИЕЙ | 53 |
| 4.1 | Положения по проектированию ЦПТ для глубоких и сверхглубоких железорудных карьеров | 53 |
| 4.2 | Управление параметрами развития в приконтурной и глубинной зонах сверхглубокого железорудного карьера | 54 |

| | | |
|-----|---|----|
| 4.3 | Методика расчета параметров оптимизации текущего и конечного положения контуров карьера | 63 |
| 4.4 | Доработка глубоких карьеров с предельной устойчивостью бортов | 67 |
| 4.5 | Выводы по главе | 71 |
| | ЗАКЛЮЧЕНИЕ | 72 |
| | СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ | 74 |
| | Приложение А | 79 |
| | Приложение Б | 83 |
| | Приложение В | 86 |

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ

В настоящей диссертации использованы ссылки на следующие нормативные документы:

1. Закон Республики Казахстан «О науке» от 18.02.2011 г. № 407-IV ЗРК;
2. Государственный общеобязательный стандарт образования Республики Казахстан послевузовское образование. Докторантура. Основные положения ГОСО РК 5.04.034 –2011;
3. ГОСТ 8.417-2002 Государственная система обеспечения единства измерений (ГСИ);
4. Кодекс Республики Казахстан о Недрах и Недропользовании;
5. СП РК 3.03-122-2013 Промышленный транспорт;
6. СН РК 3.03-22-2013 Промышленный транспорт.
7. ГОСТ 7.1 - 2003. Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления.

ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ

ЦПТ – циклично-поточная технология
ПДПУ – передвижная дробильно-перегрузочная установка
ГОК – горно-обогатительный комбинат
КНК – крутонаклонный конвейер
БВР – буровзрывные работы
ВВ – взрывчатое вещество
ПГОК – Полтавский горно-обогатительный комбинат
СНГ – Содружество Независимых Государств
ПАО – публичное акционерное общество
АО ССГПО – акционерное общество «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение»
НТУ – национальный технический университет
ПИ – полезное ископаемое
КЗУ – коэффициент запаса устойчивости
ВНБ – временно нерабочий борт

ОПРЕДЕЛЕНИЯ

В настоящей диссертации применяются следующие термины с соответствующими определениями.

Ресурсосберегающие технологии – технологии, обеспечивающие производство продукции с минимально возможным потреблением источников энергии и ресурсов для технологических целей.

Нерабочий борт карьера – боковая ограничивающая поверхность карьера, на котором горные работы не производятся.

Глубинная зона месторождения – это часть залежи полезного ископаемого, не подготовленная к выемке, которая находится ниже отметки дна карьера.

Комбинированный транспорт – совокупность двух или более видов транспорта, последовательно расположенных, взаимозависимых и работающих в единой транспортной цепи карьера.

Текущий коэффициент вскрыши – отношение объема пустых пород к объему полезного ископаемого, добытого за определенный период эксплуатации.

Перегрузочный пункт – площадка с расположенными на ней сооружениями, оборудованием и транспортными коммуникациями, служащими для перегрузки горной массы с одного вида транспорта на другой.

Средний коэффициент вскрыши – отношение объема пустых пород к объему полезного ископаемого в конечном контуре карьера.

Транспортная берма – площадка, предназначена для размещения транспортных путей, соединяющих рабочие площадки уступов с капитальными траншеями

ВВЕДЕНИЕ

Оценка современного состояния решаемой научной или научно-технической проблемы. В связи достижением горными работами глубины 400 - 500 м на стратегически важных глубоких железорудных карьерах особую остроту приобретают вопросы создания и апробации ресурсосберегающих технологий их доработки с обеспечением максимального извлечения приконтурных запасов глубинной части месторождений при минимальном разносе бортов.

Доработка глубинной зоны месторождения предусматривает разнос бортов карьера с увеличением их углов наклона, в т.ч. за счет уменьшения ширины транспортных берм. Кроме того, при доработке глубинной зоны, как при завершающем этапе разработки месторождения, наблюдается снижение производственной мощности относительно проектной более чем в два раза. К тому же, для доработки глубинной зоны характерно значительное расстояние транспортирования и, в зависимости от условий залегания месторождения, необходимость выемки пород вскрыши приконтурной зоны.

Современные технологические схемы разработки железорудных пластовых месторождений глубокого залегания открытым способом предусматривают применение автомобильного, железнодорожного, конвейерного и скипового транспорта в различных комбинациях. При этом развитие рабочей зоны происходит как в плане, так и по глубине. Развитие транспортных коммуникаций различных видов транспорта вслед за рабочей зоной ограничено по его технологическим характеристикам. Со временем, для вскрытия глубоких горизонтов карьера, необходимо производить разнос бортов под внутрикарьерные дороги. Однако при переходе на другой вид транспорта, за счет расконсервации целиков под транспортные бермы, возможно увеличение результирующего угла откоса бортов карьера.

Актуальность темы диссертационного исследования. В связи с уменьшением объемов добычи руды в зоне доработки глубоких железорудных карьеров особую остроту приобретают научные исследования по созданию и апробации ресурсосберегающих технологий ведения горных работ, направленных на значительное уменьшение разноса бортов на глубоких горизонтах с обеспечением максимального извлечения приконтурных запасов и сокращения затрат на дорогостоящий процесс подготовки горных пород к выемке, в особенности при применении комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта.

Качество дробления горной массы оценивается диаметром среднего куска или величиной и значением преобладающей фракции, т.е. модой и модальным значением статистического распределения кусков в данном ее объеме.

Для каждого горно-геологических условий существует такой гранулометрический состав горной массы, при котором обеспечиваются минимальные суммарные затраты на добычу и переработку скальных полезных ископаемых. Однако создать универсальную физическую модель формирования

поля напряжений в массиве скальной породы, позволяющую определять степень ее дробления при различных способах ведения буровзрывных работ в нестабильных горно-геологических условиях, весьма сложно, практически невозможно. Этим объясняется интерес научных сотрудников и практиков к статистическим методам исследований в приложениях к реальным причинно-следственным ситуациям на всех этапах развития добычных работ. Контроль трещиноватости массива породы с помощью автоматического устройства обеспечивает репрезентативность выборок, что является важнейшим условием при составлении статистического распределения его естественной блочности. Количественная оценка способности дробления породного массива по данным сравнения объемов некондиционных фракций, содержащихся в нем до разрушения взрывом и после в полученной горной массе, отличается новизной и практической востребованностью.

Применение метода оптимизации комплекса БВР по критерию минимальных суммарных затрат на весь цикл добычных работ позволит повысить технико-экономические показатели этих работ без дополнительного привлечения средств. Следовательно, определение оптимального распределения ресурсов на выполнение буровзрывных работ в различных условиях взрывания является актуальным и значимым в перспективе.

Цель диссертационной работы – создание и апробация ресурсосберегающих технологии доработки глубоких железорудных карьеров.

Идея работы заключается в установлении возможности уменьшения разноса бортов карьеров в глубинной части в зоне их доработки за счет естественного сокращения объемов добычи руды и увеличения полноты извлечения запасов руды с учетом максимального вовлечения приконтурных запасов руды.

Задачи исследования, их место в выполнении научно-исследовательской работы в целом. В соответствии с целью работы определены задачи, которые были решены в данной работе:

1. Разработать методику расчета параметров доработки приконтурных запасов;
2. Совершенствовать схему доработки глубинных запасов полезного ископаемого;
3. Разработать математическую модель оптимизации процесса подготовки горных пород к выемке при переходе к отработке оставшихся запасов глубинной зоны.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Полноту выемки запасов крутопадающих месторождений обеспечит разработанная методика оптимизации конечных и текущих контуров глубоких карьеров на основе введения двух новых параметров: проекции линии контура рудной залежи лежащего бока на поверхности в конечном и текущем положении, характеризующих взаимосвязь контуров рудной залежи и динамики формирования рабочей зоны карьера.

2. Нивелирование разноса бортов глубоких карьеров из-за создания концентрационных горизонтов для перегрузки горной массы на дробильно-конвейерный комплекс обеспечит схема с ликвидацией транспортных целиков в зоне доработки за счет применения передвижных перегрузочных устройств без их демонтажа.

3. Ресурсосбережение в глубинной зоне рудных карьеров при оптимизации подготовки горных пород к выемке достигается за счет комплексного учета и минимизации затрат на выемочно-погрузочные работы и при необходимости, первичного дробления.

Практическая значимость. Практическая значимость работы выражается в следующем:

1. Разработана методика выбора целесообразных средств транспорта глубинной зоны в зависимости от параметров ее доработки;

2. Разработан метод обоснования пространственного положения поэтапных контуров крутонаклонных слоев на карьерных полях округлой формы на основании разграничения понятий приконтурной и глубинной зон глубоких карьеров и введения двух новых параметров взаимосвязи контуров рудной залежи и динамики формирования карьера;

3. Составлена экономико-математическая модель, включающая целевую функцию суммарных затрат на буровзрывные, погрузочно-транспортные работы и механическое дробление, а также систему ограничений, исключающие некорректные решения. Метод оптимизации позволяет управлять параметрами буровзрывных работ на каждом этапе отработки месторождения скального полезного ископаемого.

Объект исследования. Объектами исследования являются глубокие железорудные карьеры Казахстана и стран СНГ.

Предмет исследования. Предметом исследования является технологий доработки глубоких карьеров, а именно транспортные схемы, применяемые при доработке и метод оптимизации БВР при разработке запасов глубинной зоны.

Методологическая база исследований. Для решения задач работы были использованы следующие научные методы: системный анализ; экономико-математическое моделирование; использование интегрированных горно-геологических информационных комплексов; метод статистической обработки естественной блочности скальной породы и качества ее дробления энергией взрыва; статистические исследования основных показателей процесса механического дробления горной массы различной крупности и крепости составляющих ее кусков.

Научная новизна. Научная новизна работы заключается в следующем:

1. На основании предложенного варианта изменения параметров дифференциальной функции принятого гамма-распределения применительно к прогнозируемому гранулометрическому составу горной массы установлено, что статистическое распределение естественной блочности тесно коррелирует с гамма-распределением;

2. Расчет параметров доработки осуществляется за счет установления конечных и текущих контуров карьера в зависимости от положения рудной залежи с обеспечением полноты выемки запасов глубинной зоны;

3. Предложена схема доработки глубинных запасов с минимизацией разноса бортов глубоких карьеров.

Связь данной работы с другими научно-исследовательскими работами. Работа выполнена в рамках проекта программно-целевого финансирования «Создание методологии проектирования процесса перехода на циклично-поточную технологию (ЦПТ) в глубоких карьерах с автомобильно-железнодорожным транспортом».

Публикации и апробация работы. В ходе выполнения данной работы были опубликованы 4 статьи в научных журналах «Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu», «E3S Web of Conferences», «Mining of mineral deposits» и «Горный информационно-аналитический бюллетень», входящих в базу данных Scopus. В рамках международной конференции International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM были представлены 3 работы, в рамках международной конференции «Сатпаевские чтения» 2 работы. Было опубликована глава в международной монографии «Sustainable development of resource-saving technologies for mining and processing of minerals».

Структура и объем диссертационной работы: Диссертация состоит из введения, 4 глав, списка литературы из 45 наименований и содержит 88 страниц машинописного текста, 24 рисунка, 4 таблицы, 52 формулы, три приложения.

1 АНАЛИЗ ПЕРСПЕКТИВ ПРИМЕНЕНИЯ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ В ГЛУБОКИХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ

1.1 Аналитический обзор горнотехнических источников по применению ресурсосберегающих технологий в глубоких железорудных карьерах

Одним из прогрессивных направлений развития современных технологий разработки полезных ископаемых является применение ресурсо- и энергосберегающих технологий [1].

В соседней России исследования в горной промышленности направлены на выявление основных тенденций, определяющих эффективность эксплуатации минерально-сырьевой базы за счет комплексного использования георесурсов и особенностей широкого применения ресурсосберегающих технологий, потому что были поставлены такие цели как повышение производительности труда, сокращение энергоемкости производства и рациональное природопользование [2].

Следует отметить, что с ростом глубины карьеров основным направлением совершенствования технологических параметров процессов горного производства и стабилизации его показателей являются техническое перевооружение и модернизация геотехники, способные обеспечить энерго- и ресурсосбережение при ведении горных работ [2].

В последнее время карьеры снабжают мощным горным оборудованием, которое позволяет вести горные работы на больших глубинах. Однако остаются и нерешенные проблемы. К ним можно отнести, резкое увеличение объемов вскрыши с достижением определенных глубин, затрат на транспортирование горной массы и себестоимости продукции горного предприятия [3].

Производительность труда на железорудных карьерах России, как Оленегорский и Михайловский, в период с 1994 по 2014 годы выросла лишь в 1,3 – 2,3 раза, тогда как в угольной индустрии она выросла более чем в 4,4 раза. Одной из причин такого показателя является средняя вместимость ковша экскаватора. На указанных железорудных карьерах она составляет примерно 8,4-10,3 м³, а на угольных разрезах достигала 40 м³. Следует также отметить, что грузоподъемность большинства автосамосвалов применяемых лишь на 8 крупнейших ГОКах России была равна 125 т, а на угольных разрезах данный показатель был равен 250 т. В связи с этим, на железорудных карьерах среднегодовые темпы прироста глубины в вышеуказанный период времени составляли лишь 3-5 м [4].

Важными научными и технологическими вопросами при разработке месторождений с большой глубиной наряду с реализацией мер по ресурсосбережению, которые способствуют повышению степени извлечения полезного ископаемого являются:

1. Обоснование способа разработки и возможности перехода от открытого способа разработки к подземному или же использования комбинированного

способа. Одним из примеров может послужить Сарбайское железорудное месторождение. При его доработке предусмотрен переход на подземный способ разработки с сохранением транспортного комплекса открытого способа разработки.

2. Обоснование глубины карьера, углов откосов его бортов, выделение этапов разработки и реконструкция открытой разработки при увеличении ее глубины.

3. Организация горнотранспортной системы карьера с внедрением новых средств и схем транспорта с возможностью замены или же дополнения старого оборудования, применение специальной транспортной техники для вскрытия глубоких горизонтов карьера (применение циклично-поточной технологии с возобновлением или же расширением использования крутонаклонных конвейеров).

4. Разработка месторождения этапами с формированием временно нерабочих бортов карьеров, и их последующая отработка с помощью специальных технологий транспортирования, взрывания и выемки горных пород [4].

В работе [5] в качестве ресурсосберегающих технологий для разработки глубоких горизонтов карьеров были рассмотрены электрические подъемники, снаряжение механического разрушения горных пород и технологий разработки, не требующие перемещения вскрышных пород в отвал.

Наличие рабочих площадок для осуществления технических решений является одной из важных особенностей определения эффективности отработки глубоких горизонтов карьеров. Также, производительность горного оборудования в стесненных условиях должна быть принята во внимание, так как зачастую на нижних горизонтах карьеров могут образоваться именно такие условия. Дополнительный разнос борта карьера может быть необходим для изменения технологии ведения горных работ, так как из-за размещения на рабочих площадках нового оборудования рабочая зона карьера может сократиться до критических значений. Отработка целиков, выделенных для размещения нового оборудования будет зависеть от срока его службы [5].

Экономическая эффективность открытых горных работ по мере возрастания значений глубины карьера в основном определяется транспортировкой горной массы с нижних горизонтов. Усовершенствование данного процесса является актуальной задачей по мере увеличения объемов добываемой руды на глубоких горизонтах. Зачастую, для достижения данной цели прибегают к применению комбинированных видов транспорта. Широкое применение получила эксплуатация комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта для снижения затрат на транспортирование горных пород [5].

Факторы, которые могут препятствовать своевременному вводу в эксплуатацию оборудования непрерывного действия для транспортировки горной массы с глубоких горизонтов карьера зачастую включают:

1. Дороговизна иностранного оборудования

2. Высокая стоимость и сроки строительства конвейеров и перегрузочных пунктов

3. Неудовлетворительная отработка принимаемых решений, которая может послужить основанием для недостаточного обоснования преимуществ применения оборудования непрерывного действия [5].

Обширное исследование, направленное на расширение внедрения ресурсосберегающих методов разработки глубоких горизонтов с использованием конвейерного транспорта может решить данные вопросы. Строительство данных конвейеров должно быть произведено с учетом таких факторов как невысокая стоимость, стабильность эксплуатации, несложность обслуживания и ремонт и небольшая материалоемкость монтажа [5].

Одной из проблем большинства глубоких карьеров является железнодорожный транспорт, который со временем становится стационарным и это обстоятельство требует дополнительных исследований целесообразности изменения параметров автомобильно-железнодорожного транспорта [4].

На примере разреза «Богатырь» можно убедиться о существенных недостатках железнодорожного транспорта. Использование данного вида транспорта на разрезе приведет к неизбежному росту капитальных и эксплуатационных затрат, так как для вскрытия новых добычных горизонтов необходимо будет построить новые железнодорожные пути и станции, приобрести новые тяговые аппараты и учесть дороговизну обслуживания путей и увеличение дальности транспортировки горной массы, которая будет только расти со вскрытием каждого нового добычного горизонта. Не стоит забывать, что использование железнодорожного транспорта на глубинах свыше 200 метров весьма затруднительно в условиях разреза. В связи, с чем было принято решение о переходе на циклично-поточную технологию добычи и транспортировки. В рамках данного перехода предусмотрена замена железнодорожного транспорта на конвейерный. Данная технология позволит увеличить производственную мощность горного предприятия до 40 млн. тонн в год [6].

Стоит отметить, что внедрение циклично-поточной технологии является обычной практикой для железорудных карьеров таких стран, как Россия и Украина.

На одном из крупнейших производителей железорудного концентрата в Украине, Ингулецком ГОКе уже запустили комплекс ЦПТ. Более быстрая доставка руды с нижних горизонтов, сокращение длины перевозки горных пород автосамосвалами на 10%, а, следовательно, и снижение себестоимости транспортировки руды стали возможными за счет запуска комплекса. Используемый конвейерный транспорт считается более экономичным и экологически чистым за счет чего можно снизить техногенную нагрузку на окружающую среду. Комплекс ЦПТ Ингулецкого ГОКа представлен системой наземных и подземных конвейеров. Добываемую руду доставляют на перегрузочный пункт, где она проходит крупное дробление. После данного процесса подземными конвейерами руда доставляется на поверхность для среднего и мелкого дробления. Стоит полагать, что ЦПТ позволит предприятию

поддерживать производственную мощность в 30 млн. тонн железной руды в год с возможностью ее повышения в ближайшем будущем [7].

Строительство комплекса ЦПТ подходит к финальной фазе и на Лебединском ГОКе России, производящим железорудное сырье. Комплекс ЦПТ будет состоять из магистрального конвейера длиной более чем в три километра. Конвейер состоит из двух линий. Они должны будут соединить цех крупного дробления обогатительной фабрики с ярусами Лебединского карьера. За счет внедрения ЦПТ предполагаемая производительность Лебединского ГОКа должна составить около 55 млн. тонн руды в год [8].

Следующие современные тенденции развития горной техники и технологии должны быть учтены при переходе на отработку глубоких горизонтов карьеров путем ввода ЦПТ:

1. Возрастание мощности выемочно-погрузочного и транспортного оборудования

2. Сокращение использования или же полная ликвидация железнодорожного транспорта

3. Развитие и совершенствование оборудования поточной технологии благодаря повышению надежности и простоты эксплуатации дробильных машин и конвейеров, увеличению их производительности, расширению области их применения и низкая трудоемкость их эксплуатации.

4. Переход на полную автоматизацию процессов открытых горных работ [9].

Внедрение и эксплуатация комплексов ЦПТ на Костомукшском и Светлинском ГОКах позволил определить важные моменты, связанные с данной технологией:

1. Наиболее проблемным является участок пересечения циклической и поточной технологии

2. Эффективность работы предприятия будет определена переходным периодом от циклической технологий к ЦПТ

3. Должно быть уделено большое внимание неравномерности грузопотока циклического звена [9].

Основными причинами неполного освоения преимуществ ЦПТ могут послужить следующие причины:

1. Отсутствие эффективного оборудования местного производства, что является проблемой большинства горнорудных предприятий СНГ. Среди них можно выделить мобильные дробильные и дробильно-перегрузочные комплексы ЦПТ, а также оборудование для конвейерного подъема горной массы. Этот фактор является одной из причин отставания горной промышленности стран СНГ от мировых лидеров.

2. Для размещения дробильно-перегрузочных пунктов во внутреннем пространстве карьера требуется выполнить большой объем вскрышных работ связанных с разнесом бортов карьера. Это может послужить причиной снижения конкурентоспособности схем связанных с использованием конвейерного транспорта для перевозки горной массы.

3. Также на предприятии могут быть приняты нецелесообразные решения о выборе горнотранспортного оборудования [10].

Использование передвижных дробильных устройств может повысить эффективность конвейерного транспорта. Примером этого является Полтавский ГОК, на котором применялось дробильное устройство компании «Krupp Fordertechnik». Оно позволило уменьшить высоту подъема горных пород автосамосвалами до 107 метров и освободить 9 автосамосвалов, которые использовались с предыдущей дробильной установкой. Данный комплекс располагался на нерабочем борту карьера и свободно переносился по мере углубления горных работ [10].

Для полустационарных же дробильно-перегрузочных пунктов в свое время была создана методическая база с соответствующими положениями:

1. Была создана технология оптимизации распределения грузопотоков автомобильного и конвейерного транспортов в динамике развития карьера, определения границ перехода на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт, решения задачи формирования концентрационных горизонтов.

2. Было определено, что на карьерах с большой глубиной шаг переноса перегрузочных пунктов не зависит от затрат на автотранспорт и дробильно-конвейерный комплекс, но количество и время переносов будут меняться [10].

Данные положения послужили основой для разработки рекомендации по размещению дробильно-конвейерного комплекса в Стойленском карьере. Согласно им дробильно-конвейерный комплекс должен был переноситься по мере продвижения горных работ. Однако, данные рекомендации так и не нашли реального применения, так как комплекс ЦПТ карьера не был перенесен, а полностью демонтирован. Это свидетельствует о недостатках полустационарных перегрузочных пунктов наряду с пунктом 3 основных причин неполного освоения преимуществ ЦПТ [10].

Дробильно-конвейерные комплексы с ленточными конвейерными подъемниками, которые размещаются на конечном борту карьера наиболее подходят для открытой разработки глубокозалегающего, наклонного месторождения с небольшой шириной. В выработках размещают галерею со ставами данных конвейерных подъемников. Строительно-транспортные коммуникации располагают в наклонных предохранительных бермах, заменяющие горизонтальные предохранительные бермы. Выработки будут отделены между собой откосом уступа, и такое их расположение не потребует разноса конечного борта карьера. Разгрузочные площадки автотранспорта устанавливаются на уступе, который находится выше. Передвижная дробильно-перегрузочная установка дробильно-перегрузочного пункта будет помещена на временном целике. Данный пункт разбирают после отработки глубинной части, а целик отрабатывается. Руда из отрабатываемого целика перевозится на дробильно-перегрузочный пункт, а вскрыша складировается на горизонте проектной глубины при его больших размерах [11].

Борта карьеров обычно становятся округлыми на глубоких горизонтах в стесненных условиях карьера. Удлинение конвейерной установки ленточными

конвейерами в таких условиях требует выпрямления бортов карьеров сопровождающейся выемкой больших объемов вскрышных пород. Наиболее эффективным будет применение крутонаклонных конвейеров или скиповых подъемников для удлинения конвейерного подъемника [12].

Ленточный конвейерный подъемник может быть удлинен с помощью скипового подъемника. Данный подъемник будет отличаться надежной транспортировкой скальной горной массы, которая была раздроблена в передвижной дробильно-перегрузочной установке (ПДПУ). Если загрузка скипа происходит через бункеры с пластинчатым питателем, то надежность его работы возрастет. Использование же бункера-дозатора для загрузки скиповых сосудов может привести к их быстрому износу из-за больших ударных нагрузок, как показал пример Сибайского меднорудного карьера [12].

Необходимо подчеркнуть, что расширение площадки, где расположена установка подъемной машины над площадкой размещения перегрузочного бункера, позволит сократить размер площадки перегрузки горной массы со скипового транспорта на конвейерный подъемник [12].

Было проведено соответствующее исследование [13] для определения эффективности перехода на комбинированный транспорт на завершающих этапах открытой разработки крутопадающих месторождений. В ходе данного исследования использовалось соотношение производительности карьера (Q_k) и подземного рудника (Q_n). Для карьера показатель принимался по горной массе, а для рудника по полезному ископаемому.

При моделировании использования скипового подъемника для транспортирования руды из карьера и подземного рудника по данному исследованию [13] высота подъема горной массы и производительность шахты являлись основными факторами определившими эффективность скипа:

1. Скиповый транспорт окупится, если объемы вывозимой горной массы составит более 4 млн. тонн в год с глубиной концентрационного горизонта в 300 м, чтобы использование скипа и дальше было эффективным при вывозе законтурных запасов карьера потребуется производительность в 1,5 млн. тонн в год.

2. Если глубина концентрационного горизонт составляет 400 м, то производительность должна быть на уровне более 3 млн. тонн в год. Производительность шахты более 1 млн. тонн в год потребуется для дальнейшего эффективного использования скипа.

В обоих случаях стоимость подъема скиповым транспортом будет меньше стоимости перевозки горной массы автотранспортом [13].

Использование скипа будет считаться эффективным при значениях высоты подъема руды более 200 м, если производительности карьера и подземного рудника будут равными и составит более чем 3 млн. тонн в год. Высота подъема должна составить минимум 400 м, чтобы окупить затраты на строительство скипового подъемника при производительности 2 млн. тонн в год [13].

На железорудных карьерах Украины в схемах ЦПТ предусмотрено использование одного стационарного дробильно-перегрузочного пункта. При

таких схемах затраты на подъем горной массы становятся меньше, но вместе с тем затраты на их перевозку до перегрузочного пункта автосамосвалами становятся больше, и данные затраты будут только расти по мере углубления горных работ [14].

Проведено достаточное количество исследований по определению рационального шага переноса перегрузочного пункта, но возможности применения нескольких дробильно-перегрузочных пунктов недостаточно исследованы. Лишь в одной из работ было установлено, использование трех перегрузочных пунктов будет оптимальным при показателях производительности карьера от 10 до 40 млн. тонн в год [14].

Если количество перегрузочных пунктов увеличивается, то это приведет к снижению количества используемого автотранспорта. За счет этого можно повысить надежность эксплуатации карьерного транспорта, снизить нагрузку на карьерные дороги и время ожидания на перегрузочных пунктах. Можно уменьшить производительность дробильно-перегрузочных пунктов за счет оптимизации количества перегрузочных пунктов. Производительность перегрузочных пунктов составит 25-30 млн. тонн в год, если рабочая зона имеет небольшие размеры. Если же глубина рабочей зоны будет равна 300 м, а длина 3000 м, то их производительность уменьшится до 15-20 млн. тонн в год при условии возрастания количества перегрузочных пунктов. Производительность дробильно-перегрузочных пунктов может быть снижена до 10 млн. тонн в год, если размеры рабочей зоны будут увеличены и дальше. За счет данных исследований было установлено, что затраты на автомобильно-конвейерный транспорт могут быть снижены если использовать оптимальное количество нестационарных дробильно-перегрузочных пунктов [14].

1.2 Выводы по главе

1. Использование ресурсосберегающих технологий при доработке глубоких месторождений является прогрессивным направлением развития горного дела.

2. После достижения определенной глубины использование железнодорожного транспорта становится не актуальным, в виду того, что дальнейшее его использование при высоких значениях глубины карьера приведут к необоснованно высоким затратам.

3. На железорудных карьерах стран ближнего зарубежья, как Россия и Украина применение циклично-поточной технологии при доработке является обычной практикой, чего, к сожалению нельзя сказать про нашу страну.

4. Удлинение конвейерных установок на глубоких горизонтах при стесненных условиях отработки может достигнуто не только за счет крутонаклонных конвейеров, но и за счет скиповых подъемников.

5. Переход на циклично-поточную технологию при доработке карьеров позволит достичь проектных значений производительности карьера.

2 ПЛАНИРОВАНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНОТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМЫ ПЕРЕД ПЕРЕХОДОМ НА РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩУЮ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНУЮ ТЕХНОЛОГИЮ

2.1 Модель оптимизации процесса подготовки горных пород глубинной зоны к выемке

Добыча скальных полезных ископаемых при использовании открытого способа разработки предполагает предварительное дробление ПИ при помощи буровзрывных работ (БВР) и дальнейшую переработку горной массы. Качество же дробления горных пород (гранулометрический состав) будет зависеть от прочностных свойств взрывааемых пород и параметров БВР, и основные из них это - размеры сетки скважин и величина скважинного заряда. Удельный расход взрывчатого вещества (ВВ) определяется по указанным параметрам, и его значение преобладает в расчетах. Качество дробления обычно оценивается диаметром среднего куска взорванной породы или же значением преобладающей фракции, т.е. средним значением статистического распределения кусков в ее объеме [15].

Управление комплексом БВР определяет технико-экономические показатели добычного цикла работ. Более интенсивное дробление горной массы возможно при увеличении удельного расхода ВВ, что приведет к снижению затрат на погрузку, транспортирование и механическое дробление горной массы. При этом, происходит увеличение затрат на выполнение БВР. Крупное же дробление массива взрывом может привести к противоположному изменению затрат на данные процессы. Следовательно, можно сделать вывод, что при разных горно-геологических условиях существует свой гранулометрический состав, который может привести к минимальным суммарным затратам на добычу и переработку скальных ПИ (рис.2.1).

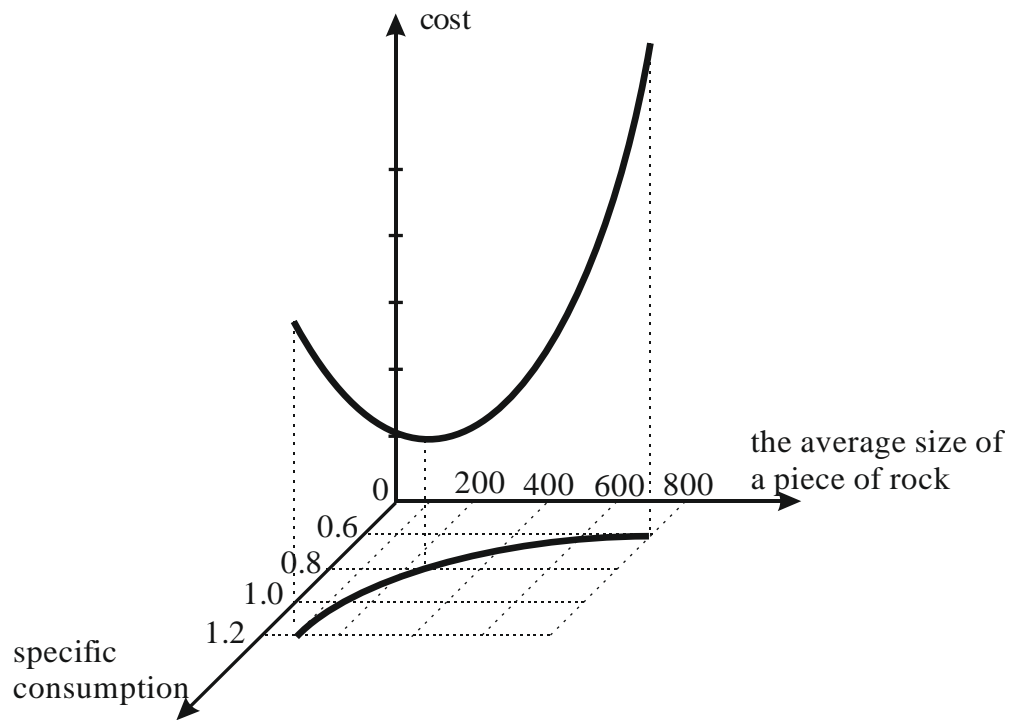


Рисунок 2.1 – График зависимости затрат (cost) на добычу скальных полезных ископаемых от удельного расхода ВВ и среднего размера куска горной массы.

Создание универсальной физической модели поля напряжений образующегося в массиве скальных горных пород, которая может быть использована в определенной степени ее дробления при различных способах БВР в нестабильных горно-геологических условиях, является сложной задачей. Контроль трещиноватости массива обеспечит представительность выборок, и это будет важным условием для составления статистического распределения его блочности. Количественная оценка дробления массива по показателям сопоставления объемов некондиционных фракций, содержащихся в нем до разрушения взрывом и после, отличается новизной и практической ценностью [15].

Оптимизация комплекса БВР с условием минимальных суммарных затрат на полный цикл добычных работ обеспечит повышение технико-экономических показателей без дополнительных средств. Следовательно, определение наилучшего распределения ресурсов на выполнение БВР в различных условиях является актуальной задачей [15].

Были исследованы основные показатели механического дробления горной массы различной крупности и крепости. Качество же дробления при БВР оценивалось с помощью автоматического устройства [4]. Для лабораторных же исследований данного процесса применялась экспериментальная щековая дробилка, позволяющая разрушать породы с максимальным размером 60 – 80 мм со степенью сжатия 4 – 5 и при крепости породы $f = 10 - 18$, (рис. 2.2).

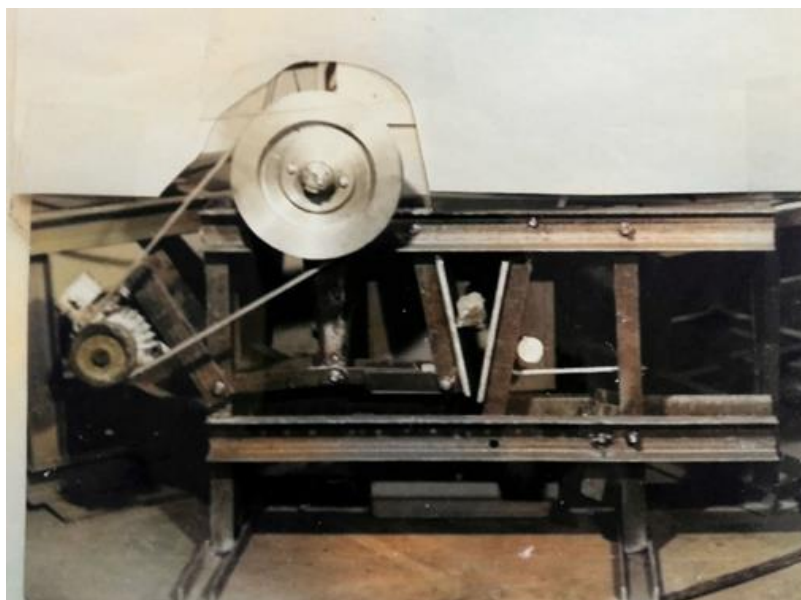


Рисунок 2.2 - Экспериментальный образец щековой дробилки

Были выполнены статистические исследования процесса формирования гранулометрического состава с учетом прочностных характеристик массива породы для оценки влияния ресурсов БВР на качество дробления горной массы [15].

Дробление породы при взрыве рассмотрено в виде переходного процесса от одной степени разрушенности природными и техническими трещинами в другую, более интенсивную. Распределение естественной блочности в массиве породы оценивалось на основе данных, полученных с помощью устройства, которое регистрирует спады давления в гидросистеме шарошечного бурового станка на круговую диаграмму. Такая диаграмма показана на рисунке 2.3.

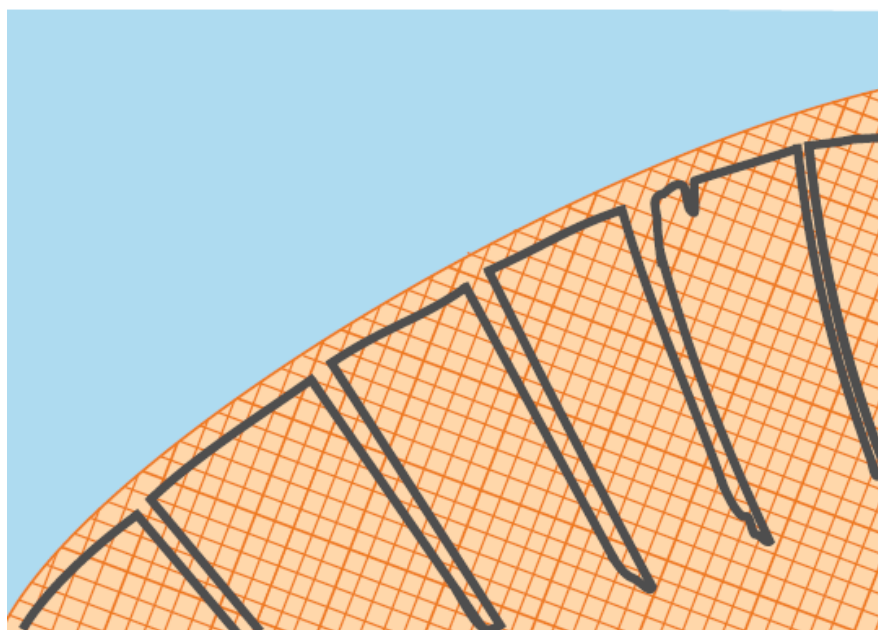


Рисунок 2.3 - Круговая диаграмма с отображением трещиноватости буримой породы

В пределах каждого блока, на которых велись наблюдения, методом случайного выбора отбирались четыре скважины, бурение осуществлялось при помощи станка, снабженным вышеупомянутым устройством. Результаты наблюдений были объединены в группы, которые состояли из десяти скважин каждая, поэтому общее количество естественных отделностей (блоков) в группе представляло объем выборки [15].

Экономико-математическая модель оптимизации комплекса БВР имеет следующий вид

$$E = \sum_i \sum_j E_{ij} + \sum_i E_i, \quad (2.1)$$

$$E \rightarrow \min \text{ при } \frac{4 \cdot 10^6 g(a \times b) h_l K_l}{\pi d_w^2 \gamma_{he}} < l_3, \quad (2.2)$$

$$l_c = l_w - l_{is}, \quad (2.3)$$

где E_i - приведенные затраты на погрузочно-транспортные работы и механическое дробление полезного ископаемого,

d_w - диаметр скважины, мм,

γ_{he} - объемный вес применяемого взрывчатого вещества, кг/м³,

L_c, l_{is} - соответственно длина скважинного заряда и длина инертной забойки, м.

Схема реализации данной модели указана на рисунке 2.4.

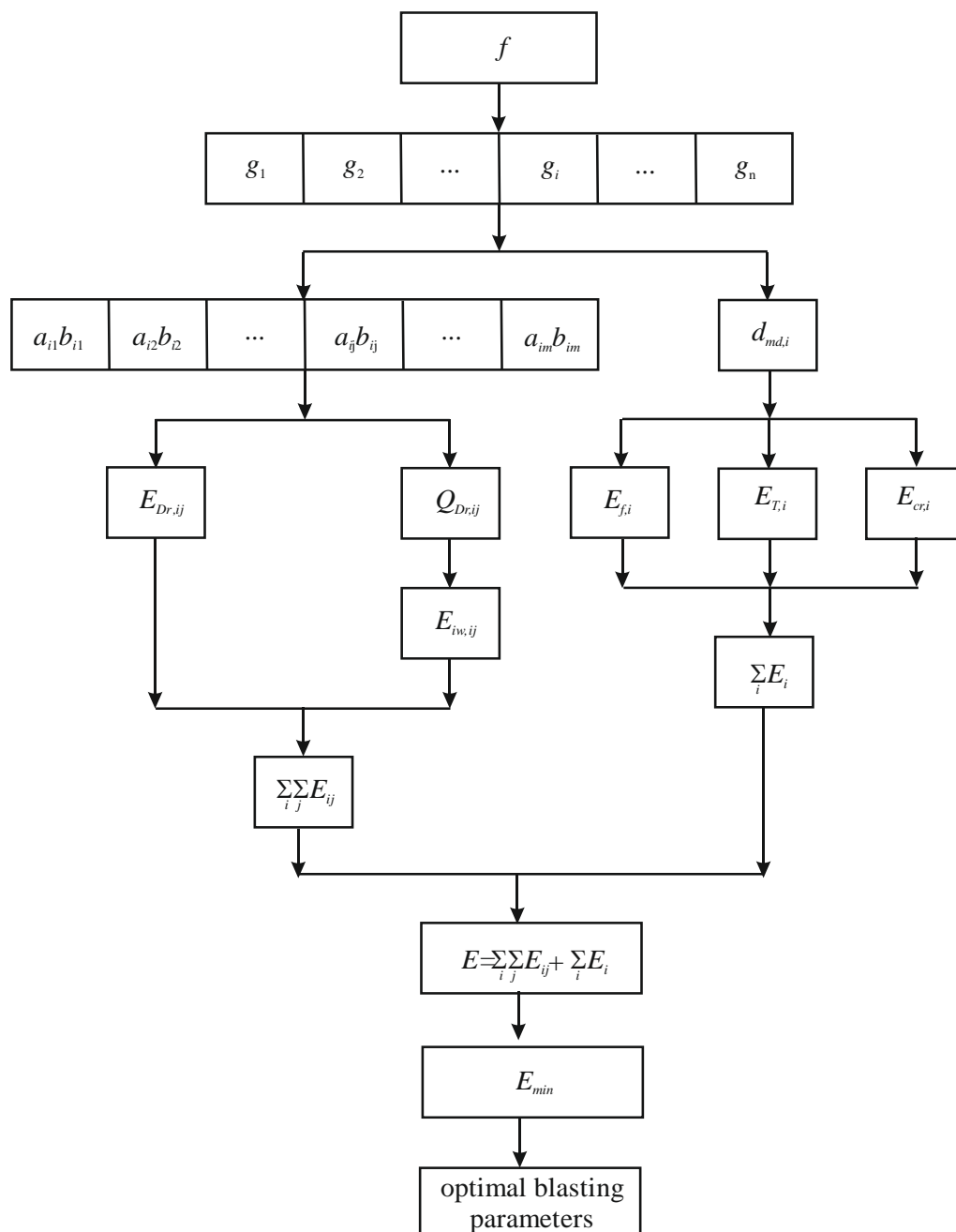


Рисунок 2.4 - Схема по оптимизации БВР на карьерах

Модель выбора оптимальных параметров БВР будет введена в алгоритм управления этого комплекса с критерием минимальных суммарных затрат на основные технологические процессы добычи скальных полезных ископаемых открытым способом.

Данная блок-схема по выбору оптимальных параметров БВР может быть использована как основа для алгоритма оптимального управления комплексом БВР при различных прочностных свойствах пород [15].

2.2 Обоснование рациональных параметров транспортных средств для работы в комплексе с предлагаемым устройством доработки приконтурных целиков

В современных условиях разработки полезных ископаемых открытым способом ключевую роль играет транспорт. В отечественной практике горнотранспортные системы на глубоких карьерах представляют из себя, как правило, комбинированный автомобильно-конвейерный, либо автомобильно-железнодорожный транспорт. При этом, себестоимость транспортирования горной массы составляет до 70 % от общей стоимости добычи полезного ископаемого [16]. В этой связи, совершенствование схем внутрикарьерного транспортирования полезного ископаемого является актуальной научно-практической задачей.

В соответствии с существующим вариантом (схема 1), подготовленное к выемке полезное ископаемое извлекается экскаватором ЭКГ-5А из горного массива и отгружается в автосамосвалы БелАЗ-548А, которыми через сооруженную на борту карьера систему съездов доставляется на рудный склад с перегрузкой на нижележащий уступ, откуда вторым экскаватором ЭКГ-5А руда отгружается в железнодорожный состав, который транспортирует полезное ископаемое на дальнейшую переработку на обогатительной фабрике.

Недостатками такой схемы являются большое расстояние транспортирования полезного ископаемого автотранспортом (3 км), обширный парк автосамосвалов для поддержания проектной производственной мощности, а также наличие системы съездов технологического автотранспорта, что усложняет процесс вскрытия глубоких горизонтов карьера. Также стоит отметить потери и засорение полезного ископаемого породами вскрыши в связи с его транспортированием самотеком по откосу уступа.

Для устранения этих недостатков предлагается новая горнотранспортная схема с применением крутонаклонного конвейерного межуступного перегружателя (схема 2). Она заключается в том, что полезное ископаемое после выемки экскаватором ЭКГ-5А транспортируется автосамосвалами БелАЗ-548А к крутонаклонному конвейеру, по которому через бункер-питатель подается на отвалообразователь, который укладывает полезное ископаемое в рудный склад, из которого вторым экскаватором ЭКГ-5А полезное ископаемое загружается в железнодорожный состав, который доставляет руду на обогатительную фабрику. После отработки выемочного блока экскаватором ЭКГ-5А, межуступный перегружатель на подвижных опорах перемещается в сторону выработанного пространства.

Отечественный опыт эксплуатации таких перегружателей указывает на эффективность их работы. Так, на карьере Навоийского горно-металлургического комбината (Узбекистан) успешно функционирует

крутонаклонный межступный перегружатель КНК-30 производства украинской компании ПАО «Азовмаш».

Стоит отметить, что наиболее существенным недостатком схемы 2 является высокая себестоимость горнотранспортных работ за счет включения в технологическую схему дополнительного оборудования – крутонаклонного конвейера и отвалообразователя. Снижения себестоимости транспортирования полезного ископаемого возможно достичь путем уменьшения количества задействованного оборудования, а также снижения его металлоемкости и затрат на материалы.

Так, например, в последнее время все большее распространение на горнодобывающих предприятиях получают фронтальные колесные погрузчики. Их преимущества перед экскаваторами заключаются в маневренности, мобильности и меньшей стоимости. Благодаря этим преимуществам предлагается два экскаватора ЭКГ-5А массой 170 т, первый на добыче, второй на перегрузке, одним колесным погрузчиком Caterpillar 988 H массой 50 т [17].

В этой связи предлагается еще одна схема, которая сохраняет все достоинства схемы 2 и позволяет ликвидировать ее недостатки. Она заключается в том, что подготовленное к выемке полезное ископаемое извлекается из массива колесным погрузчиком, после чего отгружается в автосамосвалы и доставляется на рудный склад. Транспортирование полезного ископаемого на рудный склад производится до тех пор, пока под погрузку не подадут железнодорожный транспорт. Затем колесный погрузчик переезжает к рудному складу, откуда начинает перегрузку полезного ископаемого в бункер-питатель, которым горная масса по крутонаклонному конвейеру доставляется на поверхность и отгружается в железнодорожный транспорт через бункер-перегружатель. После отработки добычного уступа на всю ширину карьерного поля фронтальным колесным погрузчиком Caterpillar 988 H, крутонаклонный конвейер на подвижных опорах перемещается по рельсовому пути в сторону выработанного пространства

Согласно методическим рекомендациям расчета эффективности новых инженерных решений проведено технико-экономическое сравнение существующей схемы 1 и предлагаемых схем 2 и 3 при изменении производственной мощности карьера 0,5 – 3 млн. м³/год. Согласно полученным данным составлен график изменения себестоимости транспортирования 1 м³ руды в зависимости от производственной мощности карьера для схем 1, 2 и 3.

График на рисунке представляет из себя степенную убывающую функцию с периодически возрастающим значением себестоимости. Размер периода, через который происходит рост равен годовой производительности автосамосвала. Такие изменения обусловлены тем, что при достижении определенной производственной мощности по добыче полезного ископаемого возникает необходимость в приобретении дополнительного автосамосвала. В результате этого происходит рост себестоимости

транспортирования. Таким образом наиболее коротким периодом, через который происходит рост себестоимости, обладает схема 1 (0,4 млн. м³/год), так как производительность автосамосвала в этом случае наименьшая из-за наибольшего расстояния транспортирования (3 км). Схемы 2 и 3 позволяют сократить расстояние транспортирования полезного ископаемого на 2 км, а, следовательно, производительность автосамосвала при работе по ним возрастает, что отражено на графике большим периодом, через который происходит рост себестоимости транспортирования (0,5 млн. м³/год).

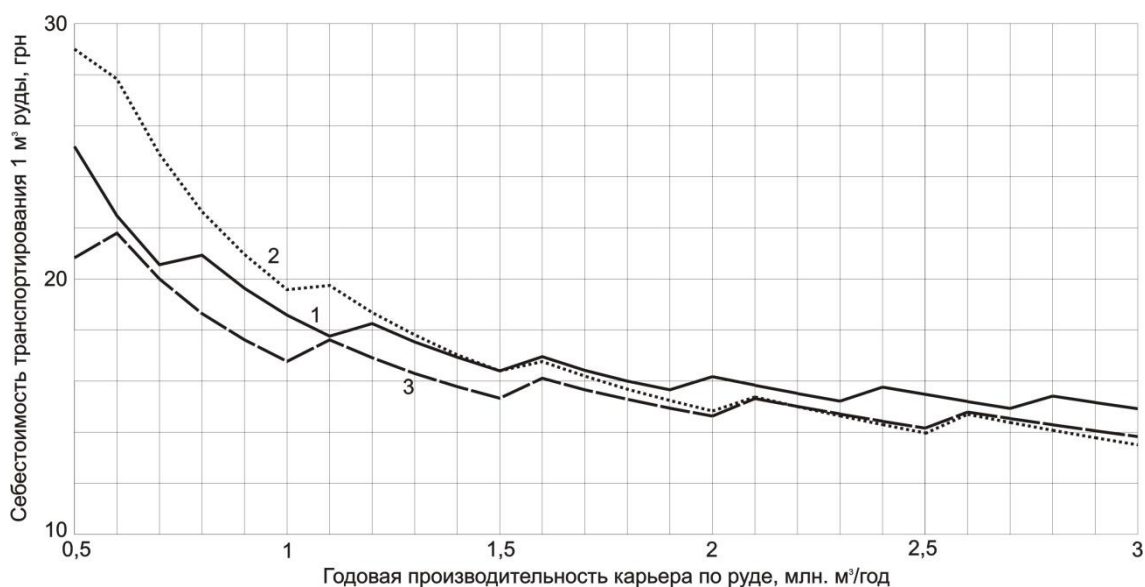


Рисунок 2.5 - График изменения себестоимости транспортирования 1 м³ руды в зависимости от производственной мощности карьера для работы по схеме 1 — —; схеме 2 —; схеме 3 — - - - -

Анализ построенного графика (рис. 2.5) показывает, что наиболее эффективной с точки зрения минимизации себестоимости транспортирования полезного ископаемого является схема 3. Это обусловлено тем, что данная схема характеризуется наименьшими металлоемкостью, затратами на материалы и обслуживание. Данная схема наиболее эффективна при низкой производственной мощности (до 2-2,1 млн. м³/год). В то же время схема 2 является наименее эффективной за счет увеличения металлоемкости и затрат на обслуживания техники. В то же время сокращения парка автосамосвалов ведет к снижению себестоимости транспортирования при высокой производственной мощности. Так, при производительности карьера более 1,5 млн. м³/год транспортирование полезного ископаемого по схеме 2 становится более выгодным чем по схеме 1, а при достижении производственной мощности 2,1 млн. м³/год – выгоднее, чем по схеме 3.

Разработанные технологические решения для условий открытой разработки месторождений с применением межуступного перегружателя позволяют снизить себестоимость полезного ископаемого за счет уменьшения его расстояния транспортирования на 2 км. Предложенные

схемы транспорта могут быть внедрены как на этапе вскрытия месторождения, так и во время его разработки. Они позволят получить экономический эффект в размере 1-3 млн. м³. Установлено, что наиболее эффективной горнотранспортной схемой разработки полезных ископаемых в условиях низкой производственной мощности является схема с применением колесного погрузчика в качестве выемочного оборудования и, частично, транспортного средства. Себестоимость транспортирования 1 м³ руды по этой схеме составит 0,56-0,88 USD. При высокой производительности карьера по руде целесообразно отдать предпочтение схеме с применением отвального моста и отвалообразователя в комплексе с автотранспортом. Себестоимость транспортирования по этому варианту составит 0,52-1,16 USD/м³.

2.3 Выбор и обоснование перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне

После завершения открытой разработки железорудных месторождений глубокими и сверхглубокими карьерами необходимо предусмотреть переход со временем на подземный способ разработки. Теория и практика комбинированной разработки глубоко залегающих месторождений показывает, что строительство подземных сооружений можно запланировать за счет увеличения объемов извлечения полезного ископаемого при отработке зоны открыто-подземного яруса. При этом значительные запасы руды экономичнее извлечь карьерным горнотранспортным оборудованием. Поэтому горнотранспортная система глубинной зоны карьеров должна обеспечить эффективное извлечение проектных запасов не только до предельных границ открытой разработки, но также переходной зоны и зоны подземного способа разработки запасов всего месторождения.

Необходимость решения вопроса внедрения в новые схемы комбинированного внутрикарьерного транспорта при углубке горных работ перегрузочного устройства новой конструкции основывается на потребности в уменьшении стоимости разработки месторождений полезных ископаемых. В связи с этим были сформулированы основные положения по выбору и обоснованию целесообразности применения перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне.

1. Общие расходы на транспортировку горной массы по новой схеме комбинированного внутрикарьерного транспорта с применением перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне должны быть меньше, чем затраты на транспортировку по существующим (традиционным) схемам.

2. Величина капитальных затрат на сооружение перегрузочных устройств для работы в глубинной зоне, которые составляют новую схему комбинированного внутрикарьерного транспорта, не должны превышать

разницу затрат на разработку месторождения между существующей и новой схемами комбинированного внутрикарьерного транспорта.

3. Объем горно-капитальных работ при изменении схемы комбинированного внутрикарьерного транспорта и сооружении перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне при углубке горных работ должен быть минимальным.

4. Новая схема комбинированного внутрикарьерного транспорта должна максимально эффективно использовать имеющиеся транспортные коммуникации. Сооружение новых перегрузочных устройств для работы в глубинной зоне допустимо лишь при условии уменьшения общих затрат на разработку месторождения.

5. При внедрении новой схемы комбинированного внутрикарьерного транспорта с применением перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне общий объем полезного ископаемого в контурах карьера не должен уменьшаться.

6. Под транспортные коммуникации новой схемы комбинированного внутрикарьерного транспорта с применением перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне должно быть оставлено меньшее количество целиков залежи полезного ископаемого с целью повышения полноты его извлечения.

7. Общее расстояние транспортировки горной массы по новой схеме комбинированного внутрикарьерного транспорта с применением перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне не должно превышать расстояние транспортировки по существующей схеме.

8. Себестоимость добычи полезных ископаемых с учетом извлечения пород вскрыши при внедрении новой схемы комбинированного внутрикарьерного транспорта с применением перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне не должна быть больше себестоимости при использовании существующей схемы и не больше экономически целесообразной себестоимости.

9. Срок службы перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне должен быть такой, при котором капитальные затраты на его сооружение окупятся.

10. Простои внутрикарьерного транспорта при сооружении перегрузочного устройства для работы в глубинной зоне должны быть минимальными.

В глубинной зоне карьера может быть рекомендована погрузка горной массы через бункер-питатель непосредственно в скиповую установку, без участия автосамосвалов в комбинированных горнотранспортных внутрикарьерных схемах. Опора на транспортном горизонте может быть оборудована бункером-перегрузателем с перегрузкой горной массы в думпкар через пластинчатый питатель. Проведение колодца под перегрузателем можно не производить, при условии установки его на нижнем горизонте дорабатываемой зоны и оборудовании его самоходным

пластинчатым питателем со складированием горной массы рядом с ним в штабеля и погрузкой ее на пластинчатый питатель колесным погрузчиком или экскаватором. Возможно применение в транспортной галерее ленточного конвейера вместо скипового подъемника, при разгрузке в перегрузочное устройство с применением самоходного дробильно-перегрузочного устройства. Вместо скипов возможно применение канатной дороги при небольшой производительности комбинированной внутрикарьерной схемы транспорта.

Транспортная установка для доработки приконтурных запасов под целиками транспортных берм при вскрытии глубоких горизонтов карьера состоит из подъемного моста для заезда автосамосвала с целью разгрузки горной массы в перегрузочное устройство на гусеничном ходу, двух скипов: один груженный, другой – порожний в противовес груженому скипу, опор на гусеничном ходу, копра на гусеничном ходу, разгрузочных направляющих, приводной станции, рельсов скипа и троса скипа.

Работа устройства осуществляется следующим образом. Автосамосвал, груженный скальной породой, заезжает на подъемный мост и разгружает ее через перегрузочное устройство на гусеничном ходу в скип. После загрузки скип по рельсам, которые лежат на опорах на гусеничном ходу, перемещается вверх с помощью тросов, протянутых через блок копра на гусеничном ходу и наматываемых на блок приводной станции. После достижения транспортного горизонта крышка скипа под действием разгрузочных направляющих открывается, после чего происходит разгрузка горной массы в другое транспортное средство комбинированной внутрикарьерной схемы.

При перемещении транспортной установки на участок с частично ликвидированными транспортными бермами, за счет возможности изменения высоты опор гидростойками и подвижного их крепления к рельсам скипов, меняется угол наклона скипового рельсового пути без необходимости его переукладки, что дает возможность максимально сократить время простоев внутрикарьерного транспорта.

Известно, что для определения производительности скипа используется следующее уравнение:

$$A = \frac{3600qk_f}{\frac{H_s}{v_s \sin \alpha_s} + t_c}, \text{ т/ч} \quad (2.4)$$

где q – грузоподъемность скипа, т;

k_f – коэффициент заполнения скипа (0,7...0,9);

H_s – высота подъема горной массы скипами, м;

α_s – угол наклона скипового рельсового пути, °.

Применение первой схемы позволит снизить простои горнотранспортного оборудования, автосамосвалы грузоподъемностью 90 т с непосредственной разгрузкой в скипы грузоподъемностью 90 т и разгрузкой последних через пластинчатый питатель в думпкары грузоподъемностью 180 т. Автосамосвалы грузоподъемностью 136 т в сочетании со скипами грузоподъемностью 136 т и думпками грузоподъемностью 145 т используются во второй схеме. При этом должно соблюдаться условие:

$$H_s \approx \frac{3600v_s l_a \sin \alpha_s}{v_a}, \text{ м} \quad (2.5)$$

где l_a – расстояние транспортировки горной массы от забоя экскаватора к скипу под погрузку, км;

v_a – скорость движения автосамосвалов, км/час.

Экономический эффект от применения транспортной установки для доработки приконтурных запасов под целиками транспортных берм при вскрытии глубоких горизонтов карьера рассчитывается по формуле и составит:

$$\mathcal{E} = \frac{QH}{100} \left(\frac{C_1}{i_1} - \frac{C_2}{i_2} \right) = \frac{23 \cdot 93}{100} \left(\frac{27,28}{80} - \frac{131,6}{1000} \right) = 4,33 \text{ млн USD} \quad (2.6)$$

где Q – годовая производительность транспортной цепи, млн т;

H – высота подъема горной массы, м;

C_1, C_2 – себестоимость подъема с применением автотранспорта и предлагаемой транспортной установки соответственно, центов/т·км;

i_1, i_2 – руководящий уклон трассы автотранспорта и скипового подъемника соответственно, ‰.

Применение транспортной установки для доработки приконтурных запасов под целиками транспортных берм позволяет производить расконсервацию нерабочего борта с одновременным установлением на нем комплекса ЦПТ в условиях увеличения результирующего угла откоса борта карьера. Благодаря наличию гидростоек, регулирующих высоту опор, создается возможность перемещения комплекса в пределах зоны доработки целиков.

Высоту подъема горной массы разработанной транспортной установкой возможно увеличить путем сооружения дополнительных опор на гусеничном ходу и укладкой рельсов скипов большей протяженности, или уменьшить путем сокращения количества опор на гусеничном ходу и длины рельсов скипов. При увеличении количества опор на гусеничном ходу

условия эксплуатации транспортной установки усложняются, при уменьшении – упрощаются.

Оптимальная высота подъема, кроме вышеупомянутого условия, определяется исходя из условия минимальной стоимости транспортирования горной массы комбинированной внутрикарьерной схемой с применением предлагаемой установки на срок действия данной схемы с учетом существующих комплексов ЦПТ и других действующих схем комбинированного внутрикарьерного транспорта.

При полной, либо частичной ликвидации транспортных берм карьера для вскрытия глубинной зоны месторождения, транспортная установка размещается в окончательное положение с возможностью разгрузки в транспортные средства, в том числе в приемный бункер конвейерной установки, оборудованной дробилкой.

2.4 Разработка методики выбора целесообразных средств транспорта глубинной зоны в зависимости от параметров ее доработки

Глубинная зона месторождения – это часть залежи полезного ископаемого, не подготовленная к выемке, которая находится ниже отметки дна карьера. Доработка глубинной зоны месторождения предусматривает разнос бортов карьера с увеличением их углов наклона, в т.ч. за счет уменьшения ширины транспортных берм [18]. Кроме того, при доработке глубинной зоны, как при завершающем этапе разработки месторождения, наблюдается снижение производственной мощности относительно проектной более чем в два раза. К тому же, для доработки глубинной зоны характерно значительное расстояние транспортирования и, в зависимости от условий залегания месторождения, необходимость выемки пород вскрыши приконтурной зоны.

Основными параметрами карьера является его глубина, углы откоса бортов, его ширина и длина по дну и по поверхности, объем горной породы и полезного ископаемого в контуре карьера (рисунок 2.6). Глубина карьера определяется из экономической целесообразности разработки месторождения. В зависимости от глубины карьера может меняться тип выемочных-погрузочного и транспортного оборудования. От его параметров зависит ширина и длина карьера по дну и углы откоса бортов карьера. При определенной глубине карьера углы откоса бортов должны обеспечивать устойчивое положение горных выработок. Ширина и длина карьера по поверхности, а также объем горной породы в контурах карьера также зависит от глубины карьера, углов откоса бортов, ширины и длины по дну. Объем полезного ископаемого принадлежит к общему объему горной породы. В то же время, объем полезного ископаемого в контуре карьера зависит не только от глубины карьера, но и от положения контура в пространстве относительно простирания и горизонтальной мощности рудной залежи.

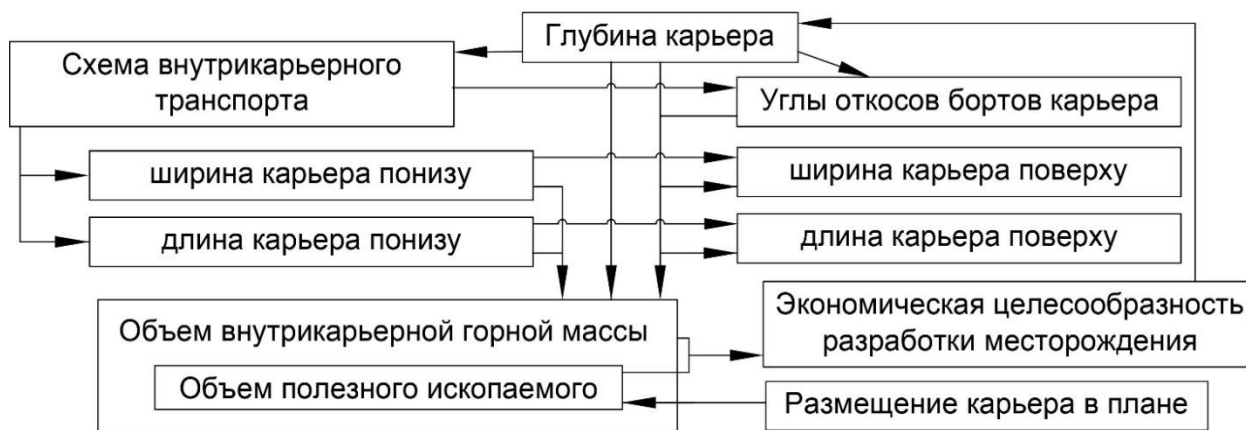


Рисунок 2.6 - Схема взаимосвязей основных параметров карьера

Таким образом, в условиях равнинной местности для одинаковой глубины разработки месторождения параметры контуров карьера являются неизменными, независимо от его положения в пространстве, а значит и объем горной массы в контурах карьера является постоянной величиной. Оптимальное положение карьера в пространстве по рудной залежи определяется по максимальной доле полезных ископаемых в объеме горной массы в контурах карьера.

Однако, в условиях доработки глубинной зоны карьера, при рассмотрении различных видов транспорта, меняются и параметры схем, которые их включают. Следовательно, выбор средств транспорта для доставки горной массы на поверхность при доработке глубинной зоны базируется на стоимости транспортирования, ширине транспортного средства и его производительности.

Стоимость транспортирования зависит от расстояния транспортирования горной массы и себестоимости транспортирования (т/км), которая, в свою очередь, зависит от вида средства транспорта. Себестоимость транспортирования может быть, как рассчитана, так и получена в ходе обработки статистических данных.

Наименьшая себестоимость транспортирования обеспечивается эксплуатацией железнодорожного и автомобильного транспорта 0,09 USD/т·км и 0,28 USD/т·км соответственно. Себестоимость доставки горной массы на поверхность конвейерным транспортом составляет 0,57 USD/т·км.

С другой стороны, для железнодорожного и автомобильного транспорта характерно большее расстояние транспортирования, чем для конвейерного, скипового транспорта или канатной дороги за счет меньших преодолеваемых углов. Для стесненных условий глубоких горизонтов применение железнодорожного транспорта затруднительно, а галерея конвейерного транспорта является капитальным сооружением. При этом наиболее мобильным транспортом из применяемых на карьерах являются автомобильный и колесный погрузчик. В качестве полноценного средства

транспорта применение колесного погрузчика ограничено из-за высокого значения коэффициента тары.

Таким образом, применение железнодорожного транспорта ограничено глубиной 150-200 м [19], а конвейерного – 270-350 м [20]. Применение автосамосвалов ограничено его геометрическими параметрами, радиусом поворота, руководящим уклоном дороги и стоимостью транспортирования, величины которых допускают применение автомобильного транспорта на глубоких горизонтах карьеров. Колесный погрузчик в качестве средства транспорта рекомендуется применять на расстояние до 1 км для уборки породных «кос», остающихся после уборки экскаватором горной массы.

Расчет себестоимости транспортирования путем технико-экономического анализа заключается в следующем. Вычисляется годовая стоимость работы автосамосвала:

$$Z_{обц} = A_{отч} + Z_m + \Phi_{зн} + Z_{ст}, \text{ USD/год}, \quad (2.7)$$

где: $A_{отч}$ – амортизационные отчисления, USD/год;

Z_m – годовые затраты на материалы, USD/год;

$\Phi_{зн}$ – годовой фонд заработной платы, USD/год;

$Z_{ст}$ – затраты на социальное страхование, USD/год.

Расчет амортизационных отчислений производится по формуле:

$$A_{отч} = A_{бал} \cdot H_{ам}, \text{ USD}, \quad (2.8)$$

где $A_{бал}$ – балансовая стоимость оборудования, USD;

$H_{ам}$ – годовая норма амортизационных отчислений, д.ед.

Расчет затрат на материалы:

$$Z_m = Z_t + Z_{м.м} + Z_{т.м} + Z_{с.м} + Z_{п.с} + Z_{ш}, \text{ USD/год}, \quad (2.9)$$

где Z_t , $Z_{м.м}$, $Z_{т.м}$, $Z_{с.м}$, $Z_{п.с}$, $Z_{ш}$ – годовые затраты соответственно на топливо, моторное, трансмиссионное, специальное масла, пластичные смазки и шины, USD/год.

Затраты на топливо:

$$Z_t = C_m H_{р.т} L_m / 100, \text{ USD/год}, \quad (2.10)$$

где C_m – стоимость дизельного топлива, USD/л;

$H_{р.т}$ – линейная дифференцированная норма расхода топлива автосамосвалом, л/100 км;

L_m – годовой пробег автосамосвала, км.

Затраты на моторное, трансмиссионное и специальное масла, а также пластичные смазки рассчитываются в зависимости от расхода топлива [21-28]:

$$Z_{м.м} = 0,028 P_m C_{м.м}, \text{ USD/год}, \quad (2.11)$$

$$Z_{т.м} = 0,004 P_m C_{т.м}, \text{ USD/год}, \quad (2.12)$$

$$Z_{с.м} = 0,001 P_m C_{с.м}, \text{ USD/год}, \quad (2.13)$$

$$Z_{п.с} = 0,003 P_m C_{п.с}, \text{ USD/год}, \quad (2.14)$$

где P_m – годовой расход топлива, л/год;

$C_{м.м}$, $C_{т.м}$, $C_{с.м}$ – стоимость соответственно на моторное, трансмиссионное и специальное масла, USD/л;

$C_{н.с}$ – стоимость пластичных смазок, USD/кг.

Затраты на шины:

$$Z_{ш} = L_m N_{ш} C_{ш} / H_{н.ш}, \text{ USD/год}, \quad (2.15)$$

где $N_{ш}$ – количество шин на автосамосвале, ед;

$C_{ш}$ – стоимость одной шины, USD;

$H_{н.ш}$ – норма пробега шин до списания, км.

Годовой фонд заработной платы:

$$\Phi_{зн} = C_{т.с} T_{см} N_{см} + \Phi_{д}, \text{ USD/год}, \quad (2.16)$$

где $C_{т.с}$ – часовая тарифная ставка, USD/час;

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

$N_{см}$ – количество рабочих смен в году;

$\Phi_{д}$ – годовой фонд дополнительной заработной платы (в том числе ночные, премии, прочие), USD/год.

Отчисления на социальное страхование складывается из отчислений в пенсионный фонд, страхование на случай безработицы и начисляется в зависимости от суммы фонда заработной платы.

Далее рассчитываем себестоимость транспортирования:

$$C_m = Z_{общ} / q_a L_m, \quad (2.17)$$

где q_a – грузоподъемность автосамосвала, т.

Как было указано выше, выбор средств транспорта с различными габаритами приведет к изменению контуров карьера и, как следствие объема извлекаемой горной массы. Поэтому при выборе средств транспорта для доработки глубинной зоны недостаточно учитывать лишь стоимость транспортирования.

В этой связи рекомендуется стоимость всех процессов, кроме транспортирования, условно принять как постоянную величину ($C_{д} = \text{const}$, USD), а затраты на перевозку горной массы ($C_m l_{мп}$, USD) принять возрастающей в зависимости от глубины разработки и расстояния транспортирования. Преимущества этого подхода к установлению граничных контуров карьера относительно сравнения контурного, среднего и текущего коэффициентов вскрыши с граничным детально описана в работе [22].

Возможны три подхода к расчету стоимости транспортирования: погоризонтный, поэтапный и поблочный. Погоризонтный предусматривает расчет стоимости транспортирования горной массы отдельно для каждого горизонтального слоя со средним расстоянием транспортирования [20]. Поэтапный отличается от погоризонтного тем, что объем горной массы каждого горизонта разделяется условно на этапы, для каждого из которых характерно свое расстояние транспортирования (рисунок 2.7) [22]. Поблочный же отличается от поэтапного тем, что расстояние транспортирования и, соответственно, стоимость транспортирования рассчитывается для каждого экскаваторного блока.

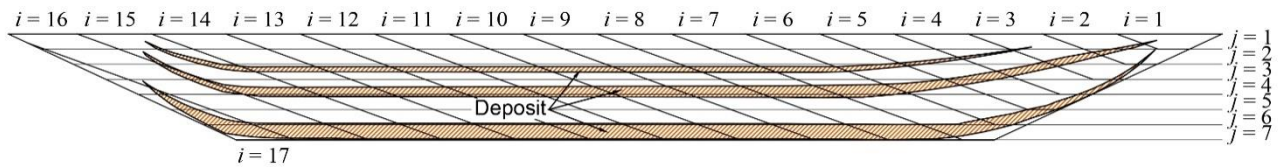


Рисунок 2.7 - Схема разделения месторождения на горизонтальные шары ($j = 7$) и этапы ($i = 17$)

Во всех случаях рассчитывается объем горных пород и отдельно полезного ископаемого в горизонтальном слое, этапе или экскаваторном блоке. Вычисляется расстояние транспортирования объема горной массы в горизонтальном слое, этапе или экскаваторном блоке:

$$l_{mp.i.j} = \frac{1000H_j K_{p.m.j}}{i_j} + \frac{1}{2}l_{i.j.e} + \sum_1^{i-1} l_{i.j.e}, \text{ м} \quad (2.18)$$

где H_j – разница высотных отметок поверхности и подошвы j -го горизонтального слоя, м;

$K_{p.m.j}$ – коэффициент развития трассы для средства транспорта, действующий в j -м горизонтальном слое;

i_j – руководящий уклон трассы средства транспорта, действующий в j -м горизонтальном слое, ‰;

$l_{i.j.e}$ – горизонтальная мощность i -го этапа (экскаваторного блока) в j -м горизонтальном слое, м.

Рассчитывается стоимость горных работ в горизонтальном слое, этапе или экскаваторном блоке:

$$C_{V_{p.i.j}} = V_{p.i.j} (C_m l_{mp.i.j} q_a + C_d), \quad (2.19)$$

$$C_{P_{K.i.j}} = P_{K.i.j} (C_m l_{mp.i.j} q_a + C_d), \quad (2.20)$$

$$C_{KK.i.j} = \frac{C_{V_{p.i.j}} + C_{P_{K.i.j}}}{P_{K.i.j}}, \quad (2.21)$$

где $C_{V_{p.i.j}}$ – стоимость извлечения пород вскрыши в i -м этапе (экскаваторном блоке) в j -м горизонтальном слое, USD;

$V_{p.i.j}$ – объем пород вскрыши в i -м этапе (экскаваторном блоке) в j -м горизонтальном слое, м³;

$C_{P_{K.i.j}}$ – стоимость добычи полезного ископаемого в i -м этапе (экскаваторном блоке) в j -м горизонтальном слое, USD;

$P_{K.i.j}$ – количество полезного ископаемого в i -м этапе (экскаваторном блоке) в j -м горизонтальном слое, т;

$C_{KK.i.j}$ – себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого в i -м этапе (экскаваторном блоке) в j -м горизонтальном слое, USD/т.

Далее вычисляется срок отработки горизонтального слоя, этапа или экскаваторного блока с учетом принятой годовой производительности

карьера по добыче полезных ископаемых и мощности раскрывающегося оборудования при доработке глубинной зоны месторождения. После чего получаем динамику производительности горных работ и их стоимости.

От ширины средства транспорта зависит ширина транспортной бермы и, соответственно, объем горной массы, извлекаемый при доработке глубинной зоны месторождения.

Ширина транспортной бермы определяется по выражению:

$$b_m = a + s + z + w_a + b_o + b_k + d, \quad (2.22)$$

где s – ширина защитного вала по низу, м;

z – расстояние от защитного вала до кромки проезжей части, м;

w_a – ширина проезжей части автодороги, м;

b_o – ширина обочины, м;

b_k – ширина кювета поверху, м;

a – ширина призмы обрушения уступа, м;

d – расстояние от бровки кювета до нижней бровки уступа, м.

Ширина проезжей части (w_a) определяется исходя из СНиП 2.05.07-91 «Промышленный транспорт» [23] с учетом ширины автосамосвала. Рассчитанные параметры транспортных берм приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 - Характеристика автосамосвалов БелАЗ

| Характеристики | Модели автосамосвалов БелАЗ | | | | | | | | |
|---|-----------------------------|---------------|--------------|------------|---------------|-------------------|-------------------|-----------------|-----------|
| | 7540 | 7545 | 755 5 | 7557 | 7513 | 751 8 | 753 1 | 756 0 | 7571 |
| Грузоподъемность, т | 30 | 45 | 60 | 90 | 136 | 180 | 240 | 360 | 450 |
| Радиус поворота, м | 8,7 | 9 | 9 | 11 | 13 | 14,5 | 15 | 17,2 | 19,8 |
| Ширина, м | 4,56 | 4,76 5 | 5,3 | 5,9 | 7,0 | 7,75 | 8,45 | 9,6 | 10,6 2 |
| Длина, м | 7,11 | 8,58 | 8,89 | 10,35 | 11,5 | 12,6 | 13,3 | 14,9 | 20,6 |
| Ширина проезжей части (одно-/двухполосной), м | 7/14, 5 | 7,5/ 15 | 7,5/ 16,5 | 8,5/1 7 | 10/2 1 | 10,5 / 23,5 | 11,5 / 26 | 12,5 / 30 | 14/ 34 |
| Годовая производительность, млн т/год (1 км) | 2,7 | 4,1 | 5,4 | 8,1 | 12,2 | 16,2 | 21,6 | 32,4 | 40,5 |
| Ширина транспортной бермы, м | 22,5/ 28 | 23,5/ 28,5 | 24/ 30,5 | 26/ 31 | 29,5/ 35,5 | 31/ 38,5 | 33,5 / 41,5 | 36/ 46 | 39/ 50 |

Получены зависимости ширины однополосной и двухполосной транспортной бермы:

$$b_m = 0,00007q_a^2 + 0,0704q_a + 20,302, \text{ м}, \quad (2.23)$$

$$b_m = 0,00006q_a^2 + 0,0817q_a + 25,159, \text{ м}. \quad (2.24)$$

Исходя из *производительности* автосамосвалов выбирается схема транспортирования, которая предусматривает однополосное или двухполосное движение средств транспорта, а также вычисляется срок окупаемости капитальных вложений, определяется изменение стоимости доработки глубинной зоны месторождения.

В ходе выбора средства транспорта для доработки месторождения следует отдавать предпочтение такому, которое обеспечит минимальную, либо допустимую себестоимость добычи полезного ископаемого, максимальный его объем доработки, необходимую производственную мощность.

Очевидно, что при доработке глубинной зоны месторождения следует применять автосамосвалы меньших габаритов, чем действующие на производстве. Так как процесс доработки глубинной зоны может идти непродолжительный срок, рекомендуется применение арендованной техники или привлечение подрядных организаций.

Анализ технологических параметров внутрикарьерного транспорта показал, что в качестве средства транспорта первого звена при доработке полезного ископаемого открытым способом в глубинной зоне месторождения следует применять автосамосвалы грузоподъемностью до 90 т, либо колесные погрузчики с уменьшением ширины транспортных берм на 4 – 7 м. Их уменьшение позволит вовлечь в разработку дополнительный объем полезного ископаемого глубинной зоны месторождения (до 5 – 7 %) за счет увеличения углов откоса нижней зоны бортов карьера до 48 - 52 градусов.

2.5 Выводы по главе

1. Разработанные технологические решения для условий открытой разработки месторождений с применением межступенного перегружателя позволяют снизить себестоимость полезного ископаемого за счет уменьшения его расстояния транспортирования на 2 км. Предложенные схемы транспорта могут быть внедрены как на этапе вскрытия месторождения, так и во время его разработки. Они позволяют получить экономический эффект в размере 1-3 млн. м³.

2. При доработке глубинной зоны месторождения следует применять автосамосвалы меньших габаритов, чем действующие на производстве. Так как процесс доработки глубинной зоны может идти непродолжительный срок, рекомендуется применение арендованной техники или привлечение подрядных организаций.

3. Анализ технологических параметров внутрикарьерного транспорта показал, что в качестве средства транспорта первого звена при доработке полезного ископаемого открытым способом в глубинной зоне месторождения следует применять автосамосвалы грузоподъемностью до 90 т, либо колесные погрузчики с уменьшением ширины транспортных берм на 4 – 7 м. Их уменьшение позволит вовлечь в разработку дополнительный объем полезного ископаемого глубинной зоны месторождения (до 5 – 7 %) за счет увеличения углов откоса нижней зоны бортов карьера до 48 - 52 градусов.

3 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ НА НОВЫЕ УСТРОЙСТВА КОМПЛЕКСОВ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ГЛУБОКИХ И СВЕРХГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

3.1 Разработка технологической документации на перегрузочное устройство с автомобильного на конвейерный транспорт

Строительство перегрузочного пункта на глубоких горизонтах железорудных карьеров нуждается в разнесении бортов и выемке значительных дополнительных объемов пород вскрыши. Их величина зависит преимущественно от пространственных параметров перегрузочного пункта и увеличивается с ростом текущей глубины ведения горных работ. Таким образом, основными параметрами расположения и формирования перегрузочных комплексов в карьере являются глубина его расположения и ширина площадки разгрузки автотранспорта.

В практике открытых горных работ при разработке крутопадающих месторождений в комплексе ЦПТ известны схемы применения приемных устройств для разгрузки автосамосвалов и дальнейшего перемещения конвейерным транспортом (рисунок 3.1) [28].

Основной можно считать схему, представленную на рисунке 3.1а, которая характерна для применения большегрузных автосамосвалов. Однако она ограничивает производительность перегрузочного пункта из-за потерь на маневры автотранспорта. Использование данной схемы целесообразно при среднем значении производительности приемного бункера. В первую очередь она рассчитана на удаление дополнительного объема пустых пород в связи с разносом борта.

При увеличении производительности перегрузочных устройств до 1,0 - 1,5 тыс. т/ч наиболее эффективной будет схема, показанная на рисунке 3.1б. Она не требует использования транспортной площадки увеличенной ширины. Для ее эксплуатации необходимо обустройство однополосной дороги между бункером и бортом карьера для движения автосамосвала в одном из направлений движения с поочередной разгрузкой в приемной точке. По сравнению с первой схемой (рисунок 3.1а) сокращается время на разгрузку каждого автосамосвала на 15 - 20%.

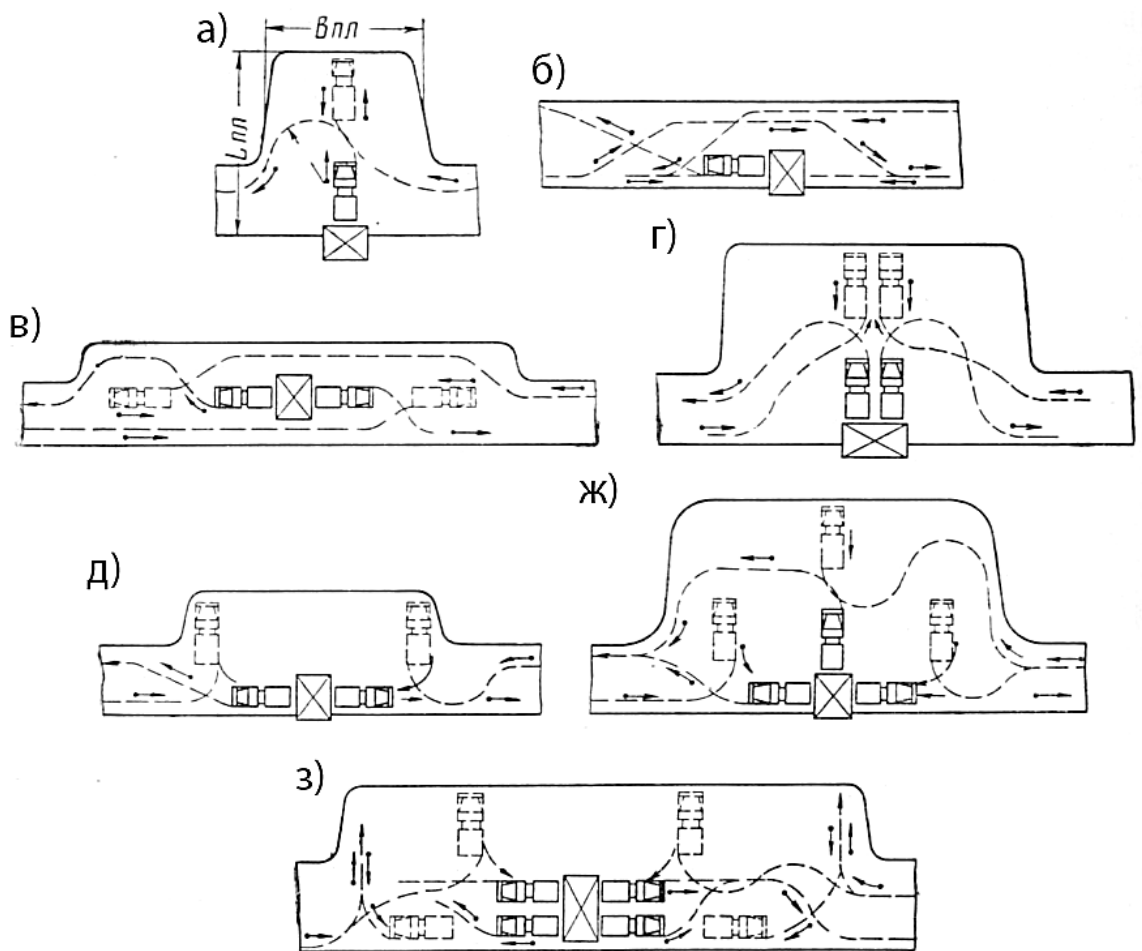


Рисунок 3.1 - Схемы устройства перегрузочных площадок при эксплуатации автосамосвалов. а, б - с применением одного; в, г, д - двух; ж, з - трех и более автосамосвалов

Для осуществления горнотранспортных работ карьера с производительностью перегрузочного пункта более 2 тыс. т/ч и использовании двух и более автосамосвалов рекомендуется применять схемы, которые показаны на рисунках 3.1в, г, д, ж, з. Наиболее рациональной будет схема на рисунке 3.1д с устройством площадки значительно меньших размеров, чем при использовании схем на рисунке 3.1в, г., за счет чего уменьшается объем разноса борта карьера.

Обеспечение одновременной разгрузки трех-четырех автосамосвалов (рисунок 3.1ж, з) достигается при устройстве площадки со значительной длиной и шириной. В свою очередь это повлияет на снижение производительности перегрузочного пункта из-за серьезных сложностей в маневровых операциях.

Так, для каждой из приведенных схем была разработана методика расчета параметров системы разработки при использовании комбинированных видов транспорта [28]. В случае применения схемы 3.1з для эксплуатации 3 - 4 и более автосамосвалов грузоподъемностью 40 т при ширине транспортной площадки в 13 м установлены размеры перегрузочных

площадок (длина $l_{\text{пп}}$ и ширина $B_{\text{пп}}$), которые выражаются следующими зависимостями:

$$l_{\text{пп}} = 6R + 4l + 2a + b_{\text{бун}}, \text{ м}, \quad (3.1)$$

$$B_{\text{пп}} = \Pi + \frac{R}{2} + l + 2a, \text{ м}, \quad (3.2)$$

где R – минимальный радиус поворота, м;

$b_{\text{бун}}$ – ширина приемного бункера, м;

a – расстояние между проезжей частью дороги и бровкой уступа, м;

Π – ширина проезжей части автодороги, м

Рассчитанные по формулам (3.1) и (3.2) длина и ширина соответственно составили 109,6 и 25,9 м, что не соответствует эксплуатации перегрузочных пунктов в стесненных условиях разработки глубоких железорудных карьеров. В этой связи необходимо произвести корректировку методики с учетом горнотехнических характеристик конкретного месторождения с разработкой конструкции перегрузочного устройства, обеспечивающего пропускную способность более 3 - 4 автосамосвалов и увеличением производительности дробильно-перегрузочного пункта в пределах 18 - 40 млн. т.

Для решения этого вопроса совместно с инженерно-техническими работниками АО «ССГПО» и сотрудниками Национального технического университета «Днепровская политехника» из Украины разработано устройство для сквозного проезда автосамосвалов в составе циклично-поточной технологии открытой разработки глубокозалегающих твердых полезных ископаемых [29-37]. Предложенная инновационная конструкция перегрузочного пункта со сквозным проездом автосамосвалов позволяет увеличить пропускную способность, снизить время маневрирования автомобилей при разгрузке, сократить затраты на выемку горных пород. В результате выполненных исследований определена зависимость эксплуатационных расходов глубокого карьера на выемку вскрышных пород от конструкции перегрузочного пункта со сквозным проездом по сравнению с тупиковой разгрузкой самосвалов различной грузоподъемности.

Установлено, что минимальная ширина площадки уступа $Ш_{y,l}$, на которой расположен перегрузочный пункт, составляет:

$$Ш_{y,l} = z + b + 2y + 2a + 3R + x + c, \quad (3.3)$$

где z – ширина зоны возможного обрушения породы на уступе, 3 - 5 м;

b – ширина защитного вала, 1,5 - 3 м;

y – ширина обочины дороги, 1 - 1,5 м;

a – ширина автосамосвала, 3,8 - 9,7 м;

R – радиус поворота автосамосвала, 8,7 - 19,8 м;

x – безопасное расстояние между кузовами встречных автосамосвалов, 2 - 3 м;

c – безопасное расстояние между бункером и нижней бровкой уступа, 5 м.

Ширина площадки уступа при тупиковом развороте для разгрузки автосамосвалов разной грузоподъемности составляет 47,2 - 97,8 м. Однако при сквозном проезде автосамосвалов над бункером ширина площадки уступа $Ш_{y2}$ значительно уменьшится и будет составлять 24 - 48,5 м. Ее величина вычисляется по формуле:

$$Ш_{y2} = z + b + 2y + a + R_n + c. \quad (3.4)$$

При сооружении перегрузочного пункта со сквозным проездом автосамосвалов над бункером объем горных пород V_E (м³), что не вынимается, следует определять по известной формуле [31-38]:

$$V_e = \frac{1}{6} H^2 (l + 2L) (ctg\alpha_1 - ctg\alpha_2), \quad (3.5)$$

где H – высота борта карьера, 300 - 400 м;

l, L – ширина борта карьера понизу и поверху, 300 м и 1000 м соответственно;

α_1, α_2 – углы откосов борта карьера при разгрузке автосамосвалов с тупиковым разворотом и сквозным проездом над бункером соответственно, град,

$$ctg\alpha_1 = \frac{\sum z + Ш_{y1}}{H}, ctg\alpha_2 = \frac{\sum z + Ш_{y2}}{H}, \quad (3.6)$$

здесь $\sum z$ – значения заложения откоса борта, м.

Подставив выражения (3.6) в формулу (3.5), получим:

$$V_E = \frac{1}{6} H (l + 2L) (Ш_{y1} - Ш_{y2}). \quad (3.7)$$

Учитывая формулы (3.3) и (3.4), формула (3.7) примет вид:

$$V_E = \frac{1}{6} H (l + 2L) (a + 2R + x). \quad (3.8)$$

Известно, что затраты на выемку 1 м³ горной массы составляют приблизительно 4 долл. США [32]. Из этого следует, что за счет уменьшения объема выемки горных пород экономия от внедрения предложенной технологии составит около 10 - 30 млн. долл. США (рисунок 3.2).

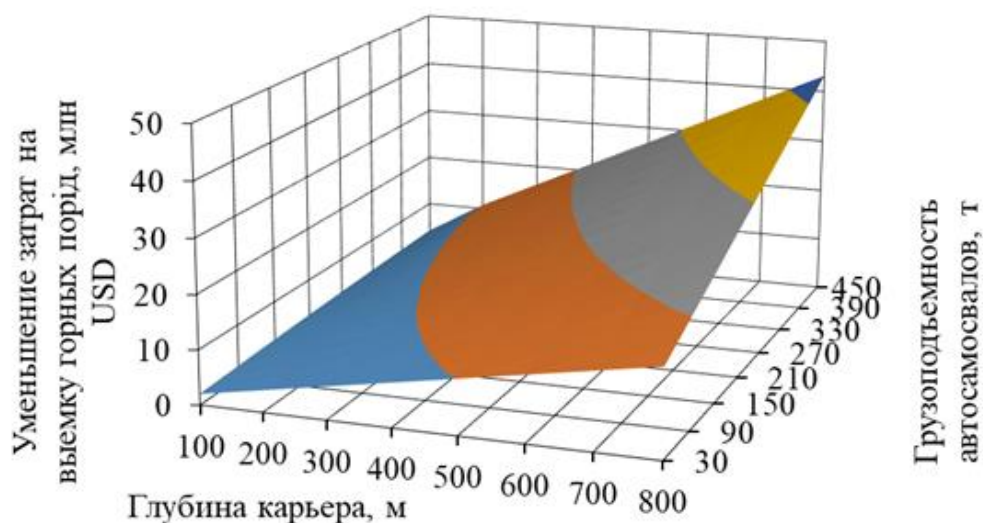


Рисунок 3.2 - График зависимости общей экономии средств на выемку пород вскрыши от глубины карьера при сооружении перегрузочного пункта со сквозным проездом по сравнению с тупиковой разгрузкой автосамосвалов

Выделяют четыре типа перегрузочных устройств с проездом автосамосвалов: с подъемным мостом, с подвижным мостом, с приводными балками и с поворотной платформой [33]. Такие конструктивные решения позволяют не только уменьшить время цикла разгрузки, а и сократить ширину площадки, на которой установлен пункт перегрузки на 50 %, что особенно важно при его сооружении на глубине 300 - 400 м и больше.

В условиях открытой разработки железорудных месторождений при годовой производительности транспортного комплекса по горной массе 10 млн. т время затрат на маневровые операции составляет 1040 - 3045 часов на год, в зависимости от грузоподъемности автосамосвала с учетом параметров перегрузочного пункта [34]:

$$\sum_{i=1}^n t_i = f\left(\sum_{i=1}^n P_i\right), \quad (3.9)$$

где $\sum_{i=1}^n P_i$ - общее количество факторов и параметров (грузоподъемность автосамосвала и параметры перегрузочного пункта), которые влияют на продолжительность маневровых операций.

Затраты топлива достигают 94 - 204 тыс. л.:

$$\sum \zeta = f\left(Q_e, V_a, \sum_{i=1}^n t_i\right), \quad (3.10)$$

где Q_e - производительность карьера, млн.т; V_a - грузоподъемность автосамосвалов, т.

Для определения количества одновременно работающих в комплексе с ЦПТ перегрузочных пунктов на горизонте, в зависимости от производительности карьера по руде (18 - 40 млн т/год), необходимо установить число рейсов автосамосвалов, которые могут разгружаться в дробилку крупного дробления типа ККД-1500/180. При этом в расчетах рассматривались автосамосвалы грузоподъемностью от 90 до 450 т. Время на их разгрузку в бункер установлено в диапазоне 1 – 3 минуты и принято в соответствии со статистическими данными работы на глубоких горизонтах карьеров [34]. Результаты расчетов приведены в таблице 3.1, а также отображены на рисунке 3.3 и приложении А.

Как видно из таблицы 3.1, установленное количество перегрузочных пунктов для обеспечения работы одной дробилки составляет одну единицу при годовой производительности карьера по добыче руды 18 млн. т и диапазоне грузоподъемностей автосамосвалов 90 – 450 т. При увеличении производительности карьера с 18 до 32 млн. т/год наблюдается тенденция к увеличению числа перегрузочных пунктов до 2 единиц. Однако при эксплуатации автосамосвалов большой грузоподъемности целесообразно соорудить один перегрузочный пункт, что связано с увеличением вместимости кузова автотранспорта. Рост производительности до 40 млн. т/год приводит к эксплуатации 3 единиц перегрузочных пунктов при грузоподъемности автосамосвалов 90 - 136 т и снижается до 2 единиц при увеличении грузоподъемности со 180 до 450 т.

Таблица 3.1 – Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности автосамосвала (90 т)

| | | | | | |
|---|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность автосамосвалов, т | 90 | 90 | 90 | 90 | 90 |

Продолжение таблицы 3.1

| | | | | | |
|--|------|------|------|------|------|
| Вместимость кузова автосамосвала, м ³ | 34,6 | 34,6 | 34,6 | 34,6 | 34,6 |
| Принятое число автосамосвалов для разгрузки в бункер, шт. | 69 | 89 | 108 | 123 | 154 |
| Время разгрузки одного автосамосвала, мин | 1,2 | 1,2 | 1,2 | 1,2 | 1,2 |
| Расчетное число разгрузочных пунктов для одновременной разгрузки на одну дробилку, шт. | 1,39 | 1,77 | 2,16 | 2,47 | 3,09 |
| Принятое число разгрузочных пунктов, шт. | 1 | 2 | 2 | 2 | 3 |
| Принятое число дробилок, шт. | 1 | 2 | 2 | 2 | 3 |

Таким образом установлено, что целесообразное количество перегрузочных пунктов (1-3 единицы) постепенно увеличивается при наращивании производительности карьера и увеличении грузоподъемности автосамосвалов. Данная рекомендация может быть принята в зависимости от календарного плана предприятия по добыче сырой руды, что, в свою очередь, позволит минимизировать объемы выемки пород вскрыши в стесненных условиях разработки за счет использования перегрузочных пунктов со сквозным проездом автосамосвалов.

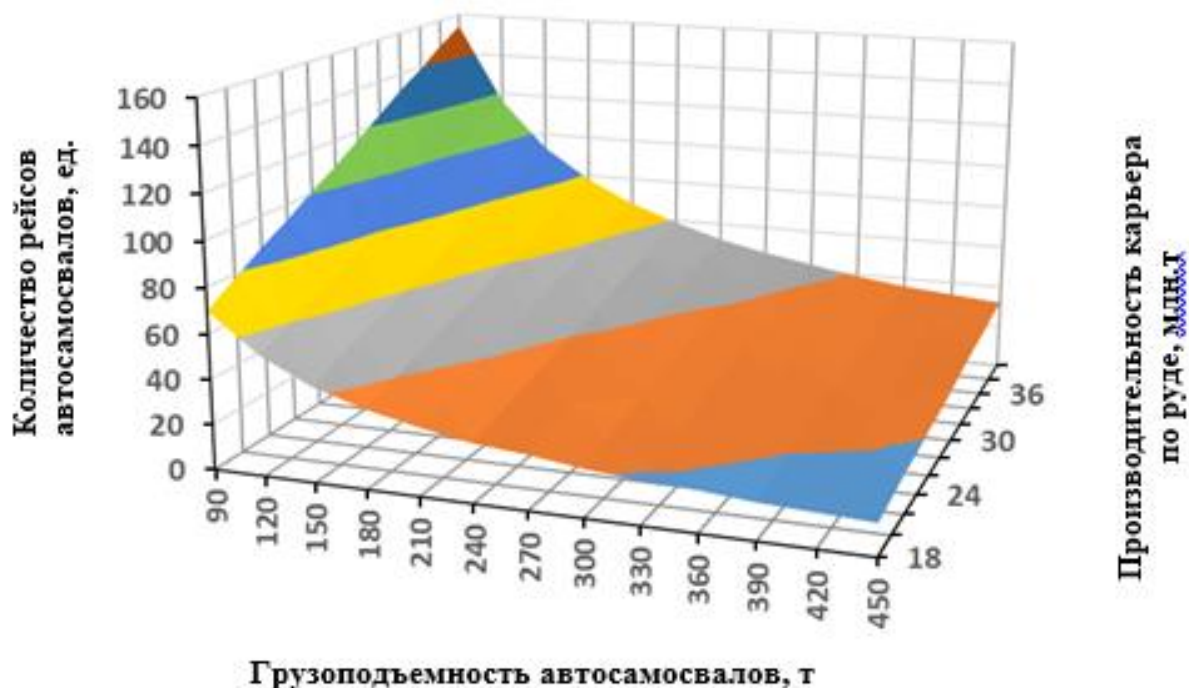


Рисунок 3.3 - График зависимости количества рейсов разгружаемых в бункер автосамосвалов от их грузоподъемности и производительности карьера по руде

График, представленный на рисунке 3.3, показывает зависимость количества рейсов автосамосвалов, которые могут разгружаться в бункер, от их грузоподъемности и производительности карьера по руде. Минимальное их количество в 14 единиц наблюдается при производительности карьера 18 млн. т/год с использованием автосамосвалов грузоподъемностью 450 т. С увеличением производительности карьера до 40 млн. т/год и уменьшении вместимости кузова автосамосвала их количество может достигать 154 единиц. Наиболее рациональное количество рейсов автосамосвалов для разгрузки в дробилку находится в диапазоне 25 - 55 единиц, в зависимости от их грузоподъемности. Корректировка параметров перегрузочных пунктов, разгрузочных площадок и применяемого транспортного оборудования производится для конкретных условий разработки месторождения. Данные рекомендации по расчету количества перегрузочных пунктов и обслуживающих их автосамосвалов целесообразно применить для мощных экскаваторно-автомобильных комплексов в составе циклично-поточной технологии с последующим транспортированием горной массы крутонаклонными конвейерами.

Для обоснования эффективности предложенной конструкции рассчитан экономический эффект для условий ряда железорудных карьеров Казахстана (рисунок 3.4). Во время вычислений были учтены следующие параметры: ширина карьера поверху и понизу, проектная глубина карьера,

грузоподъемность, радиус поворота и ширина автосамосвалов, а также себестоимость выемки 1 м³ горной массы.

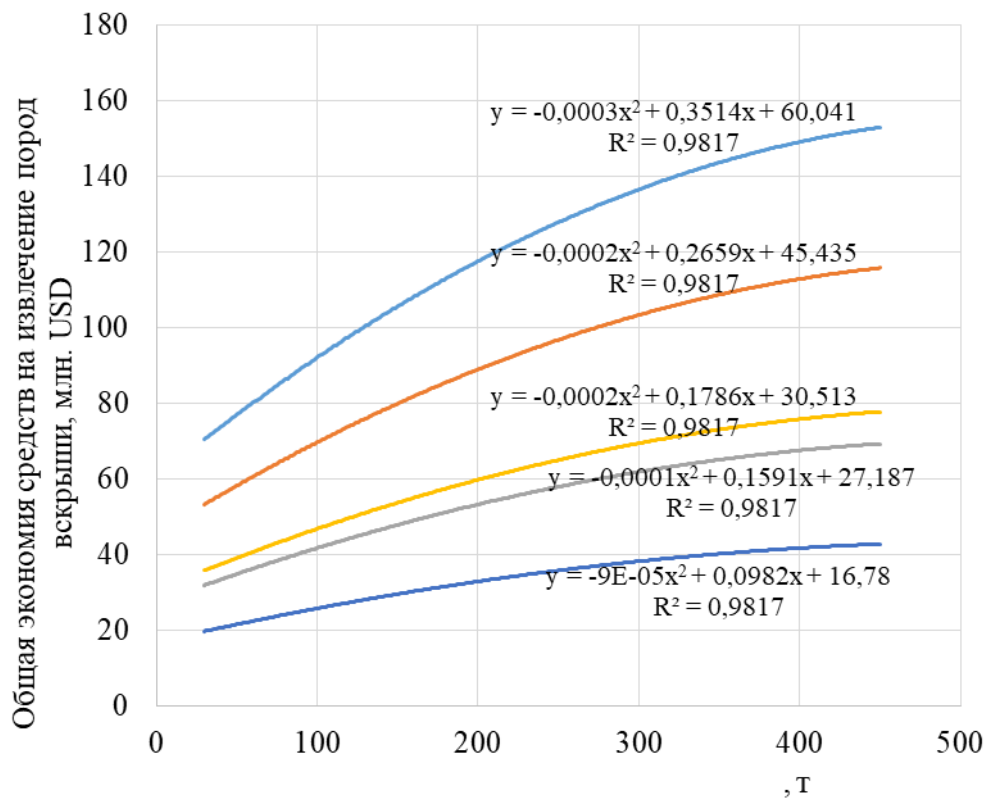


Рисунок 3.4 - Графики зависимости общей экономии средств на выемку пород вскрыши от грузоподъемности автосамосвалов при сооружении перегрузочного пункта со сквозным проездом по сравнению с тупиковой разгрузкой автосамосвалов. 1 - Качарский карьер; 2 - Сарбайский карьер; 3 - Соколовский карьер; 4 - Южно-Сарбайский карьер; 5 - Куржункульский карьер

На рисунке 3.4 изображены графики зависимости общей экономии средств на выемку горной массы для строительства перегрузочного пункта со сквозным проездом по сравнению с тупиковой разгрузкой автосамосвалов от их грузоподъемности на примере карьеров Казахстана. Графики представляют собой возрастающие полиномиальные функции, которые существуют лишь в первой координатной четверти. Это свидетельствует о том, что эффективность предложенного конструктивного решения возрастает с увеличением грузоподъемности автосамосвалов. Графики не пересекают осей абсцисс и ординат и функция не существует во второй и третьей координатных четвертях, так как грузоподъемность автосамосвалов величина положительная. Функция не существует в четвертой координатной четверти, так как предложенная конструкция имеет меньшие пространственные параметры. В связи с этим сокращается объем выемки горных пород и уменьшаются затраты на строительство карьера.

Определено минимальное количество рейсов автосамосвалов грузоподъемностью 450 т для разгрузки в бункер и составляет 14 единиц. Это наблюдается при производительности карьера по добыче руды 18 млн. т/год. С увеличением производительности карьера до 40 млн. т/год и уменьшении вместимости кузова автосамосвала их количество может достигать 154 единиц. Наиболее эффективно применять 25 - 55 автосамосвалов с учетом календарного плана работы горного предприятия.

Целесообразное количество перегрузочных пунктов (1-3 единицы) постепенно увеличивается при наращивании производительности карьера и увеличении грузоподъемности автосамосвалов. Данная рекомендация может быть принята в зависимости от календарного плана предприятия по добыче сырой руды, что, в свою очередь, позволит минимизировать объемы выемки пород вскрыши в стесненных условиях разработки за счет использования перегрузочных пунктов со сквозным проездом автосамосвалов.

Сооружение перегрузочных пунктов со сквозным проездом над бункером на глубоких горизонтах карьера позволит уменьшить объем выемки горных пород, что приведет к уменьшению затрат на разработку месторождения на 10 - 30 млн. USD. Кроме этого, за счет уменьшения времени цикла на разгрузку автосамосвалов потребление дизельного топлива сократится на 100 - 200 тыс. л./год.

Внедрение в производство устройства для разгрузки скальных пород к накопительному бункеру со сквозным проездом автосамосвалов в условиях железорудных карьеров Казахстана позволит получить общий экономический эффект в размере 30 - 160 млн. USD при использовании в работе автосамосвалов грузоподъемностью 136 т.

3.2 Разработка технологической документации на перегрузочное устройство с конвейерного на железнодорожный транспорт

Разработка железорудных месторождений Казахстана глубиной до 500 - 700 м характеризуется постоянной углубкой и подвиганием фронта горных работ, что приводит к увеличению выработанного пространства со значительным ростом объема вскрышных пород. Транспортирование руды и пород вскрыши осуществляется комбинацией автомобильного и железнодорожного транспорта с обустройством перегрузочных пунктов по глубине карьера. В стесненных условиях разработки полезных ископаемых, что обусловлено конфигурацией рабочих и нерабочих бортов, а также размещением пластов железной руды, необходимо применение новых перегрузочных устройств и инновационных технических решений по обеспечению увеличения производительности по руде.

Разработка перегрузочного устройства с конвейерного на железнодорожный транспорт с обоснованием параметров перегрузочных,

рабочих и транспортных площадок в стесненных условиях разработки глубоких железорудных месторождений является чрезвычайно актуальной задачей.

Стесненные условия ведения горных работ на большинстве железорудных глубоких карьеров требуют разработки новых технологических решений по созданию устройства для перегрузки скальных пород в железнодорожный транспорт [36].

Так, совместно с инженерно-техническими работниками АО «ССГПО» и сотрудниками НТУ «Днепровская политехника» разработано устройство для перегрузки пород из конвейерного в железнодорожный транспорт [39], в котором путем введения новых элементов и расположения штабеля руды на площадке верхнего уступа достигается возможность обеспечения перегрузочных работ в стесненных условиях действующих железорудных карьеров глубиной до 600 – 800 м и, за счет этого, снижение затрат и повышение производительности труда в целом. При этом штабель предлагается расположить на верхнем горизонте с последующей погрузкой карьерными экскаваторами. Рациональное использование выемочно-погрузочного и транспортного оборудования в одной линии при одновременной загрузке локомотивосоставов через два горизонта непосредственно с конвейера и через штабель позволило рассчитать время их погрузки в зависимости от распределения объемов перегрузки между этими горизонтами.

Время на погрузку думпкара (мин.) при использовании экскаватора рассчитывается по известной формуле [37]:

$$t_{\text{п}} = \frac{V_{\text{дг}} \cdot t_{\text{ц}}}{60 \cdot E \cdot k_{\text{э}}} \quad (3.11)$$

где $V_{\text{дг}}$ – геометрический объём кузова думпкара, м³;

$t_{\text{ц}}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, с;

E – вместимость ковша экскаватора, м³;

$k_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации, равный

$$k_{\text{э}} = \frac{k_{\text{н}}}{k_{\text{р}}} \quad (3.12)$$

здесь $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора породой ($k_{\text{н}}=0,7$);

$k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора при выемке из массива или развала ($k_{\text{р}}=1,1$).

В качестве примера принят экскаватор ЭКГ-10 типа “механическая лопата” с продолжительностью рабочего цикла 26 с. При загрузке думпкара 2ВС-105 получим следующее значение времени погрузки:

$$t_{\text{п}} = \frac{50 \cdot 26}{60 \cdot 10 \cdot 0,65} = 3,3 \text{ мин.} \quad (3.13)$$

Следует отметить, что при использовании предложенного устройства загрузка думпкаров производится через разгрузочную консоль реверсивного перегружателя, что исключает эксплуатацию техники циклического действия. Учитывая непрерывность процесса, конструктивные особенности и производительность реверсивного перегружателя, продолжительность загрузки думпкара снижается на 0,85 - 1,1 мин (24 - 33%) в зависимости от перегружаемых объемов, грузоподъемности думпкаров, выемочно-погрузочного и транспортного оборудования при загрузке бункера крутонаклонного конвейера на нижних горизонтах [38].

Следовательно, рациональное использование выемочно-погрузочного и транспортного оборудования в одной линии при одновременной загрузке локомотивосоставов через два горизонта непосредственно с конвейера и через штабель сокращает время их погрузки на 24-33%, в зависимости от распределения объемов перегрузки между этими горизонтами. Организация перегрузочного пункта на глубине карьера 140-160 м увеличивает время обмена локомотивосоставов более чем на 20 мин. За счет их погрузки непосредственно с конвейера и через штабель при соотношении объема руды соответственно 70 и 30% эти издержки компенсируются и гарантируют непрерывную эксплуатацию крутонаклонного конвейера.

В то же время, ширина транспортно-погрузочной площадки уменьшается на 25 - 30 м за счет перемещения штабеля горной массы на вышележащий горизонт, а также исключении из технологической линии одной железнодорожной колеи.

На основе предыдущих исследований установлено, что количество перегрузочных пунктов со сквозным проездом для обеспечения работы дробилки зависит от количества рейсов автосамосвалов, геометрической вместимости их кузова, а также производительности карьера по руде. Таким образом, целесообразное количество перегрузочных пунктов (1-3 единицы) постепенно увеличивается при наращивании производительности карьера и увеличении грузоподъемности автосамосвалов.

Для непрерывной работы в технологической линии целесообразно установить рациональное число думпкаров на горизонте работы локомотивосостава, который загружается реверсивным перегружателем в зависимости от производительности карьера по руде (18 - 40 млн т/год). При этом в расчетах следует рассматривать типовые думпкары грузоподъемностью от 60 до 170 т. Результаты расчетов приведены в таблице 3.2, а также отражены на рисунке 3.6 и приложении Б

Как видно из таблицы 3.2 и приложения Б, для обеспечения требуемого грузопотока установленное количество думпкаров при производительности карьера по руде 18 млн. т/год изменяется в пределах 37 – 104 в зависимости от грузоподъемности вагонов.

Таблица 3.2 – Расчет количества загружаемых реверсивным перегружателем думпкаров на горизонте установки от производительности карьера по руде и грузоподъемности вагона (105 т)

| | | | | | |
|---|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн. м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн. м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн. м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность думпкаров, т | 105 | 105 | 105 | 105 | 105 |
| Вместимость кузова думпкара, м ³ | 40,4 | 40,4 | 40,4 | 40,4 | 40,4 |
| Принятое число думпкаров на горизонте, шт. | 60 | 76 | 93 | 106 | 132 |

При увеличении производительности карьера с 18 до 40 млн. т/год количество думпкаров возрастает до 231 единиц при их грузоподъемности 60 т. При этом для эксплуатации локомотивосоставов с думпками большой грузоподъемности целесообразно соорудить один перегрузочный пункт на нижнем горизонте для слаженной непрерывной работы комплекса ЦПТ с комбинированным автомобильно-конвейерно-железнодорожным транспортом в технологической линии. Рост производительности до 40 млн. т/год приводит к эксплуатации 3 единиц перегрузочных пунктов при грузоподъемности думпкаров 60 - 105 т и снижается до 2 единиц при увеличении грузоподъемности до 170 т и выше.

Таким образом можно сделать вывод, что целесообразное количество перегрузочных пунктов (1-3 единицы) постепенно увеличивается при наращивании производительности карьера. Данная рекомендация может быть принята в зависимости от календарного плана предприятия по добыче сырой руды, что, в свою очередь, позволит минимизировать объемы выемки пород вскрыши в стесненных условиях разработки за счет использования разработанного устройства для одновременной загрузки думпкаров и формирования штабеля.

Зависимости количества думпкаров на горизонте от их грузоподъемности и производительности карьера приведены в рисунке 3.5.

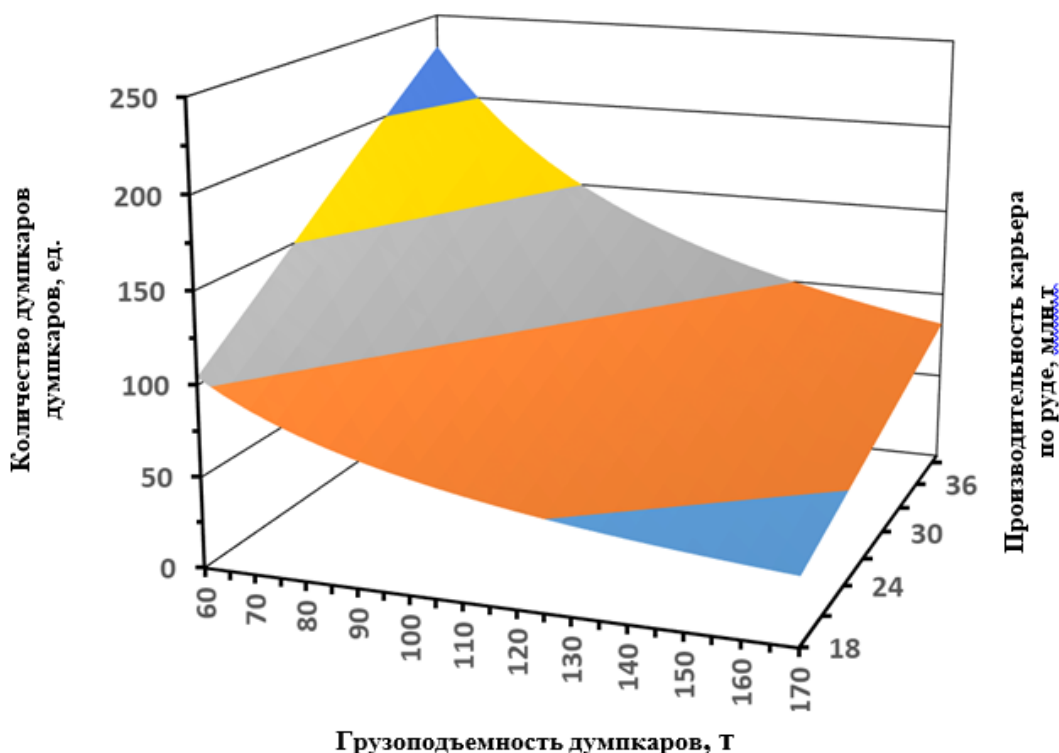


Рисунок 3.5 - График зависимости количества думпкаров на горизонте от их грузоподъемности и производительности карьера по руде

Корректировка параметров рабочих и транспортных площадок, а также перегрузочных пунктов производится в зависимости от требований предприятия в условиях разработки железорудного месторождения.

Применение разработанного устройства для перегрузки скальных пород в железнодорожный транспорт позволит сократить транспортно-погрузочную площадку на 25 - 30 м, тем самым, снизить объем выемки пород вскрыши до 250 - 280 тыс. м³, рационально использовать выемочно-погрузочное и транспортное оборудование.

Учитывая непрерывность процесса, конструктивные особенности и производительность реверсивного перегружателя, продолжительность загрузки думпкара снижается на 0,85 - 1,1 мин (24 - 33%) в зависимости от перегружаемых объемов, грузоподъемности думпкаров, выемочно-погрузочного и транспортного оборудования при загрузке бункера крутонаклонного конвейера на нижних горизонтах. При этом ширина транспортно-погрузочной площадки уменьшается на 25 - 30 м за счет перемещения штабеля горной массы на вышележащий горизонт, а также исключении из технологической линии одной железнодорожной колеи.

Использование крутонаклонных конвейеров в составе комбинированного конвейерно-железнодорожного транспорта дает

значительную экономию средств за счет уменьшения длины конвейера, снижения объема подготовительных и капитальных работ, а также уменьшения эксплуатационных затрат по сравнению с транспортировкой груза на ту же высоту с помощью конвейеров обычной конструкции.

3.3 Выводы по главе

1. Использование крутонаклонных конвейеров в составе комбинированного конвейерно-железнодорожного транспорта дает значительную экономию средств за счет уменьшения длины конвейера, снижения объема подготовительных и капитальных работ, а также уменьшения эксплуатационных затрат по сравнению с транспортировкой груза на ту же высоту с помощью конвейеров обычной конструкции.

2. Альтернативным вариантом может стать разработанная транспортная установка для доработки приконтурных запасов руды под целиками железнодорожных путей, по сравнению с известными конструкциями обеспечивающая ее перемещение без демонтажа при расконсервации ВНБ.

3. Использование крутонаклонных конвейеров в составе комбинированного конвейерно-железнодорожного транспорта дает значительную экономию средств за счет уменьшения длины конвейера, снижения объема подготовительных и капитальных работ, а также уменьшения эксплуатационных затрат по сравнению с транспортировкой груза на ту же высоту с помощью конвейеров обычной конструкции.

4 АПРОБАЦИЯ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ЧЕРЕЗ РАЗРАБОТКУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕГЛАМЕНТА ПРОИЗВОДСТВА ГОРНЫХ РАБОТ С ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИЕЙ

4.1 Положения по проектированию ЦПТ для глубоких и сверхглубоких железорудных карьеров

Разработанные системные положения по проектированию ЦПТ для глубоких и сверхглубоких карьеров с комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом (Приложение В) базируются на обоснованном выборе наиболее адаптированной под нее технологии производства горных работ крутонаклонными слоями на карьерных полях округлой формы [40] с использованием крутонаклонных конвейеров в комплексе с новыми, разработанными в проекте, конструкциями перегрузочных устройств с автотранспорта на конвейер [29, 41], с конвейерного подъемника на внутрикарьерный железнодорожный транспорт [39] и подъемно-транспортной установки для глубинной зоны [42].

Разработанная технология производства горных работ крутонаклонными слоями на карьерных полях округлой формы проходит апробацию на Качарском карьере АО «ССГПО», поскольку позволила нивелировать (снизить) отставание вскрышных работ на 25,8% и сократить срок освоения производственной мощности на 3 года. При этом сокращение сроков освоения и стабилизации проектной мощности карьера при минимальных объемах вскрышных работ достигается при своевременном начале отработки уступов очередного крутонаклонного слоя поперечными панелями определенной ширины в границах коренных пород с высокопроизводительным использованием экскаваторно-автомобильных комплексов на широких площадках. Поэтому при планировании развития горных работ следует выполнять расчет производительности экскаваторов на выемке пород скальной вскрыши для интенсивной отработки уступов поперечными панелями сверху вниз ниже границы применения железнодорожного транспорта. При невозможности обеспечения подготовленных запасов для выполнения планируемого объема добычи следует вести одновременную совместную отработку уступов пород скальной вскрыши продольными и поперечными панелями.

Выполненный анализ схем доработки приконтурных запасов полезного ископаемого в транспортных целиках позволяет сделать вывод, что на больших глубинах разработки железорудных пластовых месторождений нецелесообразно производить разнос борта. В таких условиях более эффективным решением является ликвидация транспортных берм с увеличением результирующего угла наклона борта карьера и переходом на циклично-поточную технологию транспортирования горной массы.

Разработанная методика расчета параметров глубинной зоны месторождения позволяет более точно рассчитывать контурный и текущий коэффициенты вскрыши, а также корректировать их путем управления параметрами транспортных схем и перегрузки. Установлено, что параметры глубинной зоны месторождения, а именно объем и площадь поперечного сечения, зависят от ширины транспортных площадок и габаритных размеров транспортных средств и перегрузочных пунктов.

При вскрытии глубоких горизонтов железорудных карьеров, с точки зрения уменьшения потребления автосамосвалами дизельного топлива, предлагается внедрение транспортной схемы со сквозным фронтом работ и сквозным проездом автосамосвалов при разгрузке их в бункер. При этом расход топлива за один транспортный цикл сократится на 2 литра и на каждые 10 млн. т транспортирования горной массы экономия дизельного топлива составит 150 тыс. л.

Установленные зависимости затрат на эксплуатацию крутонаклонных подъемников от высоты подъема указывают на рост капитальных и текущих затрат с увеличением расстояния транспортирования горной массы, а также на снижение капитальных затрат с возрастанием угла наклона за счет уменьшения металлоемкости конструкции.

В соответствии с установленным порядком развития горных работ на Качарском карьере обоснованы оптимальные положения комплексов ЦПТ и транспортных коммуникаций с разделением грузопотоков руды и пород скальной вскрыши через две системы располагаемых один над другим крутонаклонных конвейеров КНК-180 с высотой подъема до 360 м. При этом перегрузка руды осуществляется на ранее приобретенные предприятием наклонные конвейера на южном борту восточнее ранее пройденной и законсервированной крутой траншей, а породы скальной вскрыши на внутрикарьерный железнодорожный транспорт через два горизонта транспортных берм передовых уступов восточнее северо-западной капитальной траншей внешнего заложения. Перенесение перегрузочных пунктов с рабочей зоны на стационарные борта карьера позволит интенсифицировать подвигание уступов по породам рыхлой вскрыши (толща мощностью 160 м) и реализовать более эффективную технологию отработки уступов по породам скальной вскрыши и руде поперечными панелями в крутонаклонных слоях.

4.2 Управление параметрами развития в приконтурной и глубинной зонах сверхглубокого железорудного карьера

Исследование параметров доработки карьеров можно проводить двумя методами общенаучного характера: теоретическим и эмпирическим. Теоретический метод исследования системы заключается в установлении аналитических зависимостей ее параметров друг от друга. Эмпирический метод заключается в наблюдении и сборе данных о системе путем

проведения натурального или лабораторного эксперимента. Для сравнения результатов аналитических зависимостей и эмпирических данных, в первые вносят дополнительный параметр – эмпирический коэффициент (рисунок 4.1), например, коэффициент формы карьерного поля [43].

На рисунке 4.8 изображен алгоритм выведения формул для расчета параметров явления Y . Сначала устанавливаются характерные признаки явления Y , выражающиеся множеством его параметров $\{a, b, c \dots z\}$. Далее выделяются те признаки, которые в большей степени влияют на искомый параметр явления Y , которые выражаются множеством параметров $\{a, b, c \dots n\}$. С другой стороны, множество данных A , описывающее множество признаков $\{o \dots z\}$, выражается коэффициентом K , учитываем при установлении зависимости параметра Y от его признаков $\{a, b, c \dots n\}$. В результате чего получаем функцию:

$$Y = f(K, a, b, c \dots n). \quad (4.1)$$

Эмпирических коэффициентов в математической зависимости может быть от одного до пяти, иногда больше, причем их численное значение, как правило, имеет определенный диапазон. Чем большее количество эмпирических коэффициентов, тем меньше точность расчета параметров системы. Для уменьшения количества эмпирических коэффициентов необходимо в систему, параметры которой исследуются, добавить новые признаки. Попытки осмыслить систему связанных между собой параметров без дополнительных средств графического изображения связаны со значительными усилиями, из-за чего возникает высокая вероятность допущения ошибки в исследовании.

Поэтому в горном деле определение параметров открытой разработки месторождений связано с компьютерным моделированием участков, параметры которых исследуются. При исследовании сложных систем, как правило, строят ряд моделей, учитывающих изменение параметров с определенным шагом (рисунок 4.1), например, исследования длины конвейерного става в зависимости от высоты борта карьера и углов откосов уступов [44].

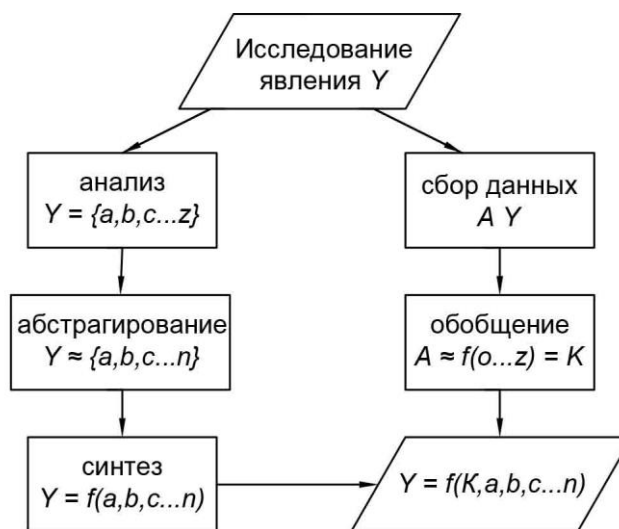


Рисунок 4.1 - Алгоритм установления аналитической зависимости явления Y от его признаков $a, b, c \dots n$, с учетом эмпирического коэффициента K

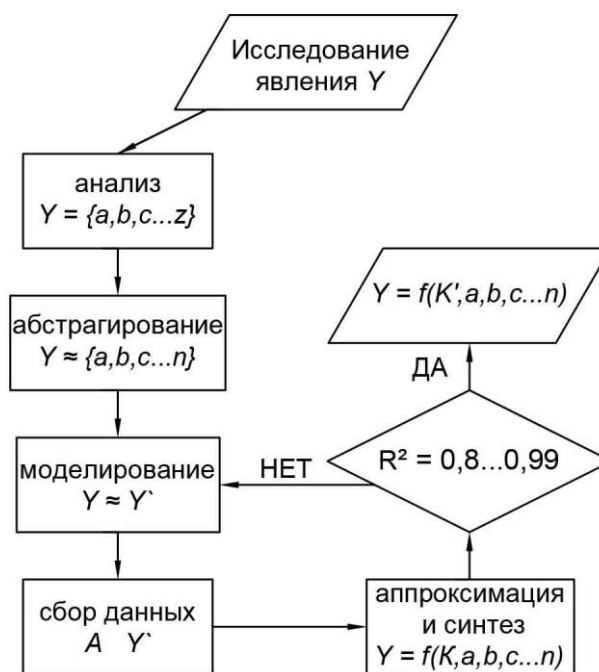


Рисунок 4.2 - Алгоритм установления эмпирических зависимостей Y от его признаков $a, b, c \dots n$, с учетом эмпирического коэффициента K'

На рисунке 4.2 изображен алгоритм построения эмпирических зависимостей путем выражения явления Y через его модель Y' . Сначала устанавливаются характерные признаки явления Y , выражающиеся множеством его параметров $\{a, b, c \dots z\}$. Далее выделяются те признаки, которые в наибольшей степени характеризует явление Y , и выражаются множеством параметров $\{a, b, c \dots n\}$. Затем с учетом выбранных параметров строится ряд моделей, составляющих собой множество Y' . На основе

построенных моделей собирают множество данных A , представляющие собой числовые данные параметров $\{a, b, c \dots n\}$, и предполагают, что собранные данные относятся к явлению Y . После чего устанавливают характер влияния этих параметров на явление Y и получают функцию $Y = f(K, a, b, c \dots n)$. Далее эта функция проверяется на достоверность полученной зависимости. Если она недостаточно точна, количество моделей увеличивают до тех пор, пока не будет достигнут высокий показатель достоверности. После чего получают функцию:

$$Y = f(K', a, b, c \dots n). \quad (4.2)$$

Такая методика позволяет с достаточно высокой точностью устанавливать параметры системы и их связи. Однако полученные таким образом зависимости имеют эмпирический характер, а их точность зависит от количества построенных моделей и имеет ограниченную область достоверности расчетов по ней. Кроме того, необходимость исследования комплексных систем, моделирование которых связано со значительными трудозатратами, делает использование такой методики нецелесообразным и требует разработки и применения новой.

При анализе сложных явлений их разбивают на определенное количество простых. После чего каждую часть явления исследуют отдельно, определяют ее параметры и характер влияния на общее явление (рисунок 4.4).

Так, например, для вывода формулы объема капитальной траншеи, она была разбита на шесть частей: две прямые полупризмы, две пирамиды с прямоугольным треугольником в основании и две части конуса с четвертью круга в основании. Частями конуса и одной полупризмой при расчете объема капитальной траншеи, как правило, пренебрегают из-за их незначительного объема относительно других элементов. Далее выделяют наиболее характерные параметры, составляющих объем капитальной траншеи и определяют характер их влияния на его значение.

На рисунке 4.3 изображен алгоритм построения аналитических зависимостей путем разложения сложного явления Y на простые явления $A, B \dots X$ и отдельного исследования каждого из них. Сначала явление Y разбивают на его части таким образом, чтобы они не пересекались, и выделяют характерные для них параметры $\{a, b, c \dots z\}$. После чего незначительными долями явления Y пренебрегают и принимают, что явление Y состоит из частей $A, B \dots N$. Пренебрегают также параметрами, которые мало влияют на явление Y и его части, и принимают для частей $A, B \dots N$ характерные признаки $a, b, c \dots n$. После этого устанавливается характер влияния параметров $\{a, b, c \dots n\}$ на явления $A, B \dots N$ и получают функцию $A \cup B \cup \dots \cup N = f(a, b, c \dots n)$, которую проверяют на достоверность. Если эта функция достоверна, получают функцию $Y = f(K, a, b, c \dots n)$, а если ее достоверность недостаточная, учитываем ранее отвергнутые части явления

$Y = O \dots X$ и /или параметры $\{o \dots z\}$ в виде коэффициента K , после чего получаем зависимость $Y = f(K, a, b, c \dots n)$.

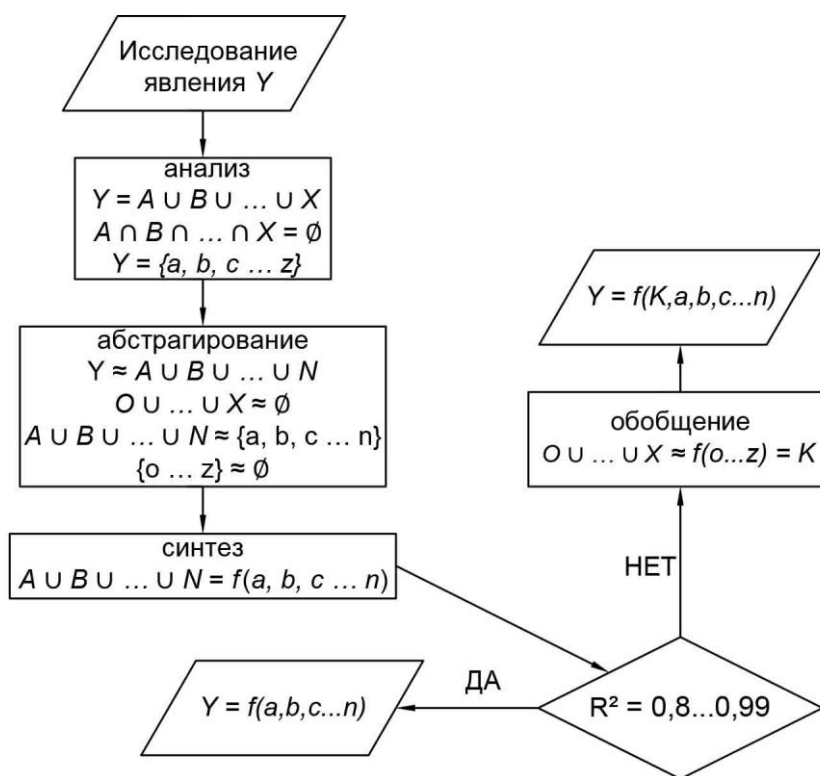


Рисунок 4.3 - Алгоритм установления аналитических зависимостей путем разложения сложного явления Y на простые явления $A, B \dots X$

Следует отметить, что приконтурная зона представляет собой часть залежи полезного ископаемого, которая не подготовлена к выемке, и слоев пустых пород, для вскрытия которых необходимо провести разнос борта карьера и которые находятся выше текущей отметки дна карьера. Глубинная зона – это часть залежи полезного ископаемого, которая не подготовлена к выемке, и слоев пустых пород ниже текущей отметки дна карьера, для вскрытия которых необходимо провести разнос борта карьера и изъять часть месторождения в приконтурной зоне (рисунок 4.4). Для анализа их параметров воспользуемся методами, описанными выше (рисунки 4.2-4.4).

На рисунке 4.4 изображена приближенная модель крутопадающего месторождения полезных ископаемых глубокого залегания. Для дальнейшего анализа параметров разбиваем его на составные части: текущее положение приконтурной зоны висячего бока залежи (I), текущее положение приконтурной зоны лежащего бока залежи (II), текущее положение глубинной зоны залежи (III), текущее положение приконтурной зоны рабочего борта карьера (IV), законтурная глубинная зона залежи, законтурная приконтурная зона висячего бока залежи (V), законтурная приконтурная зона лежащего бока залежи (VI), приконтурная и глубинная зоны месторождения в его торцах и его отработанная часть.

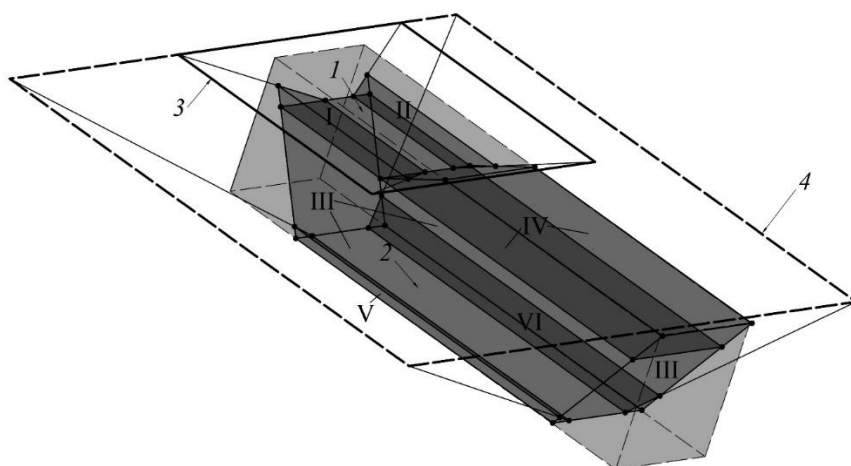


Рисунок 4.4 - Схема распределения полезных ископаемых крутого падения на зоны. 1 - текущая отметка дна карьера; 2 - конечная отметка дна карьера; 3 - текущий контур карьера; 4 - конечный контур карьера

Для определения рациональных параметров развития рабочей зоны необходимо разработать методику вычисления объема полезного ископаемого в текущем и конечном положении приконтурной зоны висячего и лежачего боков залежи (I, II, V, VI), а также в текущем положении глубинной зоны и приконтурной зоны рабочего борта карьера (III, IV). Фигуры I, II, V и VI (рисунок 4.4) представляют собой комбинацию двух прямоугольных тетраэдров и треугольной призмы, в основе которых лежит поперечное сечение соответствующих приконтурных зон. Фигуры III, IV представляют собой комбинацию двух полупризмы и одной призмы, в основе которых лежит поперечное сечение соответствующих глубинной и приконтурной зон. Площадь этих сечений может быть вычислена как аналитически, так и по данным геологических разрезов. В связи с обобщением параметров глубинной и приконтурной части рудных карьеров разработана принципиальная схема пластового месторождения крутого падения (рисунок 4.5).

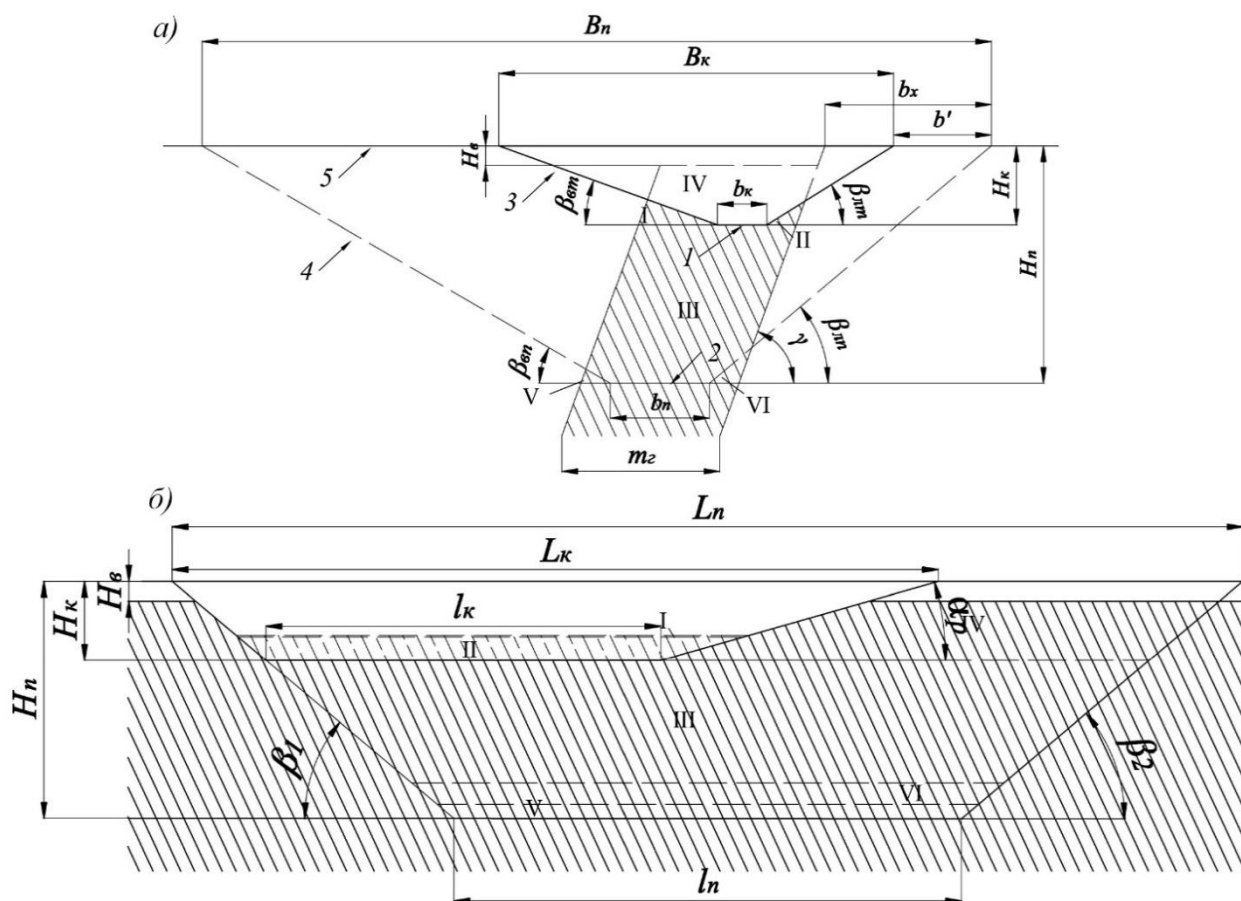


Рисунок 4.5 - Схема приконтурной и глубинной зоны карьера, разрабатывающего пластовое месторождение крутого падения. а и б – соответственно поперечный и продольный разрезы; 1 – текущая отметка дна карьера, 2 – проектная отметка дна карьера, 3 – текущий контур карьера, 4 – проектный контур карьера, 5 - дневная поверхность; I – текущее положение приконтурной зоны висячего бока залежи, II – текущее положение приконтурной зоны лежащего бока залежи, III – текущее положение глубинной зоны залежи, IV – отработанная часть залежи, V – законтурная приконтурная зона висячего бока залежи, VI – законтурная приконтурная зона лежащего бока залежи

На рисунке 4.5 также обозначены: B_n – проектная ширина карьера поверху, м; B_k – текущая ширина карьера поверху, м; H_n – проектная глубина карьера, м; H_k – текущая глубина карьера, м; b – ширина карьера понизу, м; m_2 – горизонтальная мощность залежи, м; γ – угол падения залежи, град; $\beta_{лп}$ – проектный угол откоса борта карьера в лежащем боку залежи, град; $\beta_{вп}$ – проектный угол откоса борта карьера в висячем боку залежи, град; $\beta_{лп}$ – текущий угол откоса борта карьера в лежащем боку залежи, град; $\beta_{вп}$ – текущий угол откоса борта карьера в висячем боку залежи, град; b_x – расстояние от проектного контура карьера в лежащем боку до пересечения линии контура полезного ископаемого лежащего бока и поверхности, м;

b' – расстояние от верхней бровки борта карьера в лежачем боку в проектном положении верхней бровки борта карьера в лежачем боку в текущем положении.

Так, объем полезного ископаемого приконтурной зоны висячего бока залежи в текущем положении будет иметь вид:

$$\begin{aligned} & \text{при } B_n \geq H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{en}} + \operatorname{ctg}\gamma) + b_x + m_z \\ V_I = S_I l_\kappa + & \frac{2S_I^2}{3(H_\kappa (\operatorname{ctg}\gamma - \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}}) + m_z + b_x - b_\kappa - b')} (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\gamma), \text{ М}^3 \\ V_I = & \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\gamma - \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}}) + m_z + b_x - b_\kappa - b')^2 l_\kappa}{2(\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta_{\text{em}})} + \\ & + \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\gamma - \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}}) + m_z + b_x - b_\kappa - b')^3 (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\alpha_p)}{6(\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta_{\text{em}})}, \text{ М}^3 \end{aligned} \quad (4.3)$$

$$\begin{aligned} & \text{при } B_n < H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{en}} + \operatorname{ctg}\gamma) + b_x + m_z \\ V_I = & \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\gamma - \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}}) + m_z + b_x - b_\kappa - b')^2 l_\kappa}{2(\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta_{\text{em}})} + \\ & + \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\gamma - \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}}) + m_z + b_x - b_\kappa - b')^3 (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\alpha_p)}{6(\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta_{\text{em}})} - \\ & - \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{en}} + \operatorname{ctg}\gamma) + b_x + m_z - B_n)^2 l_m}{2(\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta_{\text{en}})} - \\ & - \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{en}} + \operatorname{ctg}\gamma) + b_x + m_z - B_n)^3 (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\alpha_p)}{6(\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta_{\text{en}})}, \text{ М}^3 \end{aligned} \quad (4.4)$$

Объем полезного ископаемого приконтурной зоны лежачего бока залежи в текущем положении:

$$\begin{aligned} & \text{при } b_x \geq H_{\kappa m} (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) \\ V_I = S_{II} l_\kappa + & \frac{2S_{II}^2}{3(H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) - b_x + b')} (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\gamma) \\ V_{II} = & \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) - b_x + b')^2 l_\kappa}{2(\operatorname{ctg}(180 - \gamma) + \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}})} + \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) - b_x + b')^3 (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\alpha_p)}{6(\operatorname{ctg}(180 - \gamma) + \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}})}, \text{ М}^3 \end{aligned} \quad (4.5)$$

$$\begin{aligned} & \text{при } b_x < H_{\kappa m} (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) \\ V_{II} = & \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) - b_x + b')^2 l_\kappa}{2(\operatorname{ctg}(180 - \gamma) + \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}})} + \frac{(H_\kappa (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) - b_x + b')^3 (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\alpha_p)}{6(\operatorname{ctg}(180 - \gamma) + \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}})} - \\ & - \frac{(H_{\kappa m} (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) - b_x)^2 l_m}{2(\operatorname{ctg}(180 - \gamma) + \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}})} - \frac{(H_{\kappa m} (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) - b_x)^3 (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\alpha_p)}{6(\operatorname{ctg}(180 - \gamma) + \operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}})}, \text{ М}^3 \end{aligned} \quad (4.6)$$

Объем полезного ископаемого приконтурной зоны лежачего бока залежи в проектном положении:

$$V_{VI} = S_{VI} l_n + \frac{2S_{VI}^2}{3(H_{\kappa n} (\operatorname{ctg}\beta_{\text{lm}} - \operatorname{ctg}\gamma) - b_x)} (\operatorname{ctg}\beta_1 + \operatorname{ctg}\beta_2), \text{ М}^3$$

$$V_{VI} = \frac{(H_{kn}(ctg\beta_{.m} - ctg\gamma) - b_x)^2 l_n}{2(ctg(180 - \gamma) + ctg\beta_{.m})} + \frac{(H_{kn}(ctg\beta_{.m} - ctg\gamma) - b_x)^3 (ctg\beta_1 + ctg\beta_2)}{6(ctg(180 - \gamma) + ctg\beta_{.m})}, \text{ м}^3 \quad (4.7)$$

Объем полезного ископаемого приконтурной зоны висячего бока залежи в проектном положении:

$$V_V = S_V l_n = \frac{(H_{kn}(ctg\gamma - ctg\beta_{.m}) + b_x - b_n + m_z)^2 l_n}{2(ctg\gamma + ctg\beta_{.m})}, \text{ м}^3 \quad (4.8)$$

$$V_V = S_V l_n + \frac{2S_V^2}{3(H_{kn}(ctg\gamma - ctg\beta_{.m}) + b_x - b_n + m_z)} (ctg\beta_1 + ctg\beta_2), \text{ м}^3$$

$$V_V = \frac{(H_{kn}(ctg\gamma - ctg\beta_{.m}) + b_x - b_n + m_z)^2 l_n}{2(ctg\gamma + ctg\beta_{.m})} + \frac{(H_{kn}(ctg\gamma - ctg\beta_{.m}) + b_x - b_n + m_z)^3 (ctg\beta_1 + ctg\beta_2)}{6(ctg\gamma + ctg\beta_{.m})}, \text{ м}^3 \quad (4.9)$$

Объем полезного ископаемого приконтурной зоны рабочего торца карьера в текущем положении при параллельном перемещении фронта горных работ будет равен:

$$V_{IV} = S_{IV}(L_n - L_k) + \frac{S_{IV} \cdot (H_{KT} - H_n) ctg\alpha_{\text{поб}}}{2} - \frac{S_{IV} \cdot (H_{KT} - H_n) ctg\beta_2}{2}, \text{ м}^3$$

$$V_{IV} = m_z \cdot (H_{KT} - H_n)(L_n - L_k) + \frac{m_z \cdot (H_{KT} - H_n)^2 ctg\alpha_{\text{поб}}}{2} - \frac{m_z \cdot (H_{KT} - H_n)^2 ctg\beta_2}{2} \quad (4.10)$$

$$V_{IV} = \frac{S_{IV}(L_k - H_k(ctg\beta_1 + ctg\beta_2) - l_k)^2}{2(ctg\alpha_p + ctg(180 - \beta_2))} (ctg\alpha_p - ctg\beta_2) =$$

$$= \frac{m_z(H_k - H_n)(L_k - H_k(ctg\beta_1 + ctg\beta_2) - l_k)^2}{2(ctg\alpha_p + ctg(180 - \beta_2))} (ctg\alpha_p - ctg\beta_2), \text{ м}^3 \quad (4.11)$$

Объем полезного ископаемого в текущем положении глубинной зоны в общем виде рассчитывается по формуле:

$$V_V = \frac{S_V(H_n - H_k)(ctg\beta_1 + ctg\beta_2)}{2} + S_V l_n, \text{ м}^3 \quad (4.12)$$

Средний коэффициент вскрыши рассчитывается как объем пород вскрыши, деленный на объем полезного ископаемого в проектном контуре карьера. Увеличение объема полезного ископаемого приводит к снижению среднего коэффициента вскрыши. Сумма этих объемов является постоянной величиной. Положение конечного контура карьера регулируется параметром b_x . В связи с этим для достижения большего объема полезного ископаемого параметр b_x должен быть таким, чтобы объем полезного ископаемого в

конечном положении приконтурной зоны карьера был минимальным ($V_V + V_{VI} \rightarrow \min$)

Текущий коэффициент вскрыши рассчитывается как объем пород вскрыши, деленный на объем полезного ископаемого в текущем контуре карьера. В отличие от конечного контура, текущий контур регулируется параметром b' и подчиняется условиям:

$$b' \notin b_x \rightarrow b' \notin R^+ \quad b' \notin b_x \rightarrow b' \notin R^+ \quad (4.13)$$

В связи с этим для достижения меньшего текущего коэффициента вскрыши параметр b' должен быть таким, чтобы объем полезного ископаемого в текущем положении приконтурной зоны карьера был минимальным ($V_I + V_{II} + V_{IV} \rightarrow \min$).

4.3 Методика расчета параметров оптимизации текущего и конечного положения контуров карьера

Основными параметрами карьера являются его глубина, углы откоса его бортов, его ширина и длина по дну и по поверхности, объем горной массы и полезного ископаемого в контуре карьера. Глубина карьера определяется из экономической целесообразности разработки месторождения. В зависимости от глубины карьера тип горнодобычного и горнотранспортного оборудования может меняться. От его параметров зависит ширина и длина карьера по дну и углы откоса бортов карьера. При определенной глубине карьера углы откоса его бортов должны обеспечивать устойчивое положение горных выработок. Ширина и длина карьера по поверхности, а также объем горной массы в контурах карьера также зависят от глубины карьера, углов откоса его бортов, ширины и длины по дну. В то же время, объем полезного ископаемого в контуре карьера зависит не только от глубины карьера, но и от положения контура в пространстве относительно простирания и горизонтальной мощности рудной залежи.

Таким образом, в условиях равнинной местности для одинаковой глубины разработки месторождения параметры контуров карьера являются неизменными независимо от его положения в пространстве, а значит и объем горной массы в контурах карьера является постоянной величиной. Оптимальное положение карьера в пространстве относительно рудной залежи определяется по максимальной доле полезного ископаемого в объеме горной массы в контурах карьера.

На положение контуров глубоких карьеров, на которых применяется комбинированный транспорт, по простиранию предлагается располагать таким образом, чтобы сформировать в торце залежи нерабочий борт в проектном положении для сооружения галереи конвейерного транспорта.

Положение контуров карьера относительно горизонтальной мощности месторождения рекомендуется исчислять исходя из параметров приконтурной зоны месторождения. Приконтурная зона месторождения – это часть залежи полезного ископаемого, которая не относится к объему горной массы в контурах карьера и расположена выше отметки его дна.

Оптимальным положением контуров карьера определенной глубины относительно горизонтальной мощности месторождения следует считать такое, при котором объем приконтурной зоны месторождения будет минимальным. Параметр, характеризующий это положение ведет точку отсчета от точки пересечения линии контура полезного ископаемого в лежащего стороны и поверхности до верхней бровки борта карьера в лежащем боку рудного тела (b_x).

Положение текущих контуров карьера определяется относительно установленных проектных контуров параметром b' – расстоянием от верхней бровки борта карьера в лежащем боку в проектном положении до верхней бровки борта карьера в лежащем боку в текущем положении

Методика расчета параметров, определяющих размещение контура карьера в b_x и b' состоит в следующем. Сначала определяются значения следующих параметров: глубина карьера (H_n , м), ширина (b_n , м), длина (l_n , м) карьера по низу, горизонтальная мощность рудного тела m_2 , угол падения рудного тела (γ , град), углы откосов бортов карьера в лежащем, висячем боку и в торцах залежи ($\beta_{лн}, \beta_{вн}, \beta_1, \beta_2$, град). С учетом этих параметров рассчитать объем приконтурной зоны месторождения для глубины карьера (H_n , м) V_{np} и определить ограничения функции $V_{np} = f(b_x)$:

$$H_n(\operatorname{ctg}\beta_{лн} - \operatorname{ctg}\gamma) - m_2 + b_n \leq b_x \leq H_n(\operatorname{ctg}\beta_{вн} - \operatorname{ctg}\gamma) \quad (4.14)$$

Далее проводится построение графика функции $V_5 + V_6 = f(b_x)$, исходя из которого принимается такой параметр b_x при котором $V_5 + V_6 \rightarrow \min$ (рис. 4.6).

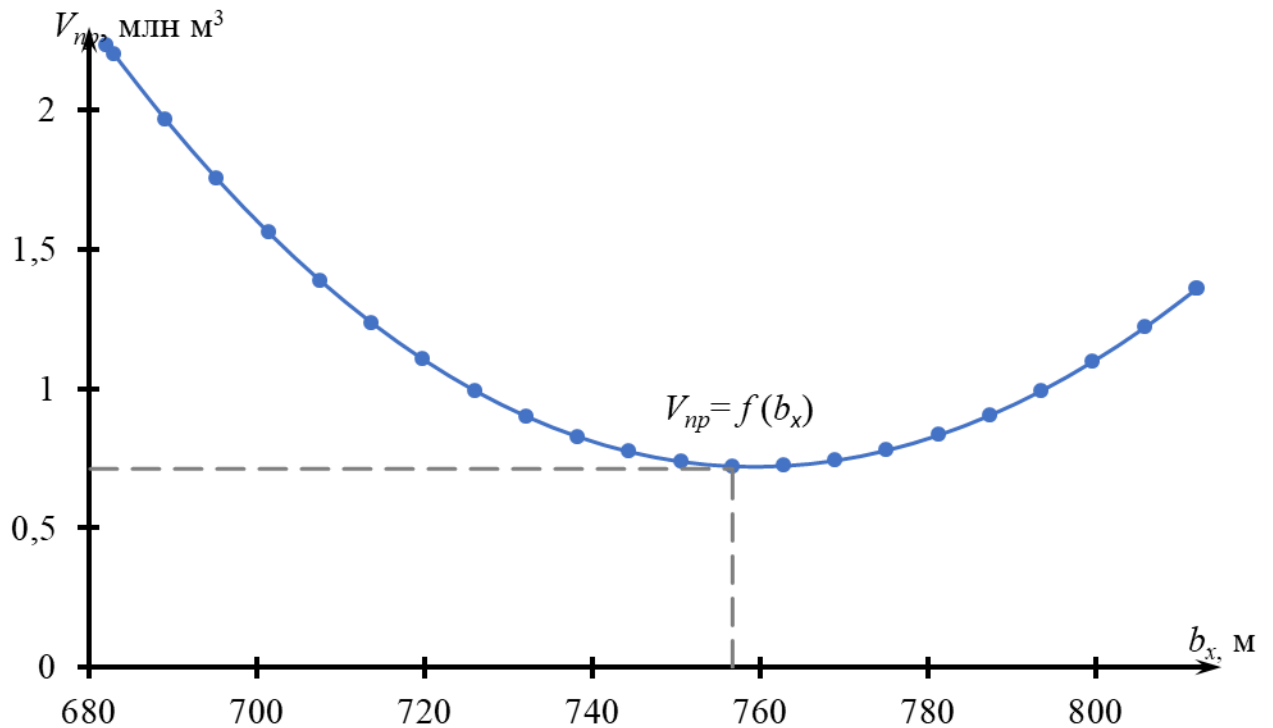


Рисунок 4.6 - График функции $V_{np} = f(b_x)$

Далее определяются параметры глубина разработки месторождения (H_k , м), ширина (b_k , м), длина (l_k , м) карьера по низу в разработке, углы откосов рабочих бортов в лежачем, висячем боках и в торце рудного тела ($\beta_{лм}, \beta_{вм}, \alpha_p$, град). С учетом этих параметров, параметра b_x и параметров для его расчета определяются значения V'_{np} для различных глубин разработки (H_k) и границы функции $V'_{np} = f(b')$:

$$H_k(ctg\gamma - ctg\beta_{лм}) + b_x \leq b' \leq H_k(ctg\gamma - ctg\beta_{лм}) + m_2 - b_k + b_x \quad (4.15)$$

После чего строятся графики функции $V'_{np} = f(b')$ для различных значений H_k . Из этих графиков определяются значения параметров b' , при которых $V'_{np} \rightarrow \min$ (рис. 4.7).

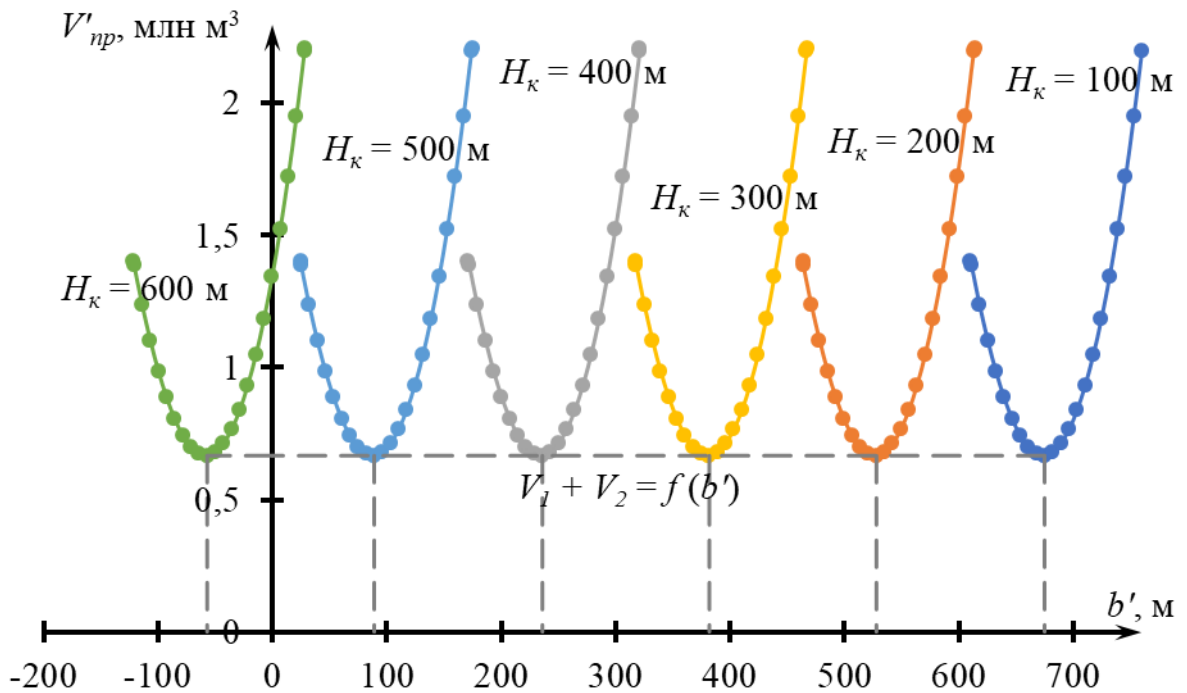


Рисунок 4.7- Графики функции $V'_{np} = f(b')$

С помощью предложенного метода определено положение контура Соколовского карьера АО «ССГПО» (рис. 4.8) на глубине 100 м, 200 м, 300 м, 400 м, 500 м. Для 100 м положения глубины были определены объем приконтурной зоны, при $b' = -200 \dots 200$ м, для 200 м $b' = -500 \dots 0$ м, для 300 м $b' = -800 \dots -300$ м, для 400 м $b' = -1000 \dots -700$ м, для 500 м $b' = -1200 \dots -1050$ м. С учетом полученных данных были построены графики функций ($V'_{np} = f(b')$) (рис. 4.9). Используя метод оптимизации, были вычислены параметры (табл. 4.1).

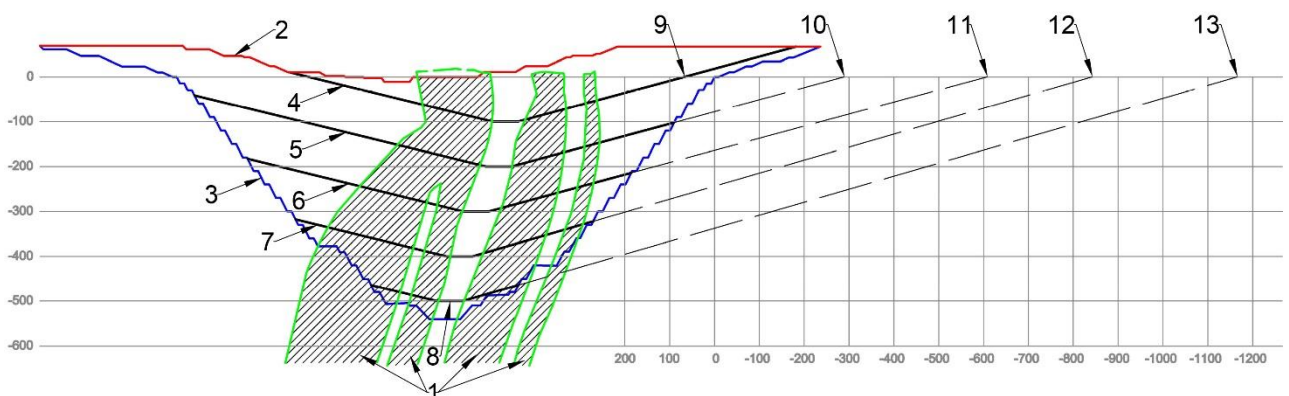


Рисунок 4.8 - Поперечное сечение Соколовского железорудного месторождения: 1 – месторождение; 2 – текущее положение контура карьера; 3 – проектное положение контура карьера; 4, 5, 6, 7, 8 – рекомендуемые положения контура карьера, определенные по предлагаемой методике на глубине 100 м, 200 м, 300 м, 400 м, 500 м; 9, 10, 11, 12, 13 – точки пересечения линии горизонта +0 м и положение контура карьера на 100 м, 200 м, 300 м, 400 м, 500 м глубины

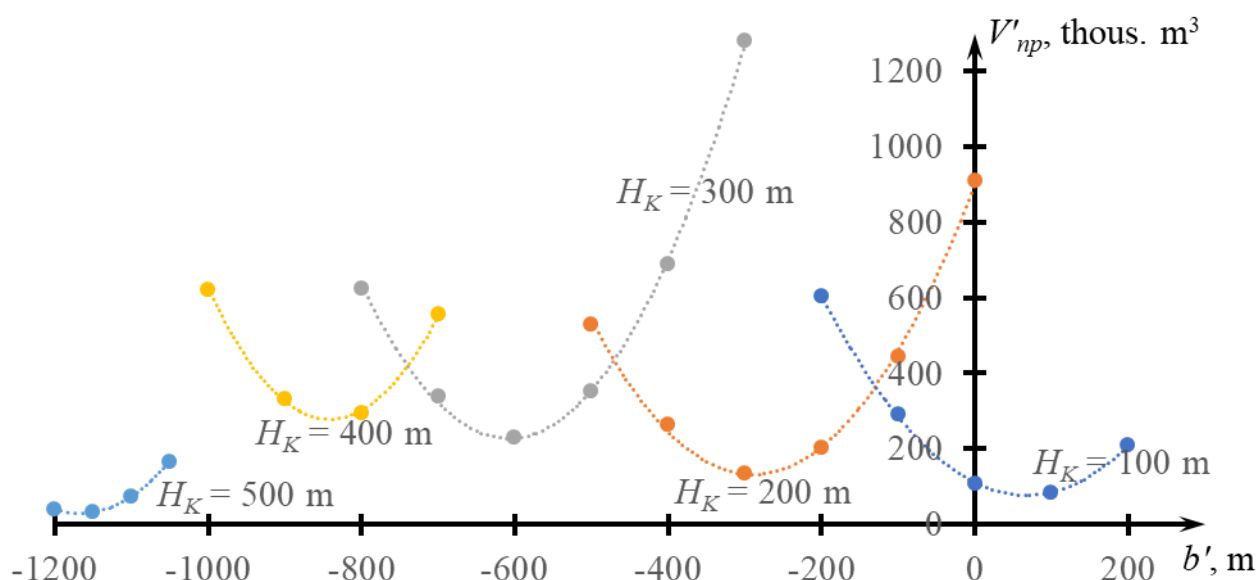


Рисунок 4.9 - График функции $V'_{np} = f(b')$ в условиях карьера Соколовского

Таблица 4.1 – Результаты расчетов параметров приконтурной зоны

| $H_K, \text{ м}$ | $V'_{np} = f(b')$ | $b', \text{ м}$ |
|------------------|--|-----------------|
| 100 | $V_1 + V_2 = 0,0074b'^2 - 0,9971b' + 111,28$ | 67,37 |
| 200 | $V_1 + V_2 = 0,0092b'^2 + 5,3095b' + 899,84$ | -288,56 |
| 300 | $V_1 + V_2 = 0,0011b'^2 + 13,369b' + 4289,7$ | -607,68 |
| 400 | $V_1 + V_2 = 0,0137b'^2 + 23,061b' + 9978,6$ | -841,64 |
| 500 | $V_1 + V_2 = 0,01b'^2 + 23,299b' + 13628$ | -1164,95 |

Установлено, что наименьший средний коэффициент вскрыши достигается при минимальном значении суммы объемов полезного ископаемого приконтурной зоны лежащего и висячего боков залежи в проектном положении.

Новизна разработанного метода заключается в том, что управление параметрами рабочей зоны предлагается выполнять путем введения двух новых параметров: значение первого влияет на выбор целесообразного положения проектных контуров карьера, значение второго меняется с развитием горных работ и влияет на текущее положение контуров карьера.

4.4 Доработка глубоких карьеров с предельной устойчивостью бортов

Исследованиями доказано, что применение крутонаклонных конвейеров более эффективно по сравнению с наклонными ленточными конвейерами. Расчетами было определено что, в условиях Качарского карьера экономически рациональная глубина сооружения концентрационного горизонта для

перегрузки горной массы с автотранспорта на конвейер составляет 344 м. При проектной глубине в 760 м на данный горизонт придется доставлять горную массу автотранспортом на высоту 416 м. В связи с чем возникает необходимость решения таких задач, как обеспечение полноты выемки приконтурных и глубинных запасов с минимальным разносом бортов карьера и отработку глубинных запасов при минимальных издержках [45].

Расчеты устойчивости с учетом фактора трещиноватости в приконтурном массиве глубокого рудного карьера показали, что отработка крутопадающего месторождения крутонаклонными слоями взаимосвязана с уменьшением коэффициента запаса устойчивости и увеличением максимальных смещений. Было определено, что в выбранном сечении (рис. 4.10) максимально возможные смещения в массиве горных пород увеличиваются с 1,4 м до 8,5 м при увеличении глубины карьера с 385 до 760 м, что соответствует снижению КЗУ с 1,72 до 1,1 [45].

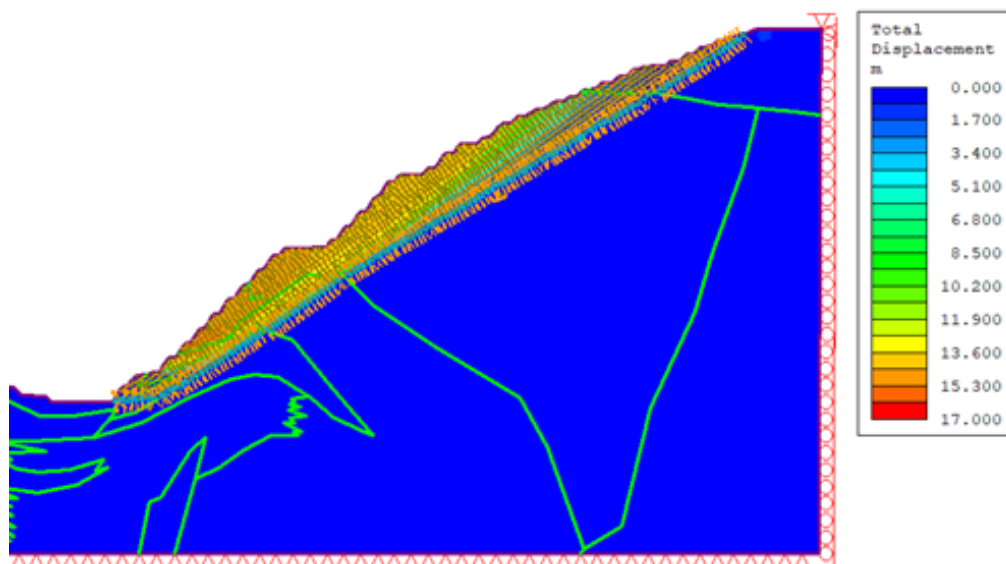


Рисунок 4.10 - Развитие максимальных смещений в массиве горных пород восточного борта Качарского карьера на 25 этапе разработки

При этом наблюдается рост максимальных смещений с возможностью образования оползня крупного масштаба (рис. 4.11). Критическое значение КЗУ борта составляет 1,14.

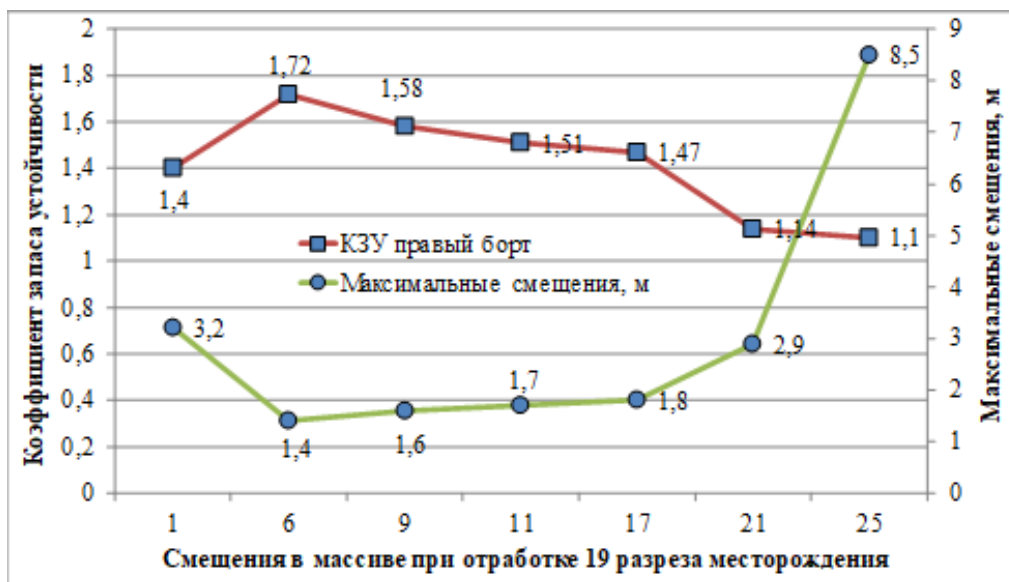


Рисунок 4.11 - Динамика КЗУ борта и максимальных смещений на Качарском карьере

Отличительная черта ведения горных работ в границах крутонаклонных слоев заключается в отработке уступов поперечными панелями сверху вниз. В связи с чем, добычу руды в крутонаклонном слое можно будет начать после окончания выемки скальной вскрыши. Следовательно, время отведенное на отработку скальной вскрыши следующего крутонаклонного слоя не должно превышать продолжительность добычи руды в предыдущем крутонаклонном слое. Таким образом, ширина крутонаклонного слоя должна быть достаточной для обеспечения безопасного петлевого разворота карьерных автосамосвалов. Исходя из этого очень важен своевременный переход на отработку скальных горных пород крутонаклонными слоями. Используя данное положение можно будет обосновать глубину карьера, с которой можно переходить к отработке скальных горных пород крутонаклонными слоями и обеспечить снижение пиковых календарных объемов выемки вскрышных пород, при подходе горных работ к предельному поверхностному контуру карьера [45].

В рисунке 4.12 приведена диаграмма календарного графика горных работ при доработке Качарского карьера [45].

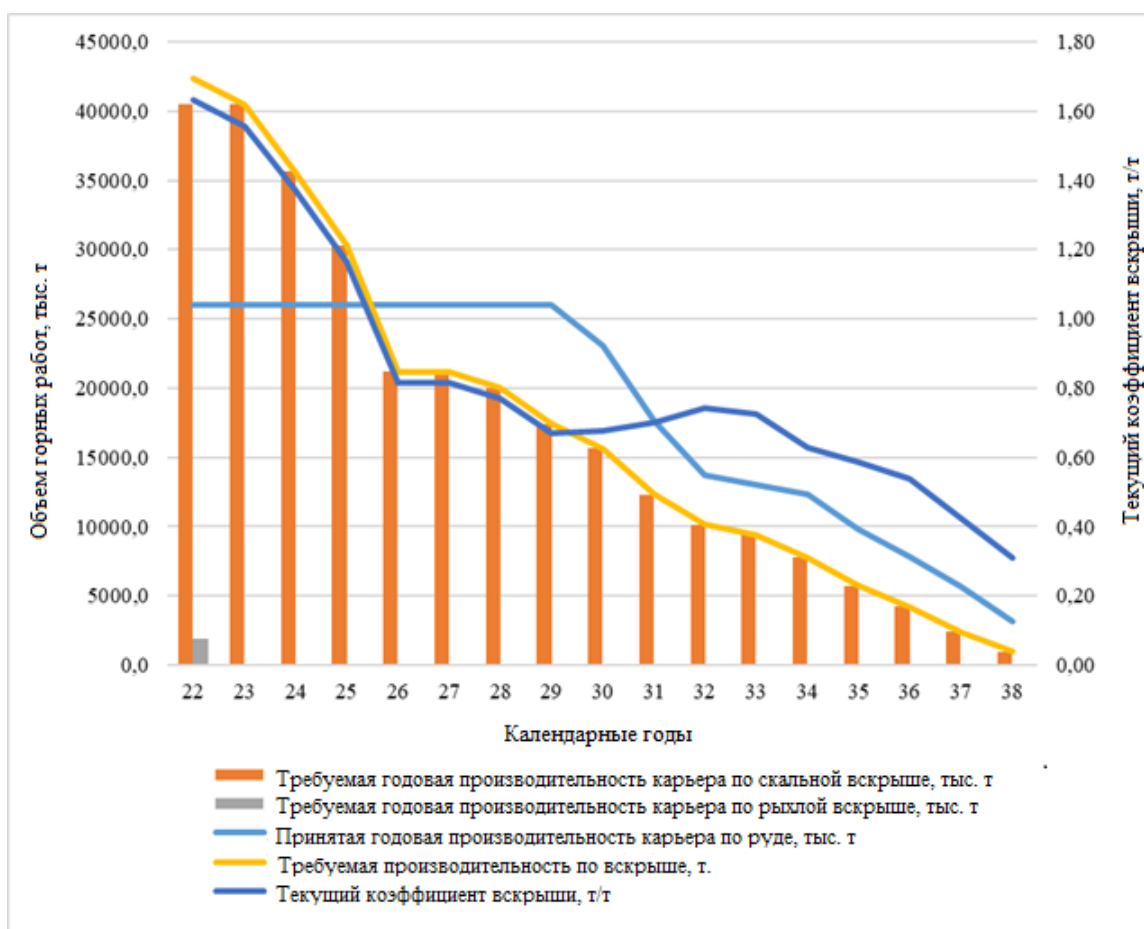


Рисунок 4.12 - календарный график горных работ на примере доработки Качарского сверхглубокого карьера в виде диаграммы

Проанализировав период за 10 лет до конца эксплуатации месторождения, соответствующий началу снижения объемов добычи руды относительно проектной производственной мощности можно сделать следующие выводы: в течение этого времени объемы добычи руды будут уменьшаться с 23 до 1 млн. т, а вскрышных работ – с 15,6 до 0,4 млн т, а ежегодная добыча руды составит 10,7 млн т, а выемка оставшихся объемов пород скальной вскрыши – 6,9 млн. тон [45].

Объемы скальной вскрыши снизятся в среднем в 9 раз при отработке поперечными панелями по сравнению с началом перехода на отработку уступов пород скальной вскрыши поперечными панелями в крутонаклонных слоях. В связи с чем, не рекомендуется выполнять разнос бортов на больших глубинах разработки рудных месторождений. Более же эффективным решением будет ликвидация транспортных берм с увеличением угла наклона борта в зоне доработки, используя межуступные перегружатели и производя перегрузку на комплексы циклично-поточной технологии грузопотоки горной массы [45].

4.5 Выводы по главе

1. При вскрытии глубоких горизонтов железорудных карьеров, с точки зрения уменьшения потребления автосамосвалами дизельного топлива, рекомендуется внедрение транспортной схемы со сквозным фронтом работ и сквозным проездом автосамосвалов при разгрузке их в бункер. При этом расход топлива за один транспортный цикл сократится на 2 литра и на каждые 10 млн. т транспортирования горной массы экономия дизельного топлива составит 150 тыс. л.

2. Оптимальным положением контуров карьера определенной глубины относительно горизонтальной мощности месторождения следует считать такое, при котором объем приконтурной зоны месторождения будет минимальным. Параметр, характеризующий это положение ведет точку отсчета от точки пересечения линии контура полезного ископаемого в лежащем стороны и поверхности до верхней бровки борта карьера в лежащем боку рудного тела (b_x).

3. Установлено, что наименьший средний коэффициент вскрыши достигается при минимальном значении суммы объемов полезного ископаемого приконтурной зоны лежащего и висячего боков залежи в проектном положении.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В ходе выполнения диссертационной работы были сделаны следующие выводы:

1. Установлено, что наиболее эффективной горнотранспортной схемой разработки полезных ископаемых в условиях низкой производственной мощности является схема с применением колесного погрузчика в качестве выемочного оборудования и, частично, транспортного средства. Себестоимость транспортирования 1 м³ руды по этой схеме составит 0,56-0,88 USD. При высокой производительности карьера по руде целесообразно отдать предпочтение схеме с применением отвального моста и отвалообразователя в комплексе с автотранспортом. Себестоимость транспортирования по этому варианту составит 0,52-1,16 USD/м³.

2. Определено, что в качестве средства транспорта первого звена при доработке полезного ископаемого открытым способом в глубинной зоне месторождения следует применять автосамосвалы грузоподъемностью до 90 т, либо колесные погрузчики с уменьшением ширины транспортных берм на 4 – 7 м. Их уменьшение позволит вовлечь в разработку дополнительный объем полезного ископаемого глубинной зоны месторождения (до 5 – 7 %) за счет увеличения углов откоса нижней зоны бортов карьера до 48 - 52 градусов.

3. Было найдено, что минимальное количество рейсов автосамосвалов грузоподъемностью 450 т для разгрузки в бункер составляет 14 единиц. Это наблюдается при производительности карьера по добыче руды 18 млн. т/год. С увеличением производительности карьера до 40 млн. т/год и уменьшении вместимости кузова автосамосвала их количество может достигать 154 единиц. Наиболее эффективно применять 25 - 55 автосамосвалов с учетом календарного плана работы горного предприятия.

4. Было выявлено, что внедрение в производство устройства для разгрузки скальных пород к накопительному бункеру со сквозным проездом автосамосвалов в условиях железорудных карьеров Казахстана позволит получить общий экономический эффект в размере 30 - 160 млн. USD при использовании в работе автосамосвалов грузоподъемностью 136 т.

5. Доказано, что целесообразное количество перегрузочных пунктов (1-3 единицы) постепенно увеличивается при наращивании производительности карьера. Данная рекомендация может быть принята в зависимости от календарного плана предприятия по добыче сырой руды, что, в свою очередь, позволит минимизировать объемы выемки пород вскрыши в стесненных условиях разработки за счет использования разработанного устройства для одновременной загрузки думпкаров и формирования штабеля.

6. Было доказано, что крутонаклонный конвейерный подъемник с углом наклона трассы до 45° является ключевым звеном при транспортировании вскрышных пород по нерабочему борту Качарского

карьера по коренным породам. Его эксплуатация позволит освоить производственную мощность по руде и ликвидировать отставание по породам скальной вскрыши за счет транспортирования на подъем через крутонаклонный конвейер до 40 млн. т/год горной массы.

7. Было установлено, что рассчитанные параметры выбранного устройства для условий работы карьера Полтавского ГОКа разрешают задачу слаженной работы комплекса оборудования ЦПТ Качарского карьера при комбинированном автомобильно-конвейерно-железнодорожном транспорте.

8. Выполненный анализ схем доработки приконтурных запасов полезного ископаемого в транспортных целиках позволяет сделать вывод, что на больших глубинах разработки железорудных пластовых месторождений нецелесообразно производить разнос борта. В таких условиях более эффективным решением является ликвидация транспортных берм с увеличением результирующего угла наклона борта карьера и переходом на циклично-поточную технологию транспортирования горной массы.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1 Дидух Б. И., Долгушин В. Д. Ресурсосберегающие технологии перемещения горной массы на нагорных карьерах // ГИАБ. 1999. №6. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/resursosberegayuschie-tehnologii-peremescheniya-gornoy-massy-na-nagornyh-karierah>.

2 Корнилков С. В. Современные технологические перспективы и требования к развитию минерально-сырьевой базы: комплексность, энергоэффективность // Материалы Международной научно-практической конференции «Горные науки в индустриально-инновационном развитии страны», посвященной 70-летию Института горного дела им. Д. А. Кунаева. 2015. – Том 87. – С. 31-40.

3 Кожоголов К. Ч. Обеспечение безопасности при комбинированной разработке рудных месторождений Кыргызстана // Материалы Международной научно-практической конференции «Горные науки в индустриально-инновационном развитии страны», посвященной 70-летию Института горного дела им. Д. А. Кунаева. 2015. – Том 87. – С. 45-49.

4 Яковлев В.Л., Корнилков С.В. Геотехнологические проблемы и особенности ведения горных работ на глубоких карьерах // ГИАБ. 2015. №56. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/geotehnologicheskie-problemy-i-osobennosti-vedeniya-gornyh-rabot-na-glubokih-karierah>.

5 Беляков Н.Н. Разработка высокоэффективной ресурсосберегающей геотехнологии открытых горных работ на глубоких горизонтах угольных месторождений с применением техники непрерывного действия // ГИАБ. 2013. №12. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/razrabotka-vysokoeffektivnoy-resursosberegayushey-geotehnologii-otkrytyh-gornyh-rabot-na-glubokih-gorizontah-ugolnyh>.

6 Алдабаев К. Новые горизонты «Богатыря» // «Горно-металлургическая промышленность». 2020. №11. URL: <https://www.gmprom.kz/transport-i-logistika/novye-gorizonty-bogatyrya/>

7 На Ингулецком горно-обогатительном комбинате Группы Метинвест ввели в эксплуатацию новый тракт комплекса рудной циклично-поточной технологии (ЦПТ). 2021. URL: <https://metinvestholding.com/ru/media/news/cyclical-flow-technology-was-launched-at-the-Ingulets-mining-and-processing-plant>

8 На Лебединском ГОКе готовятся к пуско-наладочным работам комплекса циклично-поточной технологии. 2021. URL: <https://www.interfaxrussia.ru/center/pressrel/na-lebedinskom-goke-gotovyatsya-k-pusko-naladochnym-rabotam-kompleksa-ciklichno-potochnoy-tehnologii>

9 Власов А.В., Шадронов А.Г., Кливер С.Я., Лукьянов Ю.А. К обоснованию условий перехода на циклично-поточную геотехнологию в глубоких карьерах // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2020. №4. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/k-obosnovaniyu-usloviy-perehoda-na-tsiklichno-potochnuyu-geotehnologiyu-v-glubokih-karierah>

10 Бахтурин Ю.А., Кармаев Г.Д., Берсенев В.А. Вопросы применения циклично-поточной технологии на карьерах // ГИАБ. 2011. №3. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/voprosy-primeneniya-tsiklichno-potochnoy-tehnologii-na-karierah>.

11 Берсенев В.А., Кармаев Г.Д., Семенкин А.В., Сумина И.Г. Схемы циклично-поточной технологии при различном залегании месторождений полезных ископаемых (обзор применяемых и предлагаемых схем ЦПТ) // Проблемы недропользования. 2018. №4 (19). URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/shemy-tsiklichno-potochnoy-tehnologii-pri-razlichnom-zaleganii-mestorozhdeniy-poleznyh-iskopaemyh-obzor-primenyayemyh-i-predlagaemyh> (дата обращения: 07.05.2022).

12 Яковлев В. Л., Смирнов В. П., Берсенев В. А. Способы совершенствовании горно-транспортной системы карьера // Известия УГГУ. 2005. №21. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/sposoby-sovershenstvovaniigorno-transportnoy-sistemy-kariera> (дата обращения: 05.05.2022).

13 Бурмистров К.В., Кидяев В.А., Томилина Н.Г., Гавришев С.Е. Применение ресурсосберегающих технологических схем транспортирования горной массы на заключительных этапах открытых горных работ // СПТКР. 2013. №3. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/primeneniieresursosberegayuschih-tehnologicheskikh-shem-transportirovaniyagornoymassy-na-zaklyuchitelnyh-etapah-otkrytyh-gornyh>.

14 Вилкул Ю.Г., Слободянюк В.К., Максимов И.И. Оптимизация технологических параметров циклично-поточной технологии в глубоких карьерах // Гірничий вісник. 2015. №100.

15 Shcherbakov, P., Sarybayev, N., Tymchenko, S., Moldabayev, S., Bitimbayev, M. Mathematical model to optimize drilling-and-blasting operations in the process of open-pit hard rock mining. Mining of Mineral Deposits, 2021, 15(2), стр. 25–34.

16 Trubetskoy K. N., Peshkov A. A., Matsko N.A. Evaluation of open-pit mining projects with different waste schedules // Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., Littleton, Colorado, USA, Mining Engineering, Transactions Vol.298, 1996, pp.1801-1806.

17 Корнилков С.В. Управление рабочей зоной глубоких карьеров // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. – Екатеринбург: УГГА, 1998. – Выпуск 7. – С.54-66.

18 Адамчук, А. А., Шустов, О. О., Шустова, А. О., та ін. Дослідження параметрів розвитку робочої зони при доробці глибоких крутоспадних родовищ. Збірник наукових праць Національного гірничого університету. 2019. №. 57. С. 8–17.

19 Moldabayev, S., Adamchuk, A., Sarybayev, N., та ін. Improvement of open cleaning-up schemes of border Mineral reserves: International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, International Multidisciplinary Scientific Geoconference, 19. С. 331–338.

20 Kuzmenko, S., Kaluzhnyi, Y., Moldabayev, S., та ін. Optimization of position of the cyclical-and-continuous method complexes when cleaning-up the deep iron ore quarries. Mining of Mineral Deposits. 2019. Vol. 13, No. 3. С. 104–112.

21 Нормы расхода топлива и смазочных материалов на автомобильном транспорте | iFactor: URL: https://i.factor.ua/info/Zak_basa/NormiGSM/(дата звернення: 26.07.20).

22 Adamchuk, A., Shustov, O., Panchenko, V., та ін. Substantiation of the method of determination the open-cast mine final contours taking into account the transport parameters. Collection of Research Papers of the National Mining University. 2019. Vol. 59. С. 21–32.

23 СНиП 2.05.07-91. Промышленный транспорт: Москва: 1992.

24 Молдабаев С.К., Шустов А.А., Султанбекова Ж.Ж., Адамчук А.А. Горнотранспортные системы глубоких и сверхглубоких карьеров: монография. – Алматы: Satbayev University, 2020. – 482 с. ISBN 978-601-228-261-0.

25 Короленко М.К., Перегудов В. В., Федин К. А., Романенко А. В., Протасов В.П. Совершенствование транспортных схем выдачи руды для условий ОАО «Южный ГОК»: монография. - Кривой Рог: Дионис, 2012. - 342 с.

26 Shustov O., Dryzhenko, A. Organization of Dumping Stations with Combined Transport Types in Iron Ore Deposits Mining // Mining of Mineral Deposits, 2016. - № 10(2). – pp. 78-84.

27 Gruzdev A.V., Osadchy A.M., Furin V.O. Stationary and transportable crushing handling plants manufactured by Uralmashplant // Mining Industry Journal, 2012. - № 4. – p. 98.

28 Новожилов М.Г., Хохряков В.С., Пчелкин Г.Д. Эскин В.С. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Ч.2 Технология и комплексная механизация открытых разработок: учебник. - М.: Недра, 1971. - 552 с.

29 KZ 34570 B65G67/24, 11.09.2020г. Бюл. 36. Устройство для перегрузки скальных пород с автотранспорта на конвейерный подъемник. Заявители НАО «КазНИТУ имени К.И. Сатпаева» и АО «ССГПО». Молдабаев С.К., Кузьменко С.В., Калюжный Е.В., Дриженко А.Ю., Адамчук А.А.

30 International application No WO 2020/171683 от 27 августа 2020 по заявке No PCT/KZ2019/000012 patent cooperation treaty «Устройство для перегрузки скальных пород с автотранспорта на конвейерный подъемник». International filing date 22 July 2019. Priority date 21 February 2019. Заявители НАО «КазНИТУ имени К.И. Сатпаева» и АО «ССГПО». Moldabayev S.K., Kuzmenko S.V., Kaluzhnyi Y.S., Drizhenko A.Y., Adamchuk A.A.

31 Адамчук А.А. Исследование параметров доработки глубоких карьеров открытым способом // Сборник научных трудов НГУ. Днепр: НГУ «Днепровская политехника», 2017. - № 50. - С 10-17.

32 Исследование технико-экономических показателей горнодобывающих предприятий Украины и эффективности их работы в условиях сменной конъюнктуры мирового рынка железной руды: монография / Е.К. Бабец, И.Е. Мельникова, С.Я. Гребенюк, С.П. Лобов; под ред. Е.К. Бабец // НИГРИ ГосВУЗ «КНУ». - Кривой Рог: Изд. Р.А. Козлов, 2015. – 391 с.

33 Шапарь А. Г. Перегрузочные пункты при автомобильно-конвейерном транспорте на рудных карьерах / Шапарь А. Г., Лашко В. Т., Новожилов С. М., Кучерский Н. И., Мальгин О. Н., Прохоренко Г. А., Шеметов П. А., Коломников С. С., Давронбеков У. Ю.: монография. - Днепропетровск: Полиграфист, 2001. - 138 с.

34 Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. Екатеринбург: УрО РАН, 2002. - 355 с.

35 Васильев М.В. Транспорт глубоких карьеров: монография. М.: Недра, 1983. - 295 с.

36 Кириченко А.И., Картавий А.Н. Крутонаклонный конвейер КНК-270 для Навоийского ГМК – новый этап развития ЦПТ // Горная промышленность, 2010. - № 2(90). – С. 71-80.

37 Дриженко А.Ю. Открытые горные работы: учебное пособие. Днепропетровск: НГУ, 2014. - 590 с.

38 Технико-экономическое обоснование целесообразности перехода на транспортирование горной массы комбинированным автомобильно-конвейерно-железнодорожным видом транспорта и выбор типа автосамосвалов на Качарском карьере АО «ССГПО». - Научный руководитель Молдабаев С.К. – Алматы: КазННТУ, 2018. – 167 с.

39 Заявка № 2019/145.1 от 02.03.2019г. о выдаче патента РК на изобретение. Устройство для перегрузки скальных пород из конвейера во внутрикарьерный железнодорожный транспорт. Заявители НАО «КазННТУ имени К.И. Сатпаева» и АО «ССГПО». / Молдабаев С.К., Кузьменко С.В., Калюжный Е.В., Шустов А.А., Эбен Е.

40 Молдабаев С.К., Султанбекова Ж.Ж., Сарыбаев Н.О. Технологический регламент производства горных работ с циклично-поточной технологией. – Алматы: КазННТУ, 2020. – 70 с

41 International application No WO 2020/171683 от 27 августа 2020 по заявке No PCT/KZ2019/000012 patent cooperation treaty «Устройство для перегрузки скальных пород с автотранспорта на конвейерный подъемник». International filing date 22 July 2019. Priority date 21 February 2019.

42 Положительное решение о выдаче патента РК на изобретение по заявке № 2019/0144.1 от 21.02.2019г.

43 Moldabayev S., Sultanbekova Z., Toktarov A. Management reserves of mining operations mode in open pit mining of steeply dipping mineral occurrences // 17 International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2017. – Albena, Bulgaria, 2017. – Volume 17. – pp. 519-528.

44 Shustov O.O., Bielov O.P., Perkova T.I. & Adamchuk A.A. Substantiation of the ways to use lignite concerning the integrated development of lignite deposits of Ukraine // Naukovyi visnyk natsionalnoho hirnychoho universytetu. – Dnipro, 2018. - Volume 3. - pp 5-13; doi:10.29202/nvngu/2018-3/6.

45 S. K. Moldabayev, Z. Z. Sultanbekova, A. A. Adamchuk, N.O. Sarybaev, A.N. Nurmanova. TECHNOLOGY OF AN OPEN PIT REFINEMENT UNDER LIMIT STABILITY OF SIDES| Технологія дробки глибоких кар'єрів в умовах граничної стійкості бортів // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. – Dnipro, 2022. - Volume 6. – pp. 5-10.

Приложение А

К «3.1 Разработка технологической документации на перегрузочное устройство с автомобильного на конвейерный транспорт»

Приведены результаты расчетов количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности автосамосвала.

Таблица А1 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности автосамосвала (136 т)

| | | | | | |
|--|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность автосамосвалов, т | 136 | 136 | 136 | 136 | 136 |
| Вместимость кузова автосамосвала, м ³ | 52,3 | 52,3 | 52,3 | 52,3 | 52,3 |
| Принятое число автосамосвалов для разгрузки в бункер, шт. | 46 | 59 | 71 | 82 | 102 |
| Время разгрузки одного автосамосвала, мин | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 |
| Расчетное число разгрузочных пунктов для одновременной разгрузки на одну дробилку, шт. | 1,15 | 1,47 | 1,79 | 2,04 | 2,55 |
| Принятое число разгрузочных пунктов, шт. | 1 | 1 | 2 | 2 | 3 |
| Принятое число дробилок, шт. | 1 | 1 | 2 | 2 | 3 |

Таблица А2 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности автосамосвала (180 т)

| | | | | | |
|--|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность автосамосвалов, т | 180 | 180 | 180 | 180 | 180 |
| Вместимость кузова автосамосвала, м ³ | 69,2 | 69,2 | 69,2 | 69,2 | 69,2 |

Продолжение таблицы А2

| | | | | | |
|--|------|------|------|------|------|
| Принятое число автосамосвалов для разгрузки в бункер, шт. | 35 | 44 | 54 | 62 | 77 |
| Время разгрузки одного автосамосвала, мин | 1,8 | 1,8 | 1,8 | 1,8 | 1,8 |
| Расчетное число разгрузочных пунктов для одновременной разгрузки на одну дробилку, шт. | 1,04 | 1,33 | 1,62 | 1,85 | 2,31 |
| Принятое число разгрузочных пунктов, шт. | 1 | 1 | 2 | 2 | 2 |
| Принятое число дробилок, шт. | 1 | 1 | 2 | 2 | 2 |

Таблица А3 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности автосамосвала (220 т)

| | | | | | |
|--|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность автосамосвалов, т | 220 | 220 | 220 | 220 | 220 |
| Вместимость кузова автосамосвала, м ³ | 84,6 | 84,6 | 84,6 | 84,6 | 84,6 |
| Принятое число автосамосвалов для разгрузки в бункер, шт. | 28 | 36 | 44 | 51 | 63 |
| Время разгрузки одного автосамосвала, мин | 2,2 | 2,2 | 2,2 | 2,2 | 2,2 |
| Расчетное число разгрузочных пунктов для одновременной разгрузки на одну дробилку, шт. | 1,04 | 1,33 | 1,62 | 1,85 | 2,31 |
| Принятое число разгрузочных пунктов, шт. | 1 | 1 | 2 | 2 | 2 |
| Принятое число дробилок, шт. | 1 | 1 | 2 | 2 | 2 |

Таблица А4 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности автосамосвала (360 т)

| | | | | | |
|---|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |

Продолжение таблицы А4

| | | | | | |
|--|-------|-------|-------|-------|-------|
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность автосамосвалов, т | 360 | 360 | 360 | 360 | 360 |
| Вместимость кузова автосамосвала, м ³ | 138,5 | 138,5 | 138,5 | 138,5 | 138,5 |
| Принятое число автосамосвалов для разгрузки в бункер, шт. | 17 | 22 | 27 | 31 | 39 |
| Время разгрузки одного автосамосвала, мин | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Расчетное число разгрузочных пунктов для одновременной разгрузки на одну дробилку, шт. | 0,75 | 0,96 | 1,17 | 1,34 | 1,67 |
| Принятое число разгрузочных пунктов, шт. | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 |
| Принятое число дробилок, шт. | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 |

Таблица А5 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности автосамосвала (450 т)

| | | | | | |
|---|-------|-------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность автосамосвалов, т | 450 | 450 | 450 | 450 | 450 |
| Вместимость кузова автосамосвала, м ³ | 173,1 | 173,1 | 173,1 | 173,1 | 173,1 |
| Принятое число автосамосвалов для разгрузки в бункер, шт. | 14 | 18 | 22 | 25 | 31 |
| Время разгрузки одного автосамосвала, мин | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 |

Продолжение таблицы А5

| | | | | | |
|--|------|------|------|------|------|
| Расчетное число разгрузочных пунктов для одновременной разгрузки на одну дробилку, шт. | 0,69 | 0,89 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Принятое число разгрузочных пунктов, шт. | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 |
| Принятое число дробилок, шт. | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 |

Приложение Б

К «3.2 Разработка технологической документации на перегрузочное устройство с конвейерного на железнодорожный транспорт»

Приведены результаты расчетов количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности думпкара.

Таблица Б1 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности думпкара (60 т)

| | | | | | |
|--|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность думпкаров, т | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 |
| Вместимость кузова думпкара, м ³ | 23,1 | 23,1 | 23,1 | 23,1 | 23,1 |
| Принятое число думпкаров на горизонте, шт. | 104 | 133 | 162 | 185 | 231 |

Таблица Б2 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности думпкара (85 т)

| | | | | | |
|--|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |

Продолжение таблицы Б2

| | | | | | |
|--|------|------|------|------|------|
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность думпкаров, т | 85 | 85 | 85 | 85 | 85 |
| Вместимость кузова думпкара, м ³ | 32,7 | 32,7 | 32,7 | 32,7 | 32,7 |
| Принятое число думпкаров на горизонте, шт. | 74 | 94 | 114 | 131 | 163 |

Таблица Б3 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности думпкара (145 т)

| | | | | | |
|--|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность думпкаров, т | 145 | 145 | 145 | 145 | 145 |
| Вместимость кузова думпкара, м ³ | 55,8 | 55,8 | 55,8 | 55,8 | 55,8 |
| Принятое число думпкаров на горизонте, шт. | 43 | 55 | 67 | 77 | 96 |

Таблица Б4 - Расчет количества разгрузочных пунктов от производительности карьера и грузоподъемности думпкара (170 т)

| | | | | | |
|--|------|------|-------|-------|-------|
| Производительность карьера, млн.т/год | 18 | 23 | 28 | 32 | 40 |
| Плотность пород, т/м ³ | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 2,6 |
| Объем горной массы, млн.м ³ /год | 6,92 | 8,85 | 10,77 | 12,31 | 15,38 |
| Месячная производительность, млн.м ³ /мес | 0,69 | 0,88 | 1,08 | 1,23 | 1,54 |
| Суточная производительность, млн.м ³ /сут | 0,03 | 0,04 | 0,04 | 0,05 | 0,06 |
| Часовая производительность, м ³ /ч | 2404 | 3072 | 3739 | 4274 | 5342 |
| Производительность дробилки, м ³ /ч | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 | 2200 |
| Соотношение производительностей | 1,09 | 0,70 | 0,85 | 0,97 | 0,81 |
| Грузоподъемность думпкаров, т | 170 | 170 | 170 | 170 | 170 |
| Вместимость кузова думпкара, м ³ | 65,4 | 65,4 | 65,4 | 65,4 | 65,4 |
| Принятое число думпкаров на горизонте, шт. | 37 | 47 | 57 | 65 | 82 |

Приложение В

2 Применение комбинированного автомобильно-конвейерно-железнодорожного транспорта на железорудных карьерах

Одна из главных проблем горнорудной промышленности по-прежнему связана с перемещением горных пород на глубоких карьерах. Негативные тенденции развития системы перемещения горных пород: удорожание доставки горных пород из карьера на обогатительную фабрику и отвал, выбросы пыли и токсичных компонентов отработанных газов в окружающую среду – вызваны увеличением глубины карьеров и объемов выемки вскрышных пород.

В отличие от ближайших стран, России и Украины, на открытой разработке железорудных месторождений Казахстана до сих пор не внедрена циклично-поточная технология. Основные причины связаны с большими сроками окупаемости комплексов ЦПТ из-за неполного использования проектных мощностей конвейеров и дороговизны передвижных дробильно-перегрузочных комплексов, а также отсутствия средств конвейерного крутонаклонного подъема горной массы для крепких абразивных пород. Стесненные условия глубоких карьеров ограничивают маневренность груженых самосвалов в пунктах перегрузки на конвейерные подъемники. Это одна из причин неполного использования их проектных мощностей. Необходимость дробления кроме руды в карьере еще и вскрышных пород до крупности 300-400 мм также ограничивает применение ЦПТ в глубоких и сверхглубоких карьерах (глубиной более 480 м, как на Качарском карьере).

Решению проблем эффективного применения ЦПТ на железорудных глубоких карьерах посвящено достаточно много работ. Это еще раз подчеркивает стратегическое направление ЦПТ в развитии геотехнологии и геотехники. ЦПТ занимаются Горный институт НИТУ «МИСиС» совместно с ТУ Фрайбергской горной академией, ИПКОН РАН, Горный институт Кольского научного центра, УроРАН, ИГТМ АНУ. В их трудах приведены результаты исследований и оценен опыт работы горных предприятий, на которых применяется ЦПТ с использованием автомобильно-конвейерного транспорта. Основной вывод заключается в целесообразности ее применения на действующих и внедрения на новых горных предприятиях. В настоящее время целый ряд крупных горнодобывающих предприятий выполняют предпроектные проработки на предмет внедрения ЦПТ и реализуют новые решения по повышению эффективности как данной технологии, так и в целом ведения открытых горных работ.

Как показал зарубежный опыт, проблема роста затрат могла быть решена путем замены автосамосвалов конвейерами при подъеме горных пород. Качественный скачок в развитии транспортных систем на карьерах происходит при замене автомобильного транспорта автомобильно-конвейерным транспортом. Особенностью формирования транспортных систем на железорудных карьерах Украины и России было применение, наряду с автомобильно-конвейерным, автомобильно-конвейерно-железнодорожного транспорта.

Широкомасштабное внедрение ЦПТ, автомобильно-конвейерного (АК) и автомобильно-конвейерно-железнодорожного (АКЖ) транспорта на железорудных карьерах Украины и России проводилось в период 1970-1990 годов. Перегрузка горных пород с конвейера в думпкары в структуре комплексной механизации АКЖ включает два вида накопительных емкостей: бункеры и склады. Бункеры используются при прямой погрузке составов. Такой способ применялся на Анновском карьере СевГОКа при перемещении вскрышных пород. Однако он оказался неэффективным из-за больших капитальных затрат и ограниченной вместимости бункеров (1000 т). Другой способ предусматривает использование эстакады для разгрузки конвейера на площадку. Таким образом, формируется штабель, вместимость которого составляет 100-200 тыс. т руды или 20 тыс. т породы. Выемка из штабеля и погрузка думпкаров осуществляется карьерным

экскаватором. Этот способ применялся на карьере ЮГОКа во время строительства конвейерной линии от карьера до ОФ. Большая вместимость штабеля способна обеспечить бесперебойную работу транспортных средств. Но при этом время погрузки составов (45-60 мин.) увеличивается в 2-3 раза по сравнению с бункерным способом.

Данные способы организации технологического процесса обладают взаимоисключающими количественными свойствами производительности и вместимости накопительных емкостей. Рассматривая их как диалектические пары, Уро РАН предложило синтезировать полезные свойства каждого из них в конструкции, включающей элементы бункерной и экскаваторной погрузки думпкаров. На основании этого институт Южгипроруда выполнил «Проектные проработки комплексов загрузки думпкаров непосредственно с ленточных конвейеров».

Эффективность комбинированного бункерно-экскаваторного способа погрузки думпкаров подтверждена опытом его промышленного использования. Он применяется практически во всех системах АКЖ транспорта, введенных после 1980 года. Построенный ранее бункерный комплекс перегрузки вскрышных пород на Анновском карьере был реконструирован и стал бункерно-экскаваторным. Следует отметить, что руководство рудника дало согласие на посещение и изучение бункерно-складского пункта перегрузки.

Анализ проектных решений и научно-исследовательских работ по применению карьерного АКЖ транспорта позволяет выделить следующие основные типы (КП):

- устройства бункерного типа (таблица 2);
- склады хребтового типа линейной формы;
- комбинация корпусов погрузки и складов (комбинированные КП).

В таблице 3 приведены типы КП по железорудным предприятиям, разработанные проектными институтами Центрогипроруда, Кривбасспроект, Южгипроруда, Гипроруда.

По конструктивным признакам, определяющим геометрические параметры, можно выделить следующие основные устройства бункерного типа:

- с поперечной загрузкой думпкаров;
- с продольной загрузкой думпкаров;
- полузаглубленного (тоннельного) типа;
- с механизмами распределения горной массы по ячейкам.

Хребтовые склады линейного типа, основные компоновочные схемы которых представлены в «Технологический регламент производства горных работ с ЦПП».

По типу применяемого погрузочного оборудования - на склады:

- с экскаваторной погрузкой;
- оборудованные колесными погрузчиками;
- с погрузкой питателями из штабелей с тоннельным расположением думпкаров;
- с конвейером-перегрузателем и точечной погрузкой.

По способу формирования штабеля можно выделить следующие типы складов:

- эстакадные;
- безэстакадные с применением отвалообразователя или штабелеукладчика.

Таблица 2 - Характеристики корпусов перегрузки горной массы с конвейерного на железнодорожный транспорт

| Характеристики | Ед. Изм. | СевГОК | | НКГОК | | Полтавский ГОК | | ЦГОК | Стойленский ГОК |
|--|----------------|------------------|---------------------|-----------|---------------|-------------------|------------|------|-----------------|
| | | Анновский карьер | Первомайский Карьер | Карьер №3 | Карьер №2-бис | юго-западный борт | южный борт | | |
| Угол подхода конвейера к ж.д. путям: в плане | град. | 27 | 90 | 90 | 90 | 65 | 78 | 0 | 0 |
| | по вертикали | град. | 7 | 7 | 15 | 15 | 15 | 15 | 10 |
| Число ячеек бункера | шт. | 4 | 4 | 4 | 2/2 | 4 | 4 | 4 | 2 |
| Вместимость бункеров | м ³ | 900 | 1000 | 900 | 400/400 | 650 | 650 | 1000 | 500 |
| Число погрузочных путей | шт. | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 |
| Число загрузочных устройств | шт. | 8 | 8 | 8 | 4/4 | 8 | 8 | 8 | 2 |
| Высота приходящего конвейера | м | 20,4 | 22,8 | 22,8 | 27,6 | 26,4 | 27,6 | 27,6 | 26,1 |