

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет»

На правах рукописи

Рыжков Сергей Константинович



**ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ФОРМИРОВАНИЯ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ
КАРЬЕРА УПРАВЛЕНИЕМ ШИРИНОЙ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК ПРИ
ПРОЕКТИРОВАНИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Специальность 25.00.21 – Теоретические основы проектирования
горнотехнических систем

Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, профессор
Фомин С.И.

Санкт-Петербург – 2020

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ПЕРСПЕКТИВ РАЗВИТИЯ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ШИРИНЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ КАРЬЕРОВ	9
1.1 Анализ существующих методов и способов в проектировании добычи полезных ископаемых открытым способом при крутопадающем залегании рудного тела.....	9
1.2 Современное состояние проблемы определения ширины рабочих площадок рудных карьеров.....	15
1.3 Анализ перспектив развития методов определения ширины рабочих площадок при проектировании карьеров.....	22
1.4 Выводы по главе 1	24
ГЛАВА 2 ОЦЕНКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ШИРИНЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК РУДНЫХ КАРЬЕРОВ	26
2.1 Оценка стохастического характера исходных данных для определения размера рабочих площадок карьера по отработке рудного тела	26
2.2 Исследование чувствительности параметров и показателей разработки на предварительной стадии проектирования карьеров.....	38
2.3 Разработка методики управления запасами горной массы на карьерах.....	42
2.4 Выводы по главе 2.....	49
ГЛАВА 3 ФОРМИРОВАНИЕ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА УПРАВЛЕНИЕМ ШИРИНОЙ РЕЗЕРВНОЙ ПОЛОСЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК	51
3.1 Стабилизация производительности карьера управлением шириной рабочих площадок	51
3.2 Усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши управлением шириной рабочих площадок карьера	62
3.3. Формирование рабочей зоны карьера при нормативном подвигании уступов	72
3.4 Выводы по главе 3.....	89

ГЛАВА 4 РЕАЛИЗАЦИЯ МОДЕЛИ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ ПРИ НОРМИРОВАНИИ ШИРИНЫ РЕЗЕРВНОЙ ПОЛОСЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК РУДНОГО КАРЬЕРА	91
4.1 Оценка эффективности проектных решений для карьеров ОАО «Карельский окатыш»	91
4.2 Нормирование ширины резервной полосы рабочих площадок Корпангского карьера	97
4.3 Оценка эффективности реализации вариантов проектных решений для Корпангского карьера Костомукшского месторождения	115
4.4 Выводы по главе 4.....	119
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	120
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	122

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования и степень ее разработанности. Ширина рабочих площадок является одним из главных параметров системы разработки, оказывающих влияние на большинство показателей работы карьера. На современных карьерах, разрабатывающих крутопадающие рудные залежи большой глубины, пренебрежение закономерностями формирования рабочей зоны, необоснованное сокращение ширины рабочих площадок может привести к уменьшению производительности карьера, за которым возможна остановка горных работ.

Определение ширины рабочих площадок при проектировании карьеров осуществляется по нормам технологического проектирования. Значения ширины рабочих площадок устанавливаются на весь период эксплуатации месторождения (или период до реконструкции карьера) как постоянная или усреднённая величина. Проектные размеры площадок в карьере являются величинами расчётными, усреднёнными по длине фронта работ. В реальной практике величина этих площадок варьируется вокруг средних (расчётных) значений в силу дискретности технологических процессов.

Разработкой методов определения ширины рабочих площадок при проектировании открытой разработки месторождений занимались такие учёные как А.И. Арсентьев, С.Е. Гавришев, Н.В. Мельников, В.В. Ржевский, С.П. Решетняк, Е.Ф. Шешко, М.И. Агошков, В.С. Хохряков, О.В. Шпанский, С.И. Фомин, Г.А. Холодников и многие другие.

Вместе с тем, существующие методы определения ширины рабочих площадок не учитывают следующих факторов:

- применение в рамках одного карьера различного оборудования как по типу действия, так и по техническим характеристикам;

-общая тенденция к увеличению глубины отработки месторождений открытым способом. Как следствие, наличие рудно-породных уступов на одном горизонте;

-изменчивость производительности по полезному ископаемому и ситуации на рынке минерального сырья.

Нормирование ширины рабочих площадок в процессе разработки карьера позволит проводить стабилизацию производительности по руде и усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши, а также повысить надежность и эффективность проектных решений.

Цель работы. Теоретическое обоснование методов формирования рабочей зоны карьера путем управления шириной рабочих площадок с учетом динамики ее формирования в пространстве и во времени и горнотехнических особенностей отработки крутопадающих рудных месторождений, позволяющих обеспечить стабилизацию производительности и усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши, повышение надежности и эффективности проектных решений.

Идея работы. Формирование рабочей зоны карьера путем управления шириной рабочих площадок должно проводиться с учётом горнотехнических особенностей открытой разработки крутопадающих рудных месторождений на основе разработанного метода неравномерного распределения резервной ширины рабочих площадок по глубине рабочей зоны, позволяющего повысить эффективность и достоверность проектных решений.

Основные задачи исследования.

- Анализ современного состояния и перспектив развития методов определения ширины рабочих площадок при проектировании карьеров с учетом горнотехнических особенностей крутопадающих рудных месторождений.

- Анализ чувствительности параметров и показателей открытой разработки крутопадающих рудных месторождений.

- Оценка стохастического характера исходных данных при определении ширины рабочих площадок при проектировании карьеров.

- Разработка метода стабилизации производительности крутопадающих рудных карьеров и усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши.

- Разработка метода формирования рабочей зоны глубоких рудных карьеров при нормативном подвигании уступов.

Научная новизна работы:

- Установлен критерий нормирования резервной полосы рабочей площадки при проектировании карьеров, разрабатывающих крутопадающие рудные месторождения.

- Обоснован метод повышения надёжности горных работ рудных карьеров управлением шириной рабочих площадок.

- Установлен закон распределения ширины рабочих площадок карьеров, отрабатывающих крутопадающие железорудные месторождения.

Теоретическая и практическая значимость работы:

- Разработан метод определения ширины рабочих площадок при проектировании карьеров с учетом горнотехнических особенностей разработки крутопадающих рудных месторождений.

- Разработан метод формирования рабочей зоны рудных карьеров путем управления распределением резервной ширины рабочих площадок по рабочим уступам.

Методология и методы исследования. Системный подход, представляющий собой совокупность анализа и обобщения исследований ученых в области отработки месторождений, технологии и комплексной механизации, объединения производственной и теоретической практик, мониторинг технологических процессов рудных карьеров; системный анализ структуры, характеристик, свойств технологических комплексов и звеньев карьеров, отрабатывающих крутопадающие рудные месторождения; математическая статистика.

Положения, выносимые на защиту:

1. При проектировании карьеров необходимо проводить неравномерное распределение по высоте рабочего борта резервной полосы рабочей площадки с

учетом горнотехнических особенностей крутопадающих рудных месторождений, позволяющее повысить экономическую эффективность реализации проекта и надежность принимаемых проектных решений.

2. Стабилизация производительности карьера по руде и усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши должны проводиться путем неравномерного распределения резервной ширины рабочих площадок по глубине карьера с учетом закономерностей формирования рабочего борта и надёжности работы системы-карьер, позволяющих повысить эффективность и достоверность проектных решений.

3. Принятие проектных решений по ширине рабочих площадок на предварительной стадии проектирования открытой разработки крутопадающих рудных месторождений по данным карьеров-аналогов необходимо проводить с учётом установленного вида логнормального закона распределения ширины резервной полосы, позволяющего рассматривать наиболее вероятную область её изменения.

Достоверность полученных результатов подтверждается рациональным применением основополагающих тезисов открытых горных работ, использованием персональных компьютеров как средства воплощения математического моделирования; всеобъемлющим привлечением проектных и экспериментальных данных о разработке карьеров-аналогов; использованием информационного поля о динамике и развитии рынка минерального сырья; внедрением практических результатов научных трудов в процесс планирования и проектирования горных работ.

Предполагаемое внедрение. Разработанные методы, полученные в результате исследования, могут быть внедрены в проектных организациях и на карьерах по открытой разработке Костомукшского железорудного крутопадающего месторождения или месторождениях-аналогов.

Апробация результатов. Основные защищаемые научные положения данной работы подробно рассматривались в различных статьях, обсуждались за

круглыми столами, докладывались на международной научно-практической конференции, посвященной 185-летию кафедры "Горное искусство" Горное дело в XXI веке: Технологии, наука, образование (СПб., Горный университет, 2017 г.); международном форуме горняков и металлургов (Германия, г. Фрайберг, ТУ «Фрайбергская горная академия», 2018 г.); IV международной научно-практической конференции «Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке» (СПб, Горный университет, 2018 г.).

Личный вклад автора заключается в разработке методов определения ширины рабочих площадок при проектировании карьеров с учетом горнотехнических особенностей разработки крутопадающих рудных месторождений; оценке стохастического характера исходных данных при определении ширины рабочих площадок при проектировании карьеров; анализе чувствительности параметров и показателей открытой разработки крутопадающих рудных месторождений; анализе современного состояния и перспектив развития методов определения ширины рабочих площадок при проектировании карьеров с учетом горнотехнических особенностей крутопадающих рудных месторождений.

Публикации по работе. Результаты диссертационной работы в достаточной степени освещены в 9 печатных работах, в том числе в 3 статьях - в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук, из них 1 статья в издании, входящем в международную базу данных и систему цитирования Scopus; в 1 статье - в издании, входящем в международную базу данных и систему цитирования Scopus; получено 1 свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из оглавления, введения, четырех глав с выводами по каждой из них и заключения. Диссертация изложена на 134 страницах, содержит 15 таблиц, 24 рисунка и список литературы из 110 наименований.

ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ПЕРСПЕКТИВ РАЗВИТИЯ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ШИРИНЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ КАРЬЕРОВ

1.1 Анализ существующих методов и способов проектирования добычи полезных ископаемых открытым способом при крутопадающем залегании рудных тел

Стремительный прогресс в проектировании отработки месторождений открытым способом связан с именами акад. М.И. Агошкова, А.И. Арсентьева, А.С. Астахова, Н.В. Мельникова, Б.Р. Ракишева, В.В. Ржевского, Г.А. Холоднякова, Е.Ф. Шешко и др.

Фундамент проектирования горнотехнических комплексов с помощью математических методов был разработан и соотносится с именами таких профессоров, как Н.Н. Мельников, К.Н. Трубецкой [37, 38, 69, 70]. Весомый вклад в области основ теоретического проектирования горнотехнических систем и самой организации проектирования внес Н.В. Мельников, в чьих трудах обобщены достижения в области технологий открытых горных работ, сформулированы проблемы дальнейшего развития открытого способа разработки месторождений.

В трудах В.В. Ржевского и А.И. Арсентьева [8, 11, 12, 52, 53] была введена и раскрыта сущность таких новых основополагающих для достижения эффективной эксплуатации карьеров методов проектирования, как горно-геометрический анализ месторождений и режим горных работ, предложены методы их реализации в проектировании горных работ.

В трудах В.П. Аксенова, Ю.И. Анистратова, П.П. Бастана, Ю.И. Белякова, М.В. Васильева, К.Е. Винницкого, Ф.Г. Грачева, Б.А. Гурьевского, Г.Г. Ломоносова, Н.Н. Мельникова, Р.С. Пермьякова, С.И. Попова, Б.Р. Ракишева, Н.Я. Репина, И.И. Русского, Б.А. Симкина, Б.Н. Тартаковского, П.И. Томакова, В.А. Щелканова и других академиков представлен анализ практики создания проектов строи-

тельства и реконструкции карьеров, доказательное обоснование метода решения глобальных задач разработки месторождений открытым способом [6, 21, 46].

Способы оценки технических решений методом экономического анализа с привлечением фактора времени [3, 15, 93] установили основные законы прогрессивного постадийного проектирования месторождений полезного ископаемого. Прогрессивный способ позволяет повышать надежность и полноту решения задач проектирования, а также получать методы по решению дополнительных, сопутствующих задач, которые ранее не попадали в рамки проекта. При прогрессивном подходе реализуется постадийное проектирование, при котором целый проект возможно представить как ряд стадий с промежуточными и перспективными контурами, с вычислением параметров с различной детальностью на разных стадиях проекта.

При проектировании открытой разработки месторождений следует учитывать структуру, состав и форму залегания рудного тела. Изменчивость горно-геологических характеристик месторождений эндогенного происхождения существенно влияет на эффективность добычи полезных ископаемых, значительно усложняя выбор технологических параметров буровзрывных, выемочно-погрузочных, транспортных и других процессов горного производства [47, 63, 66, 68].

Горные предприятия [87], как объекты проектирования, в большинстве случаев, относятся к высшей категории сложности, так как они служат природно-технологическими комплексами, а не как в большинстве других случаев, когда промышленные объекты являются только техническими комплексами. Показатели и параметры экономической рентабельности отработки месторождений напрямую связаны с геологическими и горнотехническими факторами, а также сейсмологическими, гидрологическими, климатическими и прочими. Помимо природных факторов имеют влияние и ограничения, действующие со стороны государства по ограничению воздействия на окружающую среду. Горные предприятия, в отличие от целого ряда прочих природно-технологических комплексов, являются

в значительной мере длительными, эксплуатирующимися в течение нескольких десятилетий. Формирование рабочей зоны большинства карьеров заканчивается лишь к концу разработки запасов полезных ископаемых.

Для учёта стохастического характера исходных геологических данных, предложено внести разделение категорий по достоверности - А, В, С₁, С₂, согласно [33]. Учёный-геолог В.М. Крейтер в работе приводил данные о возможных ошибках при подсчёте запасов руды по категориям, которые представлены в таблице 1.1. Из таблицы 1.1 следует, что ошибка в подсчете запасов по категории С₂ может достигать 100%.

Таблица 1.1 – Допустимые погрешности подсчета запасов руды по различным категориям

Государство	Допуск, %, по категориям			
	А	В	С ₁	С ₂
СССР	±15 - 20	±20 - 30	±30 - 20	±60 - 90
Болгария	±10 - 20	±30	±60	-
Венгрия	±10 - 20	±35	±50	±100
Усредненное	±15	±25	±45	±75

Наиболее сложными для решения являются технико-экономические задачи при проектировании разработки месторождений [40].

В число важнейших технико-экономических задач, часто решаемых в практике проектирования и планирования развития горных работ, можно отнести определение границ карьера, его производственной мощности, технико-экономическое сравнение способов вскрытия, порядка и интенсивности отработки залежей, обоснование рационального режима горных работ и календарного графика вскрышных работ, выбор рационального вида карьерного транспорта, способа отвалообразования [18, 22, 25, 26].

Основными методами технико-экономического анализа, применяющегося при проектировании открытых горных работ, служат метод вариантов, метод проведения анализа, графоаналитический [39, 55, 71] и их совместное применение, а также различные методы с применением математического моделирования.

Наиболее распространен в практике проектирования горных предприятий метод вариантов. Его сущность заключена в том, что из числа возможных и экономически наиболее вероятных вариантов решения задачи принимают тот, технико-экономические показатели которого удовлетворяют поставленным задачам.

При применении метода вариантов необходимо соблюдать следующие правила:

- отбор вариантов для целей экономического сравнения должен базироваться на системном анализе условий решения задачи, то есть на изучении технической стороны задачи с тем, чтобы для детального расчета и экономического сравнения были приняты действительно технически возможные варианты;
- для детального расчета должно приниматься минимальное, но достаточное для сравнения число вариантов - чем больше вариантов, тем выше точность, но вместе с тем и больше трудоемкость решения задачи;
- исходные данные и, прежде всего, соответствие их условиям решения задачи должны быть подвергнуты тщательному анализу. Начальные данные, в том числе экономические показатели, стоимость, нормы расхода материалов и другие должны быть достоверными и сопоставимы во всех сравниваемых вариантах;
- ключевое значение должен иметь выбор экономического критерия, от которого зависит обоснованность принятых решений и трудоемкость решения задачи;
- при расчетах затрат и доходов должны учитываться лишь существенные статьи расходов и доходов, влияющих на целесообразность реализации проекта;
- оценка и сопоставление вариантов должны проводиться по абсолютной величине показателя, принятого в качестве критерия экономической эффективности, и по его относительно величине - в процентах по отношению к меньшему показателю.

Принято считать варианты равноценными, в случае если разница в затратах, связанных с реализацией проекта, составляет не более 10%. В этом случае пред-

почтение отдается тому из них, который более удобен в организационном отношении или технически более надёжен.

Аналитический метод заключается в том, что посредством технико-экономического анализа решается проблема в общем виде, то есть создается расчетная формула, а в конкретных условиях искомое неизвестное находится подстановкой в формулу исходных дискретных значений. Как правило, при проектировании горнодобывающих предприятий под аналитическим методом подразумевается определение оптимальных значений начальной величины посредством применения математического анализа, а именно метода «максимума-минимума».

К основным достоинствам аналитического метода можно отнести малую трудоемкость и быстроту решения задачи при наличии полученной аналитической зависимости, а также наглядное математическое выражение основных зависимостей, позволяющих установить степень влияния того или иного аргумента на функцию.

Главными недостатками аналитического метода принято считать прямолинейность решения, затрудняющая оценку качественной составляющей конечного результата и сравнения его с прочими имеющимися вариантами, сравнительно невысокая точность, приближенность результата решения, являющаяся следствием упрощения сложных горно-геологических и технико-экономических условий.

В практике проектирования и исследования аналитический метод обычно применяют для анализа взаимосвязей и оценки различных факторов в какой-либо технико-экономической задаче и для получения приближенных решений, которые затем с меньшими затратами времени уточняют другими методами, например, методом вариантов.

Графическим называется способ решения поставленной задачи путем графических построений и получения в результате численных значений. Основное достоинство этого метода заключается в простоте и наглядности решения. Его успешно применяют для получения первых приближений, уточняемых затем другими, обычно применяемыми совместно с ним методами.

При проектировании карьеров графический метод используется для определения параметров систем разработки, прежде всего бестранспортных, для определения обрабатываемых площадей и объемов добычи полезного ископаемого и удаления вскрыши, скорости подготовки новых горизонтов, конечной глубины карьера и для решения других проектных задач.

Методы математического моделирования и вычислительных экспериментов начали широко развиваться и применяться в связи с внедрением в практику проектирования информационных технологий, горно-информационных систем и систем автоматизированного проектирования.

Как указывал В.В. Ржевский в [49], в условиях необратимого роста объемов добычи полезных ископаемых в стране и мире, ускорения темпов развития научного и технического прогресса снижается эффективность упрощенных технико-экономических расчетов при проектировании горных предприятий, основанных на традиционных методах и качественных оценках. Проектирование горных предприятий стало сложным творческим процессом и связано с необходимостью одновременного комплексного учета большого числа факторов. Современный горный инженер-проектировщик является исследователем, перед которым поставлены задачи определения путей развития горной промышленности с высокими темпами технического прогресса и рационального использования полезных ископаемых, которые являются невозстановимыми природными ресурсами.

Применение горно-информационных систем, специализированного программного обеспечения качественно меняют процесс проектирования. Разработка методов математического моделирования горных предприятий, которые являются природно-технологическими комплексами, а также методов их системного технико-экономического анализа в динамике и многофакторного прогнозирования, широкое применение цифровых технологий и экономико-математических методов, автоматизированное изготовление проектной документации становятся основными направлениями проектирования горнотехнических систем-карьеров [35, 48, 97, 105, 106].

1.2 Современное состояние проблемы определения ширины рабочих площадок рудных карьеров

Разработкой методов определения ширины рабочих площадок при проектировании открытой разработок месторождений занимались такие учёные как А.И. Арсентьев, Н.В. Мельников, В.В. Ржевский, Е.Ф. Шешко, М.И. Агошков, В.С. Хохряков, О.В. Шпанский и многие другие. В своих работах авторы предлагают методики определения параметров систем разработки, альтернативные методы проектирования, установления режима горных работ.

Главным параметром системы-карьер является ширина рабочей площадки (далее – расстояние рабочей площадки). Расстояние рабочей площадки – мера измерения длины, которая располагается горизонтально и считается равной отрезку, заключенному между верхней бровкой уступа и нижней бровкой вышерасположенного уступа.

«При постоянном угле откоса рабочего борта эксплуатационный коэффициент вскрыши является обычно величиной переменной, что ведет к снижению эффективности и усложнению организации работы карьера. Следовательно, исследование работы карьера только для этого случая не решает вопроса об усреднении эксплуатационного коэффициента вскрыши» [19].

«– Добычные и вскрышные работы в карьере производятся на максимально возможном количестве рабочих уступов с сохранением рабочих площадок минимальной ширины. Угол откоса рабочего борта постоянен и равен максимально допустимому $\varphi_{\max}$ » [19] (рисунок 1.1).

«– Добычные и вскрышные работы производятся только на одном рабочем уступе до полной его отработки, а затем опускаются на заранее подготовленный нижележащий уступ и т.д. Рабочие площадки в этом случае будут максимальной ширины, а угол откоса рабочего борта φ_0 близок к нулю» [19] (рисунок 1.1).

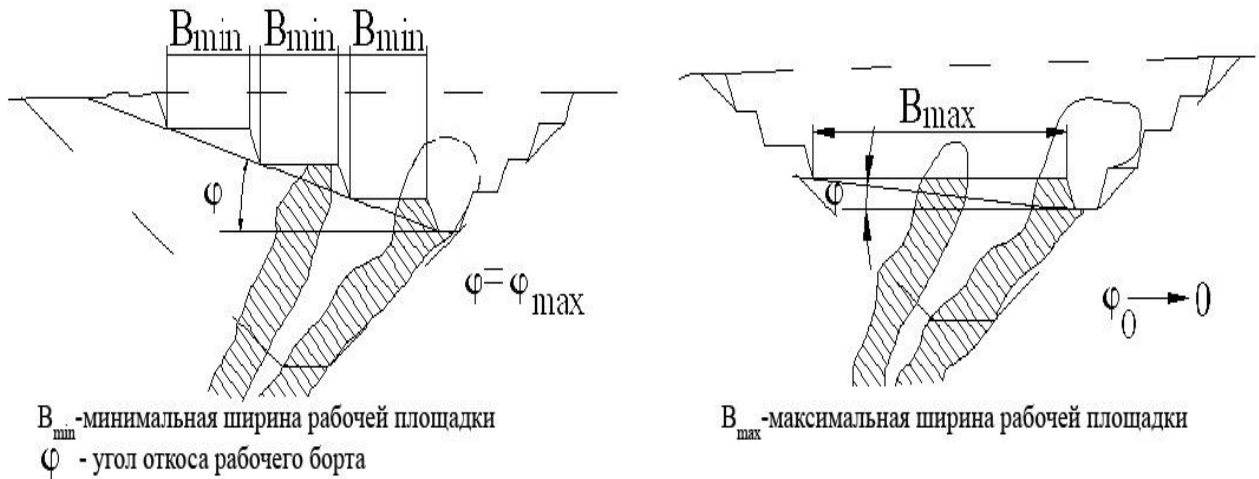


Рисунок 1.1 - Возможные варианты отработки карьера

Метод определения ширины рабочей площадки [10] основан на расположении необходимого горного оборудования для ведения работ по дроблению, извлечению и перемещению горной массы, а также для вспомогательных работ.

«Средний размер рабочей площадки

$$B = B_{\min} + \frac{\tau \cdot A_p}{L_{p.ф.} \cdot H_y}, \text{ м}, \quad (1.1)$$

где $B_{\min}$ – минимальный размер рабочей площадки, м;

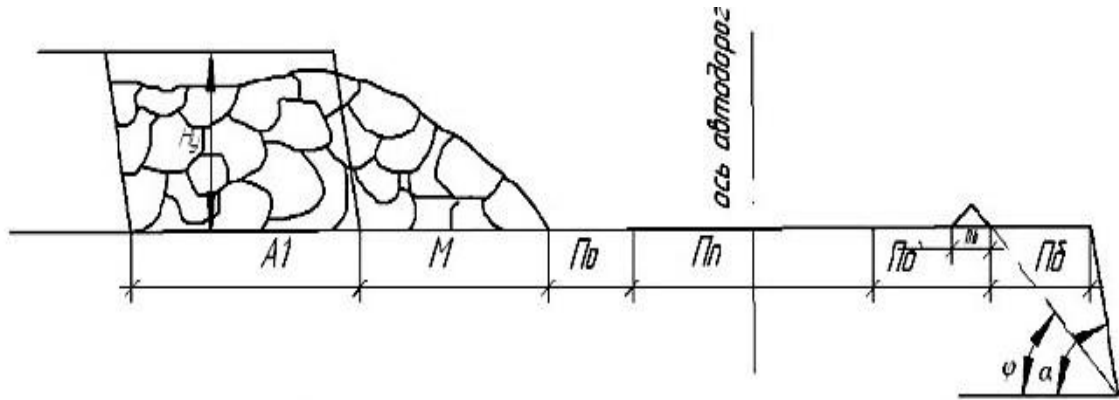
τ - нормативный коэффициент резерва готовых к выемке запасов, лет;

A_p - производительность карьера по руде за год, м³/год;

$L_{p.ф.}$ - длина фронта работ по руде в карьере, м;

H_y - высота рудного уступа, м» [14].

Альтернативный способ определения ширины рабочей площадки рассмотрен в работе [29], где факторами, влияющими на её величину, служат габариты и технические характеристики горного оборудования, типоразмер и вид карьерного транспорта (рисунок 1.2).



H_y - высота уступа A_1 - ширина буровой заходки Π_0 - ширина обочины
 M - неполная ширина развала Π_{II} - ширина проезжей части
 Π_0' - ширина вспомогательной полосы Π_6 - ширина призмы обрушения
 B_6 - вал безопасности α - угол уступа φ - устойчивый угол уступа

Рисунок 1.2 – Структурные элементы рабочей площадки

Расчетная величина ширины рабочей площадки

$$B = B + \Pi_0 + \Pi_{II} + \Pi_0' + \Pi_6, \text{ м}, \quad (1.2)$$

где Π_0 - ширина обочины, м;

Π_{II} - ширина проезжей части, м;

Π_0' - ширина вспомогательной полосы, м;

Π_6 - ширина призмы возможного обрушения, м;

B - полная ширина развала

$$B = A_1 + M, \text{ м}, \quad (1.3)$$

где M - неполная ширина развала, м;

A_1 - ширина буровой заходки по целику

$$A_1 = W + e \cdot (n - 1), \text{ м}, \quad (1.4)$$

где W – линия сопротивление по подошве, м;

e – расстояние сетки скважин, м;

В работе [36] рассмотрен другой способ определения ширины рабочей площадки графическим способом

$$B = \frac{H_k \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{рб}} - n \cdot H_y \cdot \text{ctg} \beta}{(n - 1)}, \text{ м}, \quad (1.5)$$

где n - число уступов;

β – угол углубки, град.;

γ_{pb} - угол наклона борта карьера, град.;

H_k - глубина карьера, м.

Взаимозависимость размера рабочей площадки и основных параметров и показателей, таких как высота уступа, количество рабочих уступов, угол откоса рабочего борта определяется графиком-номограммой (рисунок 1.3).

Рисунок 1.3 делает возможным регулировать режим работы с помощью корректировки значений угла откоса рабочего борта, высоты уступа, минимального размера рабочей площадки, а, следовательно, и текущего коэффициента вскрыши [16, 28, 67].

В дополнение к приведенным выше методам, В.И. Супрун в [65] рассмотрел вопрос нормирования ширины рабочей зоны, где автор предлагает включить в состав рабочей площадки: дополнительную полосу B_o рядом с развалом, образованную от разлета кусков после взрыва массива целика; безопасный зазор между краем развала горной массы и проезжей частью Π_o ; ширину самой транспортной полосы Π_{II} ; область для расположения линий электропередач B_L ; вспомогательную полосу B_Z , призму обрушения Π_{θ}

$$B = B_o + \Pi_o + \Pi_{II} + B_L + B_Z + \Pi_{\theta}, \text{ м.} \quad (1.6)$$

«Как правило, формирование рабочей зоны карьера, отрабатывающего месторождения с уклоном руды более 35 градусов, осуществляется одновременно в двух направлениях – горизонтальное подвигание уступов и вертикальное понижение горных работ.

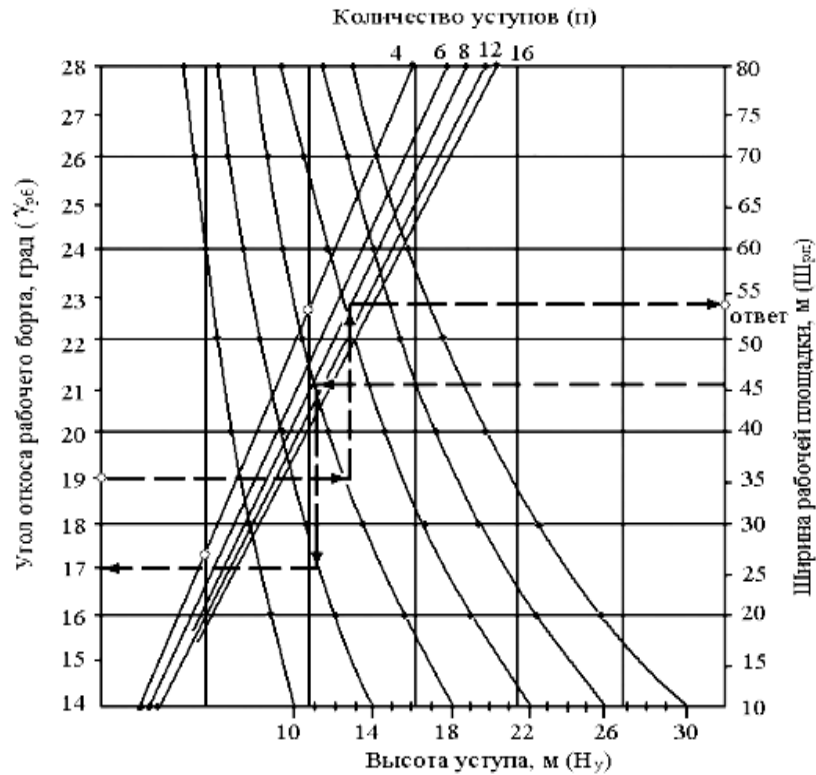


Рисунок 1.3 – Зависимость размера рабочей площадки от высоты уступа, количества уступов, угла откоса рабочего борта

Зависимость между указанными скоростями выражается

$$h_c \leq \frac{U}{\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta}, \text{ м/год}, \quad (1.7)$$

$$h'_c \leq \frac{U'}{\operatorname{ctg} \varphi_1 - \operatorname{ctg} \beta}, \text{ м/год}, \quad (1.8)$$

где h_c , h'_c - скорость углубки карьера со стороны висячего и лежачего боков залежи соответственно, м/год;

U , U' - горизонтальная скорость подвигания фронта рабочих уступов, м/год;

β - угол углубки карьера, град.;

φ , φ_1 - углы откоса рабочего борта со стороны висячего и лежачего боков залежи соответственно, град» [24].

Резервная полоса рабочей площадки является элементом, выражающим взаимное влияние уступов. «Такая зависимость смежных горизонтов является прямым свидетельством закона соразмерного развития горных работ

$$U_i \geq U_{i+1} - \frac{B_i - B_{oi}}{t}, \text{ м/год}, \quad (1.9)$$

где U_i и U_{i+1} - скорости подвигания фронта работ i -го и нижележащего ($i+1$)-го рабочих уступов соответственно, м / год;

B_i - размер рабочей площадки i -го уступа, м;

B_{oi} - расчетный минимальный размер рабочей площадки i -го уступа, м;

t - рассматриваемый период эксплуатации, лет» [86].

В настоящее время известно большое число методов определения ширины рабочей площадки, в основу которых положены необходимые расстояния для размещения оборудования, коммуникаций и развала взорванной горной массы.

Так, профессор Г.А. Холодныков в своих трудах [88, 89] освещает способ по определению минимального размера рабочей площадки при работе в скальных породах

$$B = B + \Pi_O + \Pi_{\Pi} + a_{\epsilon} + a_{\gamma}, \text{ м} \quad (1.10)$$

где B - ширина развала горной массы, м; Π_O - безопасное расстояние от развала горной массы до оси путепровода, м; Π_{Π} - ширина транспортного пути, м; a_{ϵ} - ширина взрываемого блока, м; a_{γ} - ширина полосы для создания подготовленных запасов на расположенных ниже горизонтах, м.

Определенная по этой формуле ширина рабочей площадки имеет завышенное значение (50-70 м). Она применима при разработке горизонтальных и слабонаклонных месторождений, когда ширина рабочей площадки не влияет или влияет незначительно на текущий коэффициент вскрыши.

В работе [90] в основу расчета ширины рабочей площадки положена доверительная граница максимальной ширины развала для различных физико-механических свойств пород.

В работе [101] ширину рабочей площадки рекомендуется определять по формулам, полученным путем обработки статистических данных.

Для всячего бока залежи

$$B = 120,56 - 4,54 A_{\kappa}, \text{ м}$$

Для лежащего бока залежи

$$B = 131,9 - 6,009 A_{\kappa}, \text{м}$$

где A_{κ} - годовая производительность карьера по горной массе, млн. м³.

Анализируя методы определения ширины рабочей площадки, необходимо отметить, что значения ширины рабочей площадки на конкретном карьере в определенный период времени нельзя распространить на другие карьеры, а также на данный карьер в последующий период его работы. Это объясняется тем, что законы изменения ширины рабочей площадки на каждом месторождении индивидуальны в связи с различными условиями его залегания, различным режимом горных пород и направлением их углубки [50, 51, 91]. Эти законы в каждый период работы карьера различны. В начале разработки месторождения ширина рабочей площадки имеет большее значение, а затем, в зависимости от принятого режима вскрышных работ, она либо уменьшается, либо остается постоянной.

Известен также метод, который в своей основе имеет минимальный размер рабочей площадки и удельную обеспеченность горнодобывающего предприятия готовыми к выемке запасами. Наиболее существенный вклад в разработку метода внесли Н.В. Мельников, В.В. Ржевский, В.С. Хохряков. Суть данного метода заключается в том, что первым шагом принимается минимальный размер рабочей площадки, а следующим этапом является определение размера резервной полосы готовых к выемке запасов. «При определении полосы готовых к выемке запасов полезного ископаемого задается коэффициент обеспеченности запасами, а затем определяется ширина рабочей площадки с учетом ширины резервной полосы

$$B = \frac{k_z P_{\kappa}}{l_o H_y}, \text{м} \quad (1.11)$$

где k_z - коэффициент обеспеченности карьера запасами;

P_{κ} - годовая производительность карьера, м³;

l_o - длина добычного фронта работ, м» [17].

В работе [104] рекомендуется применять способ линейного программирования для вычисления готовых к выемке запасов, заключенных в резервной полосе рабочей площадки, а также подготовленных к выемке запасов и для расчета размера рабочих площадок. В результате решения этой задачи авторы приходят к выводу, что подготовленные запасы необходимо располагать на верхнем добычном горизонте. Вычисленная этим методом ширина рабочей площадки сильно завышена по сравнению с проектными и фактическими данными. Этот метод наиболее полно отражает сущность термина «запасы» и их роль в работе карьера. Однако коэффициент обеспеченности карьера запасами не обоснован.

В связи с изложенным выше возникает необходимость разработки методики научного обоснования минимальной ширины рабочей площадки и определения коэффициентов обеспеченности карьера готовыми к выемке запасами полезного ископаемого и вскрышных пород.

Ширина рабочей площадки представляет собой начало отсчета запасов. Известно большое число работ, в которых обосновывается минимальная ширина рабочей площадки. При этом каждый из авторов дает свое определение минимальной ширины рабочей площадки, включая в ее состав и ширину развала, и ширину транспортной полосы и полосы для размещения транспортных и других коммуникаций, а часто и ширину резервной полосы. Отсутствие четкого определения понятия «минимальная ширина рабочей площадки» приводило к завышению ее значений.

1.3 Анализ перспектив развития методов определения ширины рабочих площадок при проектировании карьеров

«Формирование рабочей зоны карьера в пространстве и времени осуществляется при изменении ширины рабочих площадок, подвигании рабочего борта в процессе развития горных работ. Ширина рабочих площадок включает минимальную ширину и определенный запас, снижающий взаимовлияние

ведения горных работ на смежных уступах. На каждом рабочем уступе в карьере существует предельное значение ширины рабочих площадок, при котором горные работы на нижележащем уступе должны быть остановлены, чтобы избежать остановки их на данном уступе.

Ширина рабочей площадки является параметром, имеющим как нижний, так и верхний предел, то есть на стадии проектирования требуется обосновать минимальную ширину рабочей площадки и максимальную» [24].

«Одним из основных условий нормальной работы современного карьера является сохранение на период всей работы достаточной ширины рабочих площадок на рабочем борту карьера. Ширина рабочих площадок может быть доведена до минимальных значений, но при этом практически исчезает резерв запасов полезного ископаемого и пород, готовых к выемке» [19].

Постановлением правительства от 3 марта 2010 года № 118 утверждено положение, которое устанавливает порядок подготовки, согласования и утверждения технических проектов разработки месторождений полезных ископаемых и иной проектной документации на выполнение работ, связанных с использованием участками недр (далее - проектная документация), по видам полезных ископаемых и видам пользования недрами.

«Регламентирующие нормативные акты о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации являются одной из тех областей отечественного законодательства, которые еще не приобрели окончательной формы и подлежат дальнейшему развитию и совершенствованию.

Качественные и структурные изменения в экономической модели нашей страны, требования рынков минерального сырья, инвестиционные особенности открытой разработки месторождений вызвали усложнение требований к проектным решениям, поставили вопрос о реорганизации процесса проектирования, широком развитии предпроектных исследований и совершенствовании методов проектирования открытой разработки месторождений» [41].

«Однако, динамика формирования рабочей зоны карьера, стохастический характер исходных проектных данных, изменение во времени ситуации на рынке минерального сырья требуют изменения методического подхода к определению ширины рабочих площадок. Надёжность работы горного комплекса и его технико-экономические показатели зависят от распределения ширины рабочих площадок по уступам рабочего борта в пространстве и во времени отработки» [85].

Ширина рабочей площадки существенно влияет на производительность горно-транспортного оборудования и организацию его работы. При минимальной ширине площадки одновременное ведение на ней экскаваторных и буровых работ невозможно, при этом взрыв вышележащего уступа перекрывает транспортную берму на нижележащем уступе, то есть останавливает работу.

Увеличение ширины рабочих площадок, особенно при одновременном увеличении мощности карьера по горной массе, требует существенного увеличения площади рабочей зоны или (и) перехода на более производительное горно-транспортное оборудование.

Однако, достижение заданной ширины рабочей площадки при отработке крутопадающих месторождений требует длительного периода времени (до 15 лет).

1.4 Выводы по главе 1

1. Анализ современного состояния и перспектив развития методов определения ширины рабочих площадок при проектировании карьеров должен проводиться с учетом горно-геологических, динамики формирования рабочей зоны карьеров и рынков минерального сырья.

2. Ключевым элементом эффективной работы горного предприятия является поддержание в течение всего срока жизни карьера размера рабочих площа-

док на рабочем борту карьера, что позволяет вести безопасную и рациональную работу горно-транспортного оборудования.

3. Методы определения ширины рабочей площадки нуждаются в актуализации путем учета горнотехнических особенностей конкретных месторождений и возможностей современного горно-транспортного оборудования.

ГЛАВА 2 ОЦЕНКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ШИРИНЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК РУДНЫХ КАРЬЕРОВ

2.1 Оценка стохастического характера исходных данных для определения размера рабочих площадок карьера при отработке крутопадающих рудных тел

Для того, чтобы повысить надежность принимаемых проектных решений на стадии проектирования разработки месторождения открытым способом следует принимать во внимание природу возникновения исходных данных, а именно непостоянство значений параметров и показателей карьера [102, 103].

Подавляющее количество факторов, определяющих ширину рабочей площадки, не являются достоверными, что делает искомый параметр случайной величиной.

Случайная величина – величина, точное значение которой в ходе проведения эксперимента или такого длительного процесса, как горные работы, невозможно спрогнозировать [80].

Изучение законов распределения размера рабочих площадок на рудных карьерах-аналогах делает возможным установить вероятность достижения заданной ширины рабочей площадки на стадии проектирования.

Параметры и законы распределения размера рабочих площадок возможно выявить в процессе статистического анализа на основе хронометража, выполненного на карьерах-аналогах.

Результатом обработки статистической базы данных является определение математического ожидания, эмпирического среднего значения, нормированных показателей асимметрии и эксцесса, центральных моментов распределения.

Ширина рабочей площадки i -го уступа

$$B_i = B_{\min} + \Delta B_i, \text{ м} \quad (2.1)$$

где ΔB_i - размер резервной области рабочей площадки i -го уступа, м;

$B_{\min}$ - минимальный размер рабочей площадки, м.

Эмпирическое среднее ширины рабочих площадок

$$\bar{B} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n B_i, м \quad (2.2)$$

где B_i - значение размера рабочих площадок, являющееся случайным ($i = 1, 2, 3, \dots, n$).

Центральный момент распределения k -го порядка

$$\mu_k = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (B_i - \bar{B})^k \quad (2.3)$$

«Второй центральный момент называется «дисперсия» и характеризует рассеивание случайной величины, а также служит средним квадратом ее отклонения от среднего значения $\bar{B}$ » [20]

$$\mu_2 = \sigma^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (B_i - \bar{B})^2 \quad (2.4)$$

Третий центральный момент отвечает за асимметрию распределения случайной величины

$$\mu_3 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (B_i - \bar{B})^3 \quad (2.5)$$

Четвертый центральный момент называется «эксцессом» и характеризует островершинность распределения

$$\mu_4 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (B_i - \bar{B})^4 \quad (2.6)$$

Математическое ожидание случайной величины, означающее среднее значение случайной величины. В случае непрерывной случайной величины подразумевается взвешивание по плотности распределения.

$$E(B) = \frac{\sum_{i=1}^n B_i \cdot P_i}{\sum_{i=1}^n P_i}, \quad (2.7)$$

где P_i - вероятность появления случайной величины B , ($i=1,2,3\dots n$)

Для определения нормированного показателя асимметрии следует воспользоваться значениями величин σ^2 , μ_3 , μ_4

$$\sqrt{\beta_1} = \frac{\mu_3}{\mu_2^{3/2}}, \quad (2.8)$$

и нормированным показателем эксцесса:

$$\beta_2 = \frac{\mu_4}{\mu_2^2} \quad (2.9)$$

По данным величинам описанных характеристик устанавливаются параметры основных законов распределения. Используя график Пирсона [107], который имеет области в плоскости (β_1, β_2) для возможных распределений – бета-распределения, нормального, логарифмически нормального, гамма-распределения, становится возможным определить закон распределения случайной величины.

В качестве базы данных для последующей оценки было получено 844 значений ширины рабочей площадки по руде и 1025 – по породе (таблица 2.1). По результатам измерений построены гистограммы распределения размера рабочих площадок (рисунок 2.1) и распределения частоты ширины рабочей площадки (рисунок 2.2).

«Характеристики случайной величины, определенные по формулам (2.2 – 2.9):

По руде

$$\sigma_p = 28,5 \text{ м} \quad \bar{B} = 31 \text{ м} \quad \mu_3 = 73638 \quad \mu_4 = 12646493$$

По породе» [62]

$$\sigma_g = 16,0 \text{ м} \quad \bar{B} = 29 \text{ м} \quad \mu_3 = 3669 \quad \mu_4 = 264200$$

«На рисунке 2.1 можно заметить смещенное к левой стороне распределение значений ширины рабочей площадки. Такое распределение принадлежит логарифмически нормальному распределению, где значения логарифмов случайной величины подчиняются нормальному распределению» [80].

Таблица 2.1 - Результаты измерений размера рабочих площадок рудного карьера

Интервалы измерения ширины рабочих площадок	Частота, m_i		Накопленная частота, М		Частость, m' %		Накопленная частость	
	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе
0-10	81	72	81	72	9,1	7,0	9,1	7,0
11-20	272	291	353	363	30,8	28,4	39,9	35,4
21-30	261	276	614	639	29,5	26,9	69,4	62,3
31-40	98	173	712	812	11,0	16,8	80,4	79,1
41-50	64	108	776	920	7,2	10,6	87,6	89,7
51-60	48	63	824	983	5,4	6,1	93,0	95,8
61-70	9	21	833	1004	1,0	2,1	94,0	97,9
71-80	8	13	841	1017	0,9	1,3	94,9	99,2
81-90	4	5	845	1022	0,5	0,5	95,4	99,7
91-100	4	3	849	1025	0,5	0,3	95,9	100
101-110	3		852		0,4		96,3	
111-120	8		860		0,9		97,2	
121-130	3		863		0,4		97,6	
131-140	3		866		0,4		98,0	
141-150	4		870		0,5		98,5	
151-160	5		875		0,5		99,0	
161-170	-		-		-		-	
171-180	2		877		0,2		99,2	
181-190	-		-		-		-	
191-200	7		884		0,8		100	
Сумма	884	1025			100	100		

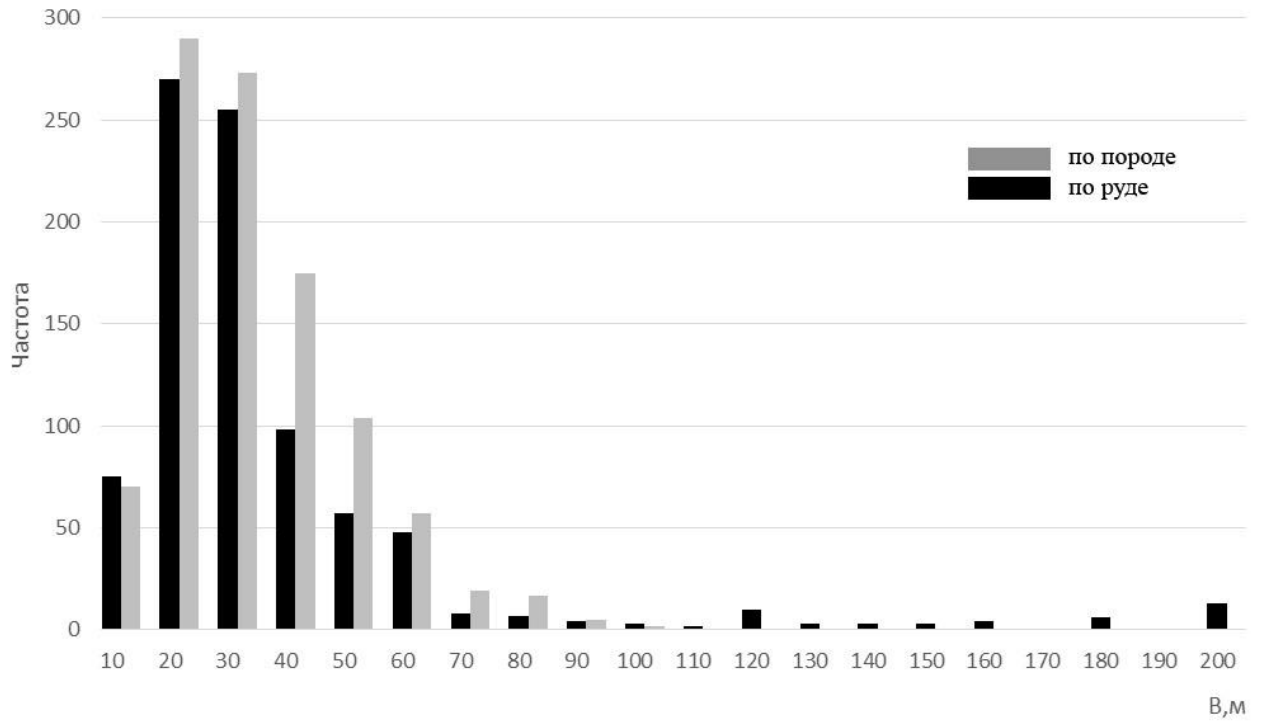


Рисунок 2.1 - Гистограммы распределения ширины рабочих площадок рудного карьера.

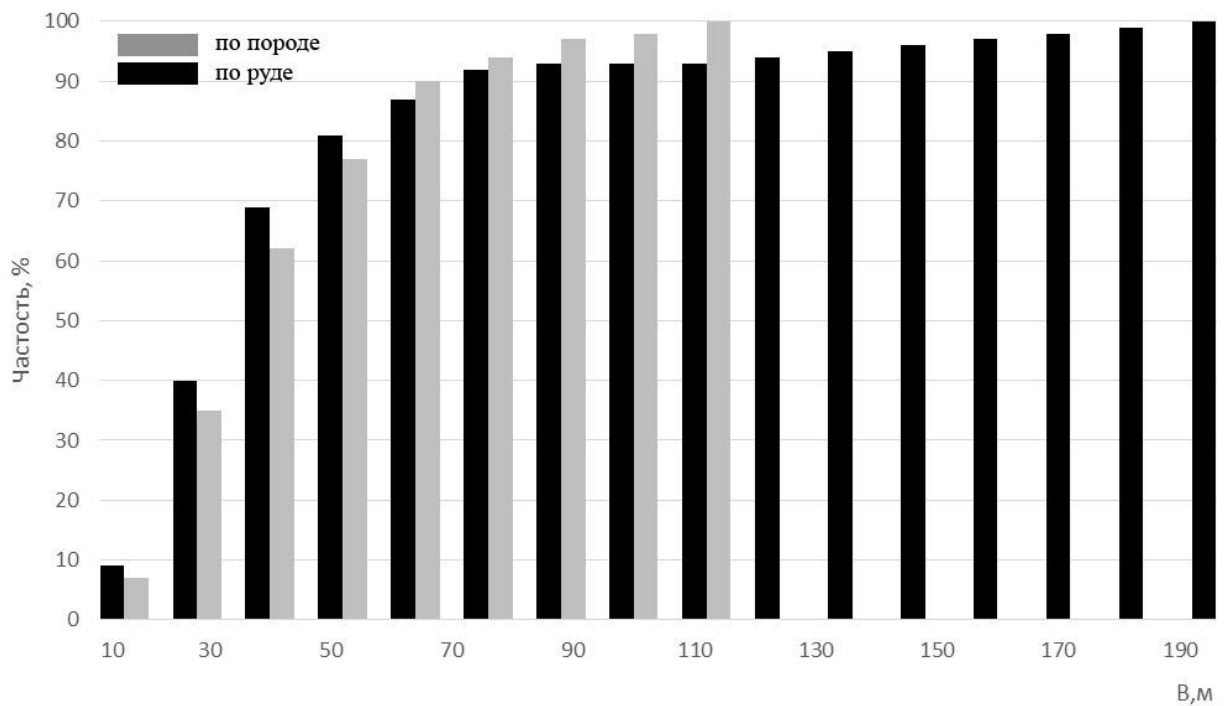


Рисунок 2.2 - Интегральные кривые частот ширины рабочих площадок.

Интегральная функция распределения ширины рабочих площадок

$$F(B) = \frac{1}{\sigma_{\ln} \cdot \sqrt{2 \cdot \pi}} \cdot \int_0^{LnB} \frac{1}{B} e^{-\frac{1}{2} \left(\frac{LnB - \bar{B}_{Ln}}{\sigma_{Ln}} \right)^2} dB, \quad (2.10)$$

где $\sigma_{\ln}^2$ - дисперсия логарифмов размера рабочих площадок;

$\sigma_{\ln}$ - среднеквадратичное отклонение эмпирического ряда;

- эмпирическое среднее значение из логарифмов размера рабочих площадок. Логнормальный закон распределения может характеризоваться плотностью вероятности, которая в частном случае имеет вид

$$f(B) = \frac{1}{B \sigma_{\ln} \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\ln B - \bar{B}_{\ln})^2}{2\sigma_{\ln}^2}} \quad (2.11)$$

Дисперсия логарифмов размера рабочих площадок

$$\sigma_{\ln}^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (\ln B_i - \ln B_{med})^2 m_i, \quad (2.12)$$

где n - количество проведенных измерений, определенное сумой частот эмпирического распределения;

B_{med} - срединное значение размера площадок, м;

m_i - частота i -го интервала измерения.

Математическое ожидание размера рабочих площадок

$$E(B) = e^{\bar{B}_{\ln} + \frac{\sigma_{\ln}^2}{2}}. \quad (2.13)$$

Дисперсию возможно определить по формуле

$$\sigma^2 = e^{2\bar{B}} \cdot (e^{2\sigma_{\ln}^2} - e^{\sigma_{\ln}^2}). \quad (2.14)$$

В связи с тем, что интегралы и плотности вероятности логнормального закона не табулированы, теоретические плотности вероятности определяют в соответствии с формулой (2.15).

Величины логарифмов размера рабочих площадок для карьера, разрабатывающего рудное месторождение, представлены в таблице 2.2. Результаты обра-

ботки данных, представленных в таблице 2.2, отражают гистограммы логарифмов ширины рабочих площадок (рисунок 2.3), интегральные кривые частот логарифмов ширины рабочих площадок (рисунок 2.4) и распределение значений логарифмов размера площадок (рисунок 2.5).

Таблица 2.2 - Величины логарифмов размера рабочих площадок карьера, разрабатывающего рудное месторождение

Интервалы измерения логарифмов ширины рабочих площадок	Частота, m_i		Накопленная частота, М		Частость, $m' \%$		Накопленная частость	
	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе
1,61-1,9	31	29	31	29	3,6	2,8	3,6	2,8
1,91-2,2	44	36	75	65	4,9	3,5	8,5	6,3
2,21-2,5	76	81	151	146	8,6	7,9	17,1	14,2
2,51-2,8	96	98	247	244	10,9	9,6	28,0	23,8
2,81-3,1	125	139	372	383	14,1	13,6	42,1	37,4
3,11-3,4	241	256	613	639	27,2	25,0	69,3	62,4
3,41-3,7	98	173	711	812	11,2	16,9	80,5	79,3
3,71-4,0	78	124	789	936	8,8	12,1	89,3	91,4
4,01-4,3	46	72	835	1008	5,2	7,0	94,5	98,4
4,31-4,6	14	17	849	1025	1,6	1,6	96,1	100
4,61-4,9	16	-	865	-	1,8	-	97,9	-
4,91-5,2	12	-	877	-	1,3	-	99,2	-
5,21-5,5	7	-	884	-	0,8	-	100	-
Сумма	884	1025						

Используя выражения (2.10 - 2.12), определим значения $\sigma_{\ln}^2$, $\sigma_{\ln}$, $E(B)$, $\bar{B}_{\ln}$:

$$\text{По руде} \quad \sigma_{\ln P}^2 = 0,49 \quad \sigma_{\ln P} = 0,7 \quad E(B)_P = 30,6 \quad \bar{B}_{\ln P} = 3,17$$

$$\text{По породе} \quad \sigma_{\ln B}^2 = 0,36 \quad \sigma_{\ln B} = 0,6 \quad E(B)_B = 29,4 \quad \bar{B}_{\ln B} = 3,20$$

Плотность вероятности логнормального распределения размера рабочих площадок рудных карьеров определяется в соответствии с выражением (2.11)

$$f(B_p) = \frac{1}{0,7 \cdot B_p \cdot \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\ln B_p - 3,17)}{2 \cdot 0,49}} \quad \text{- по руде;} \quad (2.15)$$

$$f(B_p) = \frac{1}{0,6 \cdot B_B \cdot \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\ln B_p - 3,2)}{2 \cdot 0,36}} \quad \text{- по породе.} \quad (2.16)$$

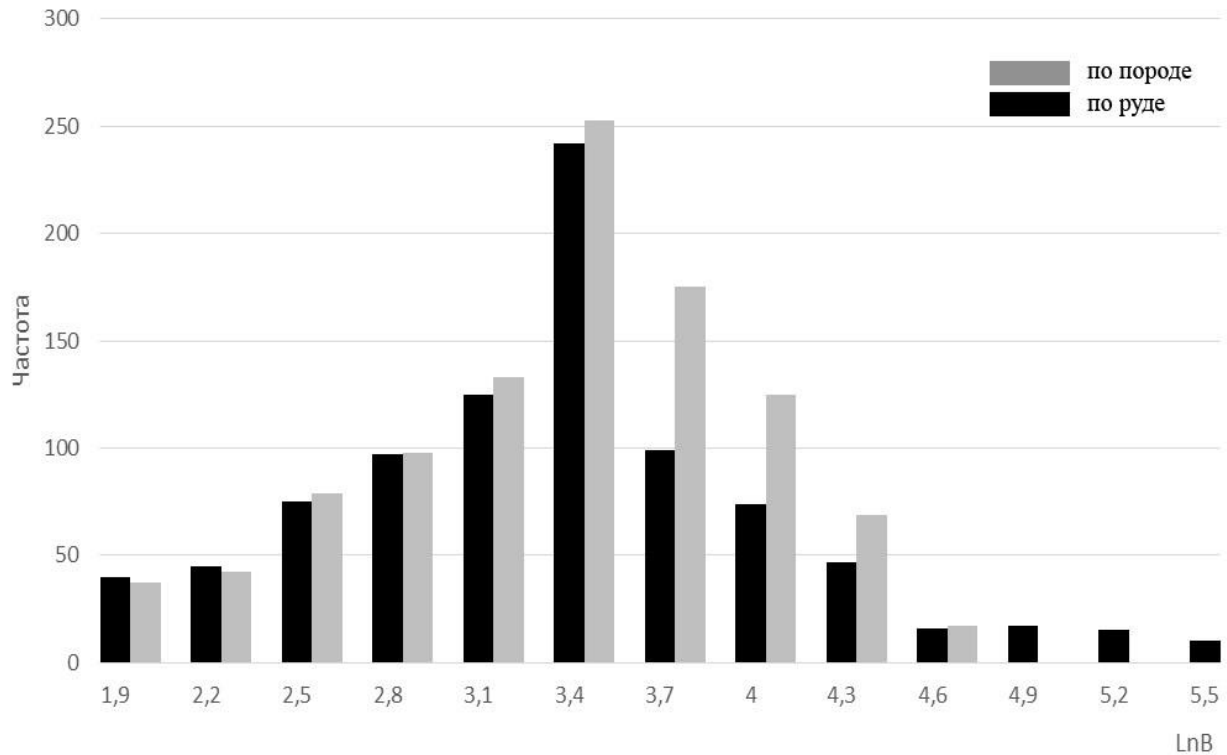


Рисунок 2.3 - Гистограммы распределения логарифмов ширины рабочих площадок рудного карьера.

Установив функцию плотности вероятности распределения, можно определить вероятность того, что непрерывная случайная величина – размер рабочих площадок, примет величину, соответствующую заданному интервалу (B_1 , B_2).

Данная вероятность является определенным интегралом от дифференциальной функции, взятой в пределах от B_1 до B_2

$$P(B_1 < B_i < B_2) = \int_{B_1}^{B_2} f(B) dB \quad . \quad (2.17)$$

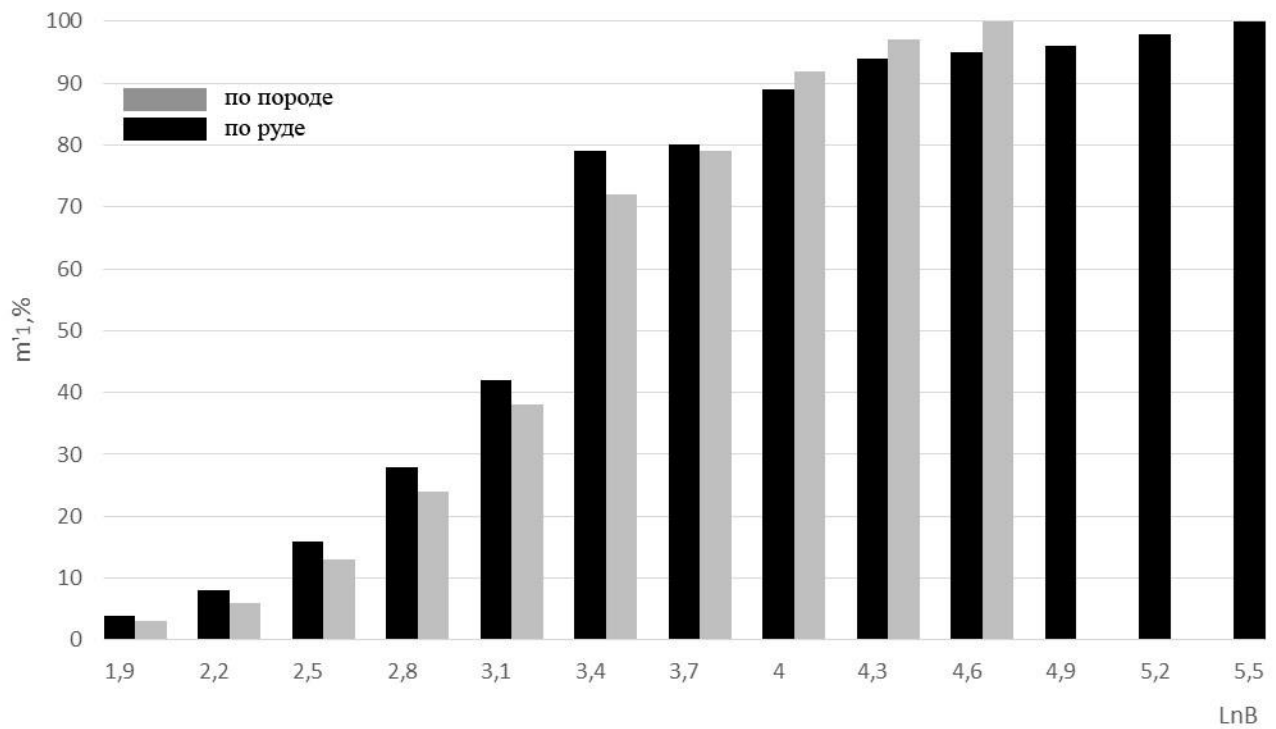


Рисунок 2.4 - Интегральные кривые частот логарифмов ширины рабочих площадок.

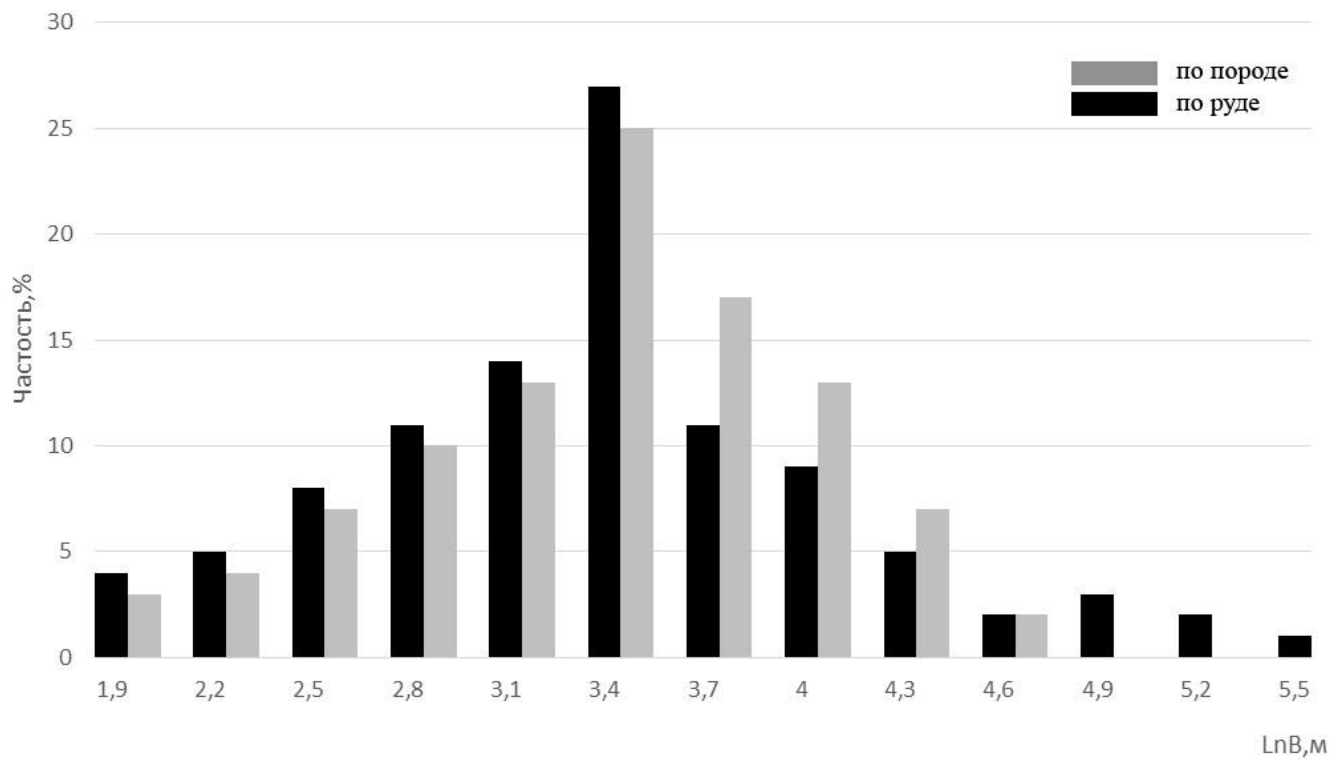


Рисунок 2.5 – Распределение значений логарифмов размера площадок.

«Площадь под кривой плотности вероятности распределения является определением вероятности попадания величины B_i на участок (B_1, B_2) . Для анализируемого рудного месторождения вероятность попадания размера рабочих площадок в интервал $(B_1 = 25 \text{ м}, B_2 = 35 \text{ м})$

$$P(25 < B < 35) = 0,21.$$

С целью определения близости эмпирического распределения логарифмов размера рабочих площадок к теоретическому требуется дополнительно провести кривые теоретического распределения и привести к единому виду, для возможности сопоставления, частоту и плотность вероятности» [80].

«Теоретические частоты в конкретном случае возможно определить по формуле

$$f(B) = \frac{n \cdot h_{\ln}}{\sigma_{\ln}} \cdot \frac{1}{2\pi} e^{-\frac{(\ln B - \bar{B}_{\ln})^2}{2\sigma_{\ln}^2}}, \quad (2.18)$$

где $h_{\ln}$ - значение интервала эмпирического ряда распределения логарифмов

$$h = \frac{B_{\max} - B_{\min}}{1 + 3,2 \lg n}, \quad (2.19)$$

где n - количество единиц совокупности.

В таблице 2.3 представлены результаты вычислений соответствия теоретических частот распределения эмпирическим.

Полученные эмпирические и теоретические частоты в целом мало различаются, исключение составляет интервал 3,11 - 3,4, частоты ширины рабочих площадок карьера близки к их вероятностям. Эмпирическое распределение варьирующего признака приближается к теоретическому распределению при достаточно большом объеме выборки» [80]. В таком случае требуется проводить анализ, устанавливающий степень расхождения теоретического распределения с эмпирическим.

Оценка меры расхождения полученного эмпирического распределения $F(B)$ с теоретическим законом распределения осуществляется выбором меры расхож-

дения, величина которой позволяет судить о пригодности или непригодности в данных условиях теоретического закона. В случае, когда значение расхождения окажется велико, необходимо вернуться на первый этап оценки стохастического характера исходных данных.

Наиболее употребительными критериями согласия являются критерий А.Н. Колмогорова и критерий Пирсона. «Критерий А.Н. Колмогорова отличается своей простотой и может быть использован также для проверки предположения о принадлежности двух выборок одной совокупности. Максимум отклонения эмпирической функции от теоретической по теореме Колмогорова подчиняется определенному закону $k\lambda$ » [62].

«Для сравнения распределения величину λ определяют из выражения

$$\lambda = D_{\max} \sqrt{n}, \quad (2.20)$$

где $D_{\max}$ - максимальная разность накопленных частот эмпирического и теоретического распределений;

n – число измерений в опытном распределении» [31].

В случае, если $D_{\max} \sqrt{n}$ больше λ_k , определяемого по распределению $k\lambda$, то эмпирическое распределение противоречит данному теоретическому. Максимальная разность накопленных частот в таблице 2.3 составила (по руде) $D_{\max} = 0,036$.

По формуле (2.21) определяем λ

$$\lambda = 0,036 \sqrt{884} = 1,16. \quad (2.21)$$

При уровне значимости в 5 %, $\lambda_k = 1,358$ (табулировано) – значение λ составляет менее пяти процентов значимости, что свидетельствует о соответствии эмпирического распределения логарифмов размера рабочих площадок оцениваемого карьера теоретическому нормальному закону распределения логарифмов.

Научные исследования, выполненные по целому ряду карьеров-аналогов, добывающих рудные полезные ископаемые, подтвердила действие логнормального закона распределения ширины рабочих площадок на этих карьерах.

Таблица 2.3 – Результаты расчета распределения плотности вероятности размера рабочих площадок

Интервалы измерения логарифмов ширины рабочих площадок	Частота, m_i		Частость, m'		$\frac{\ln B - \bar{B}_{\ln}}{\sigma}$		$F(U)$		Вероятность, P		$m' - P$	
	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе
1,61-1,9	31	29	0,036	0,028	-1,81	-2,17	0,035	0,15	0,035	0,015	+0,001	+0,013
1,91-2,2	44	36	0,049	0,035	-1,38	-1,67	0,084	0,047	0,048	0,032	+0,001	+0,003
2,21-2,5	76	81	0,086	0,079	-0,96	-1,17	0,169	0,121	0,085	0,074	+0,001	+0,005
2,51-2,8	96	98	0,109	0,096	-0,53	-0,67	0,299	0,252	0,13	0,131	-0,021	-0,035
2,81-3,1	125	139	0,141	0,136	-0,1	-0,17	0,460	0,433	0,161	0,181	-0,020	-0,045
3,11-3,4	241	256	0,272	0,25	+0,33	+0,33	0,629	0,629	0,196	0,196	+0,076	+0,054
3,41-3,7	98	173	0,112	0,169	+0,76	+0,83	0,776	0,797	0,147	0,168	-0,035	+0,001
3,71-4,0	78	123	0,088	0,121	+1,18	+1,33	0,881	0,908	0,105	0,111	-0,017	+0,010
4,01-4,3	46	72	0,052	0,07	+1,61	+1,83	0,946	0,966	0,065	0,058	-0,013	+0,012
4,31-4,6	14	17	0,016	0,016	+2,07	+2,33	0,980	0,990	0,034	0,024	-0,018	-0,003
4,61-4,9	16	-	0,018	-	+2,47	-	0,993	-	0,013	-	+0,005	-
4,91-5,2	12	-	0,013	-	+2,9	-	0,998	-	0,005	-	+0,008	-
5,21-5,5	7	-	0,008	-	+3,03	-	0,999	-	0,001	-	+0,007	-
Сумма	884	1025	1,00	1,00								

2.2 Исследование чувствительности параметров и показателей разработки на предварительной стадии проектирования карьеров

«Анализ чувствительности предназначен для оценки степени влияния начальных параметров проекта на его конечные характеристики. Сущность метода заключается в том, что при изменении выбранного параметра в указанных границах прочие параметры остаются постоянными» [60].

«Проведенное исследование чувствительности параметров и показателей способно определить критические значения, которые в наибольшей степени влияют на осуществимость и практичность проекта» [58].

Один из наиболее важных параметров к при проектировании открытой разработки карьеров - ширина рабочей площадки [96, 99, 100]. На современных карьерах, разрабатывающих крутопадающие рудные залежи большой глубины, пренебрежение закономерностями формирования рабочей зоны или необоснованное сокращение ширины рабочих площадок может привести к уменьшению производительности карьера по полезному ископаемому, за которым возможна остановка горных работ

«Исходя из описанного выше, ширина рабочей площадки определяется

$$B = B_{\min} + \Delta B, \text{ м}, \quad (2.22)$$

Графическим методом определяют минимальный размер рабочей площадки, по которому будет проведен анализ чувствительности» [109]

$$B_{\min} = \frac{H_{\kappa} \cdot \operatorname{ctg}(\alpha_{\text{нераб}}) - n \cdot (H_{\gamma} \cdot \operatorname{ctg} \beta + \Delta B)}{n - 1}, \text{ м}, \quad (2.23)$$

где H_{κ} - высота карьера, м;

n - количество уступов;

H_{γ} - высота уступа, м;

$\alpha_{\text{нераб}}$ - угол нерабочего борта карьера, град.;

β - угол уступа, град.

Глубина карьера – важнейший параметр системы разработки, который определяется исходя из параметров выемочного оборудования и из геологических условий залегания рудного тела

$$H_{\kappa} = \frac{m_{\Gamma} \cdot K_{\text{зр}} \cdot K_{\text{ис}}}{2 \cdot \text{ctg}(\alpha_{\text{нераб}})}, \text{ м}, \quad (2.24)$$

«где m_{Γ} - горизонтальная мощность залежи полезного ископаемого, м;

$K_{\text{зр}}$ - граничный коэффициент вскрыши, м³/м³;

$K_{\text{ис}}$ - коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр:

$$K_{\text{ис}} = \frac{Q_{\text{п.и}} - P}{Q_{\text{п.и}}}, \quad (2.25)$$

где $Q_{\text{п.и}}$ - объем добытого полезного ископаемого, м³;

P - объем потерь, м³.

Размер рабочей площадки может быть определен следующим образом» [60]

$$B_{\min} = \frac{m_{\Gamma} \cdot K_{\text{зр}} \cdot \left(1 - \frac{P}{A \cdot T}\right) - n \cdot (H_{\gamma} \cdot \text{ctg}\beta + \Delta B)}{n - 1}. \quad (2.26)$$

«Далее рассчитывается эластичность

$$\varepsilon = \frac{100}{n - 1} \sum_{i=1}^{n-1} \frac{\Delta y_i x_i}{\Delta x_i y_i}, \quad (2.27)$$

где n – количество точек на кривой;

y_i – значение функции в i – й точке;

Δy_i – приращение функции в i – й точке;

x_i – значение аргумента в i – й точке;

Δx_i – приращение аргумента в i – й точке» [85].

Размер рабочей площадки, в действительности, зависит от большого количества факторов, и в таблице 2.4 представлены начальные данных для анализа чувствительности, а также степень влияния на результат которых требуется установить.

Таблица 2.4 – Начальные параметры для анализа чувствительности

Параметр	Начальное значение	Приращение
m_r , м	120,0	8,4
K_{cp}	7,0	0,28
P , млн.м ³	0,20	0,02
A_p , млн.м ³ /год	1,50	0,15
T , лет	58,0	2,32
N , шт.	15,0	1
H_y , м	15,0	1,4
β , град.	80	0,79
ΔB , м	10,0	1

Перед тем, чтобы оценить чувствительность исходных параметров, следует установить амплитуду возможных значений и выбрать величину приращения для каждого аргумента. При относительном анализе чувствительности сравнивается относительное влияние исходных переменных.

$$B = \frac{120 \cdot 7 \cdot \left(1 - \frac{0,2 \cdot 10^6}{1,5 \cdot 10^6 \cdot 58}\right) - 15 \cdot (15 \cdot \operatorname{ctg}(80) + 10)}{15 - 1}, \text{ м}$$

В таблице 2.5 представлены значения степени влияния параметров и показателей на ширину рабочей площадки.

Недостаток метода заключается в том, что иногда изменение одной переменной, необходимой для расчета может в действительности повлечь изменение другой, что невозможно обеспечить данным методом, потому что он является однофакторным.

Таблица 2.5 - Степень влияния показателей и параметров на размер рабочей площадки

Параметр	1	2	3	4	5	6	7	$\varepsilon, \%$
$m_T, \text{ м}$	120	128,4	136,8	145,2	153,6	162	170,4	+128,11
$B, \text{ м}$	41,18	45,04	48,91	52,78	56,64	60,51	64,37	
K_{zp}	7	7,28	7,56	7,84	8,12	8,4	8,68	+127,41
$B, \text{ м}$	45,62	48,00	50,39	52,78	55,16	57,55	59,94	
$P, \text{ млн.м}^3$	0,2	0,22	0,24	0,26	0,28	0,3	0,32	-0,25
$B, \text{ м}$	52,81	52,80	52,79	52,78	52,77	52,75	52,74	
$A_p, \text{ млн.м}^3 / \text{год}$	1,5	1,65	1,8	1,95	2,1	2,25	2,4	+0,25
$B, \text{ м}$	52,73	52,75	52,76	52,78	52,79	52,79	52,80	
$T, \text{ лет}$	58	60,32	62,64	64,96	67,28	69,6	71,92	+0,26
$B, \text{ м}$	52,76	52,77	52,77	52,78	52,78	52,79	52,79	
$N, \text{ шт.}$	15	16	17	18	19	20	21	-124,30
$B, \text{ м}$	66,93	61,58	56,90	52,78	49,11	45,82	42,87	
$H_y, \text{ млн.м}^3 / \text{год}$	15	16,4	17,8	19,2	20,6	22	23,4	-0,52
$B, \text{ м}$	52,84	52,82	52,80	52,78	52,76	52,73	52,71	
$\beta, \text{ град.}$	80	80,79	81,58	82,37	83,16	83,95	84,74	+59,67
$B, \text{ м}$	49,34	52,21	52,49	52,78	53,06	53,34	53,62	
$\Delta B, \text{ м}$	10	11	12	13	14	15	16	-24,97
$B, \text{ м}$	55,95	54,89	53,83	52,78	51,72	50,66	49,60	

Значение коэффициента эластичности ε обозначает насколько сильно определенный параметр способен влиять на величину размера рабочей площадки.

Завершающим этапом анализа чувствительности является градация критических переменных: большее значение эластичности соответствует более рискованным для реализации проекта факторам (рисунок 2.6).

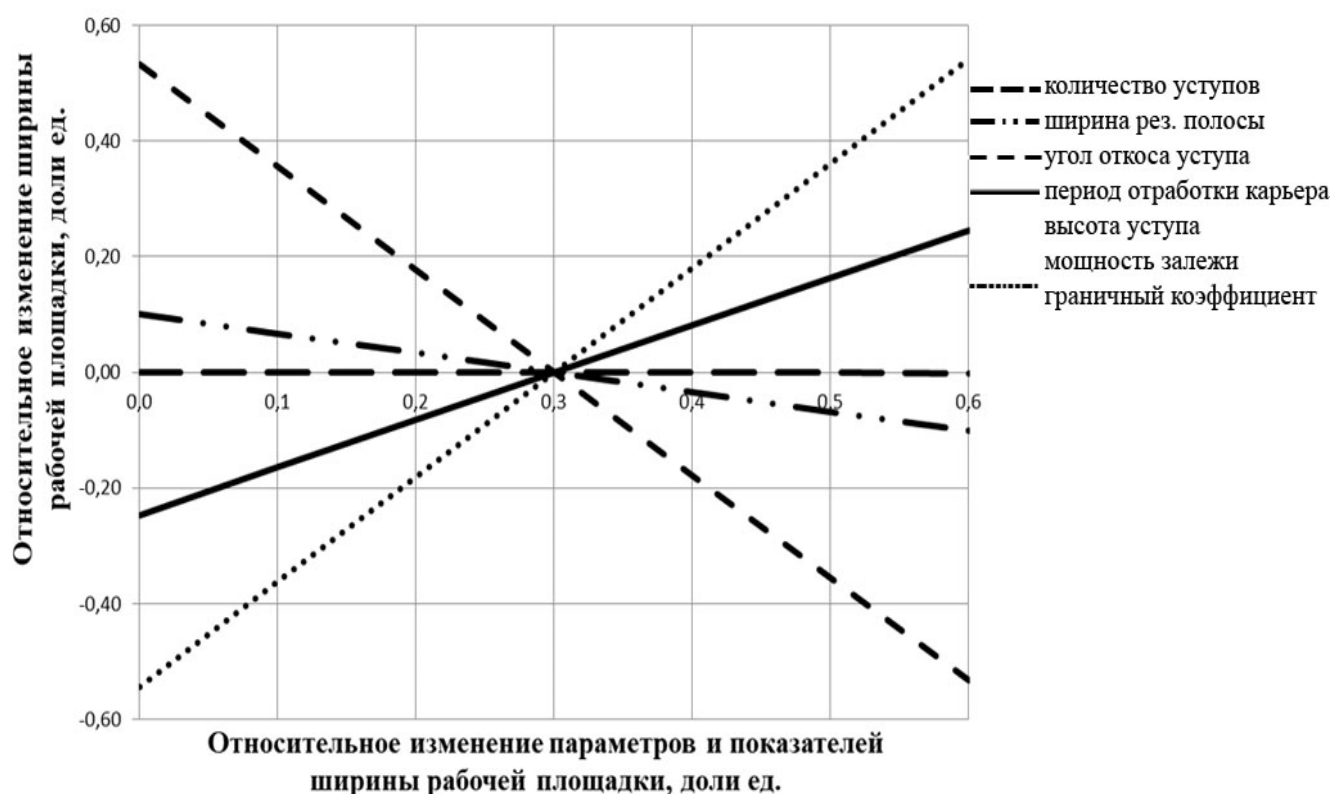


Рисунок 2.6 – Зависимость относительного изменения размера рабочей площадки от отклонения показателей карьера

2.3 Разработка методики управления запасами горной массы на карьерах

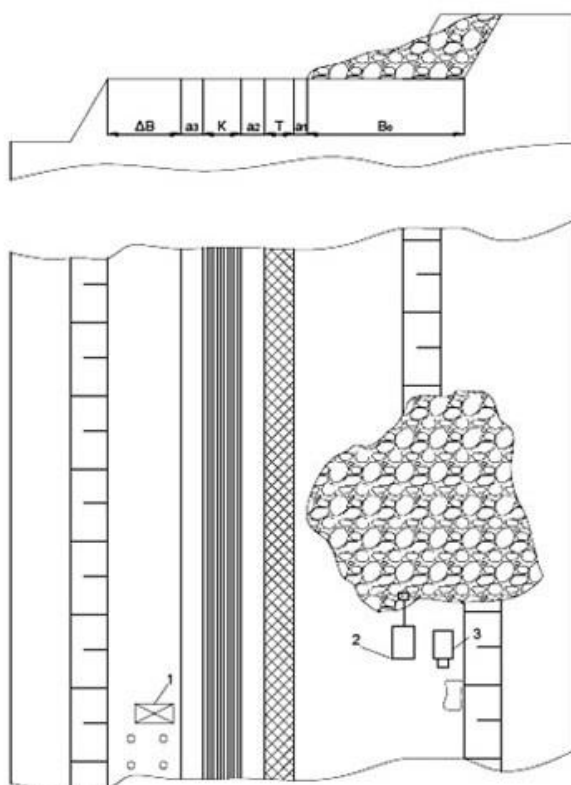
Минимальная ширина рабочей площадки обеспечивает работу оборудования только на данном горизонте и не включает запасы, обеспечивающие работу смежных горизонтов. Минимальная ширина рабочей площадки используется для подсчета готовых к выемке запасов между смежными уступами. При календарном планировании горных работ минимальную ширину рабочей площадки можно принимать на отдельных несмежных горизонтах, рассматривая борт карьера в разрезе. При решении же вопроса в масштабах всего карьера или какого-либо борта, минимальную ширину рабочих площадок принимать нельзя, так как в этом случае в дальнейшем карьер не сможет функционировать без потери производительности. Поэтому при подсчете подготовленных запасов, опережения вскрышных работ или анализе режима горных работ, когда предполагается, что после доработки горизонтов до крайнего

положения карьер еще может действовать и в дальнейшем, необходимо принимать минимальную расчетную ширину рабочих площадок, равную минимальной ширине рабочей площадки плюс ширина полосы оперативных (обуренных и взорванных) запасов.

Расчетная ширина рабочей площадки равна минимальной ширине рабочей площадки плюс ширина полосы готовых к выемке запасов, включающая и оперативные запасы. Расчетную ширину рабочей площадки необходимо определять при построении календарного графика вскрышных работ, планов горных работ на различных этапах планирования и проектирования.

Ширина рабочей площадки зависит от способа размещения коммуникаций, оборудования на ней, горной массы, схемы ведения работ в забое. Объекты, размещаемые на площадке вдоль бровки уступа (развал горной массы, транспортные и энергетические коммуникации и др.), требуют специальной полосы рабочей площадки. Объекты, размещаемые на ограниченных участках рабочей площадки (буровое и погрузочное оборудование, компрессоры, бульдозеры и др.), в большинстве случаев не требуют специальной полосы рабочей площадки, так как всегда есть возможность разместить их на той полосе, которая предназначена для объектов, размещаемых вдоль бровки уступа. Так, экскаватор размещается на полосе рабочей площадки, которая планируется под развал взорванной горной массы. На этой же полосе в большинстве случаев размещаются компрессоры, краны; автосамосвалы и др. На резервной полосе горной массы обычно размещается буровое оборудование, маркшейдерское оборудование.

Таким образом, ширина рабочей площадки включает ширину полосы для размещения развала взорванной горной массы, ширину резервной полосы между развалом и железнодорожным путем или автодорогой, ширину транспортной полосы, ширину полосы между транспортной полосой и полосой под прочими коммуникациями, ширину полосы под этими коммуникациями и резервной полосы горной массы (рисунок 2.7).



B_0 - ширина развала взорванной горной массы,
 T - транспортная полоса, K - полоса для укладки коммуникаций, B - резервная полоса запасов,
 a_1, a_2, a_3 - полосы безопасности, 1 - буровой станок, 2 - экскаватор, 3 - автосамосвал

Рисунок 2.7 - Схема к определению ширины рабочей площадки

Все элементы рабочей площадки, кроме резервной полосы, предназначены для обеспечения нормального хода процесса добычи полезного ископаемого и удаления вскрышных пород на данном горизонте. Роль же резервной полосы горной массы заключается в уменьшении зависимости ведения горных работ на смежных уступах.

При необходимости иметь минимальную ширину рабочей площадки иногда на практике перед производством взрыва демонтируют все транспортные и энергетические коммуникации в зоне взрыва, окучивают развал взорванной горной массы и укладывают коммуникации в новое положение.

Минимальная ширина рабочей площадки в этом случае принимается равной ширине развала взорванной горной массы. Такое ведение горных работ можно рекомендовать в случаях, когда на площадке размещено сравнительно небольшое

число транспортных коммуникаций, а демонтаж их на период производства массового взрыва окупается выигрышем, получаемым за счет работы на узкой рабочей площадке.

Рабочая площадка в значительной степени определяет экономическую эффективность ведения открытых горных работ. Так как ширина рабочей площадки принимает случайные значения в каждый момент времени, то, варьируя значения ее ширины, можно решать различные технологические задачи.

На рисунках 2.8, 2.9 представлены результаты анализа ширины рабочих площадок на Оленегорском карьере за 10-летний период работы.

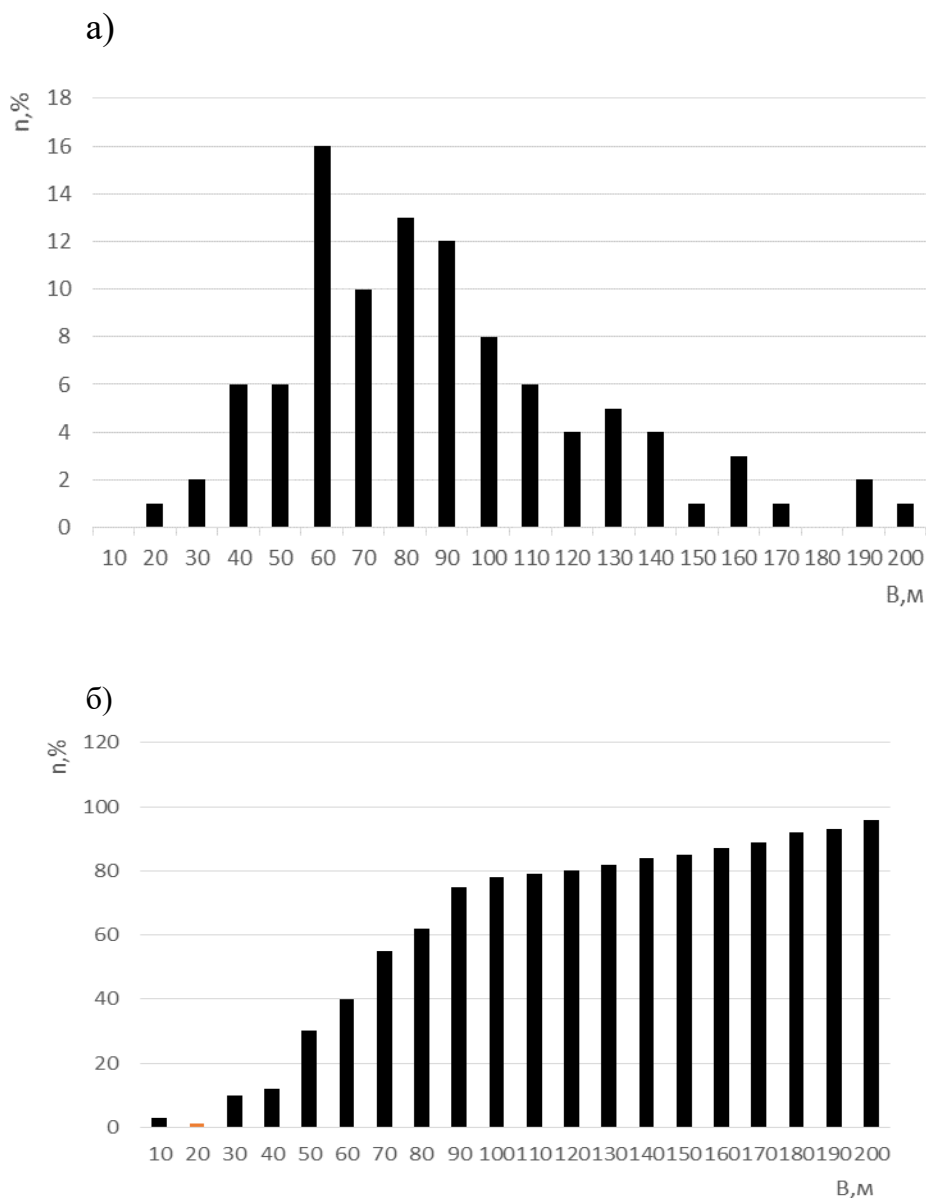


Рисунок 2.8 - Гистограмма распределения ширины рабочих площадок по руде: а - частности; б - накопленные частоты

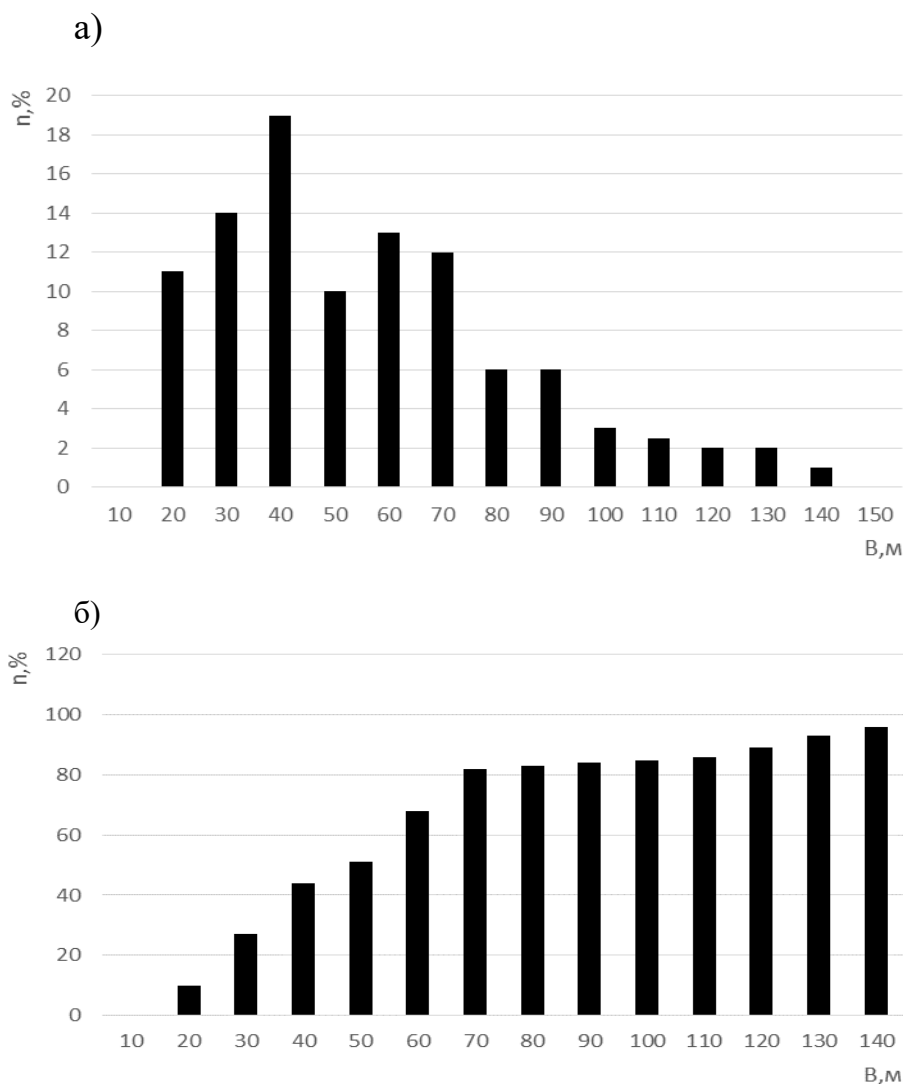


Рисунок 2.9 - Гистограмма распределения ширины рабочих площадок по породе: а - частности; б - накопленные частоты

Контур вскрытых запасов (опережения вскрышных работ) строится с учетом фактической и минимальной расчетной ширины рабочей площадки во вскрышной зоне и добычной зоне карьеров. Готовые к выемке запасы (опережение уступов) равны разности между фактической и минимальной шириной рабочей площадки на каждом горизонте. Таким образом, ширина резервной полосы является основным натуральным выражением запасов горной массы на карьерах.

Для разработки методики управления запасами горной массы на карьерах необходимо рассмотреть закономерности их изменения во времени. Изменение запасов во времени происходит под влиянием процессов их уменьшения и

пополнения. Так, при работе карьера объем каждой категории уменьшается вследствие отгрузки (для запасов взорванной горной массы) или перевода их в более высокую категорию по подготовленности: вскрытые запасы переводятся в запасы, готовые к выемке (опережение уступов), а последние - в запасы оперативные (опережение процессов).

При этом каждая категория запасов постоянно пополняется новыми запасами: выполнение вскрышных работ пополняет объемы вскрытых запасов, подвигание лежащего выше уступа освобождает полосу на лежащем ниже уступе и пополняет объемы готовых к выемке запасов, взрывание или зачистка новых блоков увеличивает оперативные запасы. Как процесс уменьшения, так и процесс пополнения запасов носят стохастический характер. Поэтому для исключения дефицита в какой-нибудь категории в любой момент времени необходимо иметь страховые резервы каждой категории.

Пусть известны функция $f_1(t)$ прироста запасов (добычи) и функция $f_2(t)$ уменьшения запасов (отгрузки). В таком случае функция, описывающая движение запасов

$$f(t) = f_1(t) - f_2(t) \quad (2.29)$$

Хотя функции $f(t)$ и не отражают абсолютного наличия запасов в каждый данный момент времени, однако по ней можно установить в любое время состояние запасов: остаются ли они постоянными ($f(t) = 0$) (рисунок 2.10, точки а, а', а'', а'''); увеличиваются ($f(t) > 0$) или уменьшаются ($f(t) < 0$). Абсолютная величина запасов в каждый данный момент времени

$$q(t) = F_1(t) + Q, \quad (2.30)$$

где Q - постоянный переходящий объем горной массы.

Характер пополнения и уменьшения запасов категорий различный. Так, пополнение запасов между взрывными работами и погрузкой носит дискретный характер, отгрузка же их ведется непрерывно. Пополнение этой категории запасов производится в момент массового взрыва. Объем пополнения равен объему одного взрыва.

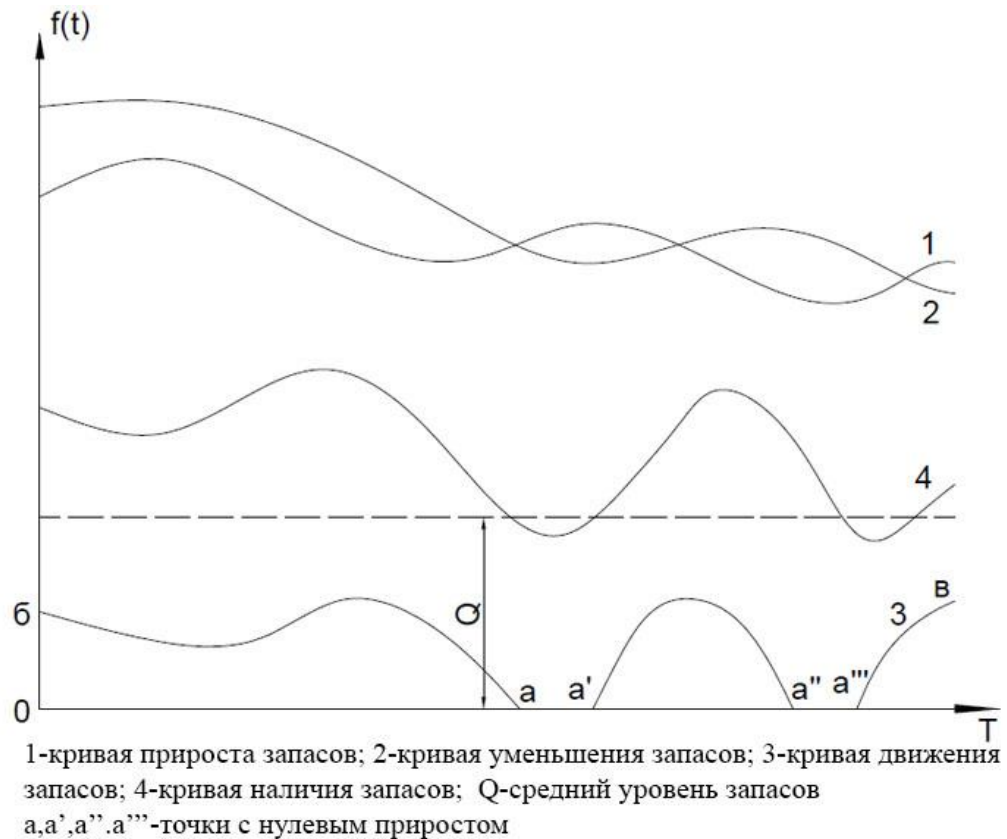


Рисунок 2.10 - График движения запасов

Готовые к выемке запасы (опережение уступов) пополняются на каждом горизонте непрерывно благодаря отработке заходок на верхнем горизонте. Поэтому график функции $f_1(t)$ имеет вид непрерывной кривой с перепадами (см. рисунок 2.12), зависящими от колебаний производительности оборудования на лежащем выше уступе. Уменьшение запасов этой категории носит также непрерывный характер и график функции $f_2(t)$ имеет вид непрерывной кривой. Так как эта категория запасов включает в себя оперативные запасы (опережение процессов), то дискретный характер пополнения последних не влияет на характер функции $f(t)$ запасов опережения уступов. Пополнение вскрытых запасов (опережения вскрышных работ) также происходит непрерывно вследствие постепенного подвигания вскрышных уступов. Уменьшение этих запасов также непрерывно из-за перевода их в готовые к выемке запасы на добычных уступах.

Для разработки методики определения необходимых для нормальной работы карьера запасов различных категорий рассмотрим факторы, влияющие на срыв процесса пополнения запасов и их отгрузки.

Как следует из рисунка 2.10, функция движения запасов $f(t)$ может принимать различные значения. При $f_1(t) = 0$ прирост данной категории запасов равен нулю, при $f_1(t) > 0$ наблюдается прирост запасов, а при $f_1(t) < 0$ имеет место общее уменьшение запасов данной категории вследствие более интенсивного их перевода в высшую категорию по подготовленности.

Для нормальной работы карьера необходимо иметь такой постоянный оптимальный переходящий объем Q запасов, включающий долю δ запасов на компенсацию дефицита данной категории запасов в периоды преобладания их уменьшения над приростом, долю Δ запасов на погашение возможных ошибок в прогнозировании запасов и в планировании горных работ и долю ν запасов на обеспечение нормальной работы последующих звеньев карьера с учетом надежности горно-транспортного оборудования

$$Q = \delta + \Delta + \nu. \quad (2.31)$$

Если определить значения Δ , δ , ν для каждой категории запасов, то можно будет научно обосновать объем этих запасов, необходимый для обеспечения устойчивой работы карьера.

2.4 Выводы по главе 2

1. Подготовка одного и того же объёма запасов по степени подготовленности к выемке различных категорий осуществляется за различный период времени.

2. Размеры страховых запасов различных категорий по степени подготовленности к выемке в случае прекращения их прироста на одно и то же время должны быть различными. Чем больше срок и меньше интенсивность подготовки определённой категории запасов, тем больше должен быть страховой резерв.

3. Для стабильной работы карьера необходимо иметь запас полезного ископаемого каждой категории готовности к выемке в соответствии с нормативными показателями по каждой категории. Расположение указанных запасов следует выполнять соблюдая условие максимальной надежности ведения горных работ.

ГЛАВА 3 ФОРМИРОВАНИЕ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА УПРАВЛЕНИЕМ ШИРИНОЙ РЕЗЕРВНОЙ ПОЛОСЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК

3.1 Стабилизация производительности карьера управлением шириной рабочих площадок

Ширина рабочей площадки напрямую связана с экономической эффективностью открытой разработки месторождения. Ширина рабочих площадок подвержена влиянию различных факторов и изменяется в широких пределах.

«Размер рабочих площадок в общем виде определяется (рисунок 3.1)

$$B_i = B_{\min} + \Delta B_i, \text{ м} \quad (3.1)$$

где $B_{\min}$ - минимальная ширина рабочих площадок, м;

ΔB_i - ширина резервной полосы рабочих площадок, м» [72].

Закона соразмерного развития пограничных горизонтов, м/год

$$v_i \geq v_{(i+1)} - \frac{(B_i - B_{oi})}{t}, \quad (3.2)$$

где v_i - скорость перемещения i -го уступа, м/год;

$v_{(i+1)}$ - скорость движения $(i+1)$ -го, нижележащего уступа, м/год;

B_i - размер рабочей площадки i -го уступа, м;

B_{oi} - минимальный размер рабочей площадки, м;

t – рассматриваемый период времени, лет.

Ширина рабочих площадок при этом тоже может принимать различные значения. Для стабилизации производительности карьера управлением шириной рабочих площадок можно воспользоваться графиком $P = f(T)$ нарастающих объемов добычи полезного ископаемого во времени [81].

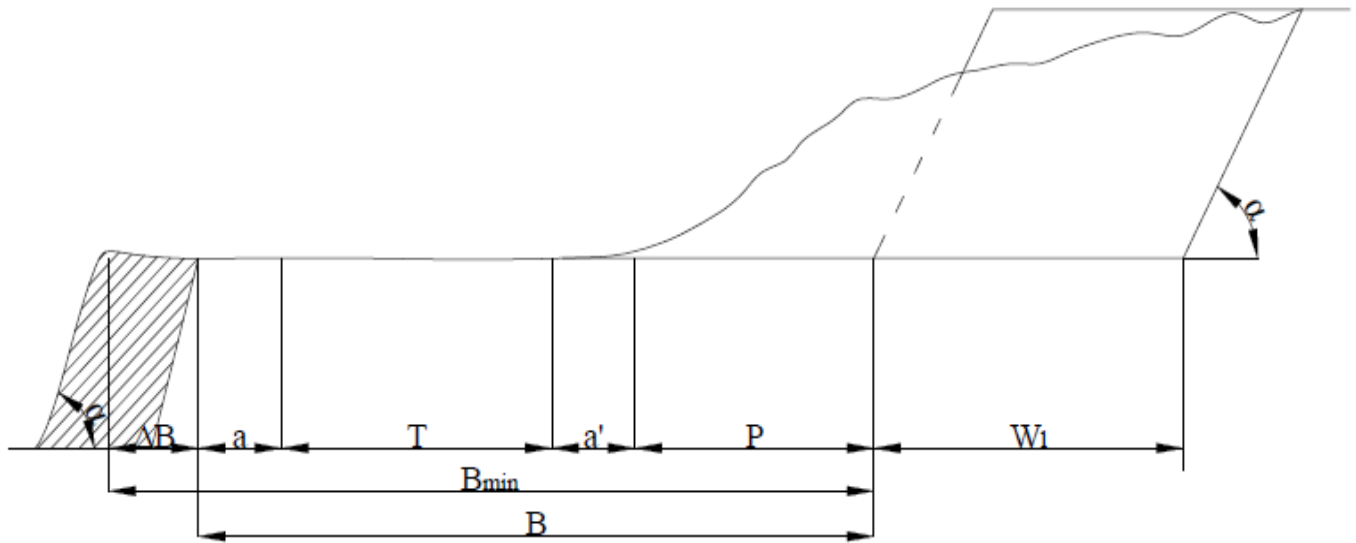


Рисунок 3.1 - Схема к определению ширины рабочих площадок

Время складывается из минимального времени подготовки отдельных горизонтов и определяется с помощью графиков организации работ $L = f(T)$ или аналитически [82]

$$T = \frac{h}{h_g}, \text{ лет} \quad (3.3)$$

где T - период времени подготовки нового горизонта, годы;

h_g - вероятная скорость углубки горных работ, м/год;

h - высота уступа, м.

График $P = f(T)$, рисунок 3.2, таблица 3.1, строится по двум направлениям: первое – разработка месторождения с минимальным размером рабочих площадок – кривая $P_M = f(T)$ и второе - разработка месторождения с максимальным извлечением горной массы – кривая $P_{GM} = f(T)$.

Величина угла наклона кривых $P_M = f(T)$ и $P_{GM} = f(T)$ к оси абсцисс зависит от таких факторов, как значение запаса руды на каждом горизонте, его положения в пределах контуров карьера, степени подготовленности запасов и направления углубки.

Таблица 3.1 - Нарастающие погоризонтные объемы добычи руды при отработке карьера

Горизонты	Время подготовки горизонта, лет	Объем руды при $\varphi_{\max}$, млн. м ³	Нарастающие объемы руды при $\varphi_{\max}$, млн. м ³	Нарастающее время подготовки, лет	Нарастающие объемы руды при $\varphi_{\min}$, млн. м ³	Объемы руды при $\varphi_{\min}$, млн. м ³
130	1,40	4,75	4,75	1,4	23,75	23,75
100	1,35	11,15	15,90	2,75	29,5	5,75
70	1,37	12,55	28,45	4,12	40,5	11,00
40	1,36	15,15	43,60	5,48	53,8	13,30
10	1,35	16,85	60,45	6,83	65,7	11,90
-20	1,33	16,55	77,90	8,16	84,7	19,00
-50	1,34	15,35	92,35	9,50	102,9	18,20
-80	1,30	17,45	109,80	10,80	114,1	11,20
-110	1,33	13,15	122,95	12,13	127,9	13,80
-140	1,35	13,05	136,00	13,48	138,9	11,00
-170	1,36	10,65	146,65	14,84	148,6	9,70
-200	1,37	8,75	155,40	16,20	157,0	8,40
-230	1,35	9,35	164,75	17,55	166,2	9,20
-260	1,35	8,75	173,50	18,90	173,8	7,60
-290	1,32	7,75	181,25	20,22	182,4	8,60
-320	1,35	7,65	188,90	21,57	189,0	6,60
-350	1,35	5,05	193,95	22,92	193,7	3,70
-380	1,33	4,55	198,50	24,25	197,7	4,00
-400	1,35	2,80	201,30	25,60	201,3	3,60

Стабилизированная производительность по полезному ископаемому характеризуется длительным периодом (периодами) с постоянной производительностью по полезному ископаемому, ограниченной горно-техническими факторами крутопадающих месторождений.

Область между кривыми $P_M = f(T)$ и $P_{ГМ} = f(T)$ является результатом разной интенсивности ведения горных работ. Для стабилизации можно воспользоваться этой областью. При стабилизации необходимо учитывать следующие факторы: в период стабильной работы производительность по полезному ископаемому должна соответствовать возможной по горно-техническим факторам; периоды работы с постоянными значениями производительности должны быть не менее срока окупаемости капитальных вложений (7 - 10 лет); величины стабилизированной производительности являются максимально близкими к значениям для кривых $P_M = f(T)$ и $P_{ГМ} = f(T)$; значения углов наклона линии стабилизации к оси абсцисс не должны превышать наибольшего значения угла на кривых $P_M = f(T)$ и $P_{ГМ} = f(T)$.

Стабилизация производительности, представленная на рисунке 3.2, осуществляется в два приема. Первым этапом строятся два периода АВ и ВС стабилизации, расположенные между кривыми $P_M = f(T)$ и $P_{ГМ} = f(T)$. Длительность периодов для рассматриваемого карьера соответственно равна 8, 9 и 7 лет. Производительность карьера по полезному ископаемому [13, 32, 44, 94]

$$A_p = tg\delta = \frac{P}{T}, \text{ м}^3/\text{Год}, \quad (3.4)$$

где δ - величина угла наклона касательной к оси абсцисс, град.;

P - количество полезного ископаемого, м³;

T - рассматриваемый период времени, лет.

Следует учесть, что длительность периода стабилизации ВС не соответствуют отрезку времени в 7 - 10 лет, кроме этого, значение производительности в первый период больше, чем во второй.

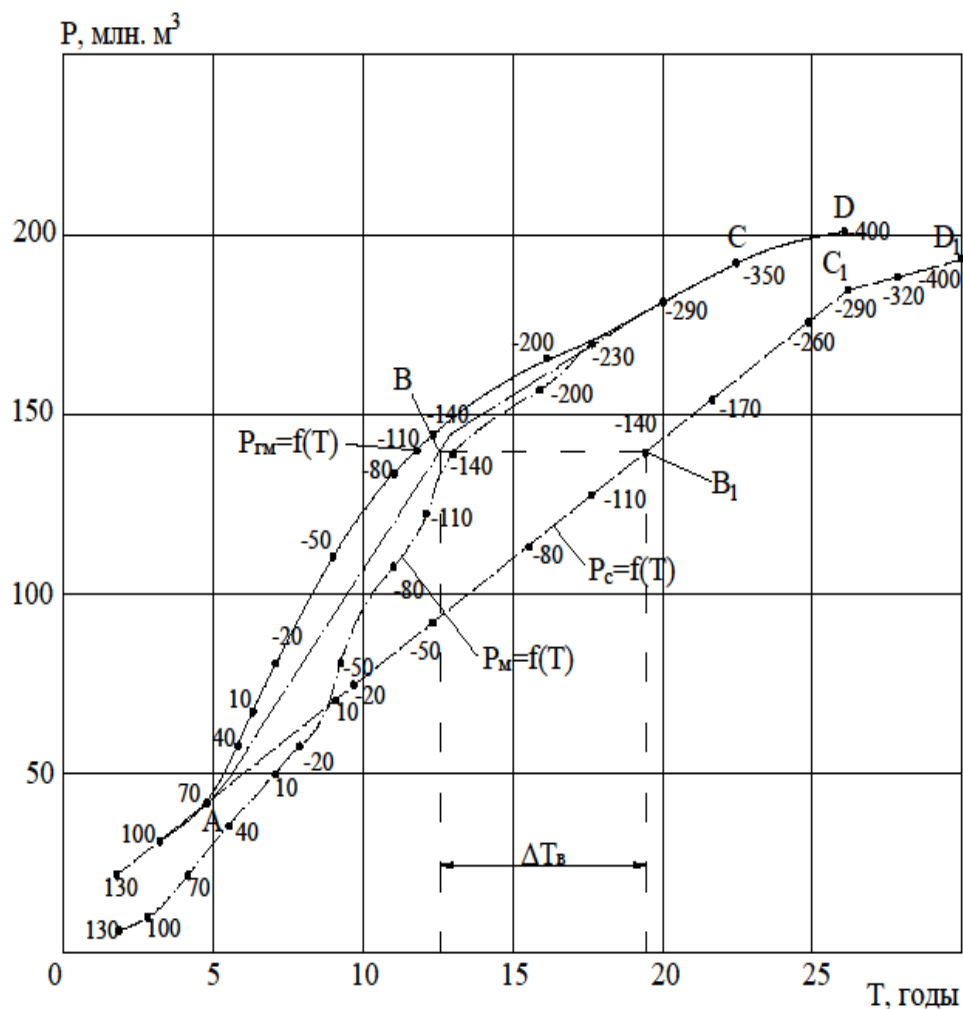


Рисунок 3.2 - Графики $P = f(T)$ нарастающих объемов добычи полезного ископаемого во времени для железорудного карьера

Производительность по полезному ископаемому за период АВ (A_p^{AB})

$$A_p^{AB} = \frac{142,0 - 39,0}{13,1 - 4,2} = 11,57 \text{ млн. м}^3/\text{год},$$

за период ВС (A_p^{BC})

$$A_p^{BC} = \frac{182,0 - 142,0}{20,1 - 13,1} = 5,7 \text{ млн. м}^3/\text{год}.$$

При этом расчетное минимальное время подготовки не изменяется и скорость углубки максимальна. Для окончательной стабилизации необходимо точку «В» переместить параллельно оси абсцисс, чтобы угол наклона прямой АВ₁ был равен углу наклона ВС. Длительность периода увеличится на время ΔT_B . Перенеся прямую ВС параллельно себе, получим прямую окончательной стабилизации АВ₁С₁Д₁. Длительность работы карьера увеличится на 6,4 года. Время работы со

стабилизированной производительностью составит 25,1 года. Величина $(A_p^{AC_1})$ стабилизированной производительности по полезному ископаемому

$$A_p^{AC_1} = \frac{182,0 - 39,0}{29,3 - 4,2} = 5,7 \text{ млн. м}^3/\text{год.}$$

Различие в величинах подвигания уступов для обоих вариантов ведения горных работ по $P_M = f(T)$ и $P_{ГМ} = f(T)$ составит зону между кривыми за счет резерва от наклонной углубки.

Разность (ΔP_H) в извлекаемых объемах для вариантов максимального извлечения горной массы $P_{ГМ} = f(T)$ и стабилизированной производительности $P_C = f(T)$ для установленной глубины карьера (Н)

$$\Delta P_H = \sum_{i=1}^n (\Delta B_i \cdot L_{pi} \cdot h) = \Delta B'_1 \cdot L_{p1} \cdot h + \Delta B'_2 \cdot L_{p2} \cdot h + \dots + \Delta B'_{in} \cdot L_{pn} \cdot h \text{ м}^3, \quad (3.5)$$

где $\Delta B'_{im}$ - значение сокращения размера рабочих площадок n-го уступа в случае со стабилизированной производительностью по сравнению с вариантом максимального извлечения горной массы, имеющим резерв в подвигании, как результат наклонной углубки, м;

L_{p1} - величина длины фронта работ по руде в зоне резерва от наклонного понижения горных работ n-го уступа, м;

h - высота уступов в карьере, м;

n - число добычных уступов.

Таким образом, значение сокращения размера рабочих площадок

$$\Delta B'_C = B_{zmi} - B_{ci}, \text{ м} \quad (3.6)$$

где B_{zmi} - размер рабочей площадки i-го уступа для варианта ведения горных работ с максимальным извлечением горной массы, м;

B_{ci} - размер рабочей площадки i-го уступа при варианте стабилизированной производительности, $B_{zmi} \geq B_{ci} \geq B_{\min}$.

В трудах [27, 54] описано, что при наклонном понижении горных работ необходимое подвигание лежащих выше горизонтов, позволяющее осуществлять

вскрытие и подготовку данного горизонта, различно в смежных направлениях. В направлении понижения горных работ:

$$\ell_1 = h \cdot (\operatorname{ctg} \varphi_1 + \operatorname{ctg} \beta), \text{ м} \quad (3.7)$$

в противоположном направлении:

$$\ell_2 = h \cdot (\operatorname{ctg} \varphi_2 + \operatorname{ctg} \beta), \text{ м} \quad (3.8)$$

где φ_1, φ_2 - углы откосов бортов карьера, град.;

β - угол направления понижения горных работ, град.

При этом на горизонтах должен соблюдаться минимальный размер рабочих площадок. При минимальном расстоянии экскаваторной заходки, за минимальный период подготовки горизонта значение перемещения (ℓ_2), в направлении противоположном направлению углубки, возможно увеличить до значения ℓ_1 (рисунок 3.3). Размер рабочих площадок в данном направлении будет иметь вид

$$B_{\text{зми}} = B_{\text{min}} + \Delta B'_i, \text{ м}, \quad (3.9)$$

Тогда

$$\Delta B' = h \cdot (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta) - h \cdot (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \beta) = 2 \cdot h \cdot \operatorname{ctg} \beta. \quad (3.10)$$

Тогда с учетом формулы (3.8)

$$B_{\text{зми}} = B_{\text{min}} + 2 \cdot h \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}. \quad (3.11)$$

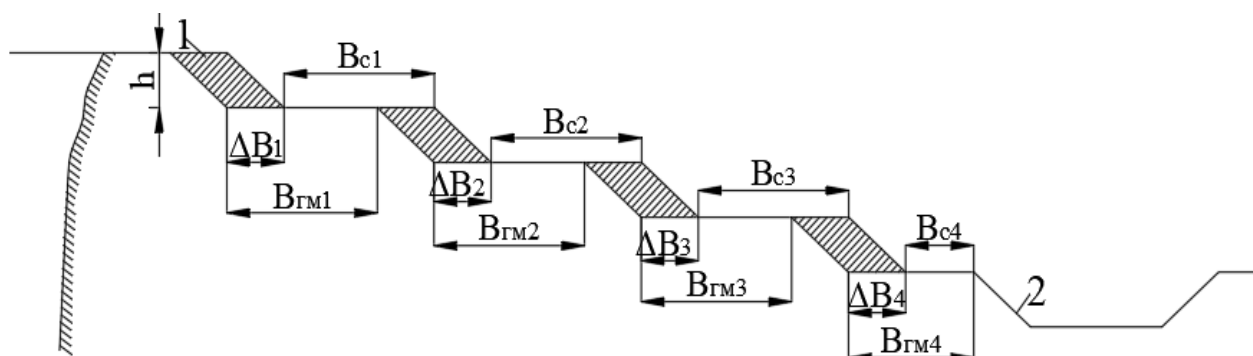


Рисунок 3.3 – Схема к установлению необходимого подвигания горизонтов при вскрытии и подготовке горизонта

Для построения плана горных работ, соответствующего стабилизированной производительности карьера по полезному ископаемому, необходимо для требуемой глубины горных работ определить разницу (ΔP_H) в извлекаемых объемах

полезного ископаемого для двух вариантов $P_M = f(T)$ и $P_{ГМ} = f(T)$. Это можно сделать, используя график $P = f(T)$ (рисунок 3.2). На горизонтальных планах или совмещенном плане горных работ замеряется длина добычного фронта на каждом горизонте в зонах резерва, полученных от применения наклонной углубки. Возникает вопрос об определении величины $(\Delta B'_i)$ сокращения подвигания рабочих площадок в случае стабилизации в области запаса от наклонного понижения горных работ.

Если принять $\Delta B'_i$ равной для всех уступов, то $\Delta B'_i = \Delta B'_2 = \Delta B'_3 = \dots = \Delta B'_n$ и формула (3.5) примет вид

$$\Delta P_H = h \cdot \Delta B'_i \sum_{i=1}^n L_{pi}, \text{ м}^3 \quad (3.12)$$

$$\Delta B_i = \frac{\Delta P_H}{h \cdot \sum_{i=1}^n L_{pi}}, \text{ м} \quad (3.13)$$

Ширина рабочих площадок (B_{ci}) для варианта стабилизированной производительности в зоне резерва при

$$B_{C4} = B_{зм4} - \Delta B'_4 \quad (3.14)$$

$$B_{C3} = B_{зм3} - \Delta B'_3 + \Delta B'_4 \quad (3.15)$$

$$B_{C2} = B_{зм2} - \Delta B'_2 + \Delta B'_3 \quad (3.16)$$

$$B_{C1} = B_{зм1} - \Delta B'_1 + \Delta B'_2 \quad (3.17)$$

то есть при наличии сокращения в подвигании рабочих площадок на i -ом и нижележащем $(i+1)$ -ом горизонте

$$B_{Ci} = B_{зми} + \Delta B'_{i+1} - \Delta B'_i, \quad (3.18)$$

где $\Delta B'_i$ - величина сокращения в подвигании рабочих площадок i -го уступа.

Формулу (3.18) можно представить в виде

$$B_{зми} - B_{Ci} = \Delta B'_i - \Delta B'_{i+1} \quad (3.19)$$

В случае принятия условия, что $\Delta B'_1 = \Delta B'_2 = \dots = \Delta B'_n$ и наличия величин сокращения в подвигании на i -ом и $(i+1)$ -ом горизонтах

$$\Delta B'_i - \Delta B'_{i+1} = 0$$

$$B_{\text{зми}} = B_{\text{си}}$$

Таким образом, в случае уменьшения в подвигании на $\Delta B'_i$ размер рабочих площадок на данных уступах останется без изменения.

«Возможны два случая при

$$\begin{aligned} 1) \quad B_{\text{зми}} &\geq B_{\text{си}}, & \Delta B'_i &\geq \Delta B'_{i+1} \\ 2) \quad B_{\text{зми}} &\leq B_{\text{си}}, & \Delta B'_i &\leq \Delta B'_{i+1}. \end{aligned}$$

В соответствии с формулами (3.17, 3.18):

$$\Delta B_{\text{рез}i} = B_{\text{зми}} - B_{\text{мин}} + \Delta B'_{i+1} - \Delta B'_i. \quad (3.20)$$

При увеличении на некоторую величину (рисунок 3.4) $\Delta B'_i$ резервная полоса i -го уступа ($\Delta B_{\text{рез}i}$) сократится пропорционально увеличению, а $\Delta B_{\text{рез}(i-1)}$ вышележащего уступа пропорционально возрастает» [62]. «Таким образом, распределение по уступам величины сокращения подвигания рабочих площадок связано с вопросом поддержания оптимальной величины резервной полосы рабочих площадок.

Если распространить сокращение подвигания полосы рабочих площадок в зоне резерва на вскрышные уступы, то при увеличении $\Delta B'_i$ на верхнем добычном уступе можно увеличить эту же величину на вскрышных уступах и тем самым отнести извлечение соответствующих объемов вскрыши на более поздний срок»[42].



Алгоритм должен иметь основной своей целью задачу по нахождению значений показателей решения, при которых целевая функция принимает максимальную величину.

$$\Delta B'_1 = (B_{\mathcal{M}1} - B_{\mathcal{C}1} + \Delta B'_2) \rightarrow \max. \quad (3.21)$$

обходимый для решения задачи, представляется сле-

1) Формируется база исходных данных:

- 1) Формируется база исходных данных:
 - а) разница ΔP_H в извлекаемых объемах полезного ископаемого для двух вариантов $P_{зм} = f(T)$ и $P_c = f(T)$ ведения горных работ;
 - б) расстояние фронта работ по руде на горизонте L_{pi} ;

- в) высота горизонтов в карьере, h ;
- г) минимальный размер рабочих площадок, $B_{\min}$;
- д) размер рабочей площадки i -го горизонта в случае с максимальным извлечением горной массы $B_{\text{зми}}$.

2) Проводится формирование вариантов и определение значения уменьшения перемещения рабочих площадок на горизонтах $\Delta B'_i$, оказывающих влияние на весь ход дальнейших расчетов по формуле $\Delta B'_1 = (B_{\text{зми}} - B_{\text{с1}} + \Delta B'_2)$.

3) Осуществляется проверка на недопущение превышения сокращения подвигания рабочих площадок нижележащего уступа над вышележащим по зависимости

$$\Delta B'_{(i-1)} \geq \Delta B'_i \geq \Delta B'_{(i+1)}$$

4) Определяется ширина рабочих площадок для варианта стабилизированной производительности по руде в области резерва от наклонного понижения горных работ

$$B_{\text{ci}} = B_{\text{гм}} - \Delta B'_i + \Delta B'_{(i+1)}.$$

5) Проводится проверка выполнения условия превышения или равенства ширины рабочих площадок вышележащих уступов над нижележащим для варианта стабилизированной производительности по руде в области резерва от наклонного понижения горных работ по зависимости $B_{\text{ci}} \geq B_{\text{с}(i+1)}$.

6) Осуществляется проверка превышения, полученного в четвертом блоке значения ширины рабочих площадок, относительно минимальной ширины рабочих площадок по зависимости $B_{\text{ci}} > B_{\min}$.

7) Устанавливается ограничение величин погоризонтных объемов, составляющих разность в извлекаемых объемах $\Delta B'_{(i-1)} L_{p(i-1)} h > \Delta B'_i L_{pi} h$.

8) Определяется соответствие полученного объема сокращения подвигания рабочих площадок добычных уступов необходимому объему $\Delta P_{\text{н}}$

$$\Delta P_n = \sum_{i=1}^n \Delta B'_i L_{pi} h_i .$$

Решение данной задачи представляет собой многошаговый процесс. Оптимальное решение принимается по модели, отображающей ситуацию, где принимаемое решение есть функция ранее предпринятых действий и полученной при этом информации. Представленная задача может быть решена методом динамического программирования.

3.2 Усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши управлением шириной рабочих площадок карьера

Для усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши необходимо построить график нарастающего количества вмещающих пород от нарастающего количества руды по мере углубки $V = f(P)$ (рисунок 3.5) [9].

Построение графика $V = f(P)$ осуществляется в соответствии с оптимизированными положениями горных выработок в момент полной подготовки горизонта карьера.

Используя этот график можно стабилизировать эксплуатационный коэффициент вскрыши по периодам работы карьера. Полученные положения горных выработок в момент полной подготовки горизонта карьера обеспечивают стабилизированную производительность карьера по полезному ископаемому. При этом на вскрышных горизонтах не реализовывалось уменьшение ни в подвигании рабочих площадок, ни в сокращении скорости подвигания горизонта.

Наименьшие величины эксплуатационного коэффициента вскрыши обеспечивает кривая $V = f(P)$, занимающая нижнее положение, однако на момент полной подготовки горизонта требуется соблюдения достижение заданной стабилизированной производительности по руде.

Решением может служить пара вариантов [56] расположения прямых стабилизации. В первом случае прямые стабилизации эксплуатационного коэффициента вскрыши $V_k = f(P)$ располагаются над кривой $V_c = f(P)$, посреди кривых $V_{зм} = f(P)$ и $V_c = f(P)$. В данном варианте на момент полной подготовки горизонта требуется дополнительно извлечь объем ΔV_H вмещающих пород при условии сохранения темпа добычи по руде.

Во втором случае прямые стабилизации эксплуатационного коэффициента вскрыши $V_k = f(P)$ располагаются под кривой $V_c = f(P)$. Данный случай предпочтительнее, потому что подразумевает получение меньшего эксплуатационного коэффициента вмещающих пород. Более того, на момент полной подготовки горизонта требуется удалить меньшее количество вмещающих пород $\Delta V'$, что возможно при уменьшении в подвигании рабочих площадок на вскрышных уступах, в области запаса от наклонной углубки или на добычных, в зоне фронта работ по породе.

Рассмотрим возможность проведения стабилизации эксплуатационного коэффициента вскрыши на примере месторождения, добывающего железную руду (рисунок 3.5, таблица 3.2). В данном случае имеют место оба вышеуказанных варианта, при которых прямые стабилизации располагаются выше и ниже кривой $V_c = f(P)$.

В связи с тем, что рабочий борт карьера в поперечном сечении имеет при стабилизации производительности по руде криволинейную форму откоса, положение прямых стабилизации возможно располагать ниже кривой $V_c = f(P)$.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши второго периода отработки карьера

$$n_2^{BC} = \frac{532 - 434}{188,9 - 135} = 1,82 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

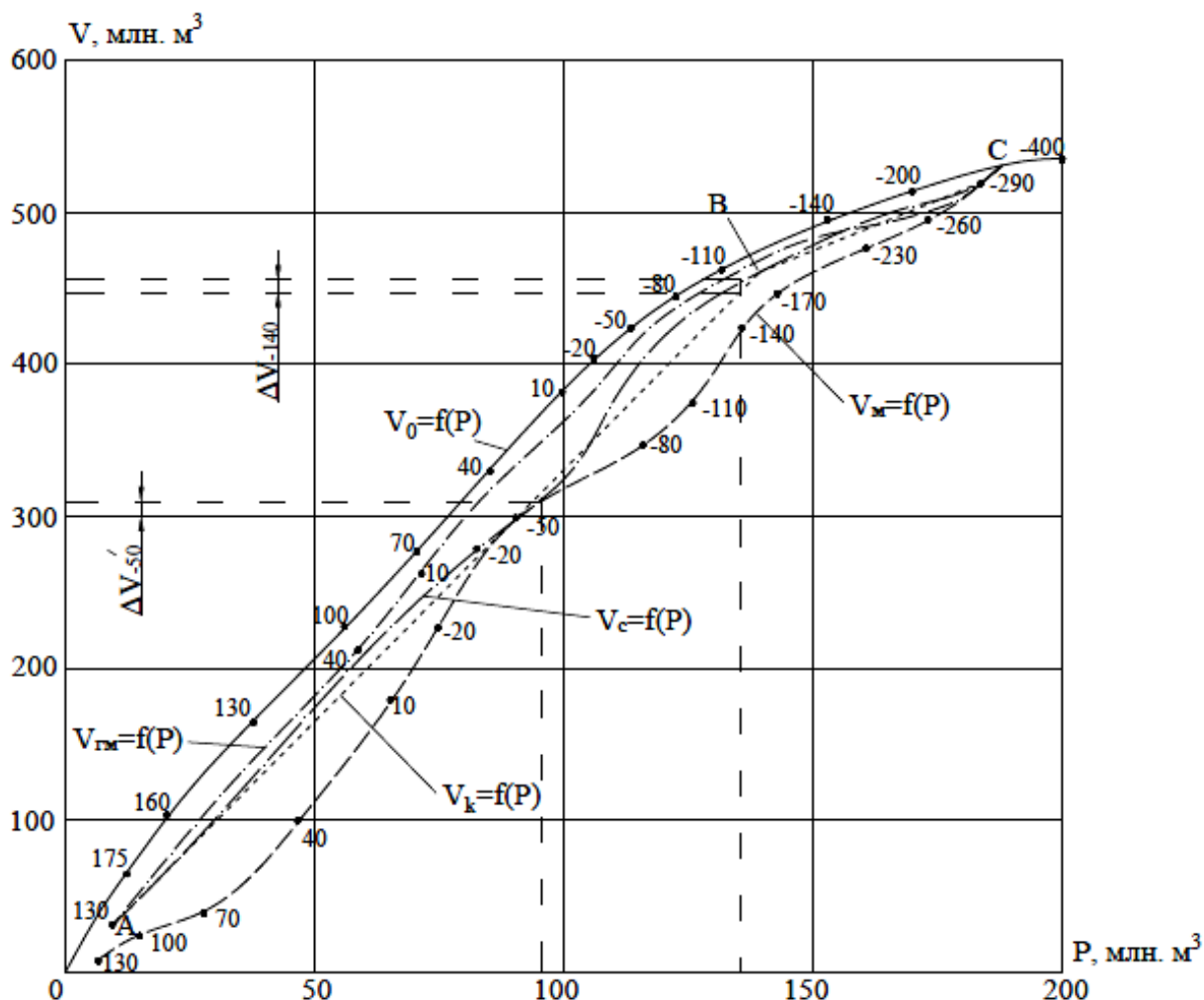


Рисунок 3.5 - Графики $V = f(P)$ нарастающего количества вмещающих пород от нарастающего количества руды для железорудного карьера

Если рассмотреть момент полной подготовки горизонтов – 50 и –140, то можно заметить, что для горизонта – 50, на момент окончания подготовки, объем вскрыши, удаленной из карьера ($V_{(-50)}$), составляет 315 млн.м³ при 94 млн.м³ добытой руды для варианта усредненной производительности по руде.

На момент окончания подготовки горизонта – 140 по прямой стабилизированной производительности по руде $V_e = f(P)$ общее количество удаляемых пустых пород составит 440 млн.м³ при количестве общей добычи 134 млн.м³.

Разница в объемах вскрыши $\Delta V_{(-140)}$ для этих вариантов составит 12 млн.м³. В этом случае стабилизация эксплуатационного коэффициента вскрыши может осуществляться увеличением производительности по полезному ископаемому при сохранении уровня вскрыши.

Разница в извлекаемых объемах вскрыши по полезному ископаемому и $V_K = f(P)$ - стабилизированного эксплуатационного коэффициента вмещающих пород для указанной глубины горной выработки:

$$\Delta V_H = \Delta B'_{B1} \cdot L_{B1} \cdot h + \Delta B'_{B2} \cdot L_{B2} \cdot h + \Delta B'_{B3} \cdot L_{B3} \cdot h + \dots + \Delta B'_{Bn} \cdot L_{Bn} \cdot h, \quad (3.22)$$

где $\Delta B'_{B1}, \Delta B'_{B2}, \Delta B'_{Bn}$ - величина сокращения ширины рабочих площадок 1-го, 2-го, n-го уступа по вскрыше в зоне резерва при работе со стабилизированным эксплуатационным коэффициентом вмещающих пород по сравнению со случаем стабилизированной производительности по руде, м;

$L'_{B1}, L'_{B2}, L'_{Bn}$ - расстояние фронта работ по вмещающим породам в области запаса от наклонного понижения горных работ 1-го, 2-го, n-го уступа, м;

h - высота уступов на карьере, м;

n - число уступов, имеющих фронт работ по пустым породам в области запаса от наклонного понижения горных работ.

Надежность работы системы-карьер будет выше, если значение уменьшения подвигания рабочих площадок по пустым породам вышележащего ($\Delta B'_{Bi}$) уступа преобладает над нижележащим ($\Delta B'_{B(i+1)}$) (рисунок 3.6) при соблюдении ограничения $B_{ci} \geq B_{c(i+1)}$ для вскрышных уступов. В этом случае $B_{zmi} \geq B_{ci}$.

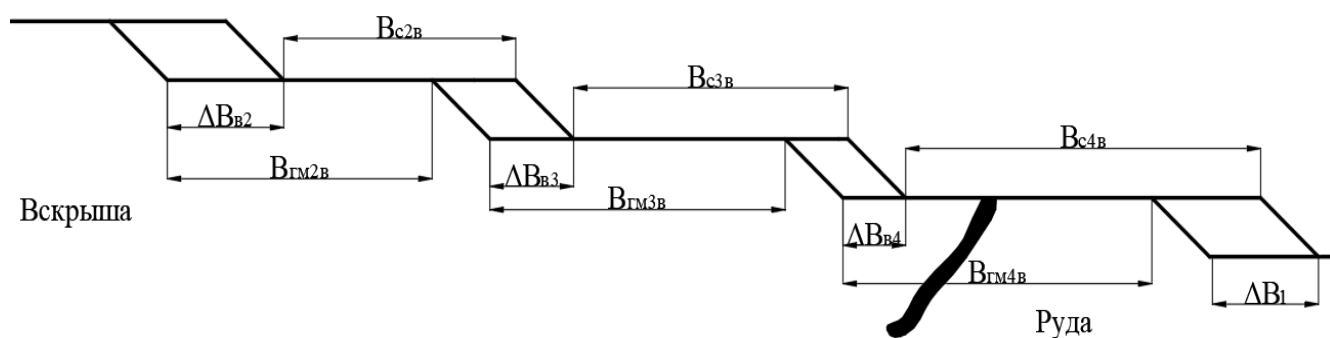


Рисунок 3.6 – Схема к определению сокращения подвигания рабочих площадок вскрышных уступов

Таблица 3.2 - Изменение объемов руды, пустой породы в процессе отработки карьера, млн. м³

Горизонты подго- товки		Горизонты выемки																			
		190		175		160		130		100		70		40		10		-20		-50	
		P	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	P
130		0,6	1,7	1,8	2,3	2,3	3,1	0,05	-												
100		1,0	6,9	2,0	4,5	4,1	5,2	4,0	3,5	0,05	-										
70		0,6	4,8	0,4	5,2	2,0	10,0	4,6	8,9	4,9	3,0	0,05	-								
40		1,1	5,3	0,8	7,5	1,7	8,8	2,4	11,6	4,5	8,0	4,6	3,0	0,05	-						
10		0,6	4,6	0,6	7,2	2,2	9,8	2,2	15,0	3,0	17,6	3,6	11,6	4,6	2,8	0,05	-				
-20		0,2	1,1	0,3	2,1	0,9	6,2	1,4	11,2	1,3	11,7	1,8	13,1	5,1	9,6	5,5	2,2	0,05	-		
-50				0,1	1,6	0,4	4,0	0,9	8,5	1,1	9,5	1,7	12,2	2,6	10,9	3,5	7,0	5,0	2,2	0,05	-
-80								0,9	5,4	1,4	8,8	2,0	9,2	2,2	11,0	2,6	9,3	4,2	7,0	4,1	2,9
-110												0,1	5,2	0,6	8,0	1,2	10,8	2,7	9,6	3,9	5,2
-140														0,1	3,7	0,8	9,0	1,6	9,0	2,3	8,3
-170																		0,3	5,4	0,4	7,7
-200																				0,4	4,4
-230																					
-260																					
-290																					
-320																					
-350																					
-380																					
-400																					
Итого		4,1	24,4	6,0	30,4	13,6	47,1	16,45	64,1	16,25	58,8	13,85	54,3	15,25	46,0	13,65	38,3	13,85	33,2	11,15	28,5
Нарастающий	P	4,1		10,1		23,7		40,15		56,4		70,25		85,5		99,15		113,0		124,15	
объем	V		24,2		54,8		101,9		166,0		224,8		279,1		325,1		363,4		396,0		425,1

Продолжение таблицы 3.2

Горизонты подго- товки		Горизонты выемки																	
		-80		-110		-140		-170		-200		-230		-260		-290		-320	
		V	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	V	P	V
130																			
100																			
70																			
40																			
10																			
-20																			
-50																			
-80		0,05	-																
-110		4,6	2,3																
-140		3,7	6,6	4,5	2,0	0,05	-												
-170		1,7	8,0	3,9	5,4	4,3	1,9	0,05	-										
-200		-	6,4	1,4	7,0	3,4	5,0	3,5	2,0	0,05	-								
-230				-	3,7	0,7	7,0	4,2	7,0	4,4	4,0	0,05	-						
-260				-	0,9	0,1	0,1	0,6	6,2	4,6	4,1	3,4	3,7	0,05	-				
-290											4,9	3,5	4,3	4,2	3,2	0,05	-		
-320												0,1	2,3	2,7	3,6	4,9	2,3	0,05	-
-350																0,9	1,9	4,1	2,0
-380																		0,6	1,1
-400																			
Итого		10,05	23,3	9,85	19,0	8,55	17,0	8,35	15,2	9,05	13,0	7,05	10,3	6,95	6,8	5,75	4,2	4,75	3,1
Нарастаю- щий объем	P	134,2		144,5		152,6		160,05		170,0		177,05		184,0		189,75		194,5	
	V		448,4		467,4		484,4		499,6		512,6		522,9		529,7		533,9		537,0

Продолжение таблицы 3.2

Горизонты подготовки		Горизонты выемки									
		-350		-380		-400		Итого		Нарастающий объем	
		P	V	P	V	P	V	P	V	P	V
130								4,75	7,1	4,75	7,1
100								11,15	20,1	15,90	27,2
70								12,55	31,9	28,45	59,1
40								15,15	44,2	43,60	103,3
10								16,85	68,6	60,45	171,9
-20								16,55	57,3	77,0	229,2
-50								15,75	56,0	92,35	289,2
-80								17,45	53,6	109,8	338,8
-110								13,15	41,1	127,95	379,9
-140								13,05	38,6	136,0	418,5
-170								10,65	28,4	146,05	446,9
-200								8,75	24,8	155,4	471,7
-230								9,35	21,7	164,75	493,4
-260								8,75	18,0	173,5	511,4
-290								7,75	12,4	181,25	523,8
-320								7,65	8,2	188,9	532,0
-350		0,05	-					5,05	3,9	193,95	535,9
-380		3,9	1,2	0,05	-			4,55	2,3	198,5	538,2
-400		0,1	0,8	1,6	1,0	1,1	-	2,8	1,8	201,3	540,0
Итого		4,05	2,0	1,65	1,0	1,1	-	201,3	540,0		
Нарастающий объем	P	198,55		200,2		201,3		201,3		201,3	
	V		539,0		540,0		540,0		540,0		540,0

Величина рабочих площадок $B_{\text{эм}i}$ при максимальном удалении горной массы определяется их положением относительно направления развития работ в плане при подготовке смежного горизонта. Рабочие площадки в этом случае определяются при вскрытии и подготовке пограничного нижерасположенного горизонта и при дальнейшей работе не изменяются. Основным критерием, влияющим на определение максимальной ширины рабочей площадки является угол углубки [83].

Установление значения уменьшения перемещения рабочих площадок на вскрышных уступах, обеспечивающего надежность проектных решений о производительности и сокращении влияния удаления вмещающих пород на добычные, должно реализовываться на базе разработанного алгоритма, где признаком оптимальности является максимальное уменьшение перемещения рабочих площадок на верхнем вскрышном уступе в области запаса от наклонного понижения горных работ при выполнении условий

$$\Delta B'_{B_1} = B_{\text{эм}1B} - B_{\text{с}1B} + \Delta B'_{B_2} \rightarrow \max \quad (3.23)$$

1) Формируется база исходных данных:

а) разность ΔV_H в удаляемом количестве пустых пород для вариантов стабилизированной производительности по руде $V_c = f(P)$ и стабилизированному эксплуатационному коэффициенту вмещающих пород $V_K = f(P)$;

б) расстояние фронта работ на горизонте по удалению вмещающих пород, L_{Bi} ;

в) высота уступа h ;

г) минимальный размер рабочих площадок $B_{\min}$;

д) размер рабочей площадки i -го уступа пустых пород при максимального извлечения горной массы, $B_{\text{эм}iB}$.

2) Проводится формирование вариантов и определение величин сокращения подвигания рабочих площадок вскрышных уступов $\Delta B'_{Bi}$, влияющих на последующие расчеты

$$\Delta B'_{B1} = B_{\text{эм1B}} - B_{\text{с1B}} + \Delta B'_{B2} .$$

3) Происходит проверка на недопустимость превышения сокращения продвижения рабочих площадок вскрышных нижележащих уступов над вышележащими

$$\Delta B'_{b(i-1)} \geq \Delta B'_{bi} \geq \Delta B'_{b(i+1)} .$$

4) Устанавливается размер рабочих площадок по вмещающим породам для варианта стабилизированного эксплуатационного коэффициента вскрыши в области запаса от наклонного понижения горных работ

$$B_{\text{cib}} = B_{\text{гмib}} - \Delta B'_{bi} + \Delta B'_{b(i+1)} .$$

5) Проводится контроль за выполнением условия обеспечения превышения или равенства ширины стабилизированных рабочих площадок нижележащих вскрышных уступов над вышележащими

$$B_{\text{cib}} \geq B_{\text{с(i+1)b}} .$$

6) Осуществляется проверка превышения, полученного в четвертом блоке значения ширины рабочих площадок относительно минимальной ширины рабочих площадок

$$B_{\text{cib}} > B_{\text{min}} .$$

7) Проводится ограничение величины погоризонтных объемов, составляющих разность в извлекаемых объемах вскрыши

$$\Delta V_{\text{H}} = \sum_1^n \Delta B'_{bi} L_{bi} h_i .$$

8) Проводится проверка соответствия полученного объема сокращения продвижения рабочих площадок вскрышных уступов с необходимым объемом ΔV_{H}

$$\Delta B'_{b(i+1)} L_{b(i+1)} h > \Delta B'_{bi} L_{bi} h$$

9) Формируется оптимальный вариант.

Методически стабилизация производительности карьера по полезному ископаемому с дальнейшей стабилизацией эксплуатационного коэффициента

вскрыши с помощью регулирования ширины рабочих площадок может быть представлена в следующем виде:

1) При проектировании карьеров необходимо обеспечить максимально возможную стабилизацию производительности карьера по полезному ископаемому и оптимальное распределение объемов вскрыши – перенесение их извлечения на возможный более поздний срок, оптимальное развитие горных работ.

2) Для стабилизации производительности карьера по руде необходимо пользоваться графиком нарастающего количества руды во времени $P = f(T)$ (рисунок 3.2).

Для этого отстраиваются две функции: максимум удаления горной массы из резервной зоны при наклонном понижении горных работ $P_{зм} = f(T)$ и вариант, при котором принимается минимальный размер рабочей площадки $P_m = f(T)$.

3) Выполняется стабилизация производительности по руде за два последовательных шага: определяются периоды стабилизированной производительности по руде и отстраивается график $P_c = f(T)$.

4) Разность ΔP_H в удаляемом количестве руды для вариантов максимального извлечения горной массы $P_{зм} = f(T)$ и стабилизированной производительности по руде $P_c = f(T)$ определяется на момент окончания подготовки каждого горизонта по графику $P = f(T)$.

5) Разработанный алгоритм позволяет определить величины сокращения перемещения рабочих площадок на уступах, отрабатывающих руду в области запаса от наклонного понижения горных работ ΔB_i .

6) «Готовятся планы горных работ на момент полной подготовки горизонтов. На совмещенном плане горных работ уменьшается перемещение рабочих площадок на добычных уступах в области запаса на величины, определенные расчетом, обеспечивающим надежность развития работ и принятия решения по производительности карьера.

- 7) Чертятся графики нарастающего количества пустой породы $V = f(T)$ по отношению к нарастающему количеству полезного ископаемого:

$$V_o = f(T); V_{зм} = f(T); V_c = f(T).$$
- 8) По собранным данным строится график $V_K = f(T)$.
- 9) Графоаналитическим методом проводят усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши.
- 10) Проводят неравномерное распределение по высоте борта резервной полосы по вскрышным уступам.
- 11) Осуществляют корректировку планов развития горных работ на каждый год в части разработки пустых пород» [30].

3.3. Формирование рабочей зоны карьера при нормативном подвигании уступов

«Формирование рабочей зоны карьера в пространстве и времени осуществляется при изменении ширины рабочих площадок, подвигании рабочего борта в процессе развития горных работ. Регулирование шириной рабочей площадки при соблюдении закономерностей формирования карьерного пространства позволяет формировать рабочую зону борта карьер. Как показали исследования, при формировании рабочей зоны с углубкой карьера рабочие уступы при горизонтальном подвигании должны опережать нижележащий уступ на большую величину, чем минимальная ширина рабочей площадки, а при развитии горных работ в глубину на нижнем рабочем уступе должна сохраняться минимальная ширина рабочей площадки.

Формирование рабочей зоны карьеров, разрабатывающих крутопадающие месторождения, происходит в двух направлениях – горизонтальное подвигание уступов и вертикальная углубка карьера. Установлено, что выражением взаимосвязи между двумя направлениями являются зависимости:

$$h_z \leq \frac{v}{\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta} \text{ м/год,} \quad (3.24)$$

$$h'_z \leq \frac{v'}{\operatorname{ctg} \varphi_1 + \operatorname{ctg} \beta} \text{ м/год,} \quad (3.25)$$

где h_z, h'_z - скорость углубки карьера в зависимости от интенсивности работ со стороны висячего и лежащего боков залежи соответственно, м/год;

v, v' - горизонтальная скорость подвигания рабочих уступов в сторону висячего и лежащего боков залежи соответственно, м/год;

β - угол направления углубки карьера, град.;

φ, φ_1 - углы откоса рабочего борта со стороны висячего и лежащего боков залежи соответственно, град.

Закон соразмерного развития горизонтов представляет зависимость

$$v_i \geq v_{i+1} - \frac{1}{t} \cdot (B_i - B_M), \text{ м/год,} \quad (3.26)$$

где v_i, v_{i+1} - линейная скорость перемещения i -го и нижележащего $(i+1)$ -го уступа, м/год;

t - рассматриваемый период времени, лет;

B_i - размер рабочей площадки i -го уступа, м;

B_M - минимальный размер рабочей площадки, м»[85].

«При соблюдении ограничения для рабочего борта карьера

$$\frac{N_\phi \cdot Q_\phi}{h \cdot L_\phi} \geq v_H, \quad (3.27)$$

где N_ϕ - суммарное количество экскаваторов, работающих одновременно на рабочем борту;

Q_ϕ - производительность экскаватора, м³/год;

h - высота уступа, м;

L_ϕ - суммарное расстояние фронта работ по борту, м;

v_H - требуемая линейная скорость подвигания рабочих уступов, м/год» [24].

«В таком случае для уступов рабочего борта действует ограничение

$$\frac{N_i \cdot Q_{\text{э}}}{h \cdot L_i} \geq \frac{N_{i+1} \cdot Q_{\text{э}}}{h \cdot L_{i+1}} - \frac{\Delta B_i}{t}, \quad (3.28)$$

где N_i - количество экскаваторов на i -ом уступе;

N_{i+1} - количество экскаваторов на нижележащем $(i+1)$ -ом уступе;

L_i - расстояние фронта работ на i -ом уступе, м;

L_{i+1} - расстояние фронта работ на нижележащем $(i+1)$ -ом уступе;

ΔB_i - размер резервной полосы рабочей площадки на i -ом уступе, м;

t - рассматриваемый период времени, лет.

Количество экскаваторов для достижения условия подвигания фронта

$$N_i = \frac{v_i \cdot L_i \cdot h}{Q_{\text{э}}}. \quad (3.29)$$

Согласно [110] площадь поверхности площадки можно найти по формуле

$$S_i = L_i \cdot (B_M + \Delta B_i + h \cdot \text{ctg} \alpha), \text{ м}^2 \quad (3.30)$$

где α - угол откоса уступа, град» [72].

Необходимо рассчитать нормативную скорость перемещения фронта работ при сохранении минимального размера рабочей площадки:

$$v_H = h_{\text{э}} \cdot (\text{ctg} \varphi_{\text{max}} \pm \text{ctg} \beta), \text{ м/год} \quad (3.31)$$

$$h_{\text{э}} = \frac{h}{T}, \text{ м/год} \quad (3.32)$$

где T – длительность подготовки нового горизонта, лет,

$$h \cdot \text{ctg} \varphi = B_i + h \cdot \text{ctg} \alpha \quad (3.33)$$

«Линейное перемещение уступов при подготовке горизонта

$$\ell_i = v_i \cdot t \geq h \cdot (\text{ctg} \varphi \pm \text{ctg} \beta), \text{ м} \quad (3.34)$$

$$\ell_i = B_i + h \cdot (\text{ctg} \alpha \pm \text{ctg} \beta), \text{ м.} \quad (3.35)$$

При использовании вскрытия и отработки месторождения системой поперечных заходок требуется учитывать, что величина горизонтального подвигания будет составлять

$$\ell_i = h_z \cdot (\operatorname{ctg} \theta \pm \operatorname{ctg} \omega), \text{ м}$$

где θ - угол откоса рабочего борта по простиранию, град.;

ω - угол направления углубки по простиранию, град»[85].

Нормативное перемещение уступов (рисунок 3.7) при сохранении минимального размера рабочей площадки

$$\ell_H = \nu_H \cdot T \quad (3.36)$$

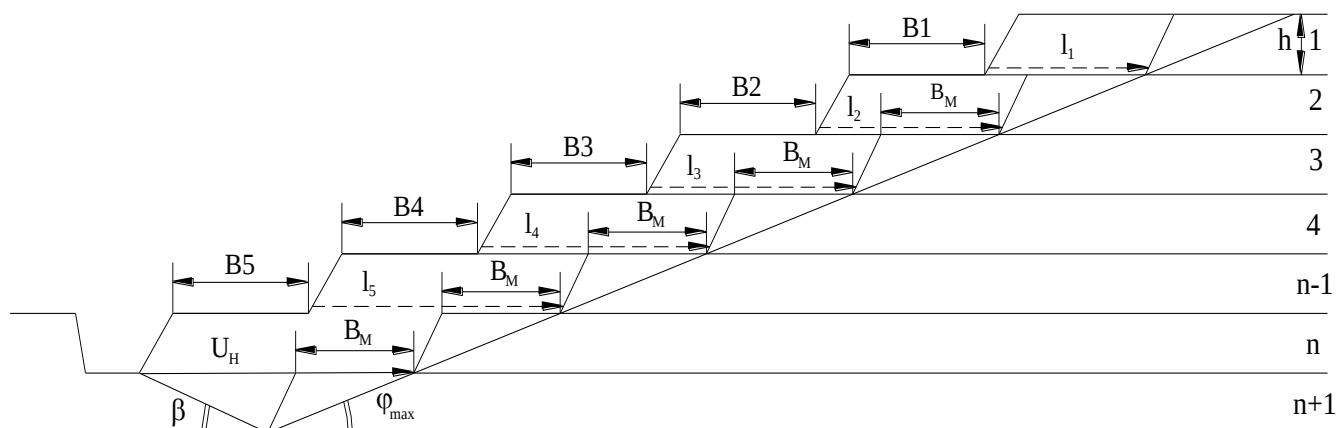


Рисунок 3.7 - Схема нормированного перемещения рабочего борта по мере понижения горных работ

Учитывая формулы (3.34) и (3.35), для i -го уступа

$$\ell_i = \ell_H - \sum_n^i B_i + \sum_n^i B_{Mi}, \text{ м} \quad (3.37)$$

$$\ell_i = \sum_{n+1}^i B_{Mi} - \sum_n^i B_i + h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha \pm \operatorname{ctg} \beta_{(n \rightarrow (n+1))}), \text{ м} \quad (3.38)$$

где $\beta_{(n \rightarrow (n+1))}$ - угол направления углубки с горизонта n на горизонт $(n+1)$.

Количество горной массы, которое требуется удалять с горизонта.

$$V_i = \ell_i \cdot h \cdot L_i, \text{ м}^3 \quad (3.39)$$

или с учетом формулы (3.38)

$$V_i = \left[\sum_{n+1}^i B_{Mi} - \sum_n^i B_i + h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha \pm \operatorname{ctg} \beta_{(n \rightarrow (n+1))}) \right] \cdot h \cdot L_i, \text{ м}^3. \quad (3.40)$$

В случае, когда вмещающие породы и полезный компонент имеют линию разграничения, можно определить по формуле (3.17) количество руды и пустой породы, которое требуется удалять для достижения нормативного подвигания

ℓ_H . При рудно-породных уступах для расчета количества пустых пород (V_{Bi}) и руды (V_{Pi}), которое требуется удалять на горизонтах для достижения нормативного подвигания, можно применить значения (S_{Pi} и S_{Bi}).

$$\text{Для руды } V_{Pi} = S_{Pi} \cdot h = \ell_i \cdot L_{Pi}^{CP} \cdot h, \text{ м}^3 \quad (3.41)$$

$$\text{Для пустых пород } V_{Bi} = S_{Bi} \cdot h = \ell_i \cdot L_{Bi}^{CP} \cdot h, \text{ м}^3, \quad (3.42)$$

где L_{Pi}^{CP} - среднее расстояние фронта работ по руде на i -ом горизонте, м;

L_{Bi}^{CP} - среднее расстояние фронта работ по пустым породам на i -ом уступе, м.

«Суммарное количество руды, извлеченной из карьера для достижения нормативного подвигания горизонтов» [24]

$$V_P^H = \sum_n^i V_{Pi} = h \cdot \sum_n^i S_{Pi}, \text{ м}^3 \quad (3.43)$$

«Суммарное количество удаляемой при этом пустой породы

$$V_B^H = \sum_n^i V_{Bi} = h \cdot \sum_n^i S_{Bi}, \text{ м}^3 \quad (3.44)$$

В данном случае эксплуатационный коэффициент вскрыши

$$n_{\mathcal{O}} = \frac{h \cdot \sum_n^L S_{Bi}}{h \cdot \sum_n^L S_{Pi}}, \quad \text{м}^3 / \text{м}^3 \quad (3.45)$$

С целью рассмотрения конкретного примера зададимся исходными данными:

- n - 10 шт.
- h - 15м.
- U - 15м/год.
- $B_{\min}$ - 50м.
- Q - 580000м³/год.
- β - 23град.

Тогда

$$v_H = h_z \cdot (ctg\varphi + ctg\beta) = 15 \cdot (3,70 + 2,35) = 90,84 \text{ м/год} \gg [108].$$

Требуемое количество экскаваторов в таблице 3.3, задействованных на горизонте, является числом дробным, поэтому для достижения равномерного продвижения всех уступов требуется переезжать экскаваторам между уступами внутри смены или иметь их резерв. Если использовать зависимости продвижения рабочей зоны карьера, установленные выше, то можно получить значения перемещения фронта работ на горизонтах, отображенное на рисунке 3.8.

«Однако, при открытой разработке месторождений, как правило, приходится обеспечивать ненормативное продвижение рабочей зоны, а продвижение рабочей зоны при заданной производительности карьера по горной массе. При постановке задачи определения величины продвижения уступов рабочего борта карьера в процессе углубки с заданной производительностью карьера по полезному ископаемому и вскрыше, превышающей производительность при нормативном продвижении, необходимо рассмотреть заданную производительность» [86].

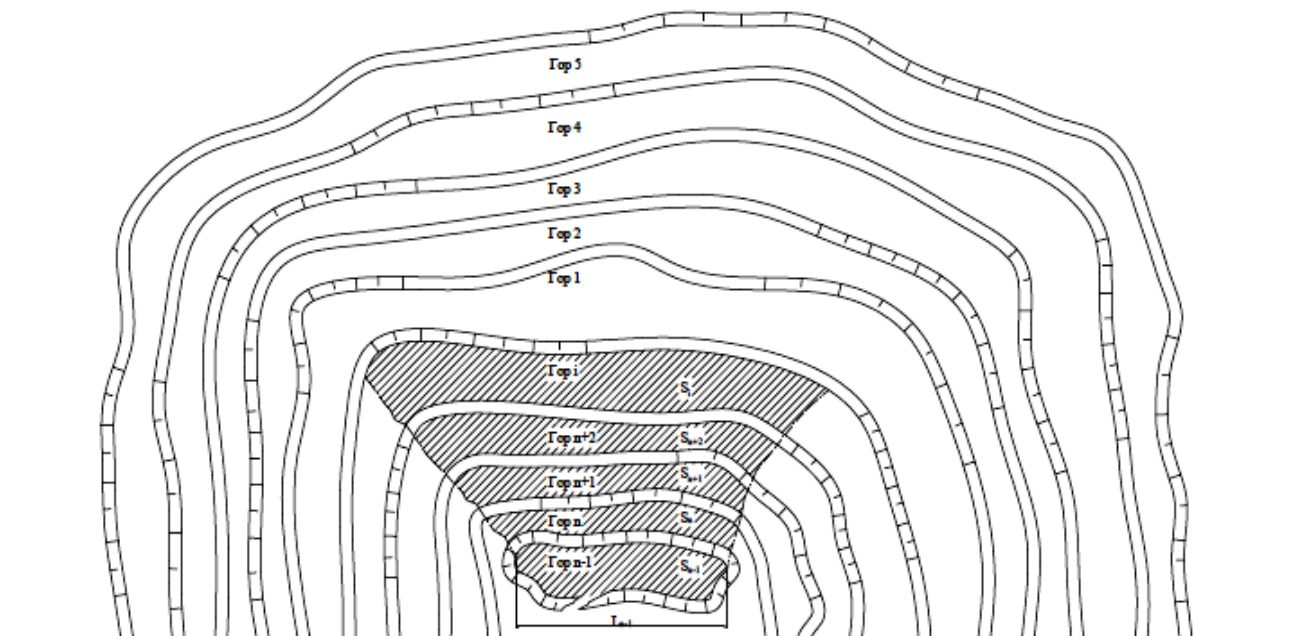


Рисунок 3.8 - Совмещенный план горных работ карьера

Таблица 3.3 – Нормированное перемещение фронта работ на горизонтах карьера, добывающего железную руду, и минимальное число требуемых экскаваторов

Отметка уступа	$L_i, \text{ м}$	$S_i, \text{ м}$	$B_i, \text{ м}$	$\sum_n^i B_{mi}$	$\sum_n^i B_i$	$l_i, \text{ м}$	n_i , экскаватор.
Уступ 5	1310	71708	54,3	510	698,3	-45,4	0
Уступ 4	1440	75735	52,2	460	643,9	-36,0	0
Уступ 3	1370	76766	55,6	410	591,6	-28,7	0
Уступ 2	1250	71468	56,7	360	535,9	-18,0	0
Уступ 1	1170	63856	54,1	310	479,1	-6,2	0
Уступ i	1150	61844	53,3	260	424,9	2,6	0,05
Уступ . n+2	1010	53246	52,2	210	371,5	11,0	0,2
Уступ (n+1)	970	50272	51,3	160	319,2	18,3	0,33
Уступ n	930	48446	52,1	110	267,6	24,9	0,42
Уступ (n-1)	850	45885	54,1	60	215,4	32,1	0,5

«Заданная производительность карьера на момент окончания подготовки данного горизонта как по полезному ископаемому (P), так и по вскрыше (V)

$$P = V_P^H + \Delta P', \text{ м}^3 \quad (3.46)$$

$$V = V_B^H + \Delta V', \text{ м}^3 \quad (3.47)$$

где $\Delta P'$ - разность в добываемых объемах полезного ископаемого при установленной производительности карьера по полезному ископаемому и производительности при нормативном подвигании уступов, м^3 ;

$\Delta V'$ - разность в извлекаемых объемах вскрыши при установленной производительности карьера по вскрыше и производительности карьера при нормативном подвигании уступов, м^3 .

$$P = h \cdot \sum_n^i S_{pi} + h \cdot \sum_n^i \Delta S'_{pi}, \text{ м}^3, \quad (3.48)$$

$$V = h \cdot \sum_n^i S_{Bi} + h \cdot \sum_n^i \Delta S'_{Bi}, \text{ м}^3, \quad (3.49)$$

где $\Delta S'_{Pi}$ - разность в отрабатываемых площадях по руде рабочих площадок i -го уступа, при установленной производительности карьера по руде и производительности при нормативном подвигании горизонта, м^2 ;

$\Delta S'_{Bi}$ - разность в отрабатываемых площадях рабочих площадок i -го уступа, по вскрыше, при установленной производительности карьера по вскрыше и производительности по вскрыше при нормативном подвигании уступа, м^2 .

Различие в извлекаемом количестве руды при определенной производительности по руде и производительности при нормированном перемещении уступов

$$\Delta P' = h \cdot \sum_n^i \Delta S'_{Pi} = h \cdot \sum_n^i \Delta B'_{Pi} \cdot L_{Pi} \quad \text{м}^3, \quad (3.50)$$

где $\Delta B'_{Pi}$ - различие в перемещении рабочих площадок уступов, отрабатывающих руду, для обоих вариантов, м;

L_{Pi} - расстояние фронта работ по руде на i -ом уступе, м» [42].

«Различие в добываемом количестве пустых пород при определенной производительности по пустым породам и производительности по пустым породам при нормативном перемещении уступов.

$$\Delta V' = h \cdot \sum_n^i \Delta S'_{Bi} = h \cdot \sum_n^i \Delta B'_{Bi} \cdot L_{Bi}, \text{м}^3, \quad (3.52)$$

где $\Delta B'_{Bi}$ - различие в перемещении рабочих площадок уступов, отрабатывающих пустые породы, для обоих вариантов, м;

L_{Bi} - расстояние фронта работ на i -ом уступе, отрабатывающем пустые породы, м.

Результатом перемещения уступов больше нормированного значения являются площади, по размерам превосходящие минимально установленные, то есть образуется резервная полоса рабочих площадок, показывающая наличие готовых к выемке запасов на горизонтах.

Количество руды в резервной полосе рабочей площадки добычного i -го горизонта (рисунок 3.9)

$$\Delta P_i = \Delta B_{Pi} \cdot L_{Pi} \cdot h = \frac{T_{Pi} \cdot Q_{ЭР} \cdot L_{Pi}}{L_{PB}}, \text{ м}^3, \quad (3.53)$$

где T_{Pi} - запас работы i -го добычного уступа, мес.;

L_{PB} - расстояние экскаваторного блока, м;

$Q_{ЭР}$ - производительность экскаватора по руде, м³/мес;

ΔB_{Pi} - размер резервной полосы i -го добычного уступа, м» [24].

«В масштабах карьера количество руды в резервных полосах рабочих площадок выражается в готовых к выемке запасах на момент полной подготовки горизонта

$$\Delta P = \sum_n^i \Delta P_{Pi} = Q_{ЭР} \cdot \sum_n^i T_{Pi} \cdot n_{Pi}, \text{ м}^3 \quad (3.54)$$

где n_{Pi} - количество экскаваторов на i -ом рудном уступе, шт.

Запас работы карьера по полезному ископаемому на момент полной подготовки горизонта

$$T_P = \sum_n^i \frac{\Delta B_{Pi} \cdot L_{Pi} \cdot h}{Q_{ЭР} \cdot n_{Pi}}, \text{ мес.} \quad (3.55)$$

Количество пустых пород в резервной полосе рабочей площадки i -го уступа с вмещающими породами»[86]

$$\Delta V_i = \Delta B_{Bi} \cdot L_{Bi} \cdot h = \frac{T_{Bi} \cdot Q_{ЭВ} \cdot L_{Bi}}{L_B}, \text{ м}^3, \quad (3.56)$$

где T_{Bi} - запас работы i -го уступа с вмещающими породами, мес.;

ΔB_{Bi} - размер резервной полосы i -го вскрышного уступа, м;

$Q_{ЭВ}$ - производительность экскаватора по пустой породе.

$$\Delta V = \sum_n^i \Delta V_i = Q_{ЭВ} \cdot \sum_n^i T_{Bi} \cdot n_{Bi}, \text{ м}^3 \quad (3.57)$$

где n_{Bi} - количество экскаваторов на i -ом уступе, обрабатывающих пустые породы, шт.

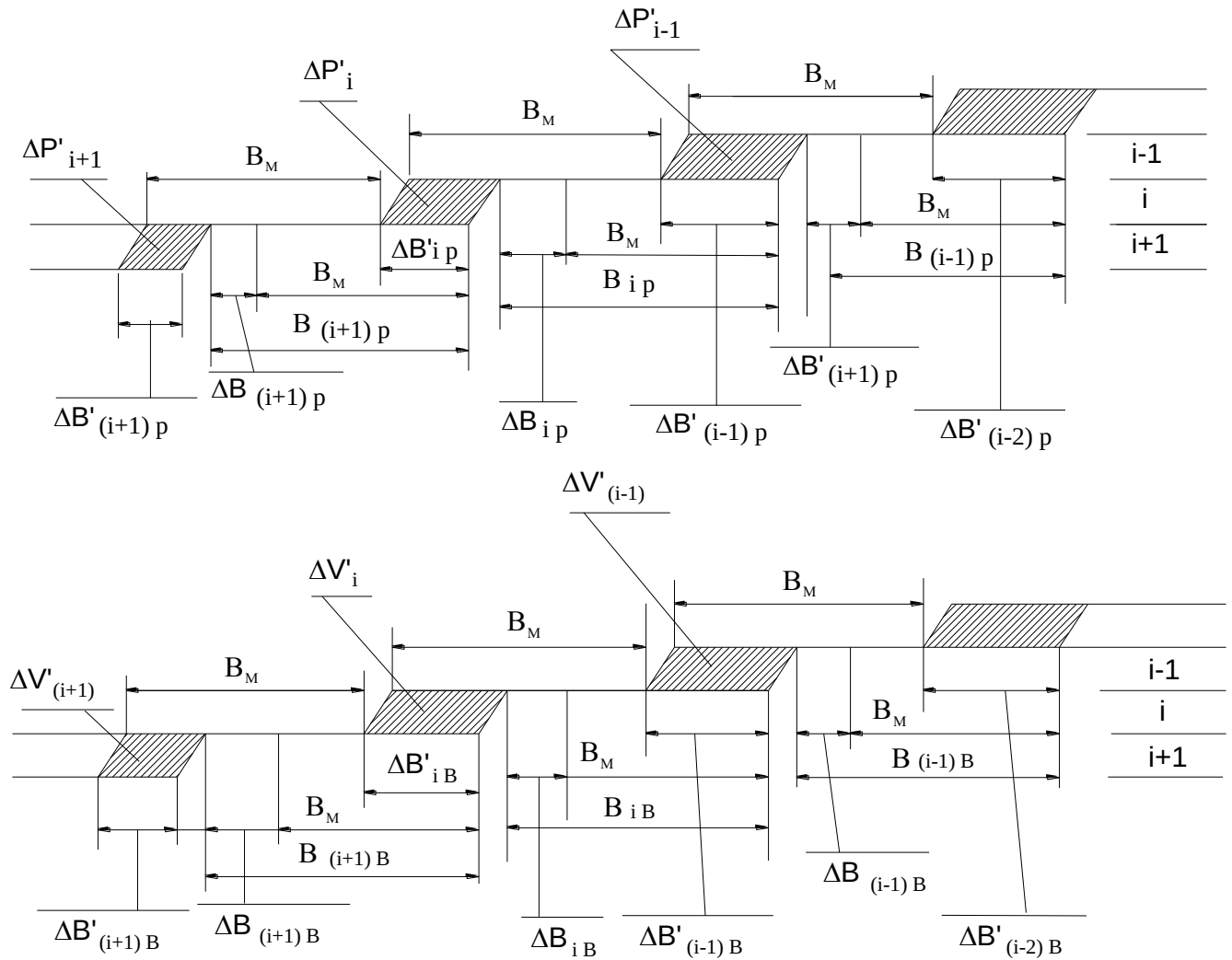


Рисунок 3.9 - Схемы подвигания уступов, разрабатывающих руду и пустую породу отдельно

Запас работы карьера по вмещающим породам на момент полной подготовки горизонта:

$$T_B = \sum_n^i T_{Bi} = \sum_n^i \frac{\Delta B_{Bi} \cdot L_{Bi} \cdot h}{Q_{\text{эв}} \cdot n_{Bi}}, \text{ мес.}, \quad (3.58)$$

Таким образом, формулы (3.55) и (3.56) можно представить в виде

$$T_P = \sum_n^i \frac{\Delta B_{Bi} \cdot L_B \cdot h}{Q_{\text{эп}}} \text{ мес.}, \quad (3.59)$$

$$T_B = \sum_n^i \frac{\Delta B_{Bi} \cdot L_B \cdot h}{Q_{ЭБ}} \text{ мес}, \quad (3.60)$$

Значение запаса по руде и вмещающим породам не зависит от расстояния блоков при равенстве максимального расстояния фронта работ и наибольшего количества экскаваторов если соблюдается зависимость

(n_{Pi} - целое число)

$$n_{Pi} = \frac{L_{Pi}}{L_B}, \quad (3.61)$$

Распределение значения $\Delta P'$ на горизонтах по вертикали рабочего борта устанавливает надежность работы горного комплекса. «Надежность работы будет максимальной при максимальном значении количества готовых к выемке запасов на верхних добычных горизонтах» [24].

$$\Delta P_{(i+1)} > \Delta P_i > \Delta P_{(i-1)} \quad (3.62)$$

Размер резервной области рабочих площадок на уступах по руде

$$\Delta B_{Pi} = \Delta B'_{P(i-1)} - \Delta B'_{Pi}, \quad (3.63)$$

$$\Delta B_{P(i-1)} = \Delta B'_{P(i-2)} - \Delta B'_{P(i-1)}, \quad (3.64)$$

$$\Delta B_{P(i+1)} = \Delta B'_{Pi} - \Delta B'_{P(i-1)} \quad (3.65)$$

Размеры резервной зоны рабочих площадок на уступах по пустым породам

$$\Delta B_{Bi} = \Delta B'_{B(i-1)} - \Delta B'_{Bi}, \quad (3.66)$$

$$\Delta B_{B(i-1)} = \Delta B'_{B(i-2)} - \Delta B'_{B(i-1)}, \quad (3.67)$$

$$\Delta B_{B(i+1)} = \Delta B'_{Bi} - \Delta B'_{B(i-1)}, \quad (3.68)$$

«Размер резервной области рабочей площадки на данном горизонте определяется с помощью удаления горной массы на выбранном и вышележащем горизонтах. Размер рабочих площадок на уступах по руде» [24]

$$\Delta B_{Pi} = \Delta B_M - \Delta B'_{Pi} + \Delta B'_{P(i-1)}, \quad (3.69)$$

$$\Delta B_{P(i+1)} = \Delta B_M - \Delta B'_{P(i+1)} + \Delta B'_{Pi}, \quad (3.70)$$

$$\Delta B_{P(i-1)} = \Delta B'_M - \Delta B'_{P(i-1)} + B'_{P(i-2)} \quad (3.71)$$

При определении ширины рабочих площадок должны выполняться условия

$$\Delta B'_{P(i-1)} > \Delta B'_{Pi} > \Delta B'_{P(i+1)} > \Delta B'_{Pn}, \quad (3.72)$$

$$\Delta B'_{B(i-1)} > \Delta B'_{Bi} > \Delta B'_{B(i+1)} > \Delta B'_{Bn}, \quad (3.73)$$

$$\Delta B'_{P1} > \Delta B'_{Bn} \quad (3.74)$$

где $\Delta B'_{P1}$ - различие в перемещении рабочих площадок для верхнего уступа, отрабатывающего руду, м;

$\Delta B'_{Bn}$ - различие в перемещении рабочих площадок для нижнего уступа, отрабатывающего пустые породы, м.

Критерием алгоритма по определению ширины рабочей площадки является значение показателей, при которых целевая функция принимает максимальные величины, поддерживающие наибольшую надежность работы горнодобывающего комплекса с учетом имеющихся условий.

Алгоритм действий, необходимый для решения данной задачи:

1) Формируется база исходных данных:

а) Различие $\Delta P'$ в извлекаемом количестве руды при установленной производительности карьера и производительности карьера при нормированном перемещении горизонтов;

б) расстояние фронта работ по руде на горизонтах L_{Pi} ;

в) высота уступов на карьере, h ;

г) минимальная ширина рабочих площадок на карьере, $B_{\min}$;

д) производительность экскаваторов по добыче, $Q_{ЭР}$;

е) длина экскаваторного блока – длина фронта работ на один добычной экскаватор, L_P ;

ж) количество добычных экскаваторов на уступе, n_{Pi} .

2) Происходит формирование вариантов и определение величин разности в подвигании рабочих площадок добычных уступов при установленной производительности и при нормативном подвигании уступов $\Delta B'_{Pi}$, определяющих ход дальнейших расчетов.

3) Проводится сравнение по неравенству $\Delta B'_{(p-1)} > \Delta B'_{pi} > \Delta B'_{p(i+1)}$.

4) Определяется размер рабочих площадок уступов отрабатывающих полезное ископаемое

$$B_{pi} = B_M - \Delta B'_{pi} + \Delta B'_{p(i-1)}.$$

5) Подтверждается соблюдение превышения значений размера рабочих площадок уступов над минимальным размером рабочей площадки по неравенству $B_{pn} > B_M$.

6) Рассчитывается значение $\Delta P'_i$ - различие в извлекаемом количестве руды при заданной производительности по руде и производительности при нормированном перемещении добычных уступов для добычного горизонта

$$P'_i = \Delta B'_{pi} \cdot L_{pi} \cdot h$$

7) Определяется сумма разностей, найденных для всех добычных уступов

$$\sum_n \Delta P'_i = \Delta P'.$$

8) Восьмой блок позволяет определить ширину резервной полосы рабочих площадок добычных уступов, характеризующую объемы готовых к выемке запасов на добычных уступах по формуле $\Delta B_{pi} = \Delta B'_{p(i-1)} - \Delta B_{pi}$.

9) Объем готовых к выемке запасов на каждом добычном уступе определяется в девятом блоке

$$\Delta P_i = \Delta B_{pi} \cdot L_{pi} \cdot h.$$

10) Проверяется условие обеспечения условия превышения объемов готовых к выемке запасов полезного ископаемого вышележащих добычных уступов над нижележащими $\Delta P_{(i-1)} > \Delta P_i > \Delta P_{(i+1)}$.

11) В одиннадцатом блоке определяются величины резерва работы добычных уступов по полезному ископаемому

$$T_{pi} = \frac{\Delta B_{pi} \cdot L_{pi} \cdot h}{Q_{\text{эп}} \cdot n_{pi}}.$$

12) Определяется общая для карьера, на момент окончания подготовки данного горизонта, величина резерва работ по полезному ископаемому

$$T_{pi} = \sum_n^i \frac{\Delta B_{pi} \cdot L_{pi} \cdot h}{Q_{эп} \cdot n_{pi}}.$$

Вторая стадия соотносится с нахождением границ вскрышных уступов рабочего борта карьера. На данной стадии критерием оптимальности служит максимальное количество вмещающих пород на нижних уступах, отрабатывающих вмещающие породы, при выполнении условий.

Расчеты второго этапа решения задачи выполняются в следующей последовательности:

- 1) Формируется база исходных данных:
 - а) Минимальная ширина рабочих площадок на карьере, $B_{\min}$;
 - б) длина фронта работ по вскрыше на горизонтах, L_{Bi} ;
 - в) различие в удаляемом количестве $\Delta V'$ пустых пород при заданной производительности карьера и производительности карьера при нормированном перемещении горизонтов;
 - г) высота уступов на карьере, h ;
 - д) производительность экскаваторов по вскрыше, $Q_{эв}$;
 - е) длина экскаваторного блока-длина фронта работ на один экскаватор, L_B ;
 - ж) число вскрышных экскаваторов на уступе, n_{Bi} ;

2) Проводится формирование вариантов и нахождение значений разности в перемещении рабочих площадок уступов, отрабатывающих пустые породы, при заданной производительности и нормированном перемещении вскрышных уступов $\Delta B'_i$.

3) Осуществляется парное сравнение значений различия в перемещении рабочих площадок уступов, отрабатывающих пустые породы, по формуле $\Delta B'_{e(b-1)} > \Delta B'_{Bi} > \Delta B'_{e(i+1)}$. Указанные значения для вышележащих уступов должны быть больше, чем для нижележащих.

4) Осуществляется определение ширины рабочих площадок вскрышных уступов

$$B_{ei} = B_M - \Delta B'_{ei} + \Delta B'_{B(i-1)}.$$

5) Осуществляется проверка превышения ширины рабочих площадок вскрышных уступов над величиной минимальной ширины рабочих площадок по формуле $B_{Bn} > B_M$.

6) Определяются значения различия в удаляемом количестве пустых пород при заданной производительности по вмещающим породами при нормированном перемещении вскрышных уступов для каждого вскрышного горизонта

$$V'_i = \Delta B'_{Bi} \cdot L_{ei} \cdot h.$$

7) Находятся суммы разностей, определяемых в шестом блоке для всех вскрышных уступов

$$\sum_n \Delta V'_i = \Delta V'.$$

8) Определяются величины ширины резервной полосы вскрышных уступов, характеризующих объем опережения вскрыши ΔV_i на вскрышных уступах

$$\Delta B_{Bi} = \Delta B'_{B(i-1)} - \Delta B_{ei}.$$

9) Определяется объём опережения вскрыши на каждом вскрышном уступе рабочего борта

$$\Delta V_i = \Delta B_{ei} \cdot L_{ei} \cdot n.$$

10) Проверяется обеспечение условия превышения количества опережения пустых пород нижерасположенных уступов, отрабатывающих вмещающие породы, над вышерасположенными

$$\Delta V_{(i+1)} > \Delta V_i > \Delta V_{(i-1)}.$$

11) Определяются величины резерва работы вскрышных уступов

$$T_{di} = \frac{\Delta B_{di} \cdot L_{di} \cdot h}{Q_{\text{эд}} \cdot n_{di}}.$$

12) Определяется общая для карьера величина резерва работы по вскрыше

$$T_{di} = \sum_n^i \frac{\Delta B_{di} \cdot L_{di} \cdot h}{Q_{эд} \cdot n_{di}}.$$

В расчётных вариантах, когда $\sum_n^i \Delta V_i' > \Delta V'$ при заданных параметрах, следует вернуться к первому этапу и снизить значение величины ΔB_{p1} .

Результаты проведенных расчетов по определению количества запасов, сосредоточенных в резервной полосе рабочих площадок, и по определению количества опережения вскрыши изображены в графике на рисунке 3.10.

Метод формирования рабочей зоны крутопадающего рудного месторождения, позволяющего достичь максимальной надежности работы системы карьер состоит из следующих пунктов:

1. Проводят расчет с целью определения нормированной скорости перемещения уступов с условием поддержания наименьшей ширины рабочих площадок по фактору безопасности.
2. Отстраивают положения горных работ с учетом пункта 1.
3. Устанавливают количество добытого полезного ископаемого и изъятых пустых пород при нормированном подвигании уступов и при подвигании уступов при выполнении заданной производительности.

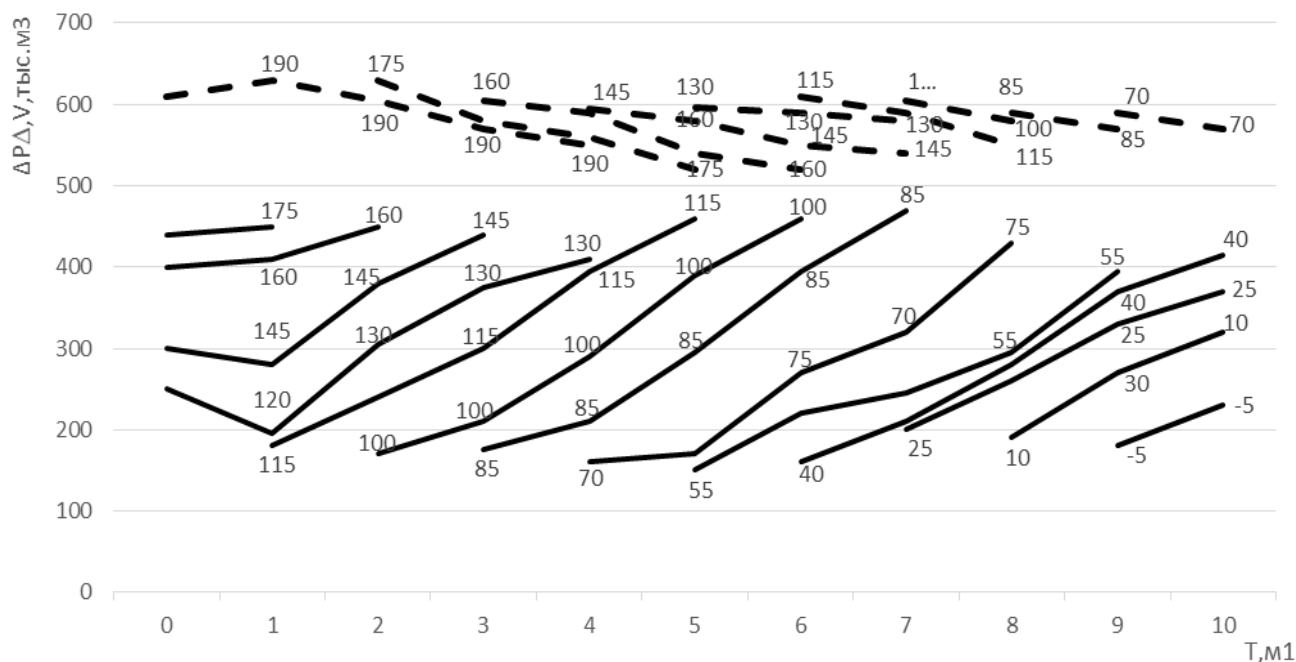


Рисунок 3.10 - Графики $\Delta P = f(T)$ (сплошная линия) и $\Delta V = f(T)$ (штрихпунктирная линия) изменения во времени количества готовых к выемке запасов и опережения вмещающих пород для железорудного карьера за период с момента полной подготовки горизонта +115 до полной подготовки горизонта -35

4. Определяют величину сокращения ширины рабочей площадки на всех горизонтах карьера и проводят неравномерное распределение по всем уступам в карьере с учетом горнотехнических особенностей крутопадающих рудных месторождений, позволяющих повысить эффективность и надежность принимаемых проектных решений.

5. На плане горных работ, отображающем вскрышные и добычные работы, когда на новый горизонт проведены въездная и разрезная траншеи и создан фронт работ для подвигания уступа, наносят положение добычных уступов с учетом пункта 4, определяют количество вскрыши, которое требуется удалить для достижения данного положения добычных уступов.

6. Проводят неравномерное распределение опережения вскрыши по высоте борта карьера, на основании расстановки основного горно-транспортного оборудования с условием установления максимальной надежности работы системы-карьер.

3.4 Выводы по главе 3

1. Регулирование величины ширины рабочей площадки и, главным образом, величины резервной полосы позволяет осуществить стабилизацию производительности карьера по полезному ископаемому, а также усреднение эксплуатационного коэффициента вскрыши.

2. Для подсистемы вскрышных работ карьера повышение надежности может быть достигнуто в том случае, когда опережение вскрыши (площадь резервной полосы рабочего площадки) вышележащего уступа меньше, чем у нижележащего.

3. При проектировании карьеров, в процессе стабилизации производительности карьера по полезному ископаемому и усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши, необходимо стремиться к форме рабочего борта, соответствующей максимальной надежности работы горнодобывающего комплекса.

4. Результаты анализа показывают, что чем больше ширина транспортной полосы, длина фронта работ и затраты на выемку 1 м^3 породы, тем меньше глубина разработки, начиная с которой экономичнее не оставлять проезда вдоль фронта работ. Следовательно, минимальную ширину рабочей площадки необходимо принимать переменной в зависимости от глубины разработки.

5. При стабилизации производительности карьера по руде необходимо учитывать следующие факторы: в период стабильной работы производительность должна соответствовать возможной по горно-техническим факторам; периоды работы с постоянными значениями производительности должны быть не менее срока окупаемости капитальных вложений (7 - 10 лет); значение стабилизированной производительности в любой интервал времени должно быть равно или больше ее величине в предшествующий интервал, за исключением периода погашения горных работ.

6. Уменьшение ширины рабочих площадок как на вскрышных, так и на добычных горизонтах вызывает необходимость увеличения числа перегонов горно-

го оборудования, что снижает его производительность, увеличивает эксплуатационные затраты на разработку и непроизводительные затраты. Уменьшение ширины рабочих площадок вызывает сокращение запасов готовых к выемке запасов и уменьшение законсервированных средств.

ГЛАВА 4 РЕАЛИЗАЦИЯ МОДЕЛИ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ ПРИ НОРМИРОВАНИИ ШИРИНЫ РЕЗЕРВНОЙ ПОЛОСЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК РУДНОГО КАРЬЕРА

4.1 Оценка эффективности проектных решений для карьеров ОАО «Карельский окатыш»

В России самым крупным предприятием по добыче железистых кварцитов является Костомукшское железорудное месторождение. Расположено месторождение в Калевальском районе Карелии.

Месторождение содержит железистые руды, которые состоят из магнетитового кварцита, нуждающегося в обогащении. Указанное полезное ископаемое принадлежит к Костомукшскому железорудному району и принадлежит Костомукшской свите Гимольской серии.

По наличию полезного компонента в руде ее подразделяют бедную, рядовую и богатую. Богатой руда на Костомукшском месторождении может стать после процесса обогащения, так как в горной массе ее процентное содержание выражается от 20 до 60% . После процесса обогащения процент содержания железа составляет не менее 60% и имеет следующую градацию:

1 класс – более 67%.

2 класс – от 63 до 67%.

3 класс – менее 63%.

Удельный вес железистых кварцитов непостоянный и составляет 3,18-3,65 т/м³ . Его колебания обусловлены содержанием железа в полезном ископаемом.

Удельный вес вмещающих пород значительно меньше и составляет 1,90 т/м³ для рыхлых пород и 2,79 т/м³ для скальных.

По техническим решениям, заложенным в изначальном проекте на разработку месторождения, отработка предусмотрена открытым способом с помощью деления на сектора: Центральный, Южный, Северный-2.

Основные технико-экономические показатели Костомукшского карьера:

- производительность по полезному ископаемому: 24 млн.т/год.
- производительность по вмещающим породам: 28 млн.т/год.
- коэффициент вскрыши: 1,17 м³/т.
- выемочно-погрузочное оборудование: экскаваторы ЭКГ-8И, ЭКГ-10.
- буровая установка: СБШ-250МН.
- высота уступа: 15м.
- расстояние рабочих площадок: 50м.
- временно нерабочие борты (ВНБ): со обеих сторон залежи.
- способ вскрытия: системой внешних траншей.

Динамически развивающаяся ситуация на рынке минерального сырья, финансовая нестабильность, заметный прогресс в техническом оснащении горных работ и ряд других причин повлияли на тот факт, что сохранить проектную производительность как по вскрышным работам, так и по руде не удалось на протяжении всего периода эксплуатации карьера. Предпринимались различные способы для поддержания объемов добычи, такие как создание временно нерабочих бортов сверх запланированной нормы, сокращение рабочих площадок до минимальных значений, уменьшение готовых к выемке запасов предприятия меньше минимальных значений, перераспределение горно-транспортного оборудования с преобладанием добычи вскрыши. Указанные меры несли временный характер, и в конечном счете привели к падению производительности до 11, 27млн. т железорудного сырья.

Дальнейшее продолжение горных работ без кардинальных изменений было недопустимо, так как значение граничного коэффициента вскрыши могло превысить проектное, что означает нерентабельную добычу полезного ископаемого.

При корректировке проекта были внесены решения по отработке месторождения поэтапно. Первым этапом был выбран участок месторождения, в котором риски неподтверждения разведанности запасов были минимальные.

Проектной документацией предусматривается отработка всех запасов руды с выделением этапов [7, 92, 98]:

1-й этап – отработка максимального количества запасов руды в границах лицензионного участка;

2-й этап – отработка всех запасов руды, числящихся на балансе предприятия по ТЭО - 80.

Главные параметры 1-го этапа и конечных контуров отработки Костомукшского месторождения представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 - Главные параметры конечных контуров Костомукшского карьера

Параметры	1-й этап				Конечные контура Костомукшского карьера			
	Центр	Юг	С-2	Все участки в сумме	Центр	Юг	С-2	Все участки в сумме
Отметка дна, м	-410	-110	70		-	-	-	
Глубина, м	610	310	150		610	370	250	
Ширина, км	1,7	0,7	0,5		1,8	1,1	0,7	
Длина, км	4,0	2,5	2,5		5,5	3	2,5	
Горная масса, млн.м ³	552,3	72,9	30,7	656	991,5	276,5	99,3	1367,3
Руда, млн. т	494,0	61,4	22,8	578,6	728,6	145,03	45,2	918,83
Вскрыша, млн.м ³	404,0	54,5	23,9	482,2	772,7	233,0	85,7	1091,4
К _{вскр.} м ³ /т	0,82	0,89	1,05	0,83	1,06	1,61	1,90	1,19
Содержание в руде Fe магн., %	26,15	26,76	26,45	26,23	26,06	26,15	26,54	26,07

В рамках проекта развитие открытых горных работ осуществляется в лицензионных границах в плане и по глубине. Система разработки –транспортная

с внешним бульдозерным отвалообразованием. Для транспортировки скальной вскрыши на внешний отвал вскрышных пород применяется автомобильный транспорт, для руды – комбинированный: из забоя руда отгружается на усреднительный перегрузочный пункт или на склад комплекса автомобильным транспортом. Далее с перегрузочного пункта руда грузится фронтальными погрузчиками в железнодорожные составы и отправляется на фабрику. Добыча железистых кварцитов и разработка скальных вскрышных пород производится с предварительным рыхлением буровзрывным способом с применением водоустойчивых эмульсионных ЭВВ. Транспортирование руды из забоев выполняется автомобильным транспортом на один внутрикарьерный перегрузочный пункт, накопительная емкость которого составляет до 200 тыс. т руды, и 3 внешних перегрузочных пункта суммарной емкостью до 800 тыс. т, а также на внешние склады Центрального участка. Транспортирование железистых кварцитов с перегрузочных пунктов на обогатительную фабрику выполняется железнодорожным транспортом. Транспортирование скальных вскрышных пород осуществляется автомобильным транспортом во внешние бульдозерные отвалы, расположенные на западном и восточном бортах Центрального участка карьера. Проектом предусматривается размещение вскрышных пород в объеме 529,4 млн. м³ на внешних отвалах вскрышных пород, расположенных в границах существующего земельного отвода АО «Карельский окатыш». Размещение отвалов вскрышных пород проектируется в непосредственной близости от границ карьеров. Развитие отвалов происходит посредством равномерного наращивания их площади до проектных значений, с постепенным наращиванием высоты отвала до проектной высоты яруса.

При разработке мероприятий по охране окружающей среды определяются остаточные (после выполнения природоохранных мероприятий) воздействия на окружающую среду и их последствия, производится оценка их значимости и соответствия установленным допустимым нормативам. Альтернативные варианты достижения цели намечаемой хозяйственной деятельности не

рассматриваются. Отличные от существующего места расположения карьера и отвалов не возможны ввиду привязки отработки полезного ископаемого к его залежи.

Минимальная ширина рабочей площадки принята равной ширине постоянной транспортной бермы (50 м).

Извлечение горной массы приводит к увеличению ширины площадки на горизонте стояния экскаватора и соответствующего сокращения площадки на смежном верхнем горизонте.

Ширина рабочей площадки существенно влияет на производительность горно-транспортного оборудования:

- при минимальной ширине рабочей площадки 35 м одновременное ведение на ней экскаваторных и буровых работ невозможно, при этом взрыв вышележащего уступа перекрывает транспортную берму на нижележащем уступе, то есть останавливает работу.

Увеличение ширины рабочих площадок, особенно при одновременном увеличении мощности карьера по горной массе, требует существенного увеличения площади рабочей зоны или (и) перехода на более производительное горно-транспортное оборудование.

Целесообразно провести максимально интенсивное увеличение площади рабочей зоны (уменьшение участков с временно нерабочими бортами), переход к рабочим площадкам шириной 70 м, а также переход на более производительное горно-транспортное оборудование.

Однако достижение на достаточной по площади рабочей зоне ширины рабочих площадок 70 м, даже при безусловном выполнении проектируемого коэффициента вскрыши, требует длительного (до 15 лет) времени, следовательно, предопределена работа и на площадках минимальной (в соответствии с параметрами горно-транспортного оборудования) ширины – 35 м.

Формирование временно нерабочего борта (ВНБ) возможно по двум технологиям:

- с применением специальных методов по заоткоске уступов;
- без применения специальных методов по заоткоске уступов.

При формировании временно нерабочего борта без применения специальных методов по заоткоске уступов увеличивается вероятность изменения первоначальных параметров ВНБ за счёт деформации откосов уступов и соответствующего сужения берм, что может привести к образованию сплошного откоса по всей высоте ВНБ с устойчивым результирующим углом наклона, равным углу внутреннего трения дроблённой скальной горной массы 37° . Поэтому при формировании ВНБ без применения специальных методов по заоткоске уступов проектный результирующий угол ВНБ должен быть не менее 37° , то есть суммарная величина заложения уступа и предохранительной бермы при высоте уступа 15 м составит 20 м, что достигается бурением последнего ряда скважин нижележащего горизонта на расстоянии 20 м от ранее пробуренного и взорванного последнего ряда скважин на вышележащем горизонте. Максимальная высота ВНБ под результирующим углом 37° не более 105 м, далее обязательна берма безопасности шириной не менее 30 м (две высоты уступа). Этого достаточно для размещения взорванной при разnose ВНБ горной массы. Дополнительно, для ограничения выброса крупных кусков, на берме со стороны выработанного пространства отсыпается вал безопасности. Наличие бермы безопасности позволяет одновременно наращивать ВНБ вниз и разносить его верхние горизонты.

Приведение уступов во временно нерабочее положение без применения специальных методов заоткоски приводит к уменьшению результирующего угла наклона рабочих бортов карьера, то есть к росту текущего коэффициента вскрыши, а применение специальных методов заоткоски требует дополнительных затрат. Однако в целях безопасного ведения горных работ обязательно применение той или иной технологии.

Восстановление проектной мощности Костомукшского карьера при значительном увеличении объёма вскрышных работ (инвестиций) труднодостижимо.

Реальная долговременная производственная мощность Костомукшского карьера при отработке всех стоящих на балансе предприятия запасов руды (работе на максимально возможной площади) – 13-15 млн. т руды в год. Однако и для этого необходимо существенное опережающее увеличение объёма вскрышных работ, то есть нужны значительные и рискованные инвестиции. При недостаточности или несвоевременности инвестиций реально возможна отработка только той части запасов руды, которая находится в границах контура 1-го этапа.

Существование риска неподтверждения объёмов балансовой руды ещё более снижает возможный уровень реальной долговременной мощности Костомукшского карьера.

На Костомукшском месторождении в качестве попутных полезных ископаемых могут рассматриваться только скальные породы вскрыши.

Продукцию, получаемую из пород вскрыши Костомукшского карьера в виде щебня, предусматривается использовать для удовлетворения собственных нужд, в основном для строительства автомобильных дорог в карьере и балластирования железнодорожных путей. После отработки месторождения карьер заполняется водой, а отвалы рекультивируются под лесохозяйственное направление.

4.2 Нормирование ширины резервной полосы рабочих площадок

Корпангского карьера

Анализ деятельности горнодобывающей компании, выполнение плановой производительности по руде и вскрыше, поддержание нормальных и безопасных условий труда на рабочих площадках и горизонтах, сохранение проектных параметров и показателей влияют на количество утверждаемых запасов по различным

категориям подготовленности. Основным критерием в расчете нормативов является величина резервной полосы, необходимая для выполнения установленных требований по производительности карьера и усреднению качества железных руд.

Взаимосвязь с вспомогательными процессами, которые требуется осуществить для выемки и погрузки полезного ископаемого, характеризует степень подготовленности запасов. Выделяют три категории:

Вскрытые запасы – это запасы, расположенные на вскрытом горизонте, не имеющие плоскостей обнажения, к которым обеспечен транспортный доступ. Для извлечения запасов данной категории требуется предварительное проведение добычных и вскрышных работ.

Подготовленные к вскрытию запасы – это запасы, расположенные на вскрытом горизонте, имеющие одну плоскость обнажения, к которым обеспечен транспортный доступ. Для извлечения запасов данной категории не требуется проведение вскрышных работ, но есть необходимость в проведении добычных. Добычные работы следует проводить на вышерасположенном уступе, чтобы оголить поверхность подготовленных запасов и сохранить нормальную ширину рабочей площадки при одновременной работе на смежных уступах.

Готовые к выемке запасы – запасы, расположенный на вскрытом горизонте, имеющие две плоскости обнажения, к которым обеспечен транспортный доступ. Для извлечения запасов данной категории не требуется дополнительного проведения горных работ. Готовые к выемке запасы нормированы и следует сохранять установленный минимальный объем запасов данной категории для поддержания надежности работы горнодобывающего предприятия. На поперечном сечении карьера контур готовых к выемке запасов повторяет контур рабочего борта. При нанесении готовых к выемке запасов на погоризонтные планы, становится очевидным, что блок, подготавливаемый к буровым работам, всегда является составной частью готовых к выемке запасов.

Разработка месторождения полезного ископаемого открытым способом – система взаимосвязанных отдельных процессов, имеющих своей целью извлече-

ние полезного компонента из недр земли [95]. Резервная полоса на рабочих площадках предназначена для ослабления взаимосвязи разработки смежных горизонтов, таким образом повышая надежность функционирования всей системы.

Количество экскаваторов напрямую влияют на производительность карьера и косвенно на содержание полезного компонента в извлекаемой руде.

В случае, если производительность карьера и уровень однородности сырья заранее установлены и являются величинами заданными, то число добычных экскаваторов должно удовлетворять имеющимся условиям при минимальном их количестве.

Под нормативами подготовленности запасов следует понимать не только их абсолютную величину, но и число добычных единиц, и обеспеченность каждой из них готовыми к выемке, подготовленными и вскрытыми запасами.

Алгоритм расчета числа добычных единиц, обеспечивающий выполнение проектной производительности карьера и уровня однородности сырья:

1. Определение количества экскаваторов, требующихся для выполнения плановой производительности
2. Определение количественного значения однородности сырья.
3. Установление коэффициента продуктивности усреднения качества полезного компонента
4. Определение количества экскаваторов, учитывающих требования п.1 и п.2.

«Количество экскаваторов, требующихся для выполнения плановой производительности A_{Π} :

$$N'_0 = \frac{1,05 \cdot A_{\Pi}}{S \cdot \bar{\kappa} \cdot \bar{d}_{cm}}, \quad (4.1)$$

где S - число смен работы карьера в течение месяца;

$\bar{\kappa}$ - средний коэффициент использования добычной единицы;

$\bar{d}_{cm}$ - среднесменная производительность добычной единицы в карьере;

1,05 - коэффициент резерва, учитывающий неравномерность производства добычных работ» [34].

Качество усреднения руды можно оценить статистическим параметром – среднеквадратическим отклонением [1, 2, 5]

$$\sigma_{\alpha} = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_1^n (\alpha_i - \bar{\alpha})^2}, \quad (4.2)$$

где α_i - содержание компонента в отдельной пробе;

$\bar{\alpha}$ - среднее содержание компонента.

Существует взаимосвязь между такими параметрами, как среднеквадратическое отклонение и среднее содержание железа в руде

$$\Delta = t \cdot \sigma_{\alpha}, \quad (4.3)$$

где t - коэффициент вероятности.

Значения коэффициента t приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 - Значения коэффициента вероятности

T	1,0	1,3	1,47	1,5	1,65	2,0	2,5	3,0
Вероятность, P	0,683	0,800	0,850	0,866	0,900	0,954	0,987	0,997

При известных величинах установленного внутрирудничного усреднения и $\sigma_{\alpha} = \sigma_{\alpha_0}$, можно установить требуемое количество экскаваторов, поддерживающих необходимый уровень усреднения по формуле

$$N_0'' = \frac{1}{\sigma_{\alpha_0}^2 \cdot \kappa_y^2} [\bar{\sigma}_{\alpha}^2 (V_d^2 + 1) + \delta_{\alpha}^2 \cdot V_d^2 - \sigma_{\alpha_0}^2 \cdot \kappa_y^2 \cdot V_d^2], \quad (4.4)$$

где $\sigma_{\alpha_0}^2$ - средняя дисперсия;

δ_{α}^2 - «межзбойная» дисперсия;

κ_y - коэффициент усреднения на складе.

«Эти величины определяются по формулам (4.5) и (4.6):

$$\bar{\sigma}_{\alpha}^2 = \frac{1}{\sum_1^N S_i} \sum_1^N \sigma_{\alpha_i}^2 \cdot S_i, \quad (4.5)$$

$$\sigma_{\alpha_i}^2 = \frac{1}{S_i} \sum_1^{S_i} (\alpha_{i,j} - \bar{\alpha}_i)^2, \quad (4.6)$$

где $\alpha_{i,j}$ - содержание железа в руде, добытой в i -м забое в j -ю смену;

$\bar{\alpha}_i$ - среднее содержание железа в руде, добытой в i -м забое за рассматриваемый период (месяц, квартал и т.д.);

S_i - количество определений (смен, суток, и т.п.)» [43].

$$\delta_\alpha^2 = \frac{\sum_1^N \bar{\alpha}_i^2 \cdot S_i}{\sum_1^N S_i} - \bar{\alpha}^2, \quad (4.7)$$

где $\bar{\alpha}$ - среднее содержание железа в добытой руде.

Эффективность усреднения на складе принято оценивать коэффициентом усреднения κ_y , который определяется по формуле (4.8) [84]:

$$\kappa_y = \frac{\sigma_{\text{вх}}}{\sigma_{\text{вых}}}, \quad (4.8)$$

где $\sigma_{\text{вх}}$ - среднеквадратическое отклонение содержания усредняемого компонента в руде, поступающей из карьера на склад;

$\sigma_{\text{вых}}$ - среднеквадратическое отклонение содержания усредняемого компонента в руде, поступающей со склада на фабрику. Для условий карьеров ОАО «Карельский окатыш» $\kappa_y = 1,2$.

Из двух значений N'_0 и N''_0 принимают то, абсолютное значение которого больше.

«В таком случае, норматив ширины резервной полосы рабочих площадок:

$$H_r = N_0(2 \cdot \bar{d} + t' \cdot \sigma_d) + \Pi - B = N_0 \cdot \bar{d}(2 + t' \cdot V_d) + \Pi - B, \quad (4.9)$$

где t - коэффициент вероятности;

$\bar{d}, \sigma_d, V_d$ - соответственно среднее значение, среднеквадратическое отклонение и коэффициент вариации производительности добычного экскаватора в интервале между взрывами полезного ископаемого;

Π, B - соответственно потери и засорение полезного ископаемого на карьере в рассматриваемый период времени» [45].

Величина $N_0 \cdot t' \cdot \sigma_d = \Delta H_{\Gamma_1}$ характеризует резерв готовых к выемке запасов.

$$\bar{d} = \tau \cdot \bar{k} \cdot \bar{d}_{cm} \quad (4.10)$$

Если N_0 установлено по критерию «производительность», то есть $N_0 = N'_0 > N''_0$, то для расчета H_{Γ} по формулам (4.9) и (4.10) значения показателей $\bar{d}$, $\bar{d}_{cm}$, $\bar{k}$ устанавливаются в соответствии с планом на рассматриваемый период времени (квартал и т.п.). Значения показателей t' и V_d принимают равным соответственно 1,5 и 0,4.

Если N_0 установлено по критерию «однородность качества», то есть $N_0 = N''_0 > N'_0$ то, величину d_{cm} следует определить расчетным путем:

$$\bar{d}_{cm} = \frac{1,05 \cdot A_{\Pi}}{N''_0 \cdot S \cdot \bar{k} \cdot 12} \quad (4.11)$$

Для условий карьеров ОАО «Карельский окатыш» τ принимается равным трем неделям.

Для расчета норматива ширины резервной полосы рабочих площадок необходимо установить оптимальные величины потерь и засорения на карьере, которые складываются из потерь и засорения полезного ископаемого на добычных уступах, то есть [4]

$$\Pi = \sum_1^{n_y} \Pi_j, \quad (4.12)$$

$$B = \sum_1^{n_y} B_j, \quad (4.13)$$

где Π_j , B_j - соответственно оптимальные значения потерь и засорения на j -м уступе за рассматриваемый период времени;

n_y - число добычных уступов.

Во избежание дефицита подготовленных запасов руды необходимо при нормировании учитывать неравномерность проведения горных работ в карьере и погрешность определения норматива подготовленных запасов.

Величина подготовленных запасов:

$$H_{\Pi} = \sum_1^{N_0} H_{u_i} + H_{\Gamma} + N_0 \cdot d + t'' \cdot \sigma_{H_{\Pi}} + \Delta H_{\Pi_2}, \quad (4.14)$$

где H_{u_i} - запасы в i -м временном целике под рабочей площадкой вышележащего уступа;

$N_0 d$ - резерв подготовленных запасов, компенсирующий неравномерность их пополнения;

$\Delta H_{\Pi_1} = t'' \sigma_{H_{\Pi}}$ - резерв подготовленных запасов, компенсирующий неравномерность проведения добычных работ;

ΔH_{Π_2} - резерв подготовленных запасов, компенсирующий погрешность их определения.

По данным эксплуатации железорудных месторождений-аналогов принимается $\Delta H_{\Pi_2} = 4\%$ от суммы первых трех слагаемых в выражении (4.14).

Запасы в i -м временном целике:

$$H_{u_i} = \sum_1^{N_0} H_{u_i} = \sum_1^{N_0} L_i \cdot h_i \cdot l_i \cdot \rho_i, \quad (4.15)$$

где L_i, h_i, l_i - соответственно средние значения длины, высоты и минимально допустимой ширины i -го временного целика;

ρ_i - средняя плотность полезного ископаемого в i -м временном целике.

Величина d представляет собой производительность добычной единицы в интервале t_{Π} пополнения подготовленных запасов:

$$d = t_{\Pi} \cdot \bar{\kappa} \cdot d_{cm} \quad (4.16)$$

Для расчета нормативов подготовленных запасов принимается $\sigma_{H_{\Pi}} = 0,2H_{\Gamma}, t = 1,5$, тогда $t \cdot \sigma_{H_{\Pi}} = \Delta H_{\Pi_1} = 0,3H_{\Gamma}$.

В случае, если в карьере запасы полезного ископаемого отрабатываются участками с различным числом добычных уступов, то норматив вскрытых запасов карьера:

$$H_B = \sum_1^K H_{Bi} = \frac{1}{2} H_{\Pi} \sum_1^K (1 + n_{y_i}), \quad (4.17)$$

где H_B - норматив вскрытых запасов карьера;

H_{B_i} - норматив вскрытых запасов руды на i -м участке карьера;

n_{y_i} - число добычных уступов на i -м участке карьера;

k - число участков в карьере с различным числом добычных уступов.

При $k = 1$ формула (4.17) принимает более простой вид

$$H_B = \frac{1}{2} H_{II} (1 + n_y) \quad (4.18)$$

Норматив ширины резервной полосы рабочих площадок должен определяться с учетом следующих факторов:

- распределением по добычным уступам в равной мере запасов различной степени подготовленности;
- обеспечением необходимого количества экскаваторов в карьере для достижения заданной производительности и требуемого уровня усреднения руды;
- наличием разрыхленного полезного ископаемого в забое каждого экскаватора в количестве, необходимом для поддержания работы без простоев в период времени между взрывами.

Не следует допускать неравномерное распределение ширины резервной полосы рабочих площадок на уступах, то есть их избыток для одних добычных единиц и недостатков для других. Необходимо стремиться к равномерной обеспеченности запасами всех добычных единиц, так как только в этом случае можно достичь максимальной эффективности работы карьера.

Одним из наиболее важных показателей, определяющих нормативную величину ширины резервной полосы, является период времени между проведением взрывных работ на добычных блоках. Необходимо таким образом организовать буровзрывные работы, чтобы массовый взрыв полезного ископаемого производился во всех забоях одновременно с интервалом времени между взрывами 2-3 недели. Это позволит, наряду с повышением ритмичности работы горно-транспортного оборудования и карьера в целом, сократить время простоев в период производства взрывных работ и увеличить производительность карьера.

Результаты расчета норматива резервной ширины рабочих площадок для условий Корпангского карьера ОАО «Карельский окатыш» представлены в таблице 4.2. Резервная ширина рабочих площадок является совокупностью готовых к выемке, подготовленных и вскрытых запасов руды.

Расчет числа добычных экскаваторов, необходимого для выполнения проектной производительности:

$$A_{\Pi} = 7000 \text{ тыс.т.}; S = 89 \text{ смен}; \bar{\kappa} = 0,69; d_{см} = 3,34 \text{ тыс.т./смен.}$$

$$N'_0 = \frac{1,05 \cdot 7000}{89 \cdot 0,69 \cdot 3,34 \cdot 12} = 2,98 \approx 3 \text{ шт.}$$

Величины $\bar{\kappa}$ и $\bar{d}_{см}$ должны соответствовать показателям работы экскаваторов, принятым в годовом плане развития горных работ.

Расчет числа добычных единиц, необходимого для достижения проектного уровня усреднения качества руды, производится по формуле (4.4) с использованием данных таблицы 4.2.

Соблюдение условия в усреднении качества полезного ископаемого, добытого в каждой смене, накладывает ограничения на отклонение от плана величиной $\pm 2\%$ в 85% случаев. Это означает, что коэффициент вероятности $t' = 1,47$, а $\sigma_0 = \frac{2}{1,47} = 1,36$.

Качество руд в карьере характеризуется следующими показателями:

$$\bar{\sigma}_\alpha^2 = 14,1, \delta^2 = 4,79, V_d = 0,4.$$

Таблица 4.2 - Нормативы запасов Корпангского карьера различной степени подготовленности к выемке

Наименование показателей	Обозначение	Единица измерения	Значения показателей
Производительность карьера	A_{Π}	тыс.т/год	7000
Тип экскаватора, применяемого на добыче	-	-	ЭКГ- 10, ЭКГ- 10Р
Среднесменная производительность экскаватора	$\bar{d}_{см}$	тыс.т/смен	3,34
Коэффициент вариации производительности	V_d	-	0,4
Коэффициент использования экскаватора	$\bar{\kappa}$	-	0,69

Продолжение таблицы 4.2

Наименование показателей	Обозначение	Единица измерения	Значения показателей
Вероятность	P	-	0,85
Коэффициент вероятности	t	-	1,5
	t'	-	1,47
Коэффициент усреднения качества руды на складе	K_y	-	1,3
Дисперсия содержания железа, соответствующая требованиям к усреднению качества руды, поступающей из карьера на ДОФ (ДСФ)	$\sigma_{\alpha_0}^2$	(%) ²	1,85
Среднее квадратическое отклонение (стандарт)	σ_{α_0}	%	1,36
Дисперсия содержания железа в единичном рудопотоке (внутризайонная дисперсия)	$\bar{\sigma}_{\alpha}^2$	(%) ²	14,1
Межзайонная дисперсия	δ^2	(%) ²	4,79
Количество смен работы карьера в месяц	S	смен	89
Интервал времени между взрывами руды в забое	τ	недель	3
Производительность экскаватора в интервале времени между взрывами руды	$\bar{d}_2$	тыс.т	96,8
	$\bar{d}_3$	тыс. т	145,2
Потери руды в интервале времени между взрывами	Π	тыс.т	24
Засорение руды в интервале времени между взрывами	B	тыс.т	17
Минимально допустимая ширина рабочей площадки на уступе	L	м	30
Высота добычного уступа	H	м	15
Плотность руды	ρ	т/м ³	3,34
Длина фронта добычных работ на одну добычную единицу (по НТП)	L	м	4100
Резерв подготовленных запасов, компенсирующий погрешность их определения	ΔH_{II2}	%	4,0
Резерв подготовленных запасов, учитывающий неравномерность подготовительных работ	ΔH_{III}	тыс.т. (мес.)	0,3 H_{Γ}
Число добычных уступов в карьере	n_y	-	19
Интервал времени пополнения подготовленных запасов	t_{II}	смен	3
Производительность экскаватора в интервале времени пополнения подготовленных запасов	D	тыс.т	10,02

При этих значениях исходных данных и $\kappa_y = 1,3$ из выражения (4.4) следует

$$N_0'' = \frac{1}{1,36^2 \cdot 1,3^2} [14,1(1 + 0,4^2) + 4,79 \cdot 0,4^2 - 1,36^2 \cdot 1,3^2 \cdot 0,4^2] = 5,3 \approx 5 \text{ шт.}$$

Так как $N_0' = 3 < N_0'' = 5$, то для расчета нормативов запасов величины d_{cm} и $\bar{d}$ определяются расчетным путем по формуле (4.11) и (4.10) соответственно. Из двух значений N_0' и N_0'' выбирают наибольшее.

$$\bar{d}_{cm} = \frac{1,05 \cdot 7000}{5 \cdot 89 \cdot 0,69 \cdot 12} = 1,99 \text{ тыс. м}$$

Определение норматива готовых к выемке запасов проводится по формуле (4.9) с использованием данных таблицы 4.2.

Интервал времени между взрывами в добычных забоях в карьерах ОАО «Карельский окатыш» составляет примерно 3 недели, то есть можно принять $\tau = 63$ смен. Так как $N_0 = 5$, $t = 1,5$, $V_d = 0,4$, то

$$H_r = 5 \cdot 63 \cdot 0,69 \cdot 1,99 \cdot (2 + 1,5 \cdot 0,4) + 940 - 940 = 1124,57 \text{ тыс. т.}$$

В единицах времени норматив составит

$$H_r' = 1124,57 : (7000 : 12) = 1,9 \text{ мес.}$$

Для двухнедельного интервала времени между взрывами $H_r' = 1,3$ мес.

Определение норматива подготовленных запасов производится по формуле (4.14) с использованием данных таблицы 4.2.

Согласно выражению (4.15) запасы во временных целиках под рабочими площадками

$$\sum_1^N H_{u_i} = 4100 \cdot 15 \cdot (30 - 10) \cdot 3,33 = 4095 \text{ тыс. т.}$$

Для расчета подготовленных запасов величину l следует уменьшить на ширину предохранительной бермы B , ($B = 10$ м).

Если пополнение запасов на всех добычных уступах идет равномерно и непрерывно, то величиной N_d в формуле (4.14) можно пренебречь. С помощью величины N_d учитывается резерв сезонных подготовительных запасов, если работы по вскрытию останавливаются в неблагоприятный период года на время t_{Π} .

Для карьеров ОАО «Карельский окатыш» принимаем $t_{II} = 3$ смены, $\kappa'_u = 0,75$ и по формуле (4.16)

$$d = 3 \cdot 0,75 \cdot 1,99 = 4,48 \text{ тыс. т.}$$

Подставляя полученные данные

$$H_{II} = 4095 + 1124,57 + 5 \cdot 4,48 + 0,3 \cdot 1124,57 + (4095 + 1124,57 + 5 \cdot 4,48) \cdot 0,04 = 5789 \text{ тыс. т.},$$

или, для сравнения с данными НТП, в единицах времени $H'_{II} = 9,9$ мес.

Определение норматива вскрытых запасов производится по формуле (4.18).

Для карьеров ОАО «Карельский окатыш» число уступов принимается $n_y = 19$, поэтому

$$H'_B = \frac{1}{2} \cdot 9,9 \cdot (1 + 19) = 99 \text{ мес.}$$

Нормативный фронт добычных работ по готовым к выемке запасам при ширине рабочей площадке равной 30 м

$$H'_\phi = \frac{1124,57}{15 \cdot 3,33 \cdot 30} = 0,75 \text{ км.}$$

Одним из основных показателей, определяющих нормативную величину резервной ширины рабочих площадок, является интервал времени между взрывами руды в добычных забоях. Наличие в каждом добычном забое нормируемого количества готовых, подготовленных и вскрытых запасов напрямую связано с периодом времени между взрывами. Если период между взрывами увеличивается, то и количество запасов различной категории должно быть увеличено. При одном и том же интервале времени между взрывами в забоях, интервал времени между массовыми взрывами может быть различным.

Проведенный анализ условий работы карьеров ОАО «Карельский окатыш» показал, что фактическая обеспеченность готовыми к выемке запасами в виде резервной ширины рабочих площадок на карьере позволяет увеличить интервал между массовыми взрывами до 15-17 сут. Однако, в связи с тем, что на карьере существует недельно-суточное планирование горных работ и установлен «взрывной день» - пятница, целесообразно принять интервал времени между взрывами

равный 14 сут. (2 недели). Изменение интервала времени между массовыми взрывами с одной недели до двух дает возможность без увеличения готовых к выемке запасов уменьшить простой карьера во время проведения взрывных работ и высвободить в течение года 26 смен для производства горно-подготовительных и добычных работ. В результате повышается коэффициент использования горно-транспортного оборудования, и возрастают готовые объемы добычи и вскрыши.

При увеличении интервала времени между массовыми взрывами руды в карьере годовой экономический эффект складывается из экономии от снижения условно-постоянных расходов за счет прироста годового объема добычи руды и выпуска концентрата. Годовой ожидаемый экономический эффект от увеличения объема производства [23, 74]:

$$\mathcal{E}_{yn} = C_{yn} \cdot \Delta A - E \cdot C, \quad (4.19)$$

где $\mathcal{E}_{yn}$ - экономия от внедрения проектных решений, тыс. руб.;

C_{yn} - сумма условно-постоянной части расходов по переделу, руб./т;

ΔA - годовой абсолютный прирост объема производства, тыс.т;

E - норма дисконта, доли единиц (0,2);

C - предпроизводственные затраты, тыс.руб.

Обеспеченность Корпангского карьера готовыми к выемке запасами превышает норматив и составляет 3,6 мес. По рассчитанным нормативам обеспеченность готовыми к выемке запасами составляет 1,9 мес.

Использование норматива ширины резервной полосы в годовом плане развития горных работ позволит за счет сокращения площадок на добычных уступах уменьшить плановые объемы вскрыши и получить разовую экономию вскрышных работ в объеме 208 тыс.м³. Этот объем вскрышных работ и затраты на его выполнение должны быть произведены при выходе 19-и действующих добычных уступов на предельный контур карьера, то есть через 40 лет.

В этом случае дополнительный годовой экономический

$$\mathcal{E}_r = \mathcal{E}_B - 3 - E \cdot C, \quad (4.20)$$

где $\mathcal{E}_B$ - экономия эксплуатационных затрат, полученная при уменьшении объемов вскрышных работ, тыс.руб.;

$З$ - затраты на выполнение годового объема вскрышных работ при выходе на предельный контур, тыс.руб.;

C - предпроизводственные затраты (по внедрению), тыс.руб.

Исходные данные к расчету годового экономического эффекта представлены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 - Исходные данные к расчету годового экономического эффекта

Наименование показателей	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения показателей		
			Факт	Предлагаемый вариант	Изменение показателей
Годовой объем добычи руды	A	тыс.т	7000	7059,9	7059,9
Интервал времени между взрывами руды	τ	Неделя	1	2	1
Дополнительное число смен работы карьера	Δn	Смен	-	26	26
Дополнительная добыча от увеличения интервала между взрывами	ΔA	тыс.т	-	59,9	59,9
Условно-постоянная часть расходов в себестоимости добычи	C_{yn}	руб./т	13,49	-	-
Предпроизводственные затраты	C	тыс.руб.	-	300	-
Экономический эффект	$\mathcal{E}_{yn}$	тыс.руб.	-	748,05	-

При снижении объема производства вскрышных работ происходит уменьшение абсолютной величины условно-переменной части расходов, а величина удельных условно-постоянных расходов возрастает. В соответствии с этим экономия эксплуатационных затрат, достигаемая при уменьшении объема вскрышных работ

$$\mathcal{E}_B = D_{y.пер} (A_1 - A_2) - \left(\frac{D_{y.пост.} \cdot A_1}{A_2} - D_{y.пост.} \right) \cdot A_2, \quad (4.21)$$

где $D_{y.пер}$ - условно-переменные затраты в себестоимости 1 м³ вскрыши, руб.;

$D_{y.пост.}$ - условно-постоянные расходы в себестоимости 1 м³ вскрыши, руб.;

A_1 - годовой объем производства вскрышных работ (фактический), тыс.м³

A_2 - годовой объем вскрышных работ (проектный), тыс.м³.

При производстве вскрышных работ в указанных объемах (308 тыс. м³), то есть при выходе отрабатываемых уступов карьера на предельный контур, затраты на них определяют по формуле [61]:

$$Z = \frac{C_v(A_1 - A_2)}{(1 + E)^t}, \quad (4.22)$$

где C_v - себестоимость 1 м³ вскрыши в расчетном году, руб.;

E - норма дисконта, доли единиц (0,2);

t - время, через которое будет произведен сэкономленный объем вскрышных работ, лет.

Исходные данные к расчету дополнительного годового экономического эффекта представлены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 - Исходные данные к расчету дополнительного годового экономического эффекта

Наименование показателей	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения показателей	
			Факт	Предлагаемый вариант
1. Обеспеченность готовыми к выемке запасами	$H_{Г}$	мес.	3,6	1,9
2. Годовой объем производства вскрышных работ	A_1 A_2	тыс.м ³	4700	3905
3. Себестоимость 1 м ³ вскрышных работ	C_v	руб./м ³	77,1	77,1
4. Доля переменной части расходов в себестоимости вскрыши	$D_{у.пер.}$	руб./м ³	23	23
5 Доля условно постоянной части расходов в себестоимости вскрыши	$D_{у.пост.}$	руб./м ³	21,5	21,5
6. Норматив приведения разновременных затрат к расчетному году	E	доли ед.	0,2	0,2
7. Время, через которое будет произведен сэкономленный объем вскрышных работ	t	лет	-	40
8. Предпроизводственные затраты (по внедрению)	C	тыс.руб.		300
9. Экономический эффект	$Э_{Г}$	тыс.руб.	-	1090,8

Данная методика позволяет снизить колебания качества руды, поступающей на обогатительную фабрику.

Горная система-карьер представляет собой сложный комплекс взаимосвязанных процессов, где изменение одного неминуемо приводит к изменению других. Так, при стабилизации качества руды, поступающей на фабрику, увеличивается качество руды на усреднительном складе (κ_y), возрастает коэффициент извлечения полезного компонента (ε), а также показатель выхода концентрата (γ).

Чтобы провести количественную оценку снижения колебания качества руды, поступающей на обогатительную фабрику, был выполнен корреляционный анализ характеристик изменчивости содержаний железа магнетитового. В результате выполненного корреляционного анализа получено следующее уравнение регрессии:

$$\gamma = 44,346 - 7,511\sigma_{Fem}, \quad (4.23)$$

где γ - выход концентрата, %;

σ_{Fem} - среднее квадратическое отклонение содержания железа магнетитового в суточных объемах добычи руды, %.

Теснота корреляционной связи характеризуется коэффициентом корреляции $r = -0,712$. При этом ошибка определения величины r равна

$$m_r = \frac{1 - r^2}{\sqrt{n}} = \frac{1 - (0,712)^2}{\sqrt{19}}$$

$$m_r = \frac{1 - 0,507}{4,36} = 0,113$$

Поскольку частное $r/m_r = 6,3 > 3,0$, можно утверждать, что полученное уравнение (4.23) достоверно. Из этого уравнения следует, что изменение выхода концентрата ($\Delta\gamma$) и изменение однородности качественного состава руды ($\pm\Delta\sigma_{Fem}$) связаны следующей зависимостью:

$$\Delta\gamma = -7,511\Delta\sigma_{Fem} \quad (4.24)$$

Величину σ_{Fem} можно определить с помощью формулы:

$$\sigma_{FeM}^2 = \frac{\bar{\sigma}_{FeM}^2 (1 + V_d^2) + \delta_{FeM}^2 \cdot V_d^2}{K_y (N + V_d^2)}, \quad (4.25)$$

где σ_{FeM}^2 - дисперсия содержания железа магнетитового в руде, поступающей из карьера на ДОФ в сменных или суточных объемах добычи, $(\%)^2$;

$\bar{\sigma}_{FeM}^2$ - средняя дисперсия содержания железа магнетитового в единичном рудопотоке - «внутризабойная» дисперсия, $(\%)^2$;

δ_{FeM}^2 - «межзабойная» дисперсия, $(\%)^2$;

N - нормативное число экскаваторов, необходимое для обеспечения проектной производительности карьера в режиме усреднения руды, шт.;

V_d - коэффициент вариации производительности добычного экскаватора в интервале между взрывами руды в забое, доли единиц;

K_y - коэффициент усреднения руды на усреднительном складе, доли единиц

Значения исходных данных для расчета фактического экономического эффекта по основным показателям приведены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 - Исходные данные для расчета экономического эффекта

Наименование показателей	Усл. обозн.	Ед. изм.	Показатели		
			Факт	Вариант сравнения	Изменение показателей
1. Объем добычи руды за период внедрения	A	тыс.т.	7000	7000	-
2. Нормативное число добычных экскаваторов	N	шт.	5,3	6	+0,7
3. Коэфф. вариации производительности экскаватора	V_d	доли ед.	0,4	0,4	-
4. Средняя «внутризабойная» дисперсия содержания Fe_M в рудопотоке	$\bar{\sigma}_{FeM}^2$	$(\%)^2$	14,1	15,9	+1,8
5. «Межзабойная» дисперсия	δ_{FeM}^2	$(\%)^2$	4,79	4,6	-0,19
6. Дисперсия содержания Fe_M в руде, поступающей из карьера на ДОФ	σ_{FeM}^2	$(\%)^2$	1,85	1,84	-0,01
7. Среднее квадратическое отклонение содержания Fe_M в руде	σ_{FeM}	%	1,36	1,356	-0,004
8. Коэффициент усреднения руды на складе	K_y	доли ед.	1,3	1,3	-
9. Извлечение железа в концентрат	ε	%	78,33	78,38	+0,5

Продолжение таблицы 4.5

Наименование показателей	Усл. обозн.	Ед. изм.	Показатели		
			Факт	Вариант сравнения	Изменение показателей
10. Выход концентрата	γ	%	33,3	33,33	+0,03
11. Количество концентрата влажн. вес, влага 10%	Q	тыс.т	2538	2540	+2
12. Условно-постоянная часть затрат в цеховой себестоимости концентрата	$З_{\phi}$	руб./т	148	-	-
13. Производственные затраты по внедрению	$З_{\epsilon}$	тыс.р убр.	-	300	-

В соответствии с данными таблицы 4.5 рассчитываем дисперсии содержания железа магнетитового в руде, поступающей из карьера, на начало (σ_1^2) и конец (σ_2^2) реализации

$$\sigma_{Fem}^2 = \frac{14,1(1 + 0,4^2) + 4,79 \cdot 0,4^2}{1,3^2(5,3 + 0,4^2)} = \frac{16,356 + 0,7664}{1,69 \cdot 5,46} = \frac{17,1224}{9,2274} = 1,85,$$

$$\sigma_{Fem2}^2 = \frac{15,9(1 + 0,4^2) + 4,6 \cdot 0,4^2}{1,3^2(6 + 0,4^2)} = \frac{18,444 + 0,736}{1,69 \cdot 6,16} = \frac{19,18}{10,4104} = 1,84.$$

Отсюда $\sigma_{Fem1} = 1,360\%$, $\sigma_{Fem2} = 1,356\%$

$$\Delta\sigma_{Fem} = \sigma_{Fem2} - \sigma_{Fem1} = -0,004\%$$

$$\Delta\gamma = -7,511\Delta\sigma_{Fem} = -7,511 \cdot (-0,004) = 0,03\%$$

Расчет фактического экономического эффекта от внедрения нормативной ширины резервной полосы:

$$\mathcal{E}_r = \mathcal{E}_{yn} - E \cdot Z_{\epsilon}, \quad (4.26)$$

где $\mathcal{E}_{yn}$ - экономия условно-постоянных затрат на фабрике, тыс. т.

Z_{ϵ} - затраты по внедрению, тыс. руб.;

$E = 0,2$ – норма дисконта, доли единиц;

$$\mathcal{E}_{yn} = \Delta Q \cdot Z_{\phi}, \quad (4.27)$$

где $\Delta Q = Q_2 - Q_1 = A \cdot \Delta\gamma$ - увеличение выхода концентрата на 0,03%;

Z_{ϕ} - условно-постоянные затраты в цеховой себестоимости концентрата,

$$Q_1 = A \cdot \gamma_1 = \frac{7000 \cdot 0,98}{0,9} \cdot 0,333 = 2538 \text{ тыс. т.}$$

$$Q_2 = D \cdot \gamma_2 = \frac{7000 \cdot 0,98}{0,9} \cdot 0,3333 = 2540 \text{ тыс.т.}$$

$$\Delta Q = 2540 - 2538 = 2 \text{ тыс.т.}$$

Отсюда $\mathcal{E}_{yn} = 2 \cdot 148 = 296 \text{ тыс.руб.}$

Полный фактический экономический эффект

$$\mathcal{E}_r = \mathcal{E}_{yn} - E \cdot 3_6 = 296 - 0,2 \cdot 300 = 236 \text{ тыс.руб.}$$

В результате проведенного анализа было установлено:

1. Фактически существующий объем готовых к выемке запасов, заключенный в резервной области рабочей площадки, является избыточным.
2. Экономически целесообразный нормативный объем готовых к выемке запасов составляет $H_r = 112457 \text{ тыс.т.}$

4.3 Оценка эффективности реализации вариантов проектных решений для Корпангского карьера Костомукшского месторождения

Выполнение оценки эффективности принятых проектных решений по неравномерному нормированию ширины резервной полосы рабочих площадок и распределению во времени и по высоте рабочего борта для Корпангского карьера Костомукшского месторождения проводились на основании базы данных, собранной с карьеров-аналогов по разработке крутопадающих железорудных месторождений.

«Запасы Корпангского месторождения были утверждены в контуре карьера, отстроенном при граничном коэффициенте $12 \text{ м}^3/\text{м}^3$, среднем $4,6 \text{ м}^3/\text{м}^3$ ($1,36 \text{ м}^3/\text{т}$) и конечной глубине отработки 400 м при отметке дна карьера -210 м. До этой глубины был произведен и подсчет балансовых запасов в рамках горного отвода лицензионного соглашения.

Предварительная оценка границ открытых горных работ, добыча запасов руды в которых безубыточна, показала, что граничный коэффициент вскрыши не должен быть выше $5 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Однако, в современных экономических условиях добыча бедных железных руд даже с таким коэффициентом вскрыши, как правило, нерентабельна, что подтверждается практикой работы ОАО "Карельский окатыш"[62].

Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых утвердила верхнее значение прослоев вмещающих пород и нижнее значение мощности полезного ископаемого, включаемого в расчет запасов. Проект отработки Костомукшского месторождения не требует корректировки, принятое горнотранспортное оборудование соответствует заданным показателям работы карьера и, в последствии, будет перемещено на Корпангский карьер.

Для осуществления приема извлеченной руды с Корпангского карьера на обогатительной не требуется проводить капитального ремонта и замены оборудования.

Для оценки эффективности реализации вариантов проектных решений для Корпангского карьера Костомукшского месторождения был разработан программный продукт FS-MAFMO12 сотрудниками кафедры РМПИ Горного университета.

Программный продукт FS-MAFMO12 обеспечивает решение следующих задач.

- «распределение возможных значений чистой текущей стоимости (NPV) руды реализуемой на данном рынке минерального сырья, за весь срок отработки месторождения;
- распределение возможных значений нормы прибыли (внутренней ставки дохода) IRR»[62].
- Определение величины риска инвестиций (вероятность неподтверждения расчетов).

На основании полученных результатов работы данной программы проекти-

ровщики могут принимать решения в условиях вероятностного характера исходных данных и оценивать экономическую эффективность использованных решений.

Внутренняя ставка дохода (IRR) является ставкой дисконтирования, при которой чистый дисконтированный доход становится равным нулю. Если внутренняя ставка дохода превышает рыночную ставку процента (среднее значение рыночной ставки процента для горной отрасли в индустриальных странах составляет 10-15%), то проект является потенциально прибыльным. Для оценки проекта отработки карьера внутренняя ставка дохода обычно считается менее надежным показателем, чем действительная чистая текущая стоимость реализации проекта [75, 76, 77, 78, 79].

Обычно показатели внутренней ставки дохода выше для проектов карьеров, более прибыльных в начальный период эксплуатации, даже если их чистая текущая стоимость достаточно мала.

«Программа имеет техническую возможность моделировать и предоставлять оценку для полирудных месторождений с добычей до 4 полезных компонентов, получаемых из рудного сырья» [64].

Ожидаемый экономический эффект от внедрения результатов в Корпангский карьер Костомукшского месторождения представлен в таблице 4.6 и на рисунке 4.1

$$\mathcal{E} = NPV_{(\text{предл.})} - NPV_{(\text{проект})} = 356,87 - 212,09 = 144,78 \text{ млн.руб.},$$

где $NPV_{(\text{предл.})}$ - чистая текущая стоимость рассматриваемого сбалансированного случая неравномерного распределения ширины резервной полосы, млн.руб.;

$NPV_{(\text{проект})}$ - чистая текущая стоимость для проектного случая распределения ширины резервной полосы, млн.руб.

Таблица 4.6 - Результаты оценки эффективности проектных решений по нормированию ширины резервной полосы рабочих площадок и ее распределению во времени и по высоте рабочего борта, для Корпангского карьера

№ пп	Название проекта	CORP12 Предлагаемое неравномерное распределение резервной поло- сы	CORPeq Равномерное распределение резервной поло- сы	CORPNTp Проектное распределение резервной поло- сы по НТП
1	Средняя чистая текущая стоимость (NPV), млн. руб.	356,87	271,68	212,09
2	Среднеквадратическое отклонение NPV, млн. руб.	442,96	462,34	475,37
3	Вероятность убытков (риск), %	23,41	30,83	34,15
4	Среднее возможных убытков, млн. руб.	-201,3	-244,13	-306,27
5	Среднее внутренней ставки дохода (IRR), %	16,51	15,22	14,43
6	Среднеквадратическое отклонение внутренней ставки дохода IRR, %	6,57	6,34	6,21
7	Производительность карьера: по руде, тыс.т/год по вскрыше, тыс.м ³ /год	7000 4700	7000 4700	7000 4700

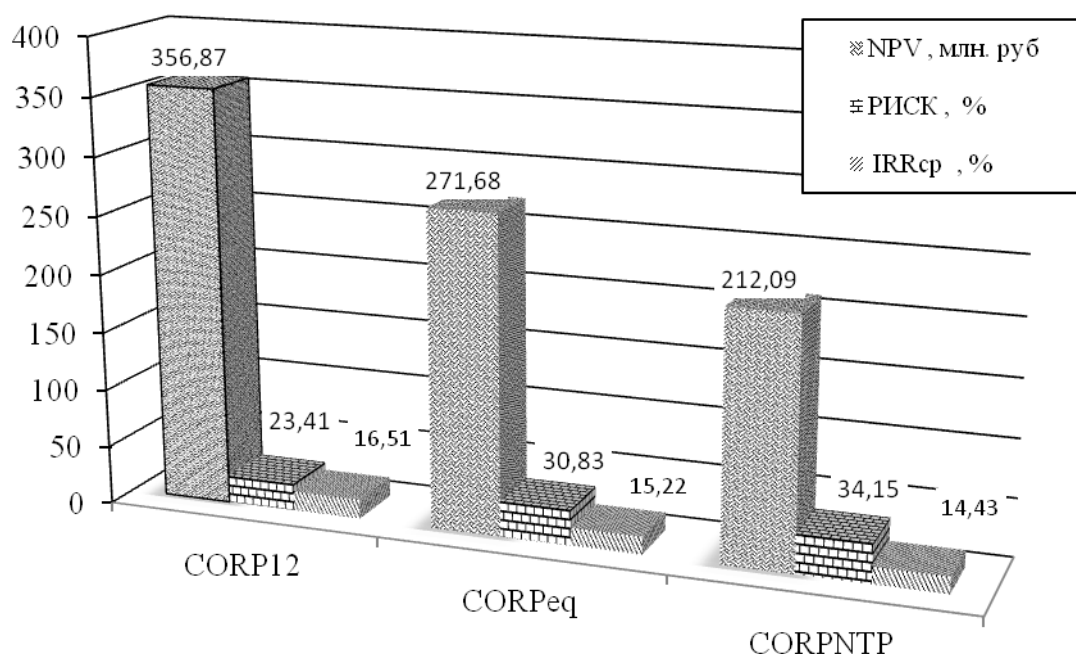


Рисунок 4.1 - Диаграмма итоговых результатов реализации модели оценки эффективности проектных решений по нормированию ширины резервной полосы рабочих площадок и распределению во времени и по высоте рабочего борта для Корпангского карьера

4.4 Выводы по главе 4

1. Нормативы готовых к выемке, подготовленных и вскрытых запасов заключены в резервной полосе рабочих площадок и должны определяться с учетом следующих факторов:

- распределением по добычным уступам в равной мере запасов различной степени подготовленности.

- обеспечением необходимого количества экскаваторов в карьере для достижения заданной производительности и требуемого уровня усреднения руды.

2. Значение ширины рабочей площадки можно корректировать с помощью изменения направления движения заходки экскаватора: при движении, параллельном автокорреляции содержания усредняемого показателя, сокращается ширина рабочей площадки.

3. Ожидаемый экономический эффект от внедрения результатов по нормированию ширины резервной полосы рабочих площадок и ее распределению во времени и по высоте рабочего борта, в проектную документацию разработки Корпангского карьера составит 144,78 млн.руб.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно-квалификационную работу, в которой предлагается новое решение актуальной научной задачи - обоснование и разработка методов формирования рабочей зоны карьера путем управления шириной рабочих площадок при проектировании открытой разработки крутопадающих рудных месторождений, позволяющих повысить эффективность и надежность проектных решений.

По результатам выполнения диссертационной работы сделаны следующие выводы и рекомендации:

1. Нормирование ширины резервной полосы рабочих площадок для условий открытой разработки рудных крутопадающих месторождений должно осуществляться с учетом следующих факторов:

- при проектировании карьеров необходимо проводить неравномерное распределение по высоте рабочего борта резервной полосы рабочей площадки;
- для повышения надежности работы карьера необходимо иметь постоянный оптимальный переходящий объем запасов по степени подготовленности к выемке, включающий долю запасов на компенсацию дефицита в периоды преобладания их уменьшения над приростом, долю запасов на погашение возможных ошибок в прогнозировании запасов и в планировании горных работ и долю запасов на обеспечение работы последующих звеньев карьера;
- поддержание в течение всего срока жизни карьера ширины рабочих площадок на рабочем борту карьера, позволяющей вести безопасную работу горно-транспортного оборудования.

2. Фактически существующий объем готовых к выемке запасов Корпангского месторождения является избыточным. Экономически целесообразный нормативный объем готовых к выемке запасов, заключенный в резервной области рабочей площадки, составляет $H_r = 112457$ тыс.т.

3. Проведен анализ чувствительности параметров и показателей открытой разработки крутопадающих рудных месторождений при определении ширины рабочей площадки. Угол откоса уступа, мощность залежи, граничный коэффициент являются переменными, наиболее сильно влияющими на конечный результат.

4. Установлено, что значения ширины рабочих площадок карьеров, обрабатывающих крутопадающие месторождения руды, подчиняются логнормальному закону распределения.

5. Применение метода определения количества добычных экскаваторов, одновременно учитывающего требование по усреднению качества руды и требование о достижении проектной производительности, позволяет снизить колебания качества руды, поступающей на обогатительную фабрику.

6. Разработан метод стабилизации производительности рудного карьера и усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши для условий открытой разработки рудных крутопадающих месторождений.

7. Разработан метод формирования рабочей зоны рудных крутопадающих месторождений путем управления распределением резервной ширины рабочих площадок по рабочим уступам. Максимальная надежность горнодобывающего комплекса достигается при таком взаимном расположении уступов, когда в поперечном сечении добычные уступы принимают выпуклую форму, а вскрышные – вогнутую. При этом разработка технологических схем работы горнотранспортного оборудования на сформированных рабочих площадках является перспективным направлением развития темы диссертации.

8. Разработано программное обеспечение FS-MAFMO12, позволяющее обоснованно и оперативно принимать проектные решения в условиях ограниченного объема исходной информации и его стохастического характера, а также оценивать экономическую эффективность открытой разработки месторождений.

9. Ожидаемый экономический эффект от внедрения результатов по нормированию ширины резервной полосы рабочих площадок и ее распределению во времени и по высоте рабочего борта в проектную документацию разработки

Корпангского карьера составит 144,78 млн.руб.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Авдеев, П.Б. Научное обоснование эффективных ресурсосберегающих технологий открытой разрабтки рудных месторождений в сложных геокриологических условиях Забайкалья : автореф. дис. докт. техн. наук : специальность 25.00.22 / Авдеев Павел Борисович. – Рос. гос. геологоразведоч. ун-т им. С. Орджоникидзе (РГГРУ). - Москва, 2010.–37 с.
2. Агошков, М.И. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр. - М.: Недра, 1974. – 312 с.
3. Агошков, М.И. Учет фактора времени в горно-экономических расчетах / Агошков М.И., Козаков Е.М. // Вопросы экономики. – 1985. - № 11. - С. 72-76.
4. Агошков, М.И. Классификация потерь полезных ископаемых при добыче / М. И. Агошков, Е. И. Панфилов / АН СССР. Сектор физ.-техн. горных проблем ин-та физики Земли им. О. Ю. Шмидта. - М.: б. и., 1970. – 36 с.
5. Адигамаов, Я.М. Основы экономической оценки потерь руды при открытом способе разработки / Я. М. Адигамаов, Б. К. Оводенко / АН СССР. Кольск. филиал им. С. М. Кирова. - Ленинград : Наука. Ленингр. отд-ние, 1971. - 140 с.
6. Анистратов, Ю.И. Технология открытых горных работ : Учебное пособие / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов. - М.: Недра, 2008. –446 с.
7. Арсентьев, А.И. Аналитический метод определения рационального направления углубки карьера. - в кн.: Совершенствование методов разработки рудных месторождений. - М.: Недра, 1966. - С. 118-123.
8. Арсентьев, А.И. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых открытым способом: Учеб. Пособие. – Санкт-Петербург: СПбГИ им. Г.В. Плеханова, 2010. – 114 с.
9. Арсентьев, А.И. Развитие горных работ в карьерном пространстве: Учеб. Пособие. - Л.: СПбГИ им. Г.В. Плеханова, 1991. - 105 с.
10. Арсентьев, А.И. Определение главных параметров карьера / А. И. Арсентьев, О. В. Шпанский, Г. П. Константинов, В. Л. Бложе. - М.: Недра, 1976. -

213 с.

11. Арсентьев, А.И. Развитие методов определения границ карьеров / А. И. Арсентьев, А. К. Полищук. – Л. : Наука, 1967. – 95 с.

12. Арсентьев, А.И. Техничко-экономические особенности поэтапной обработки карьерных полей /Арсентьев А.И. Развитие теории открытых горных работ. – М.: МГИ, 1991. – 321с.

13. Арсентьев, А.И. Производительность карьеров: моногр. / Санкт-Петербург. СПбГИ им. Г.В. Плеханова. СПб.: СПГГИ(ТУ), 2002. 84с.

14. Арсентьев, А.И. Определение производительности и границ карьера. – М. : Госгортехиздат, 1961.– 243 с.

15. Астахов, А.С. Фактор времени и проблемы оценки экономической эффективности запасов полезных ископаемых / Астахов А.С. // Экономика и математические методы. Москва. - 1981. - № 2. - С. 360 - 376.

16. Бастан, П.П. Теория и практика усреднения руд / П.П. Бастан, Е.И. Азбель, Е.И. Ключкин. - Москва : Недра, 1979. - 255 с.

17. Бессмертный, К.Э. Оптимизация объемов, готовых к выемке запасов на карьерах, разрабатывающих крутопадающие комплексные месторождения : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : специальность 05.15.03 / Бессмертный Константин Эдуардович. - С.-Петерб. гос. гор. ин-т им. Г.В. Плеханова. – Санкт-Петербург, 1997. – 138 с.

18. Близнюкова, О.Ю. Влияние режима горных работ и производительности карьера на экономическую эффективность разработки месторождения / О.Ю. Близнюкова // Качество минерального сырья: сборник научных трудов. – Кривой Рог. - 2014. – С. 118-126.

19. Бонаму, Г.Б. Обоснование режима открытых горных работ при малоотходной эксплуатации маломощных крутопадающих месторождений : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : специальность 25.00.21 / Бонаму Гата Бернар. - С.-Петерб. гос. гор. ин-т им. Г.В. Плеханова. – Санкт-Петербург, 2004. – 127 с.

20. Ведрова, Д.А. Обоснование методов организации горно-строительных

и эксплуатационных работ при разработке месторождений группой карьеров : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : специальность 05.02.22 / Ведрова Дарья Александровна. – Нац. минерал.-сырьевой ун-т «Горный». – Санкт-Петербург, 2015. – 199 с.

21. Гавришев, С.Е. Интенсивность формирования рабочей зоны глубоких карьеров : Монография / С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров, А.А. Колонюк. – Магнитогорск: Магнитогорск. гос. техн. ун-та им Г.И. Носова, 2013. – 187 с.

22. Гафиятов, И. З. Мировой опыт использования малых предприятия в сфере недропользования / Гафиятов И. З. // Евразийский международный научно-аналитический журнал : Проблемы современной экономики. – 2007. - № 2 (22). – С. 150-153.

23. Грузинов, В. П. Экономика предприятия: Учеб. пособие. - 2-е изд., перераб и доп. - М.: Финансы и статистика, 2000. – 208 с.

24. Доан, В.Т. Обоснование технологии открытой разработки железорудных месторождений Вьетнама в сложных гидрогеологических условиях : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : специальность 25.00.22 / Доан Ван Тхань. – Нац. минерал.-сырьевой ун-т «Горный». – Санкт-Петербург, 2015. – 151 с.

25. Деревяшкин, И.В. Основы горного дела. Открытые горные работы / И.В. Деревяшкин. – М.: Изд-во МГОУ, 2011. – 260 с.

26. Дранников, С.А. Планирование режима горных работ в карьерах. – М.: Углетехиздат, 1959. – 137 с.

27. Дриженко, А.Ю. Карьерные технологические горно-транспортные системы: моногр. / Днепрпетровск. НГУ, 2011. – 452 с.

28. Золотарев, Н.Д. Технология и экономика открытой разработки месторождений. – М.: Недра, 1965. – 155 с.

29. Зурков, П.Э. Разработка рудных месторождений открытым способом. – М.: Металлургиздат, 1953. – 527 с.

30. Истомин, В. В. Исследование развития горных работ на рудных карьерах : дис. на соиск. учен. степ. докт. техн. наук : специальность 05.15.03 / Истомин

Виктор Владимирович. - Моск. гор. ин-т. - Москва, 1991. - 484 с.

31. Кава, П.Б. Обоснование оптимальных потерь полезных ископаемых в контактных зонах рудных тел при проектировании открытой разработки сложно-структурных месторождений : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : специальность 25.00.21 / Кава Павел Богданович. – Нац. минерал.-сырьевой ун-т «Горный». – Санкт-Петербург, 2013. – 176 с.

32. Капустин, Н.Г. Обоснование производственной мощности карьера / Капустин Н.Г. // Техника и технология открытых горных работ. – 1959. – С. 46-61.

33. Крейтер, В.М. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых: Уч. Для вузов. - М.: Недра, 1969. — 384 с.

34. Кононыхин, М.А. Разработка методов управления интенсивностью эксплуатации месторождений открытым способом в условиях изменения потребности в добываемом сырье : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : специальность 05.02.22 / Кононыхин Михаил Анатольевич. – Ин-т проблем комплекс. освоения недр – Москва, 2002. – 160 с.

35. Корякин, А.И. Определение основных технологических параметров карьера при проектировании / Корякин А.И., Селюков А.В. // Вестник Кузбасского государственного технического университета – Кемерово: Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева. - 2010. – С. 58-66.

36. Мельников, Н. В. Добыча ископаемых открытым способом. М.: Углетехиздат, 1948. - 408 с.

37. Мельников, Н. В. Развитие горной науки в области открытой разработки месторождений в СССР / Чл.-кор. АН СССР проф. Н. В. Мельников. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва : Госгортехиздат, 1961. - 182 с.

38. Мельников, Н.В. Совершенствование методов проектирования и планирования горных работ в карьере. – Л.: Наука. Ленингр. отд-ние, 1981.– 278 с.

39. Новожилов, М. Г. Горногеометрический анализ и режим горных работ карьеров / М. Г. Новожилов, Б. Н. Тартаковский, М. С. Четверик; АН УССР. Ин-т геотехн. механики. - Киев : Наукова думка, 1971. - 144 с.

40. Панфилов, Е.И. О проблемах повышения эффективности функционирования минерально-сырьевого комплекса России / Панфилов Е.И. // научно-технический журнал «Горная Промышленность». -2010. - №4 (92). – С. 2-9.

41. Пасынков, Д.В. Определение граничных показателей при проектировании открытой разработки рудных месторождений : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : специальность 25.00.21 / Пасынков Денис Владимирович. - С.-Петербург. гос. гор. ин-т им. Г.В. Плеханова. – Санкт-Петербург, 2009. – 176 с.

42. Патент № 2425219 Российская Федерация, МПК E21C 41/26 (2006.01). Способ открытой разработки полезных ископаемых: № 2009146668/03 : заявл. 15.12.2009: опубл. 27.07.2011 / Семенов А.С., Фауль А.А.; заявитель Санкт-Петербургский государственный горный институт имени Г.В. Плеханова. – 8 с. : ил. – Текст : непосредственный.

43. Пешков, А.А. Управление развитием горных работ на глубоких карьерах : дис. на соиск. учен. степ. докт. техн. наук : специальность 05.15.03 / Пешков Алексей Александрович. – Ин-т проблем комплексного освоения недр. – Москва, 1997. – 280 с.

44. Программа для ЭВМ № 2018619871 Российская Федерация, программа определения объемов добычи и направления выемки при открытой разработке месторождения известняка : заявл. 26.07.2018 : опубл. 14.08.2018 / Рыжков С.К., Семенов А.С., Родионов А.О. – 12 с.

45. Проломова, Т.А. Динамика параметров и показателей карьеров в процессе работы со стабильной производительностью по горной массе / Проломова Т.А., Арсентьев А.И., Тихонов Р.А. // Горный журнал. Изв. вузов. – Екатеринбург. - 2001. - № 1.– С. 26-30.

46. Ракишев, Б.Р. Проектирование карьеров: Учеб. Пособие. – Алматы: КазНТУ, 2013. - 298 с.

47. Ракишев, Б.Р. Вскрытие карьерных полей и системы открытой разработки: Учебник. – Алматы, 2012. – 320 с.

48. Решетняк, С.П. Основные проблемы проектирования карьеров нового

поколения / С.П. Решетняк // Записки Горного института. – СПб. - 2012. – Т.197. – С. 154–158.

49. Ржевский, В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ / В. В. Ржевский. - 3-е изд., перераб. и доп. - М. : Недра, 1980. - 631 с.

50. Ржевский, В.В. Календарное планирование объемов вскрышных работ на карьерах / Ржевский В.В. // Горный журнал. – 1956. - № 9. – С. 4-7.

51. Ржевский, В.В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды. – М.: Углетехиздат, 1957. –200 с.

52. Ржевский, В.В. процессы открытых горных работ: Учеб. для университетов. - М.: Недра, 1978. - 541 с.

53. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация: Учеб. для университетов / В. В. Ржевский. - Изд. 8-е. - Москва : URSS, 2014. – 548 с

54. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. М.: Недра, 1985. –430 с.;

55. Рославцева, Ю.Г. Способы расширения зоны регулирования режима горных работ при проведении горно-геометрического анализа / Рославцева Ю.Г. // пятнадцатая всероссийская студенческая научно-практическая конференция «Проблемы безопасности природотехнических систем и общества. Современные риски и способы минимизации». Иркутск. - 2010. – С. 402-407.

56. Рославцева, Ю.Г. Обоснование выбора рационального режима горных работ / Рославцева Ю.Г., Федорко В.П. // Горный журнал. Известия ВУЗов. – Екатеринбург. - 2010.– № 5. - С.20-26.

57. Рутковский, Б.Т. Определение коэффициента вскрыши и объемов работ карьера / Рутковский Б.Т. // Горный журнал. - 1963. - № 9. – С.13-15.

58. Рыжков, С.К. Анализ чувствительности параметров и показателей системы разработки на предварительной стадии проектирования карьеров / С.К. Рыжков, А.О. Родионов // международное научное периодическое издание по итогам международной научно-практической конференции «Новая наука: проблемы

и перспективы». Стерлитамак. - 2017. - №3. - С. 62-67.

59. Рыжков, С.К. Анализ чувствительности параметров рудных карьеров, влияющих на ширину рабочей площадки / С.К. Рыжков, А.О. Родионов // сборник статей XXIX Международной заочной конференции «Развитие науки в XXI веке». Харьков. - 2017. - №1. - С. 46-51.

60. Рыжков, С.К. Анализ чувствительности параметров рудных карьеров на предварительной стадии проектирования / С.К. Рыжков, А.О. Родионов // тезисы докладов Международной научно-практической конференции, посвященной 185-летию кафедры «Горное искусство». Санкт-Петербург. - 2017. - С. 73-75.

61. Саканцев, Г.Г. Исследование зависимости себестоимости вскрыши от определяющих факторов / Саканцев Г.Г., Саканцев М.Г. // Горный журнал. Изв. вузов. -1974. - № 6.– С. 23-26.

62. Семенов, А.С. Обоснование методов оценки и управления риском при проектировании открытой разработки рудных крутопадающих месторождений : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : специальность 25.00.21 / Семенов Александр Сергеевич. - С.-Петерб. гос. гор. ин-т им. Г.В. Плеханова. – Санкт-Петербург, 2010. – 190 с.

63. Содельберг, А. Выбор способа разработки месторождения / Содельберг А., Дональд О. Рауш. в кн.: Открытые горные работы. Труды Американского института горных инженеров. пер.с.англ.– М.: Недра, 1971.– С.17-20.

64. Соколовский, А.В. Методология проектирования технологического развития действующих карьеров : автореферат дисс. на соиск. учен. степ. докт. техн. наук : специальность 25.00.21 / Соколовский Александр Валентинович. - Моск. гос. гор. ун-т. – Москва, 2009. – 38 с.

65. Супрун, В.И. Порядок отработки карьерных полей / Супрун В.И., Артемьев В.Б., Опанасенко П.И., С.А. Радченко, Я.В. Левченко. М.: Киммерийский центр, 2015. 319 с.

66. Супрун, В.И. Вскрытие карьерных полей / Супрун В.И., Артемьев В.Б., Опанасенко П.И. М.: Киммерийский центр, 2016. 247 с.

67. Ткачев, А.Ф. Аналитические исследование режима горных работ карьера с применением вычислительных машин / Ткачев А.Ф., Хохряков В.С. // Горный журнал. Изв. ВУЗов. -1964. - № 1.– С. 31-34.

68. Трубецкой, К.Н. Состояние и перспективы развития открытых горных работ в XXI веке / К.Н. Трубецкой, М.В. Рыльникова // Горный информационно-аналитический бюллетень. Отдельный выпуск. Москва. – 2015. - №45 – 1. – С. 21-32.

69. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров: учебник для вузов. 3-е изд. перераб. и доп. / К. Н. Трубецкой, Г. Л. Краснянский, В. В. Хронин. - 2. изд., перераб. и доп. - М. : Высшая школа, Москва, 2009- 694 с.

70. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров: Учеб. Для вузов В 2 т. – 2-е изд., перераб. и доп.- М.: Издательство Академии горных наук, 2001. – Т. I. – 519 с.

71. Федорко, В.П. Горно-геометрический анализ карьерных полей для пологих горизонтальных залежей при транспортной или комбинированной системах разработки / Федорко В.П., Рославцева Ю.Г. // Горный журнал. Известия ВУЗов. Екатеринбург. - 2010. – С. 27-32.

72. Фомин, С.И. Оптимизация формирования рабочей зоны глубоких карьеров / Фомин С.И. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1999. - № 2. – С. 52-53.

73. Фомин, С.И. Анализ чувствительности параметров рудных карьеров на предварительной стадии проектирования / Фомин С.И., Базарова Е.И. / Записки Горного института. СПб. - 2015. - Том 216. - С. 76-81.

74. Фомин, С.И. Оценка эффективности инвестирования открытой разработки сложноструктурных месторождений / С.И. Фомин, А.А. Фауль, П.Б. Кава // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. - № 5. - С. 312-316.

75. Фомин, С.И. Оценка риска принятия решений при проектировании карьеров / Фомин С.И., Семенов А.С. // Записки Горного института. Санкт-Петербург. - 2007. - Т. 173. - С.57-59.

76. Фомин, С.И. Определение эффективности инвестиций при реализации проектов рудных карьеров / Фомин С.И., Пасынков Д.В., Семенов А.С // Записки Горного института. Санкт-Петербург. - 2009. - Т. 180. - С.12-14.

77. Фомин, С.И. Оценка эффективности инвестирования открытой разработки сложноструктурных месторождений / Фомин С.И., Фауль А.А., Кава П.Б. // Горный информационно-аналитический бюллетень. Москва. -2011. - № 5. - С.312-315.

78. Фомин, С.И. Оценка риска принятия решений при проектировании карьеров / Фомин С.И., Семенов А.С. // Сб. научных трудов «Современные проблемы горной науки». Записки Горного института. Санкт-Петербург. – 2007. - Т. 173. - С. 56-60.

79. Фомин, С.И. Оценка эффективности принятия проектных решений / Фомин С.И., Пасынков Д.В., Семенов А.С // Сб. научных трудов «Современные проблемы горной науки». Записки Горного института. Санкт-Петербург. – 2009. - Т. 180. - С. 12-15.

80. Фомин, С.И. Оценка стохастического характера исходных данных для определения ширины рабочих площадок / С.И. Фомин, С.К. Рыжков // научно-технический и производственный журнал «Маркшейдерия и Недропользование». Москва. - 2018. - №6. - С. 42-48.

81. Фомин, С.И. Стабилизация производительности управлением шириной рабочих площадок при проектировании карьеров / С.И. Фомин, А.О. Родионов, С.К. Рыжков // журнал «Рациональное освоение недр». Москва. - 2020. - №3. – С. 66-70.

82. Фомин, С.И. Определение высоты уступов при открытой разработке крутопадающих месторождений с учетом потерь и разубоживания руды / С.И. Фомин, А.О. Родионов, С.К. Рыжков // научно-технический журнал: «Горный информационно-аналитический бюллетень». Москва. - 2019. - №4 (специальный выпуск 7). - С. 333-344.

83. Фомин, С.И. Повышение безопасности горных работ при отработке

приконтактной зоны «порода-руда» на сложноструктурных золоторудных месторождениях / С.И. Фомин, А.О. Родионов, С.К. Рыжков // сборник тезисов: «IV Международная научно-практическая конференция: «Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке». Санкт-Петербург. - 2018. – С. 139-140.

84. Фомин, С.И. Определение оптимальных потерь полезных ископаемых при открытой разработке рудных месторождений / С.И. Фомин, А.О. Родионов, С.К. Рыжков // научно-технический и производственный журнал «Маркшейдерия и Недропользование». Москва. - 2019. - №3. - С. 60-64.

85. Фомин, С.И. Нормирование запасов руды по степени подготовленности к выемке при проектировании открытой разработки месторождений / С.И. Фомин, Д.Б. Чан, Е.И. Базарова // научно-технический и производственный журнал «Маркшейдерия и Недропользование». Москва. - 2017. - №2. - С. 53-60.

86. Фомин, С.И. Обоснование методов оценки эффективности проектных решений при строительстве рудных карьеров : дис. на соиск. учен. степ. док. техн. наук : специальность 25.00.21 / Фомин Сергей Игоревич. – С.-Петерб. гос. гор. ин-т им. Г.В. Плеханова. – Санкт-Петербург, 2003. – 391 с.

87. Фролов, О.М. Малые горные предприятия в системе горнодобывающей промышленности : автореферат дисс. на соиск. учен. степ. канд. эконом. наук : специальность 08.00.05 / Фролов Олег Михайлович. - Санкт-Пет. гос. ун-т экономики и финансов. - Санкт-Петербург, 2004. - 19 с.

88. Холодняков, Г. А. Определение основных параметров открытой разработки комплексных месторождений. Л.: Изд-во ЛГУ, 1988. – 156 с.

89. Холодняков, Г.А. Проектирование карьеров, разрабатывающих комплексные месторождения : Учеб. Пособие. – Л.: ЛГИ, 1987.– 82с.

90. Холодняков, Г.А. Проектирование карьеров при разработке комплексных месторождений/ Г.А. Холодняков. Национальный минерально-сырьевой университет «Горный». - Санкт-Петербург : Нац. минерально-сырьевой ун-т «Горный», 2013. – 191 с.

91. Холодняков, Д.Г. Режим открытой разработки крутопадающих залежей: монография /Д.Г. Холодняков; Сев.-Зап. Ин-т упр. Фил. РАНХиГС. СПб: ИПЦ СЗИУ фил. РАНХиГС. 2015. 148 с.

92. Хохряков, В.С. Исследование этапов развития и экономичности открытых горных работ в глубоких карьерах : автореферат дисс. на соиск. учен. степ. докт. техн. наук / Хохряков Владимир Степанович. - МГИ. - Москва, 1966. - 32 с.

93. Фролов, О.М. Малые горные предприятия в системе горнодобывающей промышленности : автореферат дисс. на соиск. учен. степ. канд. эконом. наук : специальность 08.00.05 / Фролов Олег Михайлович. - Санкт-Пет. гос. ун-т экономики и финансов. - Санкт-Петербург, 2004. - 19 с.

94. Хохряков, В.С. К вопросу экономической оценки открытой разработки месторождений по очередям / Хохряков В.С. // Изв. вузов. Горный журнал. – 1962. - № 3. – С. 57–60.

95. Хохряков, В.С. Проектирование карьеров. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1980. - 336 с.

96. Хохряков, В.С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: Учеб. Для техникумов. – 5-е изд., перераб. И доп. – М.: Недра, 1991. – 335 с.

97. Шевчук, Г.А. Перспективы развития и освоения минерально-сырьевой базы юго-восточного Забайкалья / Шевчук Г.А., Харитонов Ю.Ф., Карманов А.Б. // Горный журнал. Москва. – 2010. - № 5. – С. 34-37.

98. Шитарев, В.Г. Параметры карьеров при комплексном использовании недр / В. Г. Шитарев, О. Н. Салманов. - М. : Недра, 1990. – 109 с.

99. Юматов, Б. П. Выбор оптимального варианта при разработке карьеров по этапам / Юматов Б.П., Бунин Л. В. / Горный журнал. – 1965. - № 11. – С. 15-17.

100. Юматов, Б.П. Методика выбора оптимального варианта разработки отдельных участков месторождений / Юматов Б.П., Бунин Ж.В., Паничев В.М. / Горный журнал. – 1976. - № 7. – С. 61-62.

101. Юматов, Б. П. Установление режима горных работ на основе попереч-

ных разрезов при вскрытии горизонтов по участкам карьерного поля / Юматов Б.П. // Горный журнал. - 1977. - № 8. – С. 21-26.

102. Юматов, Б.П. Строительство и реконструкция рудных карьеров. - Изд. 2, перераб. и доп. – М.: Недра, 1978. – 231 с.

103. Camm, T.W. Engineering Analysis Cost Models for the East Mojave National Scenic Area, California/ open file reports/1994.

104. Camm, T.W. Simplified Cost Models for Permissibility Mineral Evaluation/ Information circular/1991.

105. Fomin, S.I. The Mining technology of a thick overburden layer covering a group of flat dipping coal seams // S.I. Fomin, D.A. Vedrova // Mine planning and equipment selection. – 2013. - vol. 1. - P. 75-81.

106. Fomin, S.I. Risk analysis method for opencast mining project // Annual. University of mining and geology St. Ivan Rilski.Part II. – 2012. - vol. 55. - P. 23-28.

107. Fomin, S.I. Determining height of benches in open mining of steeply-dipping deposits with consideration of ore losses and dilution / S.I. Fomin, A.O. Rodionov, S.K. Ryzhkov // international journal of civil engineering and technology. India. - 2019. - №5 (10). - С. 312-319.

108. Hill, J.H. Geological and economical estimate of mining projects // London, 1993. – 85 p.

109. Hustrulid, W. Open Pit Mine: Planning and Design. / W. Hustrulid, M. Kuchta. – Rotterdam; Brookfield, VT: A.A. Balkema, 1998. – 735 p.

110. Schroder, D.L. Large surface miners – applications and cost calculations // Krupp, Fordertechnik GmbH, Essen, Germany, 1999. - P. 1-6.