

Федеральное государственное автономное учреждение высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

На правах рукописи

Федотов Григорий Сергеевич

ОБОСНОВАНИЕ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ С
УЧЕТОМ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ

Специальность 25.00.21

«Теоретические основы проектирования горнотехнических систем»

Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель: к.т.н., доц. Пастихин Денис Валерьевич

Москва – 2020

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
Глава 1. Актуальность, цели и задачи исследования	9
1.1. Текущее состояние и перспективы развития открытого способа разработки месторождений твердых полезных ископаемых.....	9
1.2. Анализ подходов, принципов и методов обоснования конечных контуров карьера	13
1.3. Анализ существующих методов оптимизации конечных контуров и опыта их применения в проектной деятельности	39
1.4. Обоснование задач и формулировка темы исследования	47
Глава 2. Исследование влияния схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей на конструкцию нерабочих бортов карьера и объем горной массы в конечном контуре карьера.....	48
2.1. Предмет и методы исследования.....	48
2.2. Разработка математических моделей карьеров различной формы	50
2.3. Оценка работоспособности и точности математических моделей карьеров различной формы	53
2.4. Построение математических моделей карьеров различной формы. Исследование влияния схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей на объемные показатели карьера.....	56
Глава 3. Исследование влияния размера блоков блочной модели и их технико- экономических характеристик на положение уступов контура карьера.....	62
3.1. Определение контуров карьера на основании блочного моделирования.....	62
3.2. Оценка влияния размера блоков блочной модели и их технико- экономических показателей на положение уступов.....	67
Глава 4. Разработка методики обоснования конечных контуров глубоких карьеров	72

4.1. Разработка алгоритма оптимизации положения трассы вскрывающих траншей в конечном контуре карьера	72
4.2. Разработка методики обоснования конечных контуров глубоких карьеров.....	80
Глава 5. Обоснование конечных контуров карьера ГОКа им. В. Гриба АО «АГД Даймондс»	83
5.1. Краткая характеристика месторождения им. В. Гриба	83
5.2. Технология разработки месторождения им. В. Гриба открытым способом.....	85
5.3. Обоснование конечного контура карьера с использованием разработанной методики	89
5.4. Экономическая оценка предложенных проектных решений	91
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	98
Литература	101
Приложение А	111
Приложение Б	121

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Одной из основных задач проектирования открытых горных работ является обоснование конечных контуров карьера. От решений, принятых на данном этапе, зависит экономическая эффективность и рентабельность разработки месторождения. Большой вклад в развитие теории проектирования карьеров внесли такие выдающиеся представители отечественной научной школы, как акад. В.В. Ржевский, акад. К.Н. Трубецкой, проф. А.И. Арсентьев, проф. Г.А. Холодняков, проф. В.С. Хохряков и другие. Предложенные ими подходы, способы и методы обоснования конечных контуров карьера в большинстве своем основываются на определении граничного коэффициента вскрыши и применяются в практике проектирования по настоящее время.

Развитие компьютерной техники и информационных технологий способствовало как развитию традиционных, так и появлению принципиально новых подходов к обоснованию конечных контуров карьеров, которые в большинстве случаев реализуются в виде пакетов программ. На сегодняшний день преобладающая часть проектных организаций использует специализированные пакеты программ, в которых реализованы оптимизационные методы определения конечных контуров карьера. Помимо целого ряда достоинств, данные методы имеют определенные недостатки. Так, например, в ходе процесса оптимизации не учитывается в полной мере конструкция борта карьера, то есть наличие площадок различной ширины на горизонтах, а также форма борта, что может сказаться на главных параметрах карьера и, соответственно, на эффективности проекта. Другой существенный недостаток связан с отсутствием методического подхода к интерпретации результатов оптимизации. В ходе проектирования контура карьера на основе контура, полученного в результате оптимизационных расчетов, выполняется построение берм безопасности, транспортных берм и съездов, откосов уступов. Это приводит к изменению контура карьера по отношению к контуру, полученному при оптимизации, а следовательно, полученный контур нельзя назвать оптимальным.

Отсутствие научных и методических основ в вопросах обоснования конечных контуров карьера при работе с результатами оптимизации привело к тому, что в сложившейся практике проектирования считается вполне допустимым, если валовая прибыль от реализации добытого полезного ископаемого в проектных контурах карьера уменьшается по сравнению с валовой прибылью, рассчитанной для «оптимальных» контуров карьера. В связи с этим в зарубежной литературе появился термин «снижение экономической ценности конечного контура карьера». Величина этого «снижения» может превышать 10-15%, что для крупных, глубоких карьеров со значительными запасами полезного ископаемого приводит к весьма существенным финансовым потерям. Таким образом, вопрос обоснования конечных контуров глубоких карьеров с учетом схемы вскрытия является актуальной научной задачей.

Цель работы. Разработка научно-методических основ обоснования конечных контуров глубоких карьеров на основе оптимизационных методов с учетом схемы вскрытия, обеспечивающих высокие технико-экономические показатели горных предприятий.

Идея работы. При обосновании конечных контуров карьеров необходимо учитывать схему вскрытия и параметры вскрывающих траншей.

Объект исследований. Крутопадающее месторождение полезных ископаемых.

Предмет исследований. Конечный контур карьера.

Основные задачи исследований.

1. Анализ подходов, принципов и методов обоснования конечных контуров карьера.
2. Разработка и построение математических моделей карьеров различной формы.
3. Исследование влияния схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей на конструкцию нерабочих бортов карьера и объем горной массы в контуре карьера.

4. Исследование влияния размера блоков блочной модели и их технико-экономических характеристик на положение уступов при проектировании конечных контуров карьера.

5. Разработка алгоритма оптимизации положения трассы вскрывающих траншей в конечном контуре карьера.

6. Разработка и апробация методики оптимизации конечных контуров глубоких карьеров.

Методы исследований. Для решения задач исследования был применен многоаспектный подход, который включал в себя всесторонний анализ работ в области обоснования конечных контуров карьеров, изучение проектной документации, математическое моделирование, статистическую обработку результатов моделирования.

Основные научные положения, выносимые на защиту:

1. Зависимость объема горной массы в конечном контуре карьера от конструкции нерабочих бортов карьера, определенной с учетом схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей.

2. Положение уступов при проектировании конечных контуров карьеров с использованием оптимальных оболочек, полученных на основе блочных моделей месторождений, должно определяться с учетом размера блоков модели и их технико-экономических характеристик.

3. Методика обоснования конечных контуров глубоких карьеров, учитывающая схему вскрытия и позволяющая сформировать конечный контур карьера, обеспечивающий максимальную валовую прибыль при отработке находящихся в нем запасов.

Научная новизна работы.

1. Установлена зависимость объема горной массы в конечном контуре карьера от конструкции нерабочих бортов карьера, определенной с учетом схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей.

2. Установлено влияние технико-экономических характеристик блоков блочной модели месторождения и их размеров на положение уступов при

проектировании конечного контура карьера с использованием оптимальных оболочек, полученных на основе блочных моделей месторождений.

3. Разработан алгоритм оптимизации положения трассы вскрывающих траншей в контуре карьера, полученном на основании оптимальной оболочки.

4. Разработана методика обоснования конечных контуров карьеров, учитывающая схему вскрытия, геометрические параметры и технико-экономические характеристики блоков блочной модели и обеспечивающая максимальную валовую прибыль при отработке месторождения.

Практическая значимость работы в разработанных рекомендациях по проектированию конечных контуров карьера на основе блочного моделирования.

Достоверность и обоснованность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается использованием современных пакетов программ при решении задач моделирования; применением современных методов исследований; результатами многочисленных вычислительных экспериментов; высокой степенью сходимости результатов вычислений с проектными показателями работы горнодобывающих предприятий.

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы докладывались на: 25, 26, 27, 28 Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» (2017-2020 гг.).

Публикации. Основные результаты исследований опубликованы в 4 печатных работах в изданиях перечня, рекомендуемого ВАК Минобрнауки России.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, пяти глав и заключения, содержит 121 страницу, 3 таблицы, 25 рисунков, 2 приложения и список литературы из 113 наименований.

Автор выражает искреннюю благодарность сотрудникам кафедры «Геотехнологии освоения недр» и в особенности своему научному руководителю к.т.н., доц. Пастихину Д.В., чьи ценные советы и наставления помогли в исследовании вопросов оптимизации открытых горных работ и решении поставленных в работе задач.

Отдельную благодарность автор выражает компании ООО «Майкромайн Рус» в лице ее генерального директора Курцева Б.В. за всестороннюю поддержку.

Глава 1. Актуальность, цели и задачи исследования

1.1. Текущее состояние и перспективы развития открытого способа разработки месторождений твердых полезных ископаемых

Открытый способ разработки месторождений известен с древнейших времен и на сегодняшний день является самым распространенным способом добычи твердых полезных ископаемых. Можно назвать множество факторов, выгодно отличающих открытый способ добычи от подземного, в их числе высокая производительность ведения горных работ и низкая себестоимость добычи единицы полезного ископаемого, низкие капитальные затраты, меньшие сроки строительства, большая степень извлечения полезных ископаемых из недр, высокий уровень безопасности производства работ и многое другое. На долю открытого способа добычи на карьерах приходится свыше 80% мировой горной продукции, в США – 83%, в странах СНГ – около 70%. В России открытым способом добывается 91% железных руд, более 70% руд цветных металлов, более 60% угля [1], а также почти 100% строительных материалов. Ежегодно вводятся в эксплуатацию десятки новых карьеров и разрезов. Количество согласованных технических проектов по данным протоколов Центральной Комиссии Роснедр по разработке месторождений твердых полезных ископаемых (ЦКР-ТПИ Роснедр) на реконструкцию и разработку месторождений твердых полезных ископаемых открытым способом в период с 2014 по 2018 г представлено на рисунке 1.1, при этом более половины данных проектов разработаны для глубоких карьеров.

Развитие технологии ведения открытых горных работ и средств механизации ведет к увеличению глубины карьеров. Еще в начале прошлого века при выборе способа разработки месторождений с большой глубиной залегания полезного ископаемого предпочтение отдавалось подземному способу, сегодня же все большее распространение при разработке таких месторождений получает именно открытый способ. Так, в период с 6-5 тыс. лет до нашей эры до конца XIX в. глубина карьеров не превышала 100 м, в первой половине XX в. она возросла до 200-300 м, во второй половине – уже до 600-700 м, а перспективные проекты XXI в. ориентированы на глубину открытых горных работ 900 м и более [2]. Наиболее

глубокие карьеры мира представлены в таблице 1.1 [3]. Под глубоким карьером понимается карьер, имеющий проектную глубину 250-300 м и более, отличающийся следующими основными признаками: комплексное освоение месторождения; комбинированное вскрытие; комбинированные транспортные схемы; большая производственная мощность (свыше 15-20 млн. т/год по полезному ископаемому и 50-60 млн. м³/год по горной массе в целом); значительный срок существования карьера (более 40-50 лет); поэтапная разработка месторождения с периодической реконструкцией; резкое сокращение рабочей зоны с увеличением глубины разработки; повышение значимости создания устойчивых углов откосов бортов карьеров, их проветривания, рационального и комплексного освоения недр и т.д. [4].



Рисунок 1.1 – Количество согласованных технических проектов по данным протоколов ЦКР-ТПИ Роснедра на реконструкцию и разработку месторождений открытым способом

Таблица 1.1 – Глубокие карьеры

Название	Местоположение	Глубина, м	Размеры, км×км	Добываемое полезное ископаемое
Бингем Каньон (Kennecott Bingham Canyon Mine)	США	1200	4×3.8	Медь, молибден, золото

Продолжение таблицы 1.1.

Название	Местоположение	Глубина, м	Размеры, км×км	Добываемое полезное ископаемое
Чукикамата (Chuquicamata)	Чили	850	4.3×3	Медь, золото, серебро, рений, селен
Палабора (Palabora)	ЮАР	700	1.9×1.7	Медь
Удачный	Россия	640	1.7×1.3	Алмазы
Эскондида (Escondida)	Чили	620	3.8×2.7	Медь, золото, серебро
Мурунтау	Узбекистан	600	3.5×2.5	Золото
Сибайский карьер	Россия	600	2.0×2.0	Медь, цинк, сера
Бату-Худжау (Batu Hijau)	Индонезия	550	2.5×2.2	Золото, медь
Эскондида Нотр (Escondida Notre)	Чили	500	1.6×1.4	Медь, золото, серебро
Ковдорский ГОК	Россия	500	2.3×1.6	Железная руда, апатит, бадделейт

Несмотря на преимущества открытого способа, один из существенных его недостатков связан с большими глубинами отработки месторождений. Увеличение глубины ведения горных работ влечет за собой: увеличение плеча откатки руды и вскрышных пород; увеличение эксплуатационного, текущего и др. коэффициента вскрыши; ухудшение состояния атмосферы карьеров; снижение качества добываемых полезных ископаемых и мощности рудных залежей и др. [2, 3].

С конца XX века в горном деле начали активно применяться информационные технологии, это стало возможно благодаря развитию вычислительной техники и выходу ее на новый уровень. Сегодня многие технологии развились в крупные самостоятельные направления, такие как системы диспетчеризации, горно-геологические информационные системы (ГГИС), системы управления базами данных и т.д. Применение данных технологий

позволяет автоматизировать большое количество рутинных операций, на которые раньше уходили дни, а в некоторых случаях и недели; повысить контроль за производством горных работ, а следовательно, и безопасность их ведения; повысить точность выполнения различных расчетных операций, например, оценку запасов, подсчет объемов выполненных горных работ и т.д.; оптимизировать производственные процессы предприятия, что в свою очередь положительно сказывается на экономической эффективности работы горнодобывающего предприятия и многое другое.

Одним из примеров комплексного внедрения таких технологий является применение горно-геологических информационных систем в совокупности с системами диспетчеризации с последующей их интеграцией. ГГИС – это программное обеспечение, которое позволяет решать широкий спектр задач, начиная от обработки первичных геологоразведочных данных и создания геологической модели месторождения для оценки запасов, заканчивая проектированием и планированием открытых и подземных горных работ. Одной из задач, которую позволяют решать подобные пакеты программ, является задача определения конечных границ карьера с использованием современных методов оптимизации.

Системы диспетчеризации – это программные решения по управлению горным производством и парком техники, позволяющие собирать данные по всему руднику в режиме реального времени, обрабатывать их и управлять ими. Другими словами, данные системы позволяют получать информацию с каждой единицы техники на предприятии, что в свою очередь дает полный контроль за всеми производственными процессами.

Однако существует серьезная проблема, связанная с проектированием отработки месторождений, которую нельзя решить путем цифровизации производства, – устаревшая нормативная база. На сегодняшний день используются нормативные документы, разработанные в 70-80-х г. прошлого века, которые не учитывают сегодняшний уровень развития техники и технологий. Самым актуальным документом, в котором даны рекомендации по определению

конечного контура карьера, являются Ведомственные нормы технологического проектирования (ВНТП) 3-85 «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с открытым способом разработки». Использование подобной документации приводит к тому, что проектные решения не позволяют получить максимальный экономический эффект от разработки месторождений.

Таким образом, можно сделать вывод, что перспективы развития открытых горных работ связаны с ведением работ глубокими карьерами с применением средств автоматизированного проектирования и производства горных работ. В свою очередь это требует совершенствования нормативно-методической базы.

1.2. Анализ подходов, принципов и методов обоснования конечных контуров карьера

Эффективность разработки месторождения открытым способом напрямую зависит от решений, принятых инженером на стадии проектирования карьера. Одной из основных задач проектирования является определение конечных контуров карьера. Конечные контуры карьера определяют множество показателей, например, годовую производительность карьера, срок службы горного предприятия, доходность проекта, а следовательно, и эффективность инвестиций и так далее. При этом необходимо вовлечь в отработку в полном объеме балансовые запасы, минимизировать количество вскрышных пород, соблюсти все требования правил безопасности ведения открытых горных работ.

Решение задачи определения конечных контуров напрямую связано с таким понятием, как коэффициент вскрыши и его видами. Коэффициент вскрыши – количество вскрышных пород, приходящихся на единицу добытого полезного ископаемого при открытом способе разработке месторождения [4]. На сегодняшний день наиболее часто в научной и технической литературе встречаются следующие коэффициенты вскрыши: предельный, граничный, средний, контурный, первоначальный, текущий, эксплуатационный.

В силу того, что в различных литературных источниках приводятся различные понятия коэффициентов вскрыши, в данной работе будут использоваться следующие их определения:

Предельный коэффициент (K_p) – максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях открытая разработка месторождения является экономически эффективной. Эффективность при этом может определяться проектной рентабельностью горного производства. Численно K_p соответствует тому объему вскрышных пород на единицу полезного ископаемого, который допустимо перемещать из массива в отвалы по условию экономической эффективности открытых горных работ:

$$K_p = \frac{C_d - C_o}{C_b}, [\text{м}^3/\text{м}^3] \quad (1.1)$$

где C_d – предельно допустимая себестоимость полезного ископаемого (руб./ м^3);

C_o – себестоимость полезного ископаемого при открытом способе без учета затрат на вскрышные работы (руб./ м^3);

C_b – затраты на производство вскрышных работ (руб./ м^3).

Граничный коэффициент ($K_{гр}$) – коэффициент вскрыши, определяемый из условия равенства себестоимостей полезного ископаемого при открытом и подземном способах добычи:

$$K_{гр} = \frac{C_p - C_o}{C_b}, [\text{м}^3/\text{м}^3] \quad (1.2)$$

где C_p – себестоимость полезного ископаемого при подземном способе (руб./ м^3).

Средний коэффициент вскрыши ($K_{ср}$) – отношение объема вскрышных пород в проектных контурах карьера или его участка к объему полезного ископаемого в этих же контурах или на этом же участке [5]:

$$K_{ср} = \frac{V_b}{V_{и}}, [\text{м}^3/\text{м}^3] \quad (1.3)$$

где V_b – объем вскрышных пород (м^3);

$V_{и}$ – объем полезного ископаемого (м^3).

Контурный коэффициент вскрыши (K_k) – отношение объема вскрышных пород, прирезаемых к карьере при увеличении его глубины на один слой (уступ), к объему полезного ископаемого в этом слое (уступе) [5].

$$K_k = \frac{V_{в.к.}}{V_{и.к.}}, [м^3/м^3] \quad (1.4)$$

где $V_{в.к.}$ – объем вскрышных пород, прирезаемых к карьере ($м^3$);

$V_{и.к.}$ – объем полезного ископаемого, прирезаемого к карьере ($м^3$).

Первоначальный коэффициент вскрыши (K_0) – отношение объема вскрышных пород, вынимаемых за период строительства карьера (за счет капитальных затрат), к общему объему извлекаемого полезного ископаемого в конечных контурах карьера [4]:

$$K_0 = \frac{V_{в.о.}}{V_{и.}}, [м^3/м^3] \quad (1.5)$$

где $V_{в.о.}$ – объем вскрышных пород, извлекаемый в период строительства карьера ($м^3$);

Текущий коэффициент вскрыши (K_t) – отношение объема вскрышных пород, фактически перемещаемых из массива в отвалы за какой-либо период времени (месяц, квартал, год), к фактически добываемому за этот же период времени объему полезного ископаемого [5]:

$$K_t = \frac{V_{в.т.}}{V_{и.т.}}, [м^3/м^3] \quad (1.6)$$

где $V_{в.т.}$ – объем вскрышных пород, фактически перемещаемый из массива в отвал за конкретный период ($м^3$);

$V_{и.т.}$ – объем полезного ископаемого, фактически добываемый за конкретный период ($м^3$).

Эксплуатационный коэффициент вскрыши ($K_э$) – значение коэффициента вскрыши, рассчитанное без учета объема горно-капитальных работ [4]:

$$K_э = \frac{V_v - V_{в.о.}}{V_{и.} - V_{и.о.}}, [м^3/м^3] \quad (1.7)$$

где V_v – полный извлекаемый объем вскрышных пород в конечных контурах карьера ($м^3$);

$V_{и}$ – полный извлекаемый объем полезного ископаемого в конечных контурах карьера (m^3);

$V_{в.о.}$ – объем вскрышных пород, извлекаемый в период строительства карьера (m^3);

$V_{и.о.}$ – объем полезного ископаемого, добываемого в период строительства (m^3).

Для обоснования актуальности задач исследования в настоящей научной работе выполнен краткий анализ развития методов определения конечных границ карьера.

Развитием методов определения конечных границ карьера занимались многие отечественные и зарубежные ученые. Одной из первых книг, в которой изложен метод определения границ карьеров является «Справочная книга по горному делу» Г. Гефера, переведенная на русский язык в 1913 г. В справочнике приводится расчет максимально допустимой мощности вскрышных пород при разработке горизонтальных угольных пластов. Основная идея данного подхода заключается в том, что разница между ценой угля и затратами на его добычу должна быть больше нуля. Также автором даются допустимые для открытой разработки соотношения между мощностью бурого угля и мощностью вскрышных пород, которые составляют 1:1-1.5, а при крупном производстве 1:2. [6].

В том же 1913 г. в свет вышел труд Б.И. Бокия «Практический курс горного искусства», в нем автор указывает, что максимальное допустимое отношение мощности вскрышных пород к полезному ископаемому при открытом способе добычи составляет 3:1, а для драгоценных металлов 7:1, в редких случаях возможно и 10:1 [7].

В 1920 г. была опубликована книга Р. Мэрша, одного из крупнейших специалистов по экскаваторным работам того времени, которая в 1924 г. была переведена на русский язык [8]. В ней обобщен опыт передовых горнодобывающих предприятий того времени, расположенных в Европе и США, а также приведены теоретические основы проектирования открытых горных работ. Автор описывает процесс определения способа разработки месторождения и границ карьера на

примере нескольких месторождений. Если использовать современную терминологию, то основная идея его подхода заключается в том, что для предварительного определения границ открытых работ должно выполняться равенство граничного и среднего коэффициентов вскрыши, а для окончательного установления границ равенство граничного и контурного коэффициентов [9].

В.А. Боярский в своих работах выделил пять этапов развития открытой разработки месторождений, а следовательно, и научных исследований в области определения границ карьера.

Первый этап (1917-1929 гг.) – восстановительный. В этот период горные предприятия стремились вернуться к наиболее высоким показателям производства дореволюционного уровня, а максимальная глубина открытой разработки составляла 80-115 м, такие показатели были достигнуты на карьерах Криворожского бассейна. Кроме того, началось строительство карьеров для отработки мощных пластов Кузнецкого угольного бассейна и рудных месторождений на Урале. В свою очередь возросшая глубина проектных и действующих карьеров стала причиной рассмотрения возможности перехода на подземный способ отработки месторождений. В связи с этим требовалась серьезная проработка вопросов определения конечных границ карьеров [10, 11].

Началом решения этой важнейшей задачи является вышедшая в 1927 г. в журнале Инженерный работник статья М.И. Гобермана «Нахождение предельной глубины открытых работ». В ней автор ввел такие понятия, как предельная или, как он ее называет, наивыгоднейшая глубина открытых горных работ и граничный коэффициент вскрыши. Кроме того, М.И. Гоберман в своей статье привел пример решения прикладной задачи для условий Криворожского района, в котором предложил новый принцип построения контуров карьеров для крутопадающих залежей на разрезах, при котором граничный коэффициент вскрыши сравнивается с контурным [12]:

$$K_{гр} \geq K_k \quad (1.8)$$

В 1928 г. С.И. Пилявский, указывая на неучет объемов вскрышных работ в торцах карьера М.И. Гоберманом и А.И. Стешенко, предлагает свой вариант

определения предельной глубины карьера и на примере решения объемной задачи приводит свое видение расчета граничного коэффициента вскрыши, раскладывая его на составляющие по видам пород и их положению в контуре карьера. Автор говорит о возможности учета затрат на первоначальные вскрышные работы. Однако, в виду того что в статье решаются задачи на примере месторождений Криворожья, где капитальные работы уже не велись, С.И. Пилявский пренебрегает этой величиной [13]. Предложенный им принцип можно трактовать следующим образом:

$$K_{гр} \geq K_k + K_0 \quad (1.9)$$

В 1927-1930 гг. выходит ряд статей А.И. Стешенко, в которых он, решая сначала плоскую, а затем объемную задачи, выводит ряд формул для определения предельной глубины карьера. В своих работах автор сравнивает граничный и контурный коэффициент вскрыши (1.8), а также граничный и средний коэффициенты вскрыши (1.10). Им было отмечено, что рудные залежи имеют неправильную геометрическую форму, поэтому, если средняя мощность сильно изменяется по простиранию рудного тела, необходимо выполнять расчеты отдельно для каждой части месторождения. Наиболее полное освещение предлагаемые А.И. Стешенко методы получили в его книге «Курс систем разработок рудных месторождений» [14, 15, 16]. Также автором предлагается для большей надежности результатов расчетов применять оба принципа (1.11) [9].

$$K_{гр} \geq K_{ср} \quad (1.10)$$

$$K_{ср} \leq K_{гр} \geq K_k \quad (1.11)$$

В качестве второго этапа развития открытой разработки В.А. Боярский выделяет годы довоенных пятилеток (1930-1941 гг.), в которые было создано отечественное горное машиностроение, что дало толчок активному развитию техники и технологии открытых горных работ [10, 11].

В 1930 г. публикуется статья И.А. Кузнецова «Определение предельной глубины карьера», в которой впервые предлагается учитывать такой важный фактор, как изменение затраты на добычу руды и вскрышных пород с увеличением глубины карьера. Кроме того, при определении границ карьера автор предлагает

разделять месторождения в зависимости от угла падения рудного тела и угла откоса борта карьера во вмещающих породах. Для горизонтальных месторождений И.А. Кузнецов предлагает сравнивать «объемный коэффициент вскрыши» с граничным, что соответствует принципу (1.10), а для крутопадающих рудных тел рекомендует придерживаться принципа (1.9), развивая и уточняя его. Также автором был рассмотрен пример определения предельной глубины карьера для месторождений с несколькими рудными телами и было предложено равномерно распределять объем руды, который можно взять со дна карьера без дополнительных затрат на разноску бортов [17, 18]. Впоследствии И.А. Кузнецов предложил использование метода изоквот с целью установления конечной глубины карьера [19].

П.С. Бондарь в 1932 впервые выполнил расчет экономической выгоды от разработки открытым способом по сравнению с подземным и указал, что необходимо максимизировать данную экономию. Также автор отметил, что при открытом способе разработки экономическая выгода достигается еще и за счет более низких потерь руды, нежели при подземном, а также улучшения ее качественных показателей [20].

В 1933 А.А. Штединг отмечает, что большинство ранее предложенных формул для определения предельной глубины открытых горных работ являются слишком сложными и неудобными для применения. Кроме того, автор говорит, что многие показатели, используемые в этих формулах, например, стоимость добычи единицы полезного ископаемого открытым и подземным способом, невозможно вычислить точно, поэтому погрешность конечного результата составляет $\pm 20\%$. Также он отмечает, что не имеет смысла учитывать при расчетах большое множество второстепенных факторов (вскрыша на торцах разреза, увеличение стоимости с глубиной и др.), так как, по его мнению, их влияние измеряется величиной погрешности (20%). В своей статье он предлагает упрощенную формулу для определения конечной глубины карьера. Для крутопадающих залежей А.А. Штединг рекомендует руководствоваться принципами (1.10) для всего карьера и (1.8) для последнего горизонта. В случае с горизонтальной залежью предлагается принцип (1.10), но, ввиду того что размеры карьера по поверхности практически не

отличаются от контуров полезного ископаемого, он предлагает сравнивать граничный коэффициент вскрыши с отношением мощностей покрывающих пустых пород и пласта полезного ископаемого [21].

В годы Великой отечественной войны (третий этап) открытый способ получает большое распространение на неоккупированных территориях при вводе новых месторождений в эксплуатацию за счет низких капитальных затрат и высокой производительности в сравнении с подземным способом. Этот период, а также четвертый этап – послевоенная пятилетка (1946-1950) [10, 11], связаны с именем П.И. Городецкого. Первая его работа, касающаяся вопросов определения границ открытых горных работ, была опубликована в 1941 г. В ней автор обобщил большой опыт проектирования и научных исследований, произвел разбор формул А.И. Стешенко и И.А. Кузнецова, а также предложил свой метод определения границ открытых горных работ, в основе которого лежит нахождение условия максимальной экономичности разработки месторождения. Однако он не учитывает потери руды и ее качество. Позднее П.И. Городецкий принимает во внимание эти фактор и дорабатывает метод, что получает отражение в вышедшем в 1949 г. первом учебном пособии по проектированию горнорудных предприятий. В своих работах автор развивает принцип (1.8). Для определения границ карьера автор предлагает метод вариантов, аналитический и графоаналитический методы. П.И. Городецкий отмечает, что на первое место выходит не объем производства, а его рентабельность и прибыль, поэтому так важно учитывать весь промышленный цикл. В работах рассматриваются месторождения с различным залеганием рудных тел (пологопадающие и горизонтальные), а также с рудными телами переменной мощности. В отличие от ряда других исследователей предложенные П.И. Городецким методы и формулы были просты в применении при проектировании открытых горных работ, в связи с чем и получили широкое распространение в среде проектировщиков в годы послевоенного восстановления [22, 23, 24].

Четвертый этап характеризуется еще более возросшим вниманием научного сообщества к проблеме определения границ карьеров, в этот период производится уточнение и развитие ранее предложенных методов, а также возникают

предпосылки для разработки новых принципов. В 1945 г. Н.А. Стариков в своей работе отмечает недооцененность открытых горных работ и говорит о том, что коэффициент извлечения (или потерь) важно учитывать при расчете граничного коэффициента вскрыши как для открытого, так и для подземного способов разработки месторождений, при этом автор не берет в расчет разубоживание. Это позволяет увеличить значение граничного коэффициента вскрыши, вследствие чего увеличивается глубина открытых работ. Н.А. Стариков предлагает использовать принцип (1.8), а для сложных условий ведения горных работ (отработка пожароопасных месторождений, селективная выемка разных сортов руды и т.д.) принцип (1.10). Кроме того, в своей статье автор говорит о том, что еще одним фактором в пользу открытых горных работ является возможность использования вскрышных пород для строительных и промышленных нужд, что в свою очередь снизило бы себестоимость вскрышных работ, но данную идею не развивает [25].

Л.Д. Шевяков в 1947 г. предлагает использовать метод целочисленных функций при определении предельной глубины открытых работ. Предложенный метод дает возможность определить количество уступов с учетом заданной высоты. При расчете количества уступов автором берется за основу формула, ранее полученная П.И. Городецким [26].

П.Э. Зурков (1948 г.) предлагает формулу расчета граничного коэффициента вскрыши с учетом коэффициентов извлечения и чистоты добываемого полезного ископаемого для открытого и подземного способов ведения работ, что является развитием идеи, предложенной Н.А. Стариковым. Также в своей формуле он учитывает возможность наличия различных сортов руд [27]. Несколькими годами ранее П.Э. Зурковым вводится понятие «эксплоатационный» коэффициент вскрыши, однако автор использует его исключительно при решении задач планирования горных работ [28].

В 1948-1949 гг. публикуются работы А.С. Фиделева, в которых автор развивает идею И.А. Кузнецова о влиянии глубины ведения работ на себестоимость добычи и вскрыши. В отличие от предшественника он отмечает, что затраты с

глубиной могут изменяться как в большую, так и в меньшую стороны, и предлагает свой график изменения затрат с увеличением числа уступов. В своих рассуждениях он придерживается принципа (1.8), однако, ввиду доказанности им возможности нескольких решений, добавляет еще одно условие – получение максимальных запасов полезного ископаемого в контуре карьера. А.С. Фиделев считал, что все решения задачи определения глубины карьера, удовлетворяющие принципу (1.8), но не удовлетворяющие введенному им дополнительному условию, являются «фиктивными» предельными решениями [29, 30, 31]. Полностью данный метод изложен в книгах, опубликованных в 1950 и 1954 гг. [32, 33]. Предложенный А.С. Фиделевым метод не нашел применения в практике проектирования. Это было вызвано необходимостью производить трудоемкие и сложные вычисления, а также отсутствием достоверных величин экономических показателей [9].

Годом позже в своей статье Б.П. Боголюбов отмечает тенденцию к усложнению методов и формул для определения границ открытых работ, что вызвано, как и в 20–30-е годы, желанием исследователей учесть все большее число факторов. Автор приходит к выводам, аналогичным выводам А.А. Штединга о том, что необходимо разделять основные и второстепенные факторы, и предлагает выделить три группы факторов в зависимости от степени их влияния. В своих рассуждениях Б.П. Боголюбов руководствуется принципом (1.8) и предлагает более простые формулы для расчетов, нежели его предшественники [34]. В частности, им была предложена формула для определения глубины карьера, которая получила широкое распространение в практике проектирования [10].

Д.М. Мишарин в своей статье сравнивает результаты расчета глубины открытых горных работ по формулам А.С. Фиделева, Л.Д. Шевякова и Б.П. Боголюбова. В результате автор устанавливает, что разница в результатах по методу А.С. Фиделева и Л.Д. Шевякова около 5%, а А.С. Фиделева и Б.П. Боголюбова 13%. Эти значения не выходят за пределы точности приближенного расчета, а следовательно, он рекомендует пользоваться более простыми методами. В подходе А.С. Фиделева он отмечает такие положительные стороны, как учет изменения затрат с глубиной и более полный учет объемов вскрышных работ, к

недостаткам относит сложность и чрезмерную детализацию стоимостных параметров, которые, как говорит Д.М. Мишарин, очень сложно определить на практике, что может привести к дальнейшей ошибке расчетов [35].

Пятым этапом В.А. Боярский называет период научно-технической революции с 1950 по 1970 г. В это время происходит активное перевооружение горной промышленности, в результате чего открытая разработка превращается в наиболее механизированную отрасль горной промышленности, а открытые горные работы становятся основным способом добычи полезных ископаемых [10].

В 1951 году Н.Г. Капустиным был предложен диаграммный метод определения предельной глубины карьера, предпосылкой к этому стала невозможность использования ранее предложенных методов для сложноструктурных месторождений. Суть метода заключалась в построении диаграмм объемов руды и вскрыши с увеличением глубины карьера на поперечных разрезах по месторождению. Обработка диаграмм позволяет определить границы карьера для рудных тел неправильной формы. Автор руководствуется принципом (1.9), а также в своей работе учитывает изменение стоимости ведения работ с увеличением глубины [36].

В том же году в своей работе Н.С. Попов, развивая методику А.С. Фиделева, предлагает вместе с определением границ открытых горных работ определять и оптимальную производительность карьера. Кроме того, он отмечает, что при определении капитальных затрат необходимо также учитывать производительность и размеры карьерного поля, а не оставлять их постоянными, как это делал А.С. Фиделев [37].

Тогда же выходит статья С.И. Попова, в которой он развивает ранее предложенную им идею [38] одновременного установления глубины карьера и углов бортов в конечном их положение. Для их определения С.И. Попов предлагает систему уравнений, учитывающую свойства вмещающих пород, различные условия их залегания и соответствующие стоимостные показатели. Результатом решения данной системы уравнений становится формула, с помощью которой определяется глубина карьера [39].

Следующим автором, сделавшим свой вклад в развитие данной идеи, становится С.Л. Иофин, который выполнил исследования взаимосвязи конечной глубины карьера, показателей экономичности открытого способа разработки и углов погашения бортов карьера [40]. С.Л. Иофиным в 1953 г. выводится система уравнений, состоящая из двух уравнений (Б.П. Боголюбова и П.М. Цымбаревича), решение ее позволяет определить угол откоса борта карьера и его конечную глубину [41].

В 1953 г. А.В. Бричкин предложил проектно-графический метод, заключающийся в построении графиков распределения по глубине залегания полезного ископаемого и пустых пород. Следующим этапом являлось построение графиков суммарных затрат, основанных на стоимостных показателях открытого и подземного способов разработки. Глубина открытых горных работ определяется по критерию максимальной экономии [42]. М.Е. Медведев в том же сборнике публикует статью, в которой развивает предложенный метод. Он учитывает потери и разубоживание полезного ископаемого при отработке двумя способами (открытым и подземным) и строит графики зависимости рентабельности, суммарных затрат и извлекаемой ценности руды в зависимости от потерь. Наивыгоднейшей же глубиной М.Е. Медведев называет ту глубину, при которой достигается максимальная рентабельность промышленного использования запасов полезного ископаемого [43]. Основной принцип расчета, используемый А.В. Бричкиным и М.Е. Медведевым, соответствует принципу (1.11) [9].

В 1954 г. выходит несколько научных статей В.В. Ржевского, в которых он предлагает новый графический метод определения объемов, коэффициентов вскрыши и контуров карьера [44], а также вводит понятие текущий коэффициент вскрыши, который используется им для определения конечного положения горных работ. В первом приближении автор рекомендует пользоваться принципом (1.11), а для повышения надежности расчетов предлагает добавить еще одно условие – принцип (1.12). Кроме того, В.В. Ржевским предлагаются формулы для расчета граничного коэффициента вскрыши с учетом наличия добычи попутного полезного ископаемого, попутной добычи бедной руды и расходов на переработку

кондиционной и бедной руд. В его работах отмечается, что изменение глубины ведения работ может оказывать влияние в пределах 3-15% на себестоимость добычных и вскрышных работ и приводится соответствующая таблица изменения стоимости от глубины. Однако автор отмечает, что ввиду медленного увеличения глубины карьеров и активного совершенствования организации и средств транспорта происходит снижение стоимости перевозок, поэтому учитывать изменения затрат с глубиной нецелесообразно [45].

$$K_{гр} \geq K_T \quad (1.12)$$

Н.А. Цвылев (1955 г.) в своей работе отмечает, что существующие методы определения конечного контура карьера не учитывают порядок ведения работ в карьере. При определении глубины карьера некоторые исследователи допускали подвигание бортов карьера по вскрышным породам одновременно на всю глубину карьера по мере включения нижележащего горизонта в разработку, хотя в реальной практике подвигание бортов карьера параллельно откосу на всю глубину не может иметь места при правильном ведении работ. Чтобы учесть технологию ведения горных работ автор вводит понятие «погоризонтный коэффициент вскрыши при одновременной разработке наибольшего количества K уступов» ($K_{с.п.}$) и предлагает новый принцип определения границ карьера (1.13) [46].

$$K_{гр} \geq K_{с.п.} \quad (1.13)$$

В 1956 г. А.И. Арсентьев в своей статье пишет, что все существующие методы определения глубины и границ карьера не учитывают современного хода отработки и не пригодны для расчета глубины механизированных карьеров. Для определения границ открытых работ А.И. Арсентьев предлагает новый принцип – сравнение граничного коэффициента вскрыши с суммой первоначального и эксплуатационного коэффициентов вскрыши (1.14). В своей статье он приводит результаты моделирования горных работ для рудных тел трех форм и приходит к выводу, что себестоимость добычи полезного ископаемого напрямую не зависит от среднего и контурного коэффициентов вскрыши, а первоначальный объем вскрышных работ оказывает значительное влияние на эксплуатационный коэффициент вскрыши. Также им приводится ряд рекомендаций по определению

эксплуатационного коэффициента вскрыши с учетом механизированного производства работ в карьерах [47].

$$K_{\text{гр}} \geq K_{\text{э}} + K_0 \quad (1.14)$$

В 1958 г. выходит статья Л.Е. Зубрилова, в которой он придерживается принципа (1.8), однако отмечает, что в предложенных ранее формулах определения граничного коэффициента вскрыши при сравнении открытого и подземного способа разработки учет разубоживающих пород сводится к уменьшению содержания полезного компонента в руде, хотя, по его мнению, также необходимо учитывать и дополнительные затраты, связанные с добычей и транспортировкой этих пород. Более существенное влияние этот фактор оказывает при ведении подземных горных работах, так как коэффициент разубоживания выше, чем при открытых горных работах. Учет этого фактора дает значительное преимущество открытому способу при определении его экономичности. Помимо этого фактора, автор в своих расчетах учитывает потери при добыче и переработке, а также затраты на обогащение, плавку и транспортировку руды до завода [48]. Годом позже Л.Е. Зубрилов в другой работе говорит о непригодности общепринятой методики определения предельно допустимого коэффициента вскрыши для бедных вкрапленных месторождений, так как подземная разработка подобных месторождений в большинстве своем заведомо нецелесообразна. При его определении он рекомендует сопоставлять затраты по добыче и обработке руды с суммарной ценностью извлекаемых из нее компонентов, а не с затратами на добычу подземным способом. Ввиду того что крепость пород и руды на вкрапленных месторождениях одинакова, стоимость выемки тонны руды и породы им принимаются равнозначными. Кроме того, в своих расчетах он учитывает возможность наличия нескольких полезных компонентов в руде [49].

Д.Ф. Борисов (1958 г.), анализируя работу А.С. Фиделева, приходит к выводу, что при проектировании необходимо выполнять сравнение большего числа показателей эффективности открытых и подземных горных работ, в частности, травматизма, потерь в недрах, расхода материалов и т.д. Автор предлагает: для карьеров до 100 м затраты на ведение горных работ оставлять постоянными; для

месторождений большей глубины затраты на добычу полезного ископаемого оставлять постоянным; затраты на вскрышные работы считать зависящими от глубины. При этом он отмечает нецелесообразность отдельного выделения затрат на строительство карьера [50].

В том же году выходит несколько статей Б.В. Полякова. В одной из них он говорит о необходимости придерживаться принципа (1.8) и рекомендует применять метод вариантов для определения конечных границ карьера по предложенному им порядку действий. Суть его состоит в получении предварительного контура карьера и дальнейшем выполнении контрольных расчетов до тех пор, пока результаты не попадут в предел точности технико-экономических расчетов ($\pm 10\text{--}15\%$) [51]. В другой своей работе автор отмечает, что экономическая наука еще не позволяет в должной степени решить вопрос об эффективности капиталовложений, что осложняет определение полной стоимости продукта, получаемого при открытой и подземной разработке месторождения. Б.В. Поляков указывает, что при определении граничного коэффициента вскрыши следует учитывать производительность труда, а также извлечение руды из недр при сравнении открытого и подземного способа разработки. Производительность труда отражается при расчете стоимости продукции. Однако в нее входит лишь индивидуальная заработная плата и не включается существенная часть дохода рабочих за счет государства. Кроме того, в ней не учитывается, что жилищно-коммунальное строительство почти полностью субсидируется государством. С учетом всего этого автором была предложена формула расчетов полных затрат на отдельные виды работ, а также формула, позволяющая учесть затраты на поиски и разведку месторождения [52].

В.А. Шестаков и Г.В. Секисов в своей статье, вышедшей в 1960 г., пишут, что все имеющиеся методы определения границ карьеров никоим образом не отражают изменение с течением времени технико-экономических показателей. Отмечая в своей работе стремительное развитие техники и технологии ведения открытых горных работ, а следовательно, и снижение их себестоимости, авторы заключают, что все расчеты без учета фактора времени будут соответствовать лишь текущему

состоянию горных работ. В свою очередь это ведет в дальнейшем к неоднократному изменению проектов и реконструкции предприятий. В.А. Шестаков и Г.В. Секисов в своей работе руководствуются принципом (1.8) и предлагают формулу, которая учитывает снижение затрат на ведение горных работ с течением времени, а также потери, которые определяются как разница потерь между открытым и подземным способом [53].

Годом позже (1961 г.) А.И. Арсентьев предложил при определении границ карьера учитывать эффективность капитальных вложений. Для этого выполнялись укрупненные расчеты затрат для открытого и подземного способов разработки, приведенных к году выхода на проектную производительность по варианту с наиболее длительным сроком освоения. В случае, когда затраты на открытый способ оказываются выше, чем на подземный, выполняется уменьшение глубины карьера или же усовершенствование режима горных работ. При расчетах учитывались капитальные вложения, срок строительства предприятия, цена и себестоимость годовой продукции [54].

В том же году П.Э. Зурков и Ю.Н. Посохов, совершенствуя метод определения граничного коэффициента вскрыши, предлагают ряд формул, которые позволяют учитывать различные факторы, а именно: изменение стоимости открытых горных работ с глубиной в зависимости от используемого типа транспорта, потери и разубоживания при открытом и подземном способе добычи, возможность получения прибыли от реализации части промышленно-ценных пород, изменение затрат с учетом дальнейшего развития техники. Также авторами приводится ряд таблиц, содержащих информацию об изменении граничного коэффициента вскрыши, зависящем от вышеуказанных факторов [55].

Г.И. Смирнов (1961 г.), говоря о существующей методике определения граничного коэффициента вскрыши, отмечает, что для более-менее богатых месторождений ее эффективность не вызывает никакого сомнения, однако в случае с комплексными месторождениями и месторождениями бедных вкрапленных руд, а также с теми, где ведется валовая добыча балансовых и забалансовых руд, не подходит. При определении границ открытых горных работ в таких случаях

необходимо применять методику, которая учитывает суммарную ценность всех компонентов в добываемой руде. Г.И. Смирнов пишет, что в работах других авторов отсутствуют конкретные рекомендации и формулы для определения граничного коэффициента вскрыши с учетом этого фактора. Он предлагает выражение, в котором учитывается содержание и извлечение каждого компонента, а также цена их тонно-процента, отнесенного к концентрату [56].

В период с 1961 по 1962 гг. выходит ряд работ Б.П. Юматова [57-61]. Автором был проведен глубокий анализ существующих методов определения границ открытых горных работ и предложена их классификация. Им было выделено 6 групп в зависимости от показателей, на основании которых выполняется установление границ. Кроме того, отмечая большой вклад В.В. Ржевского в исследование режимов горных работ, он приходит к выводу, что анализ режима горных работ должен обязательно выполняться при определении конечных контуров карьера. Б.П. Юматовым предлагается новый метод определения границ карьера, который позволяет увеличить глубину, полученную по граничному коэффициенту вскрыши, на 40%. Суть метода заключается в исследовании режимов горных работ и построении графиков изменения текущего, среднего и эксплуатационного коэффициентов вскрыши с последующим определением для всех вариантов карьера (в диапазоне между глубиной, полученной по граничному коэффициенту вскрыши, и полученной величиной глубины умноженной на 1.4) расчетных затрат с учетом экономической эффективности капитальных вложений. Им приводится пример успешной реализации предлагаемой методики на Хайдарканском карьере. Также в одной из работ автором было установлено влияние бортового и минимального промышленного содержания на глубину и производительность карьера. В ней Б.П. Юматов предложил методику для определения бортового содержания, которая в дальнейшем позволила значительно расширить границы открытых горных работ.

Г.М. Басков в своей статье (1962 г.) отмечает, что при экономической оценке открытого способа разработки месторождений энергетических углей сравнение открытого и подземного способов является недостаточным. Автор предлагает

учитывать конкурентоспособность добываемого угля по сравнению с доступными в районе добычи другими видами топлива и приводит свою формулу расчета «целесообразного» коэффициента вскрыши. В расчетах им предлагается применять не себестоимость того или иного вида топлива, а его рыночную стоимость [62].

В 1963 г. Н.И. Шанин производит сравнения результатов расчета граничного коэффициента вскрыши по формуле, предложенной в свое время М.И. Гоберманом и включенной в нормы технического проектирования 1962 г., с результатами расчета по формуле, предложенной П.Э. Зурковым. Результаты, полученные по второй формуле, отличаются в большую сторону свыше, чем на 50%. Автор заключает, что необходимо установить единую методику для определения конечных границ открытых горных работ [63].

Развивая эту мысль, Н.М. Лунин (1964 г.) отмечает, что величина промышленных запасов для открытых и подземных работ на одном и том же участке может существенно отличаться ввиду меньшего влияния горно-геологических условий, а также из-за геометрии рудных тел. Вследствие разницы этих запасов автор говорит о недопустимости подсчета потерь и разубоживания относительно них. Н.М. Лунин предлагает подсчитывать потери и разубоживание по геологическим балансовым запасам и приводит формулу расчета граничного коэффициента вскрыши, включающую соответствующие поправочные коэффициенты [64].

Д.С. Майдан в том же году пишет о нецелесообразности использования формулы П.Э. Зуркова для определения граничного коэффициента вскрыши. Автор говорит о большом количестве факторов, влияющих на стоимость ведения открытых и подземных работ, и предлагает свою формулу расчета, учитывающую эти факторы. По сути предложенный им вариант является упрощенной формулой В.А. Шестакова и Г.В. Секисова, предложенной несколькими годами ранее [65].

А.И. Арсентьев, Я.М. Адигамов, А.К. Полищук в 1964 году публикуют ряд статей, в которых совершенствуют ранее предложенный принцип (1.14). Авторы отмечают, что большое значение имеет не только метод определения граничного коэффициента вскрыши, но и метод его использования. Ими выделяются три

способа определения граничного коэффициента вскрыши: сравнением эффективности открытых и подземных горных работ; на основе допустимой себестоимости конечного продукта; на основе оптовой цены на полезное ископаемое и эффективность капитальных вложений или показателя рентабельности. Они отмечают, что использование граничного коэффициента вскрыши по условию сравнения открытого и подземного способа, необоснованно сокращает границы применения открытой разработки. Авторы устанавливают степень влияния потерь и разубоживания на конечные контуры карьера. Также они приходят к заключению, что граничный коэффициент вскрыши является непостоянной величиной. На основании этого они заключают, что на конечные границы карьера большое влияние оказывает режим горных работ. Кроме того, в своих работах А.И. Арсентьев, Я.М. Адигамов и А.К. Полищук предлагают использовать поправочный коэффициент для перехода от геологических к извлекаемым запасам и предлагают свой метод определения граничного коэффициента вскрыши и формулу для вычисления предельно допустимой себестоимости полезного ископаемого, которая учитывала затраты по всему производственному циклу до момента получения конечной продукции [66-68].

К.Е. Веницкий и К.Н. Трубецкой (1964 г.), отмечая возрастающее число вовлекаемых в отработку новых месторождений, значительная часть которых находятся в сложных горнотехнических условиях, говорят о необходимости разработки методов по определению границ карьера, позволяющих учитывать данные условия. На примере решения задачи определения границ открытых работ в условиях Горевского месторождения, авторы предлагают свою формулу определения граничного коэффициента вскрыши. При его определении они учитывают капитальные вложения, а также разделяют производственные затраты на те, которые являются постоянными, и те, которые изменяются с увеличением глубины разработки, что также является очень важным аспектом, учитывая постоянно увеличивающуюся глубину ведения горных работ. К.Е. Веницкий и К.Н. Трубецкой приходят к выводу, что капитальные вложения более резко возрастают с глубиной для подземного способа отработки, что увеличивает область

применения открытых горных работ. Кроме того, для месторождений, схожих по условиям с Горевским, очень важен учет затрат на водоотведение, которые также будут возрастать с глубиной, а также учет возможности перехода в карьере с одного вида транспорта на другой. Для установления границ открытых работ ими предлагается использовать графоаналитический метод [69, 70]. В дальнейшем исследования в данном направлении велись В.В. Крючковым, Ю.Г. Скабичевским, И.С. Копанем [40].

В 60-70-х годах выходит ряд работ В.С. Хохрякова [71-74], в которых автор предлагает поэтапный способ определению границ карьера. В его основе лежал динамический подход к оценке получаемого экономического эффекта. В качестве критерия оценки вариантов контуров карьеров им было предложено использовать сумму приведенной прибыли. Согласно данному способу, выделяются этапы с различными производственными показателями, для каждого из них определяется суммарная приведенная прибыль, при этом общая оценка представляет собой сумму приведенных прибылей каждого этапа. Если разница в показателях вариантов не значительная, то расчет выполняется на основе приведенных затрат [75].

Я.М. Адигамаев, В.В. Квитка и А.Л. Грицай (1967 г.) отмечают важную роль учета эффективности капитальных вложений при определении конечных границ карьера. Авторы говорят, что производительность карьера должна устанавливаться с учетом срока окупаемости капитальных вложений. Ими также отмечается тот факт, что, принимая граничный коэффициент вскрыши постоянным при изменении конечных контуров карьера, невозможно определить оптимальные границы открытой разработки месторождения. Поэтому Я.М. Адигамаев, В.В. Квитка и А.Л. Грицай рекомендуют при определении конечных границ карьера исходить из условия, что фактические накопления, полученные к концу срока окупаемости, который не должен превышать нормативный, должны быть равны необходимым накоплениям, которые обуславливаются величиной капитальных вложений в данное предприятие [76]. Годом позже выходит совместная работа Я.М. Адигамова и А.С. Астахова, в которой, анализируя существующие методы оценки

эффективности капитальных вложений, авторы приходят к тому, что имеющиеся подходы несовершенны, и предлагают два новых способа ее определения [77].

А.Л. Грицай (1968 г.) в своей статье говорит о том, что практически всегда для определения границ карьеров используется граничный коэффициент вскрыши. При его определении учитываются потери, разубоживание, изменение качества полезного ископаемого, разновременность капитальных вложений и т.д. При этом предполагается, что место под отвал имеется всегда, независимо от границ и производительности карьера. Он отмечает, что для мощных карьеров требуются большие площади под отвальное хозяйство, поэтому необходимо также учитывать стоимость отвлечения земель под отвалы и другие сооружения. А.Л. Грицай предлагает при определении граничного коэффициента вскрыши учитывать цену земли, отнесенную на тонну извлекаемых запасов. Данная величина зависит от освоенности района и удаленности месторождения от соответствующей инфраструктуры (металлургические заводы, обогатительные фабрики) и будет выше для центральных районов страны, а для северных, малоосвоенных районов, наоборот, будет ниже [78].

В 1969 г. выходит статья Д.Г. Букейханова, в которой автор продолжает развивать столь популярную в профессиональных кругах того времени идею необходимости учета эффективности капитальных вложений при установлении границ открытых горных работ. Им предлагается формула расчета граничного коэффициента вскрыши, учитывающая фактор времени, а также потери, разубоживание, извлечение. Д.Г. Букейханов предлагает использовать средний коэффициент вскрыши для определения границ карьера в условиях месторождений, разработка которых возможна только открытым способом (небольшие запасы, поверхностные залегания и т.д.). Им проводится соответствующая формула расчета, которая также учитывает все вышеописанные факторы. Кроме того, Д.Г. Букейханов предлагает формулы расчета коэффициентов вскрыши для карьеров, которые входят в состав горнообогатительного комбината. Данные формулы позволяют учесть общекомбинатные расходы [79].

Подводя итоги данного исторического периода развития открытых горных работ, В.А. Боярский отмечает стремительное развитие советской горной науки и выделение открытого способа в самостоятельный раздел науки. В результате увеличения числа исследований в области обоснования границ карьеров повысилась область применения открытого способа, а число предприятий, разрабатываемых карьером, достигло почти 5000 [40].

Можно заметить, что начиная с 60-х годов в отечественных исследованиях (в зарубежных чуть ранее), посвященных установлению границ открытых горных работ, все чаще стал делаться акцент на эффективность капитальных затрат и сроки окупаемости вложений. Это стало следствием различных экономических факторов, одним из которых является экономическая реформа А.Н. Косыгина 1965 г., в ходе которой предприятия получили больше самостоятельности, а на первый план вышли рентабельность и прибыль. С этого момента и по сегодняшний день подавляющее большинство методов основывается именно на максимизации экономической эффективности разработки месторождений, а не на определении способа отработки, как такового. Помимо учета экономических показателей, стоит отметить возросшее с конца 60-х – начала 70-х годов число исследований, связанных с моделированием месторождений и определением параметров разработки с использованием ЭВМ. Этому послужило активное развитие вычислительной техники, что в свою очередь позволило значительно сократить время на обработку больших объемов данных. Эти два фактора послужили катализаторами появления и развития новых – оптимизационных – методов определения границ карьеров. Подробно эти методы и их развитие описываются в параграфе 1.3.

Н.В. Мельников и Б.В. Фаддеев в 1971 г. в своей статье сопоставляют различные подходы к определению предельных границ открытых работ, предложенных к началу 70-х годов. Авторы отмечают, что рациональный метод их установления напрямую зависит от углов отработки бортов карьера, ожидаемых технико-экономических показателей разработки месторождения открытым и

подземным способом, выбранной техники разработки глубоких горизонтов карьеров, санитарных условий работы трудящихся и т.д. [80].

К.Н. Трубецким, проведя детальный анализ различных подходов к определению граничного коэффициента вскрыши и вышедших из печати к этому времени трудов, выполняет, подобно Б.П. Юматову, систематизацию их по 6 группам. Он также отмечает необходимость учета новых факторов, например, таких как ценность земли. Им предлагается повысить точность и надежность расчетов граничного коэффициента вскрыши за счет более тонкого учета всех закономерностей развития горных работ во времени и пространстве и изменения соответствующих технико-экономических показателей работы горных предприятий, а также применяя вычислительную технику [81].

В более поздних работах Б.П. Юматов, как и ряд других исследователей, приходит к выводам, что при определении конечных границ карьера или расширении текущих границ, при реконструкции действующего горного предприятия, в качестве определяющего экономического критерия должна приниматься максимальная удельная приведенная прибыль, отнесенная к 1 тонне погашаемых запасов. Кроме того, он рекомендует использовать в расчетах замыкающие затраты, т.е. предельно допустимые расходы, которые готово нести народное хозяйство для получения данного ресурса. Данный подход позволяет расширить границы открытых горных работ и, как следствие, нарастить объемы производства [82, 83].

Е.П. Дороненко (1979 г.), приводя в качестве доводов результаты исследований, которые показывают, что большое влияние на граничный коэффициент оказывают затраты на возмещение убытков от изъятия земель и затраты на рекультивацию, предлагает формулу его расчета. Данная формула учитывает затраты на отчуждение земель, единовременную компенсацию за ущерб от изъятия земель в период строительства, затраты на хранение и складирование почвы в период строительства и затраты на рекультивацию приведенные к тонне руды [84].

М.Г. Саканцев в своей кандидатской диссертации (1983 г.) отметил, что наибольшее распространение получили методы установления границ карьеров, которые основываются на принципе (1.8), однако, существующие подходы к его определению не учитывают разновременность затрат и прибыли, при определении границ карьера. Поэтому им была предложена методика для определения граничного коэффициента вскрыши с учетом разновременности затрат, динамики основных технико-экономических показателей, которая на основе трехмерной модели месторождения позволяла повысить достоверность определения границ глубоких карьеров цветной металлургии, а также снизить объемы вскрышных работ на 10-12% и соответствующие затраты. Практическое использование результатов работы на некоторых крупных месторождениях дало значительный экономический эффект. Приведенные в работе рекомендации и подходы были использованы при разработке «Норм технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» [85].

В 1984 г. в статье «Граничный коэффициент вскрыши при комплексном освоении месторождений» Е.Е. Марков, говоря о современных к подходах к определению допустимой себестоимости полезного ископаемого при определении граничного коэффициента вскрыши, отмечает, что как правило учитывается реализация только одного или основного полезного компонента. Это в свою очередь не отвечает современным требованиям рационального природопользования. Автор приводит результаты работ В.В. Ржевского, Т.А. Гатова, Ф.Г. Грачева в этом направлении, однако, заключает, что они охватывают лишь некоторые аспекты комплексности. Поэтому Е.Е. Марковым предлагается методика определения граничного коэффициента вскрыши, которая учитывает наличие множества компонентов в руде, соответствующие затраты, связанные с добычей, а также возможность получения концентратов из каждого компонента [86].

В работах Г.А. Холоднякова вышедших в период с 1984 по 1988 г. автор, говоря о наметившейся тенденции к комплексному освоению недр, отмечает

важность разработки новых подходов к проектированию предприятий. Им приводятся недостатки граничного коэффициента вскрыши при определении границ комплексных месторождений и предлагается использовать предложенный им же показатель – коэффициент выемки горных пород. Данный коэффициент для определенного вида горных пород является отношением количества добытых горных пород данного вида к горной массе, другими словами, выход горных пород с единицы горной массы. Автором отмечается, что данный коэффициент может быть также использован и при проектировании карьеров, разрабатывающих многосортные полезные ископаемые. При использовании данного коэффициента карьер должен быть запроектирован таким образом, чтобы коэффициент был равен единице и все породы могли найти применение в народном хозяйстве [87-89].

В свете перехода от плановой к рыночной экономике с 1993 г. в свет выходят ряд работ отечественных специалистов К.Н. Трубецкого, Г.А. Холоднякова, А.А. Пешкова. В них проводится анализ подходов к определению экономической эффективности проектов в горном деле. В своих работах авторы говорят о необходимости максимизации такого показателя как чистый дисконтированный доход и учета его производной внутренней нормы доходности. Кроме того, ими отмечается важность принятия во внимания инвестиционных рисков, при проектировании горных работ, и приводятся методы их учета [90-94].

А.Л. Билин (1995 г.) развивая идею, предложенную П.И. Городецким об использовании показателя «сравнительной экономичности» для экономического сравнения вариантов контуров карьера, предлагает новый показатель «расчетный выигрыш по вскрыше», который характеризует превышение извлекаемой при эксплуатации месторождения ценности над затратами на его разработку. Данный показатель получается путем умножения руды в контурах карьера на граничный коэффициент вскрыши за вычетом объема вскрышных пород в этих же контурах. Данный показатель предлагается использовать для экономической экспресс оценки вариантов контуров карьера. Кроме того, в своей работе автор предлагает «рациональные» формы карьеров для залежей разной длины [75].

М.Г. Саканцев (2006 г.), говоря о реалиях рыночной экономики отмечает, что основными критериями эффективной работы горнодобывающих предприятий становятся быстрая оборачиваемость денежных средств и стабильность получения прибыли. В силу ограниченной возможности дальнейшего повышения эффективности работ в горной промышленности за счет модернизации оборудования и использования других факторов технического потенциала, одним из наиболее действенных путей повышения эффективности остается развитие методов установления границ карьеров. Им предлагается использовать при проектировании конечных контуров карьера дисконтированные контурный и граничный коэффициент вскрыши, формулы которых выведены автором, при этом необходимо учитывать: «лаги между экономическим эффектом и затратами; трехмерность, неоднородность рудного и карьерного пространства; технологические параметры системы разработки и вскрытия; многофакторность и неопределенность исходной информации и связанных с этим рисков принятия решений». В работе большое внимание уделяется определению рисков и степени их влияние на экономические показатели предприятия, а также прогнозированию исходных экономических и технологических показателей [95].

Н.С. Вайонен (2015 г.) развивая идеи Г.А. Холоднякова о необходимости особых подходов при освоении комплексных месторождений отмечает необходимость учитывать при проектировании границ открытых работ не только основное полезное ископаемое, но и попутные. Им предлагается приводить по ценности все попутные полезные компоненты к основному и вводится понятия «граничный и контурный коэффициент добычи», а также формулы для их расчета. Автор указывает на целесообразность сравнения данных показателей для определения конечных границ карьера комплексных месторождений [96].

Помимо указанных авторов и работ за рассматриваемый период времени был выполнен еще целый ряд других исследований и в свет вышло множество публикаций, связанных с совершенствованием принципов определения конечных границ карьеров: Т.А. Гатов [9], Н.Д. Золотарев [97], С.В. Пак [98], К.А. Кумачев [99, 100], В.Г. Близнюков [101], З.А. Орлова [102].

За рубежом при проектировании границ открытых горных работ до 1969 г. по большей части использовался принцип (1.8). Начиная с 70-х годов получил распространение иной метод определения границ – экономический итерационный анализ, позволяющий устанавливать границы по критерию максимума приведенной прибыли [103].

Таким образом можно сказать, что за все время развития теории установления границ открытых горных работ было предложено пять основных принципов их определения. За это время были предложены различные методы их установления, однако подход оставался неизменным – сравнение граничного коэффициента вскрыши с другими видами коэффициентов вскрыши. Была проделана большая работа в области определения граничного коэффициента, предлагались различные формулы, которые позволяли учесть все большее число факторов, начиная от учета изменения затрат с увеличением глубины, разубоживания, извлечения и заканчивая фактором времени. Учет большего числа факторов позволил повысить точность вычислений и соответствовать условиям разработки, сложность которых возрастала с увеличением глубины ведения горных работ.

Начиная с 60-х годов прошлого века все большее внимание уделялось учету фактора времени, возросла важность таких экономических показателей как срока окупаемости, чистого дисконтированного дохода, внутренней нормы доходности и т.д. В 2000 годах исследователи стали уделять значительное внимание многофакторности и неопределенности исходной информации и связанных с этим рисков принятия решений. На сегодняшний день данные показатели являются основными при определении границ открытых горных работ и целесообразности инвестиций в проект в целом.

1.3. Анализ существующих методов оптимизации конечных контуров и опыта их применения в проектной деятельности

Как уже говорилось ранее, установление границ открытых горных работ долгое время основывалось на определении значения граничного (предельного) коэффициента вскрыши. Одним из самых распространенных методов определения

конечного контура карьера являлся метод вариантов, суть которого заключалась в построении на вертикальных разрезах нескольких вариантов конечного контура. Построение каждого варианта конечного контура карьера и расчет соответствующих технико-экономических показателей являлись трудоемкой задачей и занимали значительную часть времени проектировщика. Понимая актуальность задачи автоматизации процесса установления границ и упрощения процесса проектирования конечных контуров карьера, отечественные и зарубежные исследователи начали активную работу по разработке методик и алгоритмов, а в последствии и программ для ЭВМ, которые смогли бы решить эту задачу. Начиная с 60-х годов и до сегодняшнего дня была выполнена большая работа в области разработки методов моделирования месторождения, карьера и его элементов, развития горных работ и оптимизационных методов установления границ карьеров.

Ввиду отсутствия больших вычислительных мощностей первые модели месторождений были максимально простыми и содержали в себе минимальный набор информации. В зависимости от целей использования моделей и объекта моделирования предлагались различные их виды, например, сеточные, блочные и др. Значительный вклад в развитие методов моделирования внесли Д.Г. Букейханов, В.В. Квитка, С.Д. Коробов, В.С. Хохряков, И.Б. Табакман, А.З. Яшкин, А.С. Танайно, Е.Л. Левин и др. В.С. Хохряковым была предложена классификация моделей, которая делила их на три основных класса: аналитические, дискретные и дискретно-аналитические. Эти модели делились на подклассы в зависимости от вида элементарного геометрического объекта и группы по способу кодирования геометрических фигур [104]. За рубежом наибольшее распространение получила классификация, предложенная Я.С. Кимом. По данной классификации все модели делились на пять типов: правильная объемная блочная, объемная блочная с переменными размерами блока, сеточная пластовая, нерегулярная плоская блочная, нерегулярная объемная блочная [105]. Однако, несмотря на столь большое разнообразие предлагаемых видов моделей на сегодняшний день наибольшее распространение получили блочные, сеточные и каркасные модели. Сеточные

модели применяются для моделирования пластовых месторождений; каркасные модели служат для построения различных поверхностей (например, топографии местности, фактического/проектного положения горных работ и т.д.), а также служат промежуточным этапом в построении блочных моделей для определения трехмерных границ литологических разностей.

Блочная модель месторождения представляет набор прямоугольных параллелепипедов с заданными размерами, которые, как правило определяются исходя из параметров разведочной сети, распределения содержаний, геометрии рудных тел и т.д. Точки центра каждого блока присваивается определенное содержание полезного компонента путем интерполяции данных, полученных в ходе разведочных работ на месторождении. В свою очередь блочная модель может быть как рудная, построенная непосредственно в границах рудного тела, так и полная, содержащая блоки руды и породы. Кроме того, блочные модели подразделяются на факторные и субблочные. В субблочной модели материнский (исходный) блок может делиться на блоки меньшего размера (субблоки) для того, чтобы блочная модель как можно точнее повторяла границы рудного тела, в результате блоки в такой блочной модели будут иметь разные размеры. При создании факторной модели каждому блоку присваивается значение фактора, который определяет какая доля блока попадает в границы рудного тела.

Одной из первых работ, в которой был предложен способ оптимизации границ карьеров на основании блочной модели, является вышедшая в 1965 году статья Лерча и Гроссмана, в которой впервые был предложен алгоритм оптимизации, основанный на теории графов [106]. Каждый блок блочной модели рассматривался как вершина ориентированного графа, имеющая определенную оценку, а дуги, соединяющие вершины, указывали, какие именно блоки необходимо извлечь, чтобы извлечь данный блок. Оценка вычислялась как разница между доходом от продажи полезного компонента в блоке и затратами, связанными с извлечением блока из недр. Алгоритм позволял формировать трехмерную модель карьера с заданным углом откоса его борта. Результатом его работы был оптимальный контур карьера, который представлял собой набор блоков.

Извлечение этого набора блоков позволяло получить максимальную валовую прибыль от разработки месторождения полезных ископаемых. Данный алгоритм сегодня является самым распространенным способом получить оптимальный контур карьера.

Другим алгоритмом, который также используется сегодня в проектной практике, является алгоритм плавающего (подвижного) конуса, предложенный в 1965 году М.Т. Пана. Данный метод также работал с блочной моделью месторождения. И изначально суть его заключалась в использовании перевернутого усеченного конуса, образующая которого имела угол откоса борта карьера. Усеченный конус меньшим основанием, ширина которого равнялась ширине дна, устанавливался на верхний горизонт, где содержится полезное ископаемое. Объем руды и пустых пород определялся путем сложения объемов блоков, центры которых попадали в конус. Конус перемещался по горизонту и выбиралось его положение, в котором коэффициент вскрыши был меньше граничного. Далее рассматривались различные прирезки к полученному контуру на данном горизонте, которые включались в контур, при условии, что коэффициент вскрыши прирезки не превышал граничный. Когда на горизонте не оставалось возможных прирезок, конус перемещался на нижележащий горизонт. Процедура заканчивалась, когда не оставалось больше вариантов с допустимым коэффициентом вскрыши [105].

В своем исходном виде данный алгоритм имел ряд недостатков, некоторые из них были устранены в дальнейшем путем внесения различных модификаций. Одной из них является метод распределенных оценок, предложенный С.Д. Коробовым [105]. Кроме того, стоит отметить, что ряд исследователей использовали в качестве критерия поиска оптимальных решений не коэффициент вскрыши, а экономическую оценку, что делало результат работы данного алгоритма схожим с результатом, получаемым с использованием алгоритма Лерча-Гроссмана. Блоки, входящие в конечный (оптимальный) контур карьера, имели максимальную возможную суммарную экономическую оценку. На сегодняшний

день в специализированных пакетах программ в основном используется модификации данного алгоритма, использующие именно такой подход.

Помимо описанных выше алгоритмов, был предложен алгоритм pseudo flow (network flow, псевдопоток). Он так же, как и другие алгоритмы, работает с блочными моделями, его отличие заключается в значительном увеличении скорости обработки данных и получения оптимального решения. Исследования показывают, что результаты, получаемые в ходе работы данного алгоритма идентичны результатам, получаемым при использовании алгоритма Лерча-Гроссмана [107].

Поиск оптимального контура карьера на основе данных алгоритмов требовал больших вычислительных мощностей, так как блочная модель включала в себя большой объем данных. Поэтому широкое распространение данные алгоритмы начали получать в конце 90-х – начале 00-х годов.

Описанные выше алгоритмы и подходы к оптимизации конечных контуров карьера сначала реализовывались в виде отдельных узкоспециализированных программ, которые позволяли получить результат в виде оптимального контура карьера (набора блоков). В дальнейшем с развитием подходов к моделированию месторождений и автоматизированному проектированию контуров карьеров пришло понимание, что задача определения границ требует комплексного подхода с точки зрения программных средств для ее решения. Результатом этого стала разработка отдельных программных продуктов, позволяющих оптимизировать и проектировать границы карьеров, а также решать задачи планирования горных работ. Развитие этих программных продуктов привело к созданию горно-геологических информационных систем. Они позволяли решать не только задачи проектирования, оптимизации и планирования, но также задачи геолого-маркшейдерского сопровождения горных работ.

Развитие оптимизационных методов и специального программного обеспечения позволило значительно снизить трудозатраты при проектировании конечных контуров карьера и планировании горных работ, а также получать более оптимальные с точки зрения экономики проектные решения. Все больше

проектных организаций предпочитают данные методы определения границ карьера взамен традиционных, основанных на определении граничного коэффициента вскрыши и сравнении его с другими видами коэффициента вскрыши. Однако, несмотря на очевидные преимущества, данные методы имеют и ряд недостатков, одним из которых является отсутствие возможности учета схемы вскрытия карьера. Полученный в результате оптимизации контур карьера не имеет транспортных берм, а, следовательно, их создание требует изменения этого контура. При проектировании карьеров с помощью ГГИС построение проектного контура карьера, осуществляется на основании оптимального контура, полученного в программе. Задача проектировщика заключается в отрисовке конечного контура карьера с системой вскрывающих выработок, транспортных берм, берм безопасности и других элементов карьера. Для формирования транспортных берм необходимо на конечном контуре создать горизонтальные площадки. Создание площадок возможно либо за счет выемки дополнительных объемов горной массы, либо ее недобора относительно оптимального контура карьера. Если трассу расположить внутри оптимального контура, руда будет извлечена не в полном объеме за счет размещения системы транспортных съездов над рудным телом, однако при этом мы минимизируем объем вскрыши. Если расположить трассу за пределами оптимального контура, увеличится объем вскрышных пород, но в полном объеме будут извлечены балансовые запасы. На рисунке 1.2 показано изменение оптимального контура карьера при размещении транспортных берм.

Для глубоких карьеров изменение оптимального контура для размещения на нем транспортных берм связано с существенным изменением объемов вскрышных пород и полезного ископаемого. Например, исследования, выполненные сотрудниками Университета горного дела и технологий Ганы, показали, что для условий месторождения районе деревни Нкрофул в Нземском районе западной Ганы объем вскрышных пород в конечном контуре может увеличиваться на 16,05%, а объем руды уменьшаться на 19,58% по сравнению с контуром карьера, полученным в ходе оптимизации [108], что может привести к снижению валовой прибыли более чем на 25,7%.

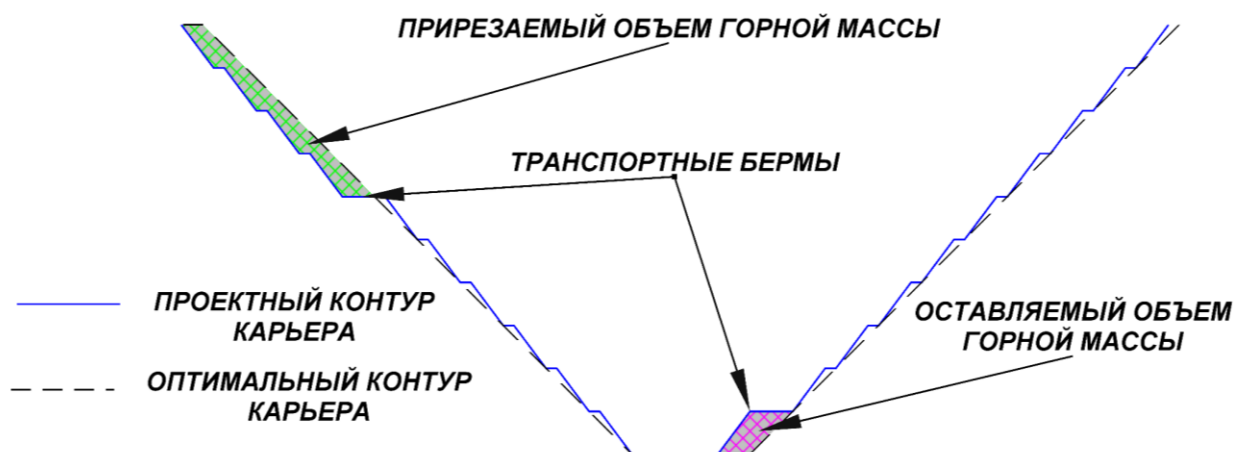


Рисунок 1.2 – Изменение контуров карьера при размещении транспортных берм

Современными исследователями предпринимались различные попытки минимизировать влияние данного недостатка на результаты проектирования. Например, некоторые специалисты для учета схемы вскрытия предлагают задавать при оптимизации угол откоса борта карьера с учётом размещения транспортных берм в карьере. Это позволяет получить оптимальный контур карьера, углы которого будут соответствовать углам проектного контура. Но данный подход также обладает рядом недостатков. Во-первых, его использование ведет к уменьшению глубины оптимального карьера (оценка такого контура будет ниже оценки контура, построенного без выполаживания угла откоса борта, а ее снижение может достигать 7-20%). Во-вторых, не учитывается положение трассы вскрывающих выработок (где именно на борту будут формироваться площадки), что не позволяет говорить об оптимальности полученного решения.

Исследователями из Чилийского университета был предложен алгоритм оптимизации положения трассы, однако одним из его этапов является оптимизация с использованием выположенного угла откоса борта карьера, учитывающего наличие трассы [109]. Также стоит отметить, что этот алгоритм позволяет избавиться только от одного из указанных ранее недостатков.

В результате оптимизации определяется контур карьера, обладающей максимальной ценностью. Очевидно, что ценность проектного контура карьера будет отличаться в меньшую сторону от ценности оптимального контура карьера.

В профессиональных кругах считается, что расхождение между оптимальным и конечным контуром карьера должно составлять не более 10%, тогда проект считается выполненным на достаточно высоком уровне.

На практике наиболее распространён случай, когда проектировщик пытается найти баланс между прирезкой вскрышных пород и недобором полезного ископаемого. В качестве примера на рисунке 1.3 представлен вертикальный разрез с проектным и оптимальным контурами карьера, выполненными в ГГИС Micromine.

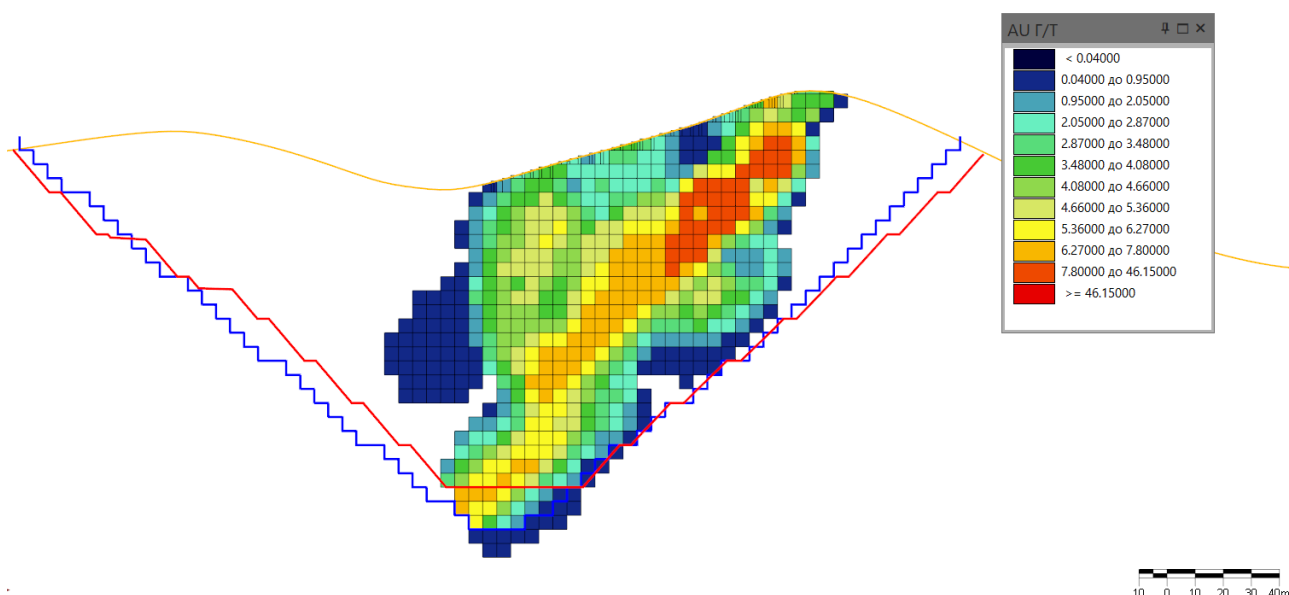


Рисунок 1.3 – Проектный и оптимальный контуры карьера в ГГИС Micromine

Очевидно, что использование оптимизационных методов является одним из самых простых и эффективных способов нахождения оптимальных границ карьеров. Использование ГГИС, в которых реализованы данные методы, позволяет минимизировать трудозатраты и получить экономически эффективные контуры карьера, а возможность учета фактора времени путем дисконтирования денежных потоков в программных продуктах, делает данный подход к проектированию границ еще более универсальным. Данные подходы полностью отвечают условиям рыночной экономики и позволяют объективно оценивать «инвестиционную привлекательность проекта». Однако, большим недостатком является отсутствие четких методических рекомендаций при работе с результатами оптимизации, а также алгоритмов, позволяющих оптимизировать положения вскрывающих

траншей относительно линии оптимального контура карьера на погоризонтных планах. Таким образом их разработка является актуальной научной задачей.

1.4. Обоснование задач и формулировка темы исследования

В результате анализа текущего состояния и перспектив развития открытого способа разработки месторождений твердых полезных ископаемых, а также анализа подходов, принципов и методов обоснования конечных контуров карьеров, в том числе с учетом оптимизационных методов, реализованных в горно-геологических информационных системах, была установлена актуальность решения научной задачи – обоснование конечных контуров глубоких карьеров с учетом схемы вскрытия. Это позволило сформулировать цель исследования, которой является разработка научно-методических основ обоснования конечных контуров глубоких карьеров на основе оптимизационных методов с учетом схемы вскрытия, обеспечивающих высокие технико-экономические показатели горных предприятий. Для достижения поставленной цели было необходимо решить следующие задачи:

1. Проанализировать подходы, принципы и методы обоснования конечных контуров карьера.
2. Разработать и построить математические модели карьеров различной формы.
3. Исследовать влияние схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей на конструкцию нерабочих бортов карьера и объем горной массы в контуре карьера.
4. Исследовать влияние размера блоков блочной модели и их технико-экономических характеристик на положение уступов при проектировании конечных контуров карьера.
5. Разработать алгоритм оптимизации положения трассы вскрывающих траншей в конечном контуре карьера.
6. Разработать и апробировать методику оптимизации конечных контуров глубоких карьеров.

Глава 2. Исследование влияния схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей на конструкцию нерабочих бортов карьера и объем горной массы в конечном контуре карьера

2.1. Предмет и методы исследования

В качестве предмета исследования рассматривался конечный контур карьера. Конечный контур карьера включает в себя совокупность площадок и откосов уступа, которые формируют нерабочие борта карьера, а также систему вскрывающих выработок.

При открытых горных работах наиболее часто в качестве вскрывающих выработок используются траншеи и полутраншеи. Траншея – это открытая горная выработка трапециевидной формы (в поперечном сечении), ограниченная снизу подошвой (дном) и с боков наклонными плоскостями: по длине – бортами, по ширине – торцами. В зависимости от назначения различают: капитальные, разрезные, дренажные и разведочные траншеи [4]. Согласно классификации Е.Ф. Шешко капитальные траншеи подразделяются на внешние и внутренние в зависимости от расположения относительно контура; отдельные, групповые и общие в зависимости от числа обслуживаемых горизонтов; одинарные и парные в зависимости от основного назначения; стационарные и скользящие (временные) в зависимости от срока службы.

Положение траншеи в карьере задается трассой траншеи. Трассой траншеи называют линию, положение которой в пространстве определяют план и профиль земляного полотна транспортного пути. Процесс определения трассы называется трассированием и заключается в установлении на плане и в профиле оси транспортного пути. Пункты, через которые должна проходить трасса, определяются совокупностью топографических, геологических, строительных и других факторов. В свою очередь трассы различаются по форме. Форма трассы является простой, если трасса располагается на одном борту карьера и сохраняет свое направление по всей протяженности. Сложной трасса является, если она состоит из нескольких участков, соединенных между собой, которые имеют различное направление, или если она проходит по всем бортам карьера [110].

Обоснование конечных контуров карьера является сложным многоэтапным процессом. Одной из задач, которая решается в ходе обоснования конечных контуров, является задача размещения вскрывающих выработок на бортах карьеров. Очевидно, что их размещение ведет к изменению объемов горной массы в контуре карьера.

Для оценки влияния положения трассы вскрывающих выработок на изменение объемов горной массы в конечном контуре карьера необходимо рассмотреть значительное количество разных по размеру и форме карьеров и для каждого из них выполнить расчет объема горной массы при различных вариантах размещения вскрывающих выработок. Многовариантность решения поставленной в работе задачи и определила необходимость для ее решения использовать моделирование.

Моделирование – это комплексный процесс исследования систем, нацеленный на определение свойств и закономерностей, характерных для исследуемых систем, для создания или дальнейшей модернизации этих систем. Можно выделить два отдельных класса способов моделирования в зависимости от «способа реализации модели»: абстрактное (мысленное) и материальное моделирование. В свою очередь абстрактное моделирование делится на символическое и математическое.

Математическим моделированием называется процесс установления соответствия моделируемому объекту некоторой математической конструкции, называемой математической моделью, и исследование этой модели, позволяющее получить характеристики моделируемого объекта. Путем математического моделирования можно создавать аналитические, имитационные и смешанные (аналитико-имитационные) модели. Под аналитическими моделями понимаются функциональные соотношения: системы алгебраических, дифференциальных, интегро-дифференциальных уравнений, логических условий [111].

Так как исследование подразумевает установление зависимости объемных показателей карьера от конструкции борта карьера, определенной с учетом схемы

вскрытия и параметров вскрывающих траншей для карьеров различной формы и глубины, целесообразно использовать математическое моделирование.

2.2. Разработка математических моделей карьеров различной формы

Для определения влияния схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей на конструкцию нерабочих бортов карьера и объем горной массы в конечном контуре карьера были созданы математические модели карьеров. Процесс моделирования был разделен на четыре этапа. Первым этапом являлось выведение аналитических зависимостей, далее были созданы заверочные трехмерные каркасные модели в горно-геологической информационной системе, третьим этапом являлась оценка работоспособности и точности разработанных математических моделей, заключительным этапом являлись математическое моделирование карьеров различной формы и исследование влияние схемы вскрытия и параметров вскрывающих выработок на объемные показатели карьера.

Аналитические зависимости, установленные в работе, позволили описать карьер как набор геометрических фигур. Данные зависимости учитывали изменение глубины карьера и параметров его основных элементов.

При круглой форме дна карьера каждый уступ рассматривался как усеченный конус:

$$V_{kn} = \frac{\pi * h}{3} * \sum_{n=1}^n (R_{нn}^2 + R_{нn} * R_{вn} + R_{вn}^2), [м^3] \quad (2.1)$$

где h – высота уступа (м);

n – число уступов в карьере;

$R_{нn}$ – радиус нижнего основания n -ого уступа (м), который определяется по формуле:

$$R_{нn} = r + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1), [м] \quad (2.2)$$

где r – радиус дна карьера (м);

Ш_6 – ширина предохранительной бермы (м);

β – угол откоса уступа (град.).

$R_{вn}$ – радиус верхнего основания n-ого уступа (м), который определяется по формуле:

$$R_{вn} = r + \frac{h}{\tan \beta} + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1), [\text{м}] \quad (2.3)$$

При эллиптической форме дна карьера каждый уступ рассматривался как усеченный конус с эллипсом в качестве основания:

$$V_{эn} = \frac{h}{3} * \sum_{n=1}^n (S_{энn} + \sqrt{S_{энn} * S_{эвn}} + S_{эвn}), [\text{м}^3] \quad (2.4)$$

где $S_{энn}$ – площадь нижнего основания эллиптической формы n-ого уступа (м^2), которая определяется по формуле:

$$S_{энn} = \pi * \left(a + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1) \right) * \left(b + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1) \right), [\text{м}^2] \quad (2.5)$$

где a – длина малой полуоси (м);

b – длина большой полуоси (м).

$S_{эвn}$ – площадь верхнего основания эллиптической формы n-ого уступа (м^2), которая определяется по формуле:

$$S_{эвn} = \pi * \left(a + \frac{h}{\tan \beta} + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1) \right) * \left(b + \frac{h}{\tan \beta} + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1) \right), [\text{м}^2] \quad (2.6)$$

При прямоугольной форме дна карьера каждый уступ рассматривался в качестве усеченной пирамиды:

$$V_{пn} = \frac{h}{3} * \sum_{n=1}^n (S_{пнn} + \sqrt{S_{пнn} * S_{пвn}} + S_{пвn}), [\text{м}^3] \quad (2.7)$$

где $S_{пнn}$ – площадь нижнего основания прямоугольной формы n-ого уступа (м^2), которая определяется по формуле:

$$S_{\text{пн}n} = \left(a + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1) \right) * \left(b + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1) \right), [\text{м}^2] \quad (2.8)$$

где a – длина основания (м);

b – ширина основания (м).

$S_{\text{пв}n}$ – площадь верхнего основания прямоугольной формы n -ого уступа (м^2), которая определяется по формуле:

$$S_{\text{пв}n} = \left(a + \frac{h}{\tan \beta} + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1) \right) * \left(b + \frac{h}{\tan \beta} + \left(\text{Ш}_6 + \frac{h}{\tan \beta} \right) * (n - 1) \right), [\text{м}^2] \quad (2.9)$$

Для каждой формы карьера были рассмотрены предельные положения трассы. Под предельными положениями понимаются положения трассы, при которых все съезды формируются внутри или снаружи контура карьера, примыкая к нему соответственно с внутренней или внешней стороны. Примыкание с внешней стороны ведет к увеличению объема карьера. Создание съездов внутри конечного контура уменьшает объем карьера. Изменение объема пород, связанное с местоположением трассы, определялось на основании аналитических зависимостей, описывающих карьер и трассу. Математическая модель трассы учитывала количество и высоту уступов, уклон съездов, ширину транспортной бермы, длину горизонтальной площадки примыкания на каждом горизонте, а также площадку для разворота на нижнем горизонте:

$$V_d = \frac{n * h^2 * \text{Ш}_d}{2 * \alpha} + \frac{\text{Ш}_d * h * l * (n - 1) * n}{2} + \frac{h^2 * \text{Ш}_d * (n - 1) * n}{2 * \alpha} + \frac{\pi * \text{Ш}_d^2 * h * n}{4}, [\text{м}^3] \quad (2.10)$$

где α – уклон дороги (‰);

Ш_d – ширина транспортной бермы (м);

l – длина горизонтальной площадки примыкания (м).

2.3. Оценка работоспособности и точности математических моделей карьеров различной формы

Результаты любого математического моделирования требуют статистической обработки с целью определения корректности результатов вычислений. Однако для начала необходимо получить значение, с которым будут сравниваться результаты моделирования.

Исследования, выполняемые в диссертационной работе, подразумевают под собой использование горно-геологических информационных систем, в которых для расчета объемов используются каркасные и блочные модели объектов. В свою очередь подсчет объемов по каркасным моделям являются более точным, нежели по блочным моделям. Результатом процесса каркасного моделирования является создание трехмерной каркасной модели – модель, полученная методом триангуляции, которая и позволяет определить объем моделируемого объекта. Поэтому вторым этапом являлось создание трехмерных моделей карьеров в горно-геологической информационной системе. В качестве ГГИС было выбрано программное обеспечение Micromine. Данный программный продукт позволяет строить модели с высокой степенью точности и достоверности, что дает возможность использовать полученные в программе значения объемов моделей в качестве эталонных для статистического анализа результатов математического моделирования.

Построение заверочных трехмерных моделей выполнялось в несколько итераций. В первую очередь в программе Micromine были построены линии элементов карьеров (нижние и верхние бровки, транспортные бермы), затем, полученные линии были преобразованы в каркасную модель карьера. Было создано свыше 50 моделей карьеров каждой из исследуемых форм с различными параметрами элементов карьера и глубиной. Примеры моделей, построенных в ГГИС Micromine, представлены на рисунках 2.1-2.3. Стоит отметить, что кривые, описывающие бровки уступов и другие элементы карьера, рассматриваются в виде совокупности ломаных линий, в результате линии элементов карьера

представляются в виде многоугольников, что в незначительной степени отразилось на итоговых объемах моделей.

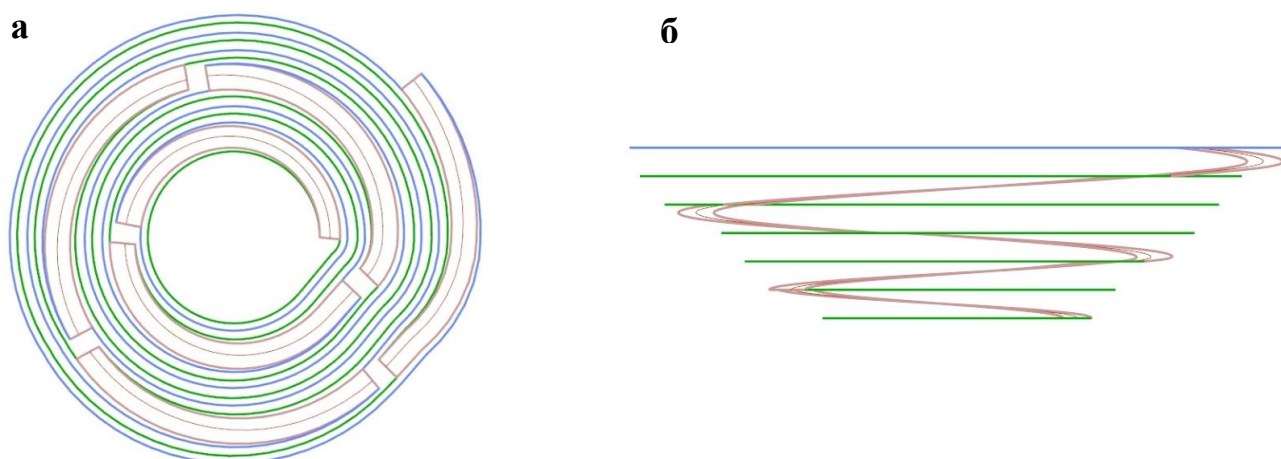


Рисунок 2.1 – Пример трехмерной модели карьера с круглой формой дна, выполненной в ГГИС Micromine: а – вид в плане; б – вид в направлении севера

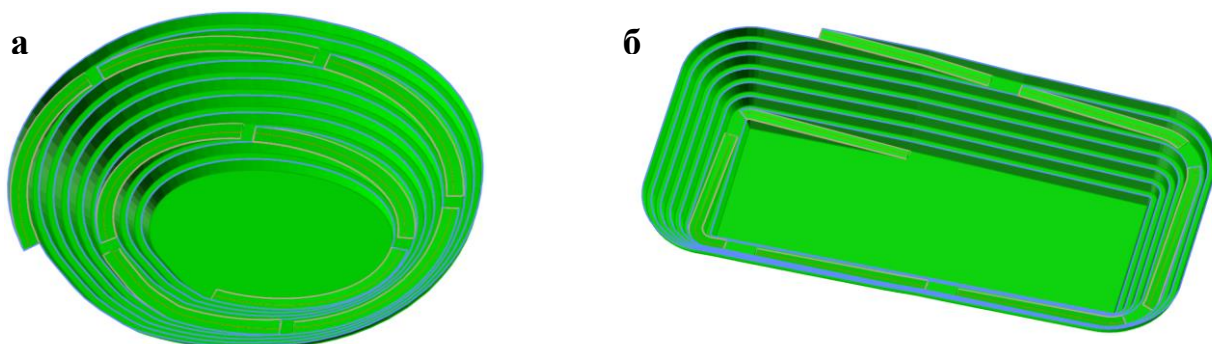


Рисунок 2.2 – Примеры трехмерных каркасных моделей карьеров, выполненных в ГГИС Micromine: а – с эллиптической формой дна; б – с прямоугольной формой дна

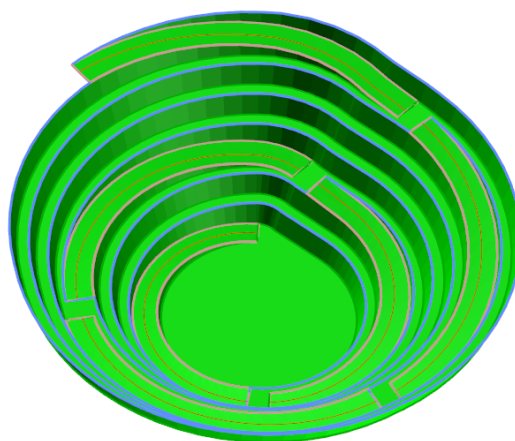


Рисунок 2.3 – Пример трехмерной каркасной модели карьера с круглой формой дна, выполненной в ГГИС Micromine

Третьим этапом являлась оценка работоспособности, адекватности и точности созданных в работе математических моделей. В качестве критериев оценки точности работы моделей были выбраны средняя относительная ошибка аппроксимации, средняя квадратическая погрешность наиболее надежных значений определяемых величин и максимальное значение средней квадратической погрешности одного измерения из пары измерений.

Для определения данных показателей были построены математические модели с параметрами, аналогичными параметрам трехмерных моделей, выполненных в ГГИС Micromine.

В качестве эталонных значений были приняты результаты трехмерного моделирования в ГГИС Micromine. По результатам расчетов величина относительной ошибки аппроксимации в среднем составила 2-3%. Модель считается хорошо подобранной и достаточно точно описывающей связь между фактическими и расчетными показателями, если величина средней относительной ошибки аппроксимации не превышает 10%. Значения величин средней квадратической погрешности наиболее надежных значений определяемых величин и максимального значения средней квадратической погрешности одного измерения из пары измерений в среднем составили 3-4% и 5-7% соответственно. Пример расчетов средней относительной ошибки аппроксимации, выполненных в Microsoft Excel для карьеров с круглой формой дна при $R = 50$ м, $h = 10$ м, $\beta = 65^\circ$, $Ш_6 = 5$ м, $Ш_д = 15$ м, $l = 15$ м, $\alpha = 80$ ‰, представлен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Пример расчета средней относительной ошибки аппроксимации

Глубина, м	Объем модели в ГГИС, м ³	Объем математической модели, м ³	Отн. ошибка аппроксимации, %
300	50969087	52491229	2.8998
310	55289630	56930499	2.8822
320	59841887	61605069	2.8621
330	64631726	66517770	2.8354
340	69665013	71671898	2.8001
350	74947615	77073109	2.7578
360	80485398	82728252	2.7111
370	86284231	88642303	2.6602

Продолжение таблицы 2.1

Глубина, м	Объем модели в ГГИС, м ³	Объем математической модели, м ³	Отн. ошибка аппроксимации, %
380	92349980	94820659	2.6056
390	98688512	101268452	2.5476
400	105305693	107991551	2.4871
410	112207391	114987706	2.4179
420	119399472	122264649	2.3434
430	126887804	129824153	2.2618
440	134678254	137671014	2.1738
450	142776688	145810212	2.0805
460	151188973	154247451	1.9828
470	159920977	162988426	1.8820
480	168978565	172035958	1.7772
490	178367606	181394886	1.6689
500	188093966	191067623	1.5563
		Средняя отн. ошибка аппроксимации	2.5097

По результатам проверки работы созданных математических моделей можно сделать вывод, что модели работоспособны, адекватны и обладают достаточной точностью.

2.4. Построение математических моделей карьеров различной формы. Исследование влияния схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей на объемные показатели карьера

Четвертым этапом моделирования являлось создание математических моделей карьеров круглой, прямоугольной и эллиптической форм с различными конструкциями нерабочих бортов и параметрами вскрывающих выработок. Для определения объемов горной массы в контуре карьера без учета схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей строились модели карьеров, борта которых состояли только из предохранительных берм. Для оценки объемов горной массы в конечном контуре карьера строились модели карьеров, конструкция бортов которых была изменена для размещения на них транспортных берм. В ходе моделирования параметры основных элементов карьера изменялись в диапазонах, представленных в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Диапазоны изменения параметров элементов карьера

Параметр	Диапазон	Шаг
Высота уступа, м	10-30	5
Угол откоса уступа, град	50-80	5
Ширина бермы, м	5, 7, 10	
Ширина дороги, м	10-30	5
Длина горизонтальной площадки примыкания, м	10-30	5
Уклон дороги, ‰	70-120	10
При круглой форме радиус дна, м	50-100	10
При эллиптической форме длины полуосей дна, м	30-60	10
	80-160	20
При прямоугольной форме дна длина и ширина, м	100-300	50
	50-100	10

В результате моделирования были получены значения объемов карьеров с транспортными бермами и без них. Далее был выполнен расчет величины отклонения объемов горной массы в контуре карьера при изменении конструкции борта карьера для всех созданных моделей. Величина отклонения определялась как отношение абсолютной величины разницы объема карьера, борта которого состоят только из предохранительных берм, и объема карьера, конструкция бортов которого была изменена для размещения на них транспортных берм, к первоначальному объему.

Для удобства анализа и интерпретации результатов вычислений они были сведены в таблицу в ПО Microsoft Excel. Фрагмент таблицы с результатами расчетов величины отклонения для карьеров круглой формы по результатам моделирования представлен в Приложении А. По результатам расчетов были построены графики изменения значений отклонения объемов горной массы при разной конструкции нерабочих бортов карьеров и разных параметрах вскрывающих выработок с увеличением глубины карьеров.

В качестве примера на рисунках 2.4-2.9 представлены графики влияния глубины карьера с различной формой дна на величину относительного отклонения объема горной массы, связанную с необходимостью разноса борта для размещения

на нем системы вскрывающих выработок, для разных углов откосов уступов и радиусов дна карьера.

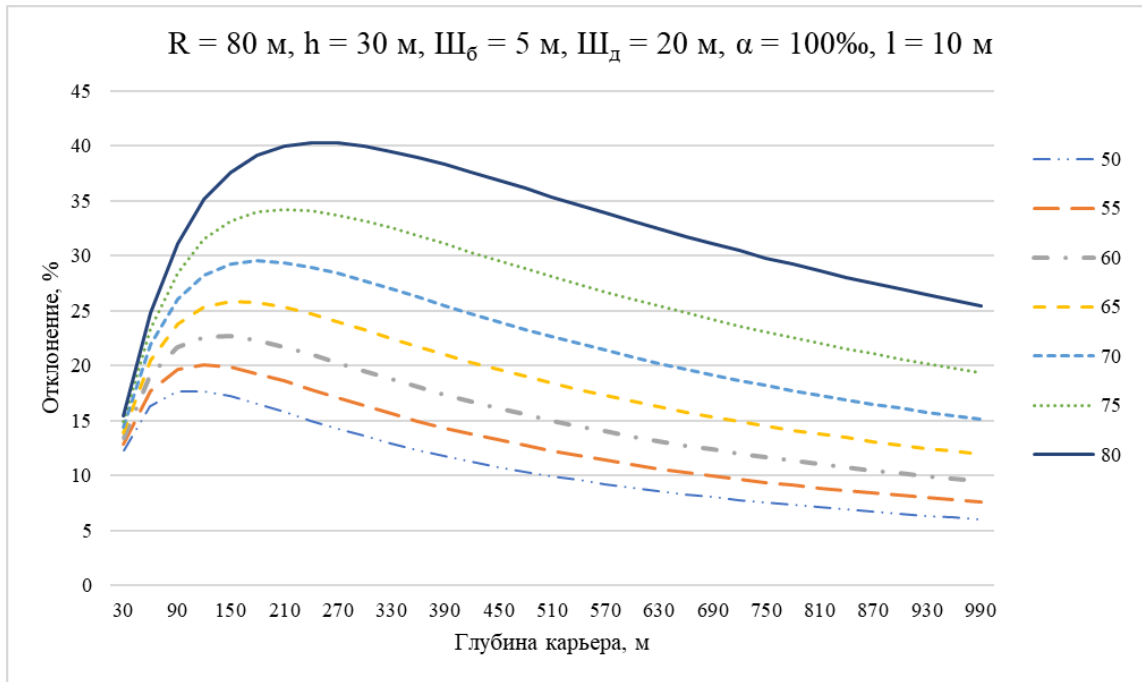


Рисунок 2.4 – График влияния глубины карьера с круглой формой дна на относительную величину отклонения объема горной массы в конечном контуре карьера при разных углах откосов уступов

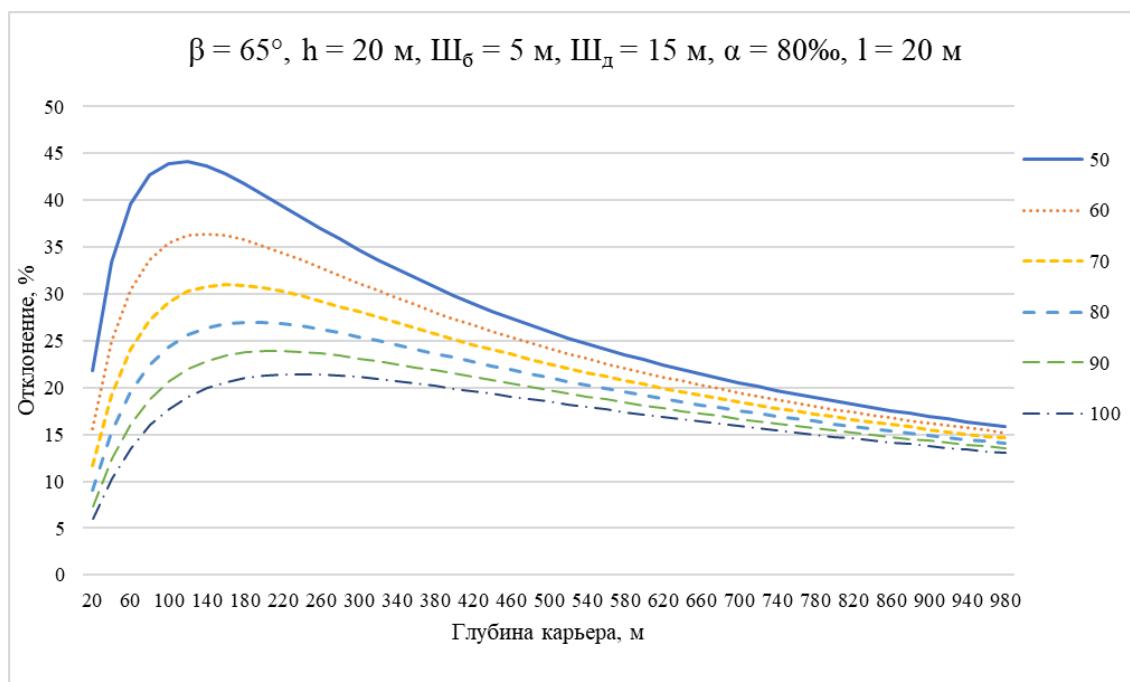


Рисунок 2.5 – График влияния глубины карьера с круглой формой дна на относительную величину отклонения объема горной массы в конечном контуре карьера при разных размерах дна карьера

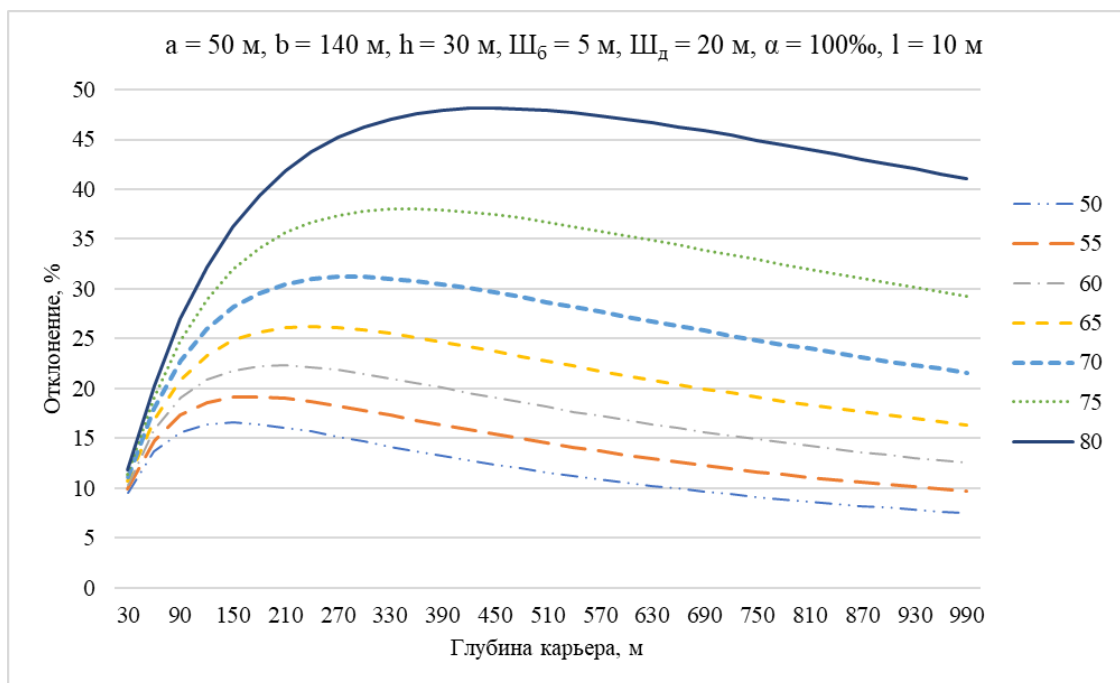


Рисунок 2.6 – График влияния глубины карьера с эллиптической формой дна на относительную величину отклонения объема горной массы в конечном контуре карьера при разных углах откосов уступов

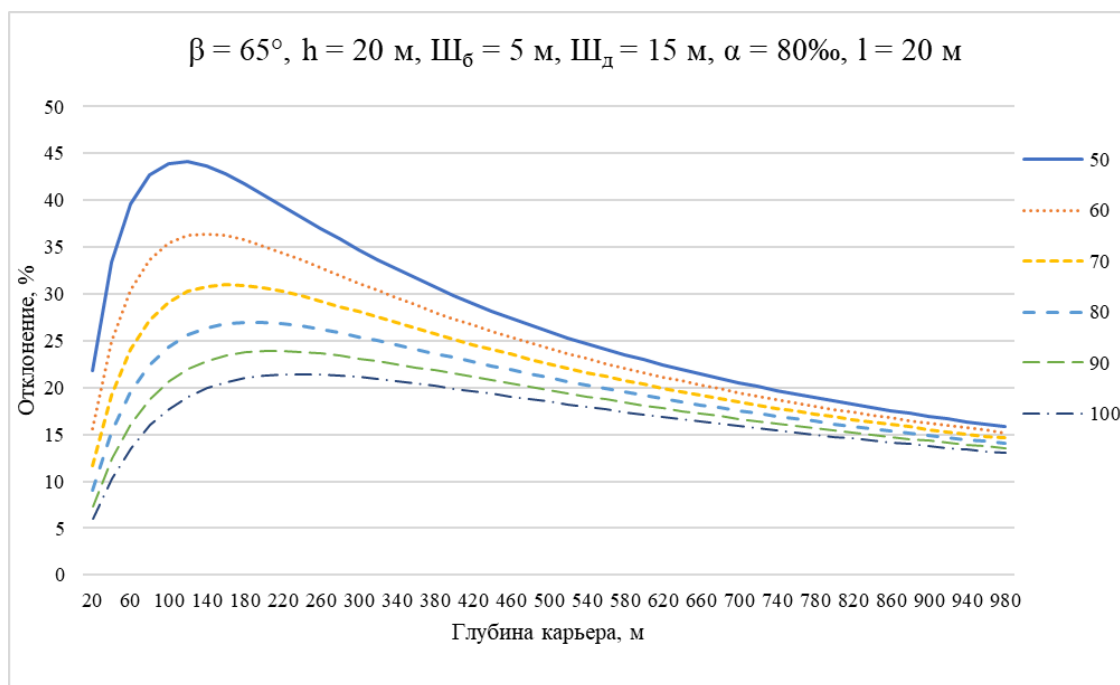


Рисунок 2.7. График влияния глубины карьера с эллиптической формой дна на относительную величину отклонения объема горной массы в конечном контуре карьера при разных размерах дна карьера

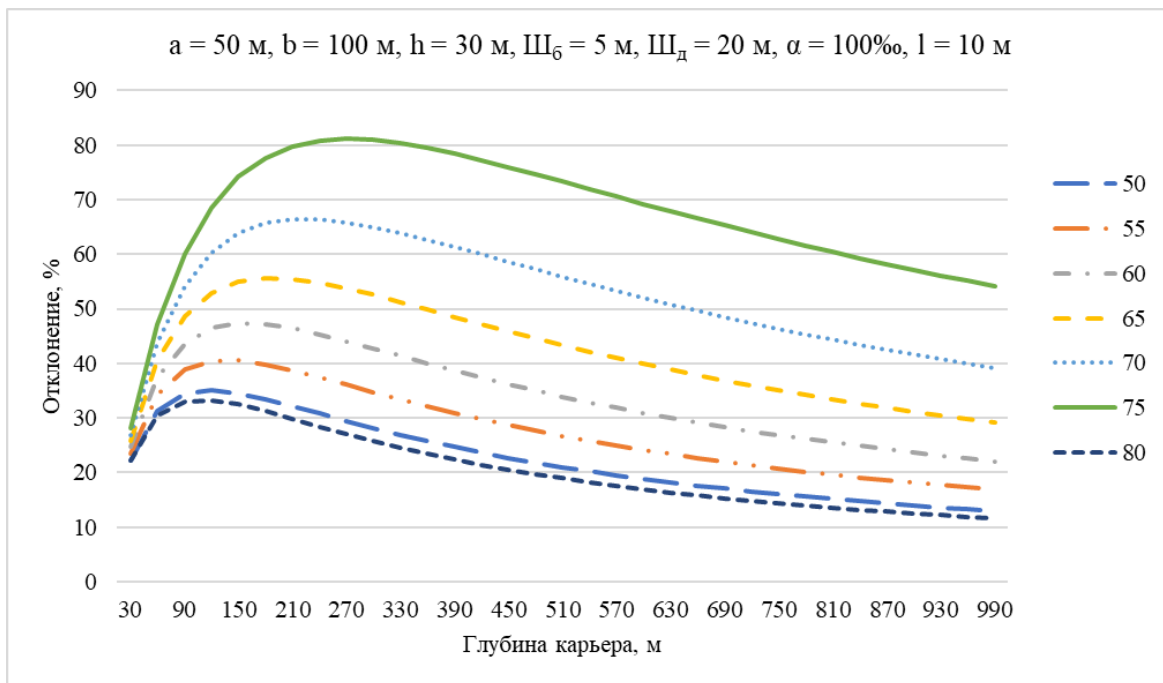


Рисунок 2.8 – График влияния глубины карьера с прямоугольной формой дна на относительную величину отклонения объема горной массы в конечном контуре карьера при разных углах откосов уступов

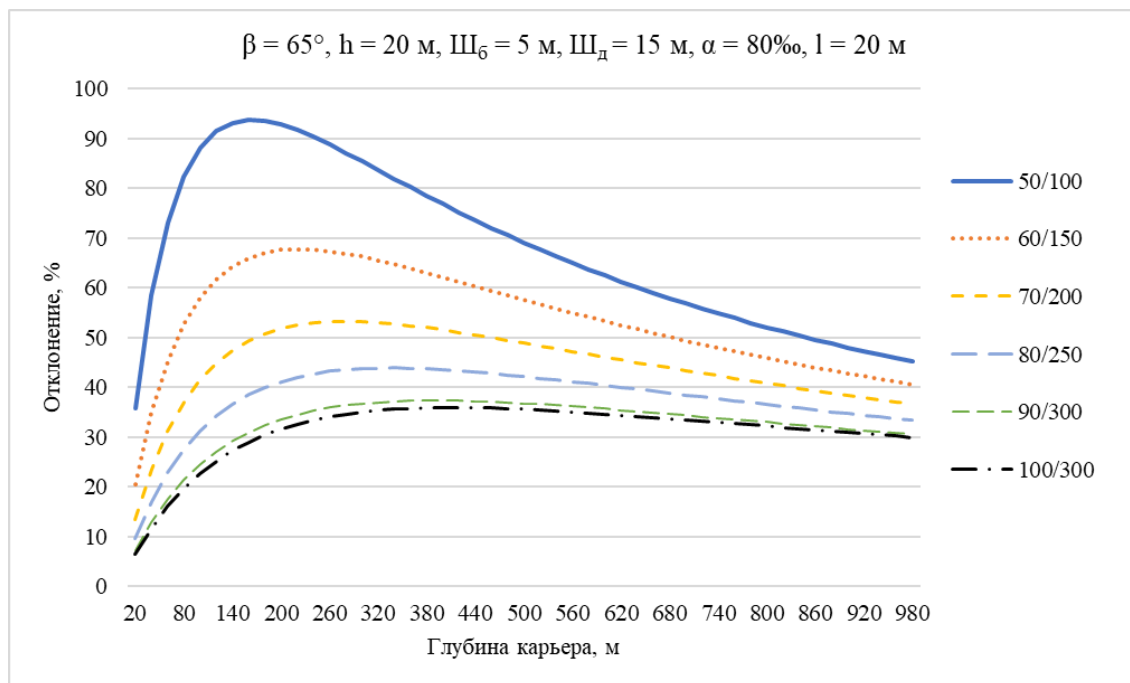


Рисунок 2.9 – График влияния глубины карьера с прямоугольной формой дна на относительную величину отклонения объема горной массы в конечном контуре карьера при разных размерах дна карьера

На основе анализа результатов моделирования было установлено, что зависимость объема горной массы в конечном контуре карьера от конструкции

нерабочих бортов, определенной с учетом схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей, имеет нелинейный характер, а относительная величина отклонения в некоторых случаях может превышать 40%. При этом наибольшее влияние на величину отклонения оказывают углы откосов уступа и размер дна карьера.

Полученные зависимости свидетельствуют об изменчивости величины влияния положения трассы на объем горной массы в контуре карьера при различных глубинах. А наличие точек экстремума (максимума) на всех графиках зависимостей позволяет сделать вывод о возможности выделения диапазона глубин, при котором это влияние является наиболее существенным.

Глава 3. Исследование влияния размера блоков блочной модели и их технико-экономических характеристик на положение уступов контура карьера

3.1. Определение контуров карьера на основании блочного моделирования

Современные пакеты программ, в которых реализованы оптимизационные алгоритмы определения конечных контуров карьера, работают на основе блочных моделей месторождений. При создании блочной модели область моделирования разделяется на блоки определенного размера. Размер блоков зависит от геометрии рудного тела, распределения качественных показателей в границах зоны минерализации, параметров разведочной сети, предполагаемой высоты уступа. Каждому блоку блочной модели присваивается соответствующая экономическая оценка. Под экономической оценкой блока блочной модели понимается разница между доходом от реализации конечной продукции, полученной из полезного ископаемого в блоке, и всеми затратами, связанными с его добычей (буровзрывные работы, экскавация и т.д.) и обогащением. При этом учитываются объем блока блочной модели, физико-механические свойства пород, содержание полезного компонента в блоке, потери при добыче, разубоживание, извлечение при обогащении и т.д. В зависимости от содержания полезного компонента и объема вскрышных пород в блоке оценка может быть положительной или отрицательной. В общем виде формула для расчета экономической оценки (Π) i -ого блока блочной модели осуществляется по формуле:

$$\Pi_i = V_i - P_i, [\text{руб.}] \quad (3.1)$$

где V_i – доход от реализации конечной продукции (руб.);

P_i – затраты на добычу блока и получение конечной продукции (руб.).

При этом экономические показатели могут быть выражены в рублях, долларах или другой валюте. Специалист, выполняющий оптимизационные расчеты, сам принимает решение, с какими единицами он будет работать. Единственным условием является использование одних и тех же единиц измерения на протяжении всего процесса оптимизации. В формулах, приведенных ниже, экономические показатели будут выражаться в рублях.

Если конечной продукцией является непосредственно полезное ископаемое m -ого типа ($m=1,2 \dots m$), а в блоке содержатся n типов руды ($n=1,2 \dots n$), то B_i определяется по формуле:

$$B_i = \sum_{n=1}^n \sum_{m=1}^m (V_n * \gamma_n * (1 - D_n) * (\alpha_{nm} + L_n * \alpha_{p_{nm}}) * I_{nm} * \quad (3.2)$$

$* C_m), [\text{руб.}]$

где V_n – объем материала n -ого типа в блоке (м^3);

γ_n – удельный вес материала n -ого типа ($\text{т}/\text{м}^3$);

D_n – потери материала n -ого типа при добыче блока, указывается в долях единиц от 0 до 1, где 0 – нет потерь, а 1 – потери составляют 100%;

α_{nm} – содержание полезного компонента m в материале n -ого типа в блоке ($\text{г}/\text{т}$);

L_n – разубоживание материала n -ого типа при добыче блока, указывается в долях единиц от 0 до 1, где 0 – нет разубоживания, а 1 – разубоживание составляет 100%;

$\alpha_{p_{nm}}$ – содержание полезного компонента m в разубоживающей массе материала n -ого типа ($\text{г}/\text{т}$);

I_{nm} – извлечение полезного компонента m из n -ого типа материала, указывается в долях единиц от 0 до 1, где 0 – компонент не извлекается, а 1 – извлечение полезного компонента составляет 100%;

C_m – цена продажи единицы m -ого полезного компонента ($\text{руб}/\text{г}$).

Затраты на добычу блока и получение конечной продукции рассчитываются по формуле:

$$P_i = \sum_{n=1}^n V_n * \gamma_n * (C_n + (1 - D_n) * L_n * (A_n + C_n^0)), [\text{руб.}] \quad (3.3)$$

где C_n – затраты на добычу материала n -ого типа в блоке ($\text{руб}/\text{т}$). Данная величина может отличаться для руды и породы, а также для разных типов руд и вмещающих пород;

A_n – общие и административные расходы при добыче и переработке материала n -ого типа (руб/т);

A_n – затраты на переработку материала n -ого типа (руб/т).

Все затраты могут указываться как за m^3 , так и за т; потери и разубоживание могут задаваться в долях единицы или в %; цены на конечную продукцию могут задаваться за тонны, граммы, караты, унции и т.д., а содержание полезного компонента может задаваться в г/т, карат/т и т.д., в зависимости от добываемых полезных ископаемых. В случае, если конечной продукцией является не полезный компонент, а руда, то из приведенных выше формул исключаются содержания полезных компонентов, а также затраты на обогащение. Кроме того, при необходимости можно вводить дополнительные переменные для учета затрат, связанных с продажей полезного компонента, логистикой, налогом на добычу полезного ископаемого и т.д.

В результате оптимизационных расчетов определяется набор блоков, сумма экономических оценок которых максимальна. Контур, описывающий этот набор блоков, принято называть оптимальной оболочкой карьера.

Помимо учета всех вышеописанных факторов и показателей при оптимизации, современные пакеты программ позволяют задавать различного рода ограничения и выполнять дополнительные настройки для получения более корректных результатов, максимально учитывающих условия ведения горных работ.

Как уже говорилось ранее, при оптимизации задается генеральный угол откоса борта карьера, который может учитывать или не учитывать наличие съездов в карьере. Функционал пакетов программ позволяет задавать различные значения для различных участков карьера как в плане, так и по глубине. Для выделения локальных зон с различными углами откосов уступов могут применяться каркасные модели литологических разностей или же координаты области. Это позволяет учесть геомеханические и гидрогеологические условия ведения горных работ.

Кроме того, горно-геологические информационные системы позволяют выполнять анализ чувствительности проекта к изменению стоимостных показателей, например, цены на минерально-сырьевые ресурсы. Это возможно с помощью так называемого фактора корректировки дохода (ФКД), на который умножается рыночная цена каждого полезного компонента, указанная при оптимизации. Как правило, задается диапазон значений ФКД и шаг (приращение), с которым выполняются расчеты в указанном диапазоне. Например, если использовать диапазон от 0,5 до 1 с шагом 0,1, то будут выполнены расчеты для цены, умноженной соответственно на 0,5, 0,6, 0,7, 0,8, 0,9 и 1, а в результате оптимизации будет сформирована не 1 оболочка, а 6. Таким образом проектировщик может учесть влияние рыночных факторов на главные параметры карьера и принять соответствующие решения при подготовке проекта на разработку месторождения.

Также имеется возможность задавать контуры-ограничители, которые позволяют включать или исключать определенные площади из процесса оптимизации. Например, при наличии зданий или горнотехнических объектов на поверхности можно указать контур объекта на поверхности, чтобы при формировании оптимальной оболочки объем горной массы, находящейся под ним, не вовлекался в разработку. Или же можно задать границы горного отвода, чтобы оптимальная оболочка не выходила за их пределы.

Стоит отметить, что полученный контур представляет собой поверхность, описывающую внешние грани блоков на каждом горизонте. Данный контур формируется в соответствии с генеральными углами бортов карьера, однако он не учитывает углы откосов уступов. Получение генерального угла происходит за счет включения дополнительных блоков (формирования площадок) на соответствующих горизонтах.

Построение конечного контура осуществляется на основе горизонтальных сечений оптимальной оболочки, которые проводятся с шагом, равным высоте уступа. На погоризонтных планах оптимальная оболочка представлена в виде ломаной линии, отрезки которой кратны размерам блоков блочной модели.

Процесс проектирования контура карьера заключается в формировании бортов карьера путем постановки уступов в их конечное положение. Положения уступов задаются линиями бровок уступов на погоризонтных планах. Как правило, процесс проектирования начинается с нижней отметки карьера, на которой выполняется построение нижней бровки уступа нижнего горизонта. В программе задаются основные параметры элементов карьера (высота уступа, ширина бермы, угол откоса уступа), на основании которых выполняется проецирование линии (нижней бровки уступа) нижележащего уступа на отметку вышележащего уступа, а также создается нижняя бровка следующего уступа, при ее создании учитывается ширина предохранительной бермы. Помимо возможности построения карьера снизу вверх (от дна к линии на поверхности), существует возможность проектирования карьера сверху вниз. Данный режим, как правило, используется в тех случаях, когда необходимо учитывать фактическое положение горных работ.

При работе с каждым последующим горизонтом проектировщик ориентируется на контуры рудного тела (блочной модели) на горизонте и контур оптимальной оболочки карьера. При необходимости выполняется ручная корректировка линий, полученных в результате проецирования нижележащей бровки на вышележащий горизонт. Кроме того, имеется возможность автоматического перестроения линий бровок уступов в соответствии с выбранным каркасом, например, оптимальной оболочки, чтобы минимизировать трудозатраты на проектирование. Однако автоматическое перестроение в практике проектирования используется достаточно редко, т.к. помимо геометрии оптимальной оболочки на горизонте необходимо также учитывать и геометрию блочной модели, и распределение качественных или экономических показателей в ней.

Нет четких правил и рекомендаций, как именно располагать линии бровки относительно линий оптимальной оболочки на погоризонтных планах, каждый специалист выполняет интерпретацию результатов оптимизации на свое усмотрение, поскольку считается, что наиболее часто в практике проектирования при построении контура карьера линии бровок уступов располагаются

максимально приближенно к линиям контура, полученного в результате оптимизации, при этом учитывается геометрия рудного тела и технологические ограничения, связанные с конструктивными параметрами выемочного и транспортного оборудования. Несовпадение линий за счет включения дополнительных вскрышных блоков или же исключения рудных блоков ведет к снижению экономической эффективности разработки месторождения по сравнению с результатами оптимизационных расчетов, выполненных ранее. Очевидно, что величина снижения экономической эффективности разработки месторождения будет зависеть от экономической ценности блоков. Так, в случае с железорудным месторождением небольшое отклонение линии бровки от линии оптимального контура карьера будет иметь меньший экономический эффект, нежели для блоков с высоким содержанием для месторождения золота.

В свою очередь на величину снижения экономической эффективности разработки месторождения может влиять распределение блоков блочной модели с различными экономическими оценками в границах каждого горизонта и по глубине. Для разных типов месторождений и с различным содержанием полезного ископаемого в блоках экономическая оценка блоков может существенно отличаться. В связи с этим вопрос влияния отклонения линий бровок уступа от контуров оптимальной оболочки карьера на суммарную экономическую оценку блоков внутри контура карьера (валовую прибыль от разработки месторождения) требует дополнительного изучения.

3.2. Оценка влияния размера блоков блочной модели и их технико-экономических показателей на положение уступов

Объектом исследования является крутопадающее месторождение полезных ископаемых. Поэтому для исследования влияния размеров блоков и их технико-экономических характеристик на положение уступов были выбраны шесть моделей золоторудных и железорудных месторождений с принципиально различными распределениями экономических оценок блоков. На рисунке 3 представлены вертикальные разрезы, построенные для каждого из типов месторождений в ГГИС Micromine. Первая модель (рис. 3.1. а) соответствует крутопадающему

месторождению большой мощности, в верхней части которого располагаются блоки с низкой экономической оценкой, а в нижней части наблюдается резкое ее увеличение. Вторая модель (рис. 3.1. б) соответствует крутопадающему месторождению большой мощности, в верхней части которого располагаются блоки с низкой экономической оценкой, а в нижней части наблюдается незначительное ее увеличение. Третья модель (рис. 3.1. в) соответствует крутопадающему месторождению средней мощности, экономическая оценка блоков которого равномерно увеличивается от низкой к высокой с глубиной. Четвертая модель (рис. 3.1. г) соответствует крутопадающему месторождению большой горизонтальной мощности, экономическая оценка блоков которого уменьшается от высокой к низкой от флангов месторождения к его центру. Пятая модель (рис. 3.1. д) соответствует крутопадающему месторождению средней мощности, экономическая оценка блоков которого увеличивается от низкой к высокой от флангов месторождения к его центру. Шестая модель (рис. 3.1. е) соответствует крутопадающему месторождению большой мощности, блоки которого имеют близкие экономические оценки на уровне средних значений.

Для каждой модели месторождения были рассмотрены три варианта построения линий бровок уступов (рис. 3.2).

Вариант 1. Линия бровки располагается внутри оптимальной оболочки. Уступы находятся внутри контура, полученного в результате оптимизации. В этом случае объем вскрышных пород уменьшается и недобираются запасы полезного ископаемого.

Вариант 3. Линия бровки располагается снаружи оптимальной оболочки. Уступы находятся за пределами контура, полученного в результате оптимизации. В результате запасы полезного ископаемого полностью вовлекаются в отработку и увеличивается объем вскрышных пород.

Вариант 2. Промежуточное положение линии бровки между первым и вторым вариантом.

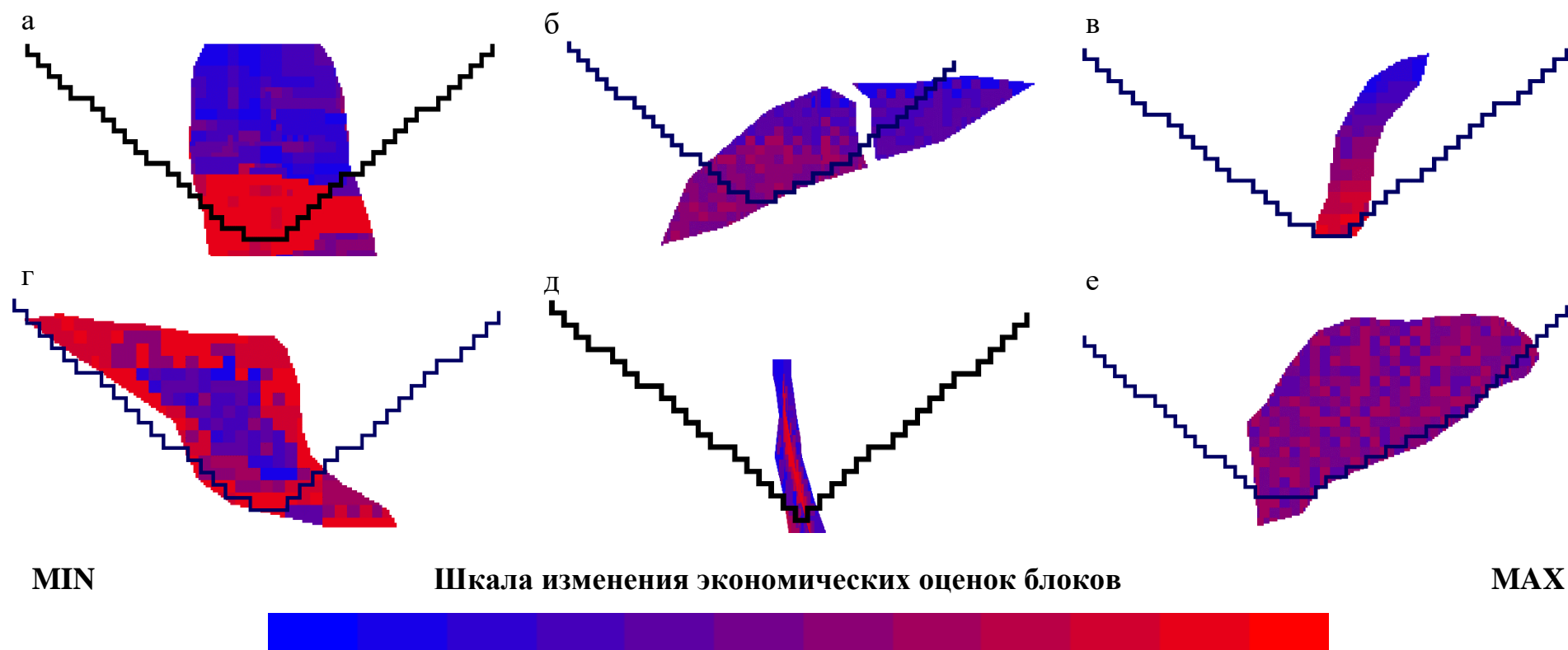


Рисунок 3.1 – Вертикальные разрезы моделей месторождений с различными распределениями экономических оценок блоков, построенные в ГГИС Micromine: а-е – типы моделей месторождений

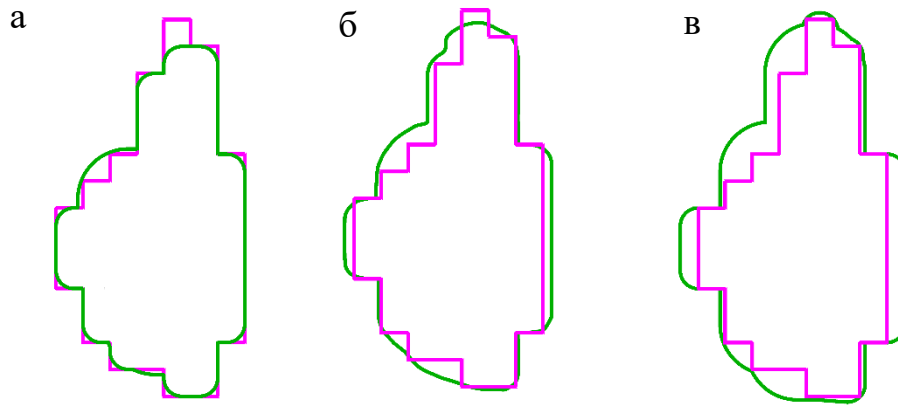


Рисунок 3.2 – Варианты построения линии бровки уступов проектного контура карьера относительно линии оптимальной оболочки: а – вариант 1; б – вариант 2; в – вариант 3

Размеры блоков блочных моделей изменялись от 10 до 30 метров, что было обусловлено конструктивными параметрами карьеров и техническими характеристиками оборудования. В связи с этим при интерпретации результатов оптимизации линии бровок уступов на криволинейных участках отстраивались по радиусу не менее конструктивного радиуса черпания экскаватора.

В результате моделирования было установлено, что относительная разница между объемом горной массы в оптимальной оболочке и объемом горной массы в конечном контуре карьера может находиться в диапазоне от 10% до 20%, а относительная разница валовой прибыли от реализации полезного ископаемого в них – от 4% до 7% в зависимости от размеров блоков блочной модели и их технико-экономических характеристик и способа постановки уступов в их конечное положение.

В ходе анализа результатов моделирования было установлено влияние рассматриваемых параметров на постановку уступов в конечное их положение, однако данное влияние является неоднозначным. Ввиду отсутствия однозначного решения поставленной задачи для всех типов месторождения, были разработаны рекомендации применительно к конкретным горно-геологическим условиям.

При проектировании конечного контура карьера на основании результатов оптимизации для максимизации валовой прибыли от разработки месторождения рекомендуется:

- Располагать уступы внутри оптимальной оболочки в следующих случаях:
экономические оценки блоков увеличиваются от флангов месторождения к его середине;

равномерное возрастание экономических оценок блоков с глубиной;

равномерное распределения экономических оценок блоков по глубине и в плане;

равномерное возрастание экономических оценок блоков по глубине от низких к средним.

- Располагать уступы снаружи оптимальной оболочки в следующих случаях:
экономические оценки блоков, расположенных на флангах залежи, имеют высокие значения;

блоки с высокими значениями экономических оценок расположены в нижней части месторождения.

Неоднозначность влияния перечисленных факторов на положение уступов конечного контура карьера свидетельствует о целесообразности рассмотрения нескольких вариантов постановки уступов в конечное положение относительно линии оптимальной оболочки. Однако применение изложенных выше рекомендаций позволяет сократить трудозатраты проектировщика при использовании метода вариантов.

Глава 4. Разработка методики обоснования конечных контуров глубоких карьеров

4.1. Разработка алгоритма оптимизации положения трассы вскрывающих траншей в конечном контуре карьера

Подход к решению задачи оптимизации положения транспортных выработок относительно конечного контура карьера во многом был определен исходными данными и формой их представления.

Как уже говорилось ранее, всем блокам блочной модели присваивается атрибут – «экономическая оценка», а в результате процесса оптимизации конечного контура карьера формируется оптимальная оболочка, представленная цифровой моделью поверхности (ЦМП). Следовательно, для определения оптимального положения трассы вскрывающих выработок в конечном контуре карьера достаточно рассмотреть только часть блочной модели месторождения, которая описывает пространство вокруг оптимальной оболочки, где могут находиться вскрывающие выработки. При этом, как и при решении задачи оптимизации по методу Лерча-Гроссмана или плавающего конуса, положение блока в пространстве может описываться точкой, координаты которой соответствуют центру блока.

Любое изменение оптимальной оболочки ведет к уменьшению суммарной экономической оценки набора блоков, полученного в результате оптимизации. Данное изменение может происходить либо за счет прирезки вскрышных блоков, которые имеют отрицательные оценки, либо вследствие потери блоков, имеющих положительную оценку, за счет оставления их под транспортными бермами, отстроенными внутри оптимальной оболочки. Отсюда следует, что в качестве критерия оптимальности положения трассы целесообразно применять минимизацию суммарной величины экономических оценок блоков, выемка которых необходима для формирования трассы вскрывающих выработок.

В соответствии с изложенным подходом все блоки блочной модели (b), на основании которой выполняются оптимизационные расчеты, образуют множество М.

Пусть оптимальная оболочка делит все блоки блочной модели на два множества. Первое множество O состоит из блоков, расположенных внутри оптимальной оболочки. Блоки, расположенные вне оптимальной оболочки, образуют второе множество N .

$$M = (b_1, b_2, \dots, b_n), \quad (4.1)$$

$$O \cup N = M, \quad (4.2)$$

$$O \cap N = \emptyset \quad (4.3)$$

где n – количество блоков блочной модели.

Суммарная оценка всех блоков (Π_6) множества O максимальна и определяется по формуле:

$$\Pi_6 = \sum_{i=1}^m \Pi_i \rightarrow \max, \quad (4.4)$$

$$b_i \in O \quad (4.5)$$

где Π_i – экономическая оценка i -го блока;

m – количество блоков, находящихся в границах оптимальной оболочки.

Любое изменение количества элементов этого множества (с учетом принятых технологических критериев и ограничений) ведет к снижению суммарной экономической оценки блоков.

Размещение вскрывающих выработок в контуре карьера ведет к изменению оптимальной оболочки, а следовательно, и к изменению количества блоков множества O .

Площадка для размещения вскрывающей выработки может быть создана либо за счет изъятия блоков, расположенных над ней за оптимальной оболочкой, либо за счет оставления части блоков, расположенных под площадкой внутри оптимальной оболочки (рис. 4.1). Если выделить множество T , блоки которого могут быть вовлечены в формирование всех вариантов размещения площадки для транспортной бермы на горизонте, то критерием поиска оптимального положения трассы может быть условие минимизации суммарной оценки всех блоков (Π_T), вовлеченных в формирование площадки для транспортной бермы, внутри этого

множества. В дальнейшем множество Т будет называться зоной возможного размещения вскрывающей выработки (вскрывающих выработок).

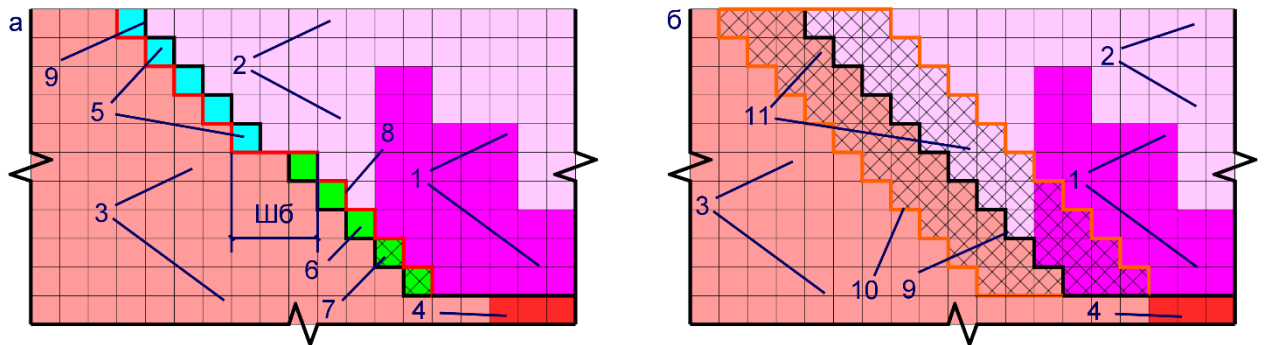


Рисунок 4.1 – Вертикальный разрез блочной модели месторождения с оптимальной оболочкой: а – положения оптимальной оболочки и контура с транспортными бермами; б – зона возможного размещения вскрывающих выработок; Шб – ширина транспортной бермы; 1 и 2 – блоки, содержащие руду и вскрывные породы, соответственно внутри оптимальной оболочки (множество О); 3 и 4 – блоки, содержащие вскрывные породы и руду соответственно (множество N); 5 – дополнительно извлекаемые блоки для создания транспортной бермы; 6 и 7 – блоки, содержащие соответственно вскрывные породы и руду, оставляемые для создания транспортной бермы; 8 – линия контура с транспортными бермами; 9 – линия оптимальной оболочки; 10 – линия границы зоны возможного размещения вскрывающих выработок; 11 – блоки, расположенные в зоне возможного размещения вскрывающих выработок (множество Т)

$$\Pi_T = \sum_{i=1}^k |\Pi_i| \rightarrow \min, \quad (4.6)$$

$$b_i \in T, \quad (4.7)$$

где k – количество блоков, входящих в зону возможного размещения площадки вскрывающей выработки и участвующих в формировании этой площадки.

Алгоритм оптимизации положения трассы вскрывающих траншей в контуре карьера по данному критерию предполагает следующий порядок действий. На основе оптимальной оболочки принимается решение о горизонте размещения дна

в карьере. На погоризонтных планах с учетом оптимальной оболочки карьера отстраиваются линии бровок уступов.

С учетом мощности и направления грузопотоков выполняется трассировка карьера и определяются точки начала и выхода трассы (трасс) на дневную поверхность. Точка начала трассы находится на линии бровки нижнего горизонта (линия контура дна карьера), а верхняя точка на линии верхней бровки верхнего горизонта.

На нижнем горизонте определяется набор блоков, принадлежащих множеству Т. В него входят блоки, участвующие в формировании съезда и площадки примыкания. Для этого от точки начала трассы по линии нижней бровки уступа откладывается отрезок длиной l . Величина l определяется по формуле:

$$l = \frac{h}{i} + l_{\text{п}}, \quad (4.8)$$

где h – высота уступа, м;

i – уклон съезда, ‰;

$l_{\text{п}}$ – длина площадки примыкания между съездами.

Через начальную и конечную точки данного отрезка проводятся перпендикуляры к линии нижней бровки уступа. На линиях перпендикуляров внутри и вне контура оптимальной оболочки откладываются отрезки, равные ширине транспортной бермы. Точки на концах отрезков, расположенные внутри (снаружи) контура карьера, соединяются линиями, проведенными параллельно линии нижней бровки уступа.

Поверхность, образованная полученным контуром, является нижней границей зоны возможного размещения съезда, в которой располагаются все блоки, вовлекаемые в его формирование. Внешняя и внутренняя боковые границы этой зоны формируются в соответствии с заложенными при оптимизационных расчетах углами откосов нерабочих уступов карьера. В соответствии с данным принципом ширина зоны возможного размещения съезда на всех вышележащих горизонтах будет соответствовать удвоенной ширине транспортной бермы, а внешняя и внутренняя границы будут располагаться на равном удалении от линии оптимальной оболочки карьера (рис. 4.1 б). Остальные две боковые границы

формируются вертикальными плоскостями, проведенными через построенные ранее линии, перпендикулярные к линии горизонта карьера.

В выделенной зоне определяется количество вариантов расположения транспортной бермы. Оно зависит от размеров блоков блочной модели месторождения. Для блоков кубической формы количество вариантов может быть определено по формуле:

$$N_B = \left\lfloor \frac{Ш_6}{L_6} \right\rfloor + 1, \quad (4.9)$$

где $Ш_6$ – ширина площадки транспортной бермы, м;

L_6 – длина ребра блока кубической формы, м.

В случае с блоками в форме прямоугольного параллелепипеда величину L_6 рекомендуется принимать равной длине большей стороны блока.

Для расчета экономических оценок вариантов размещения транспортной бермы зона влияния съезда разбивается на отдельные слои (рис. 4.2). Количество слоев и их толщина определяются количеством вариантов расположения транспортной бермы.

Количество слоев определяется по формуле:

$$n_c = 2 * (N_B - 1), \quad (4.10)$$

Толщина слоя определяется по формуле:

$$h_c = \frac{Ш_6}{N_6 - 1} \quad (4.11)$$

Внутри выделенной зоны возможного размещения съезда через начальную точку съезда строятся поверхности, соответствующие линиям трассы на вертикальном профиле съезда и площадки примыкания, угол между которыми и горизонтом соответствует уклону трассы и площадки. Блоки, расположенные в оптимальной оболочке карьера ниже этих поверхностей, обозначаются b_i^0 , они образуют множество O_T .

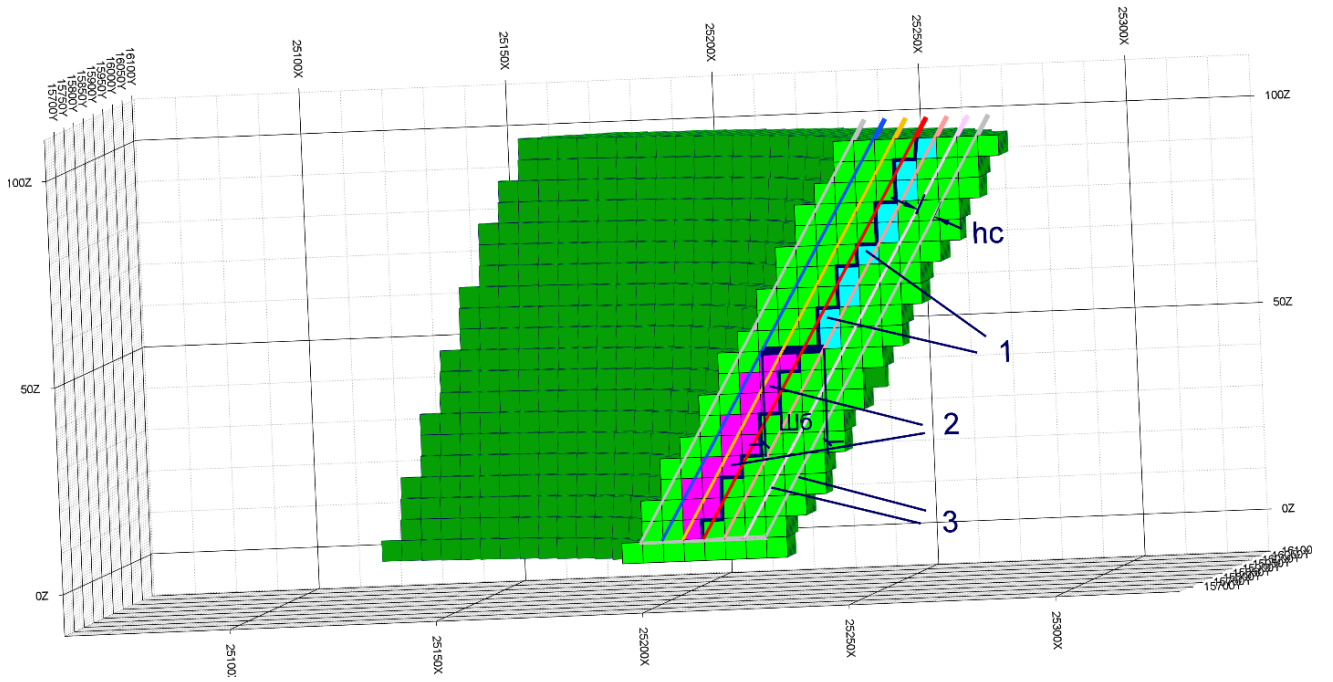


Рисунок 4.2 – Схема к определению оптимального положения вскрывающей выработки: hc – толщина слоя; ШБ – ширина транспортной бермы; 1 – дополнительно извлекаемые блоки для создания транспортной бермы (b_i^N); 2 – блоки, оставляемые в контуре карьера для создания транспортной бермы (b_i^O); 3 – линии границ слоев

$$O_T \subseteq T \quad (4.12)$$

$$O_T \subseteq O \quad (4.13)$$

Блоки, расположенные вне оптимальной оболочки, выше этой поверхности, обозначаются b_i^N , они образуют множество N_T .

$$N_T \subseteq T \quad (4.14)$$

$$N_T \subseteq N \quad (4.15)$$

Каждый слой l образует новое подмножество в множестве O_T :

$$A_{T_1}^O, A_{T_2}^O, \dots, A_{T_{l/2}}^O, \quad (4.16)$$

и в множестве N_T :

$$A_{T_{l/2+1}}^N, A_{T_{l/2+2}}^N, \dots, A_{T_l}^N, \quad (4.17)$$

$$l = n_c \quad (4.18)$$

Определяется суммарная экономическая оценка блоков, участвующих в формировании съезда, по каждому слою (l):

$$\Pi_{6l} = |\Pi_{6l}^O| + |\Pi_{6l}^N|, \quad (4.19)$$

где Π_{6l}^O и Π_{6l}^N – суммарные экономические оценки блоков в слоях, расположенных соответственно внутри и вне оптимального контура карьера.

$$\Pi_{6l}^O = \sum_{i=1}^{k_l} \Pi_i, \quad (4.20)$$

$$b_{i,l}^O \in A_{T_l}^O, \quad (4.21)$$

$$\Pi_{6l}^N = \sum_{i=1}^{k_l} \Pi_i, \quad (4.22)$$

$$b_{i,l}^N \in A_{T_l}^N, \quad (4.23)$$

где k_l – количество блоков в слое l, участвующих в формировании съезда;

$b_{i,l}^O$ и $b_{i,l}^N$ – блоки, принадлежащие слою l и расположенные соответственно в оптимальной оболочке ниже поверхности и вне оптимальной оболочки выше поверхности.

Для каждого варианта положения съезда (n) определяется суммарная экономическая оценка:

$$\Pi_{cn} = \sum_{l=n}^{n+(t-1)} \Pi_{6l}, \quad (4.24)$$

где t – количество слоев по ширине площадки съезда;

n – вариант съезда.

Выбирается вариант расположения съезда на горизонте, в котором величина суммарной экономической оценки минимальна (Π_c^{min}).

В общем случае началом зоны возможного расположения съезда на вышележащем горизонте является окончание съезда на горизонте, расположенном под ним. Пересечение линии оптимальной оболочки карьера и вертикальной плоскости боковой границы зоны расположения съезда позволяет найти точку начала съезда на линии оптимального контура карьера вышележащего горизонта.

Далее процедура поиска варианта расположения съезда соответствует ранее описанной.

Итоговая суммарная экономическая оценка всех блоков ($\Pi_{\Sigma T}$), формирующих площадки для размещения вскрывающих выработок трассы, определяется по формуле:

$$\Pi_{\Sigma T} = \sum_{i=1}^j \Pi_{c_j}^{min} \quad (4.25)$$

где j – количество площадок трассы в контуре карьера;

Π_c^{min} – суммарная экономическая оценка блоков, участвующих в формировании съезда выбранного из всех вариантов на горизонте по критерию минимума экономической оценки.

При расположении на борту карьера нескольких трасс вскрывающих выработок, как и при размещении на борту карьера сложных трасс, в вертикальном сечении борта карьера может располагаться несколько площадок для размещения транспортных коммуникаций. В подобной ситуации алгоритм определения зоны влияния расположения съезда меняется.

При определении места положения съезда на горизонте по внешней поверхности последнего слоя (внешнего) формируется новый контур карьера. Все съезды могут формироваться только путем разноса нового контура на величину, равную ширине транспортной бермы.

Суммарная экономическая оценка блоков, участвующих в формировании съезда, будет определяться по формуле:

$$\Pi_c^{min} = \sum_{i=1}^{t'} \Pi_{b_i}^T \quad (4.26)$$

где t' и $\Pi_{b_i}^T$ – количество и экономическая оценка блоков, входящих в зону разноса борта для размещения съезда. Блоки этой зоны формируют множество N' .

$$N' \subset N \quad (4.27)$$

$$b_i \in N' \quad (4.28)$$

Изложенный алгоритм действий представлен на рисунке 4.3 в виде блок-схемы.

Однозначное расположение съезда на горизонте существенно упрощает процедуру определения блоков, входящих в зону размещения съезда.

В качестве нижней границы зоны размещения съезда отстраивается проекция съезда и площадки примыкания на плоскость горизонта начала съезда. Принцип построения остальных границ аналогичен изложенному ранее.

4.2. Разработка методики обоснования конечных контуров глубоких карьеров

Представленный выше алгоритм лег в основу методики обоснования конечных контуров глубоких карьеров. Согласно разработанной методике, построение конечного контура карьера осуществляется в следующей последовательности (рис. 4.4):

1. На основании блочной модели месторождения создается оптимальная оболочка карьера. Создание данной оболочки может выполняться с использованием любого из описанных в работе оптимизационных методов. Основным условием является формирование по завершении процесса оптимизации цифровой модели поверхности карьера, а также присвоение каждому блоку соответствующей экономической оценки, рассчитанной на основе входных технико-экономических параметров. Полученная блочная модель с соответствующим атрибутом и оптимальная оболочка карьера будут использоваться для дальнейшей оптимизации положения трассы вскрывающих траншей.

2. В соответствии с заданными положениями начала и выхода на дневную поверхность трасс (трассы) вскрывающих выработок (определяется проектировщиком с учетом соответствующих факторов, таких как мощность и направление грузопотоков; рельеф местности; расположение объектов (отвалов, фабрик, складов и т.д.) на поверхности и т.д.) выполняется трассировка карьера. Далее определяется оптимальное положение вскрывающих выработок относительно контура карьера на основании описанного ранее алгоритма (рис. 4.3).

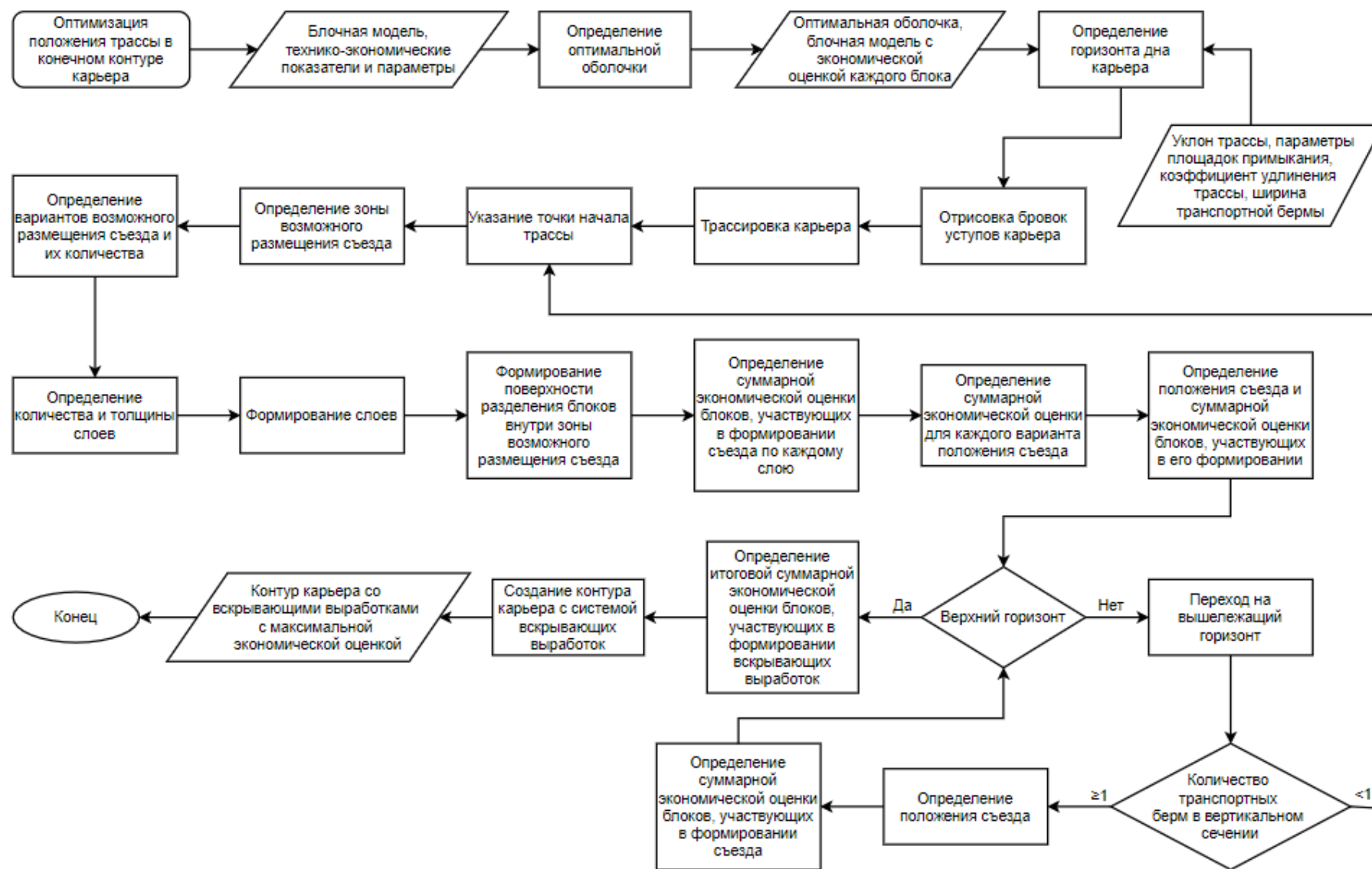


Рисунок 4.3 – Алгоритм оптимизации положения трассы вскрывающих выработок в виде блок-схемы

3. Выполняется проектирование конечного контура карьера с системой вскрывающих выработок. Постановка уступов в их конечное положение выполняется проектировщиком согласно предложенным в 3 главе рекомендациям. При построении на погоризонтных планах линий бровок уступов учитываются распределение экономических оценок блоков блочной модели и границы оптимальной оболочки, а также размеры блоков блочной модели. Основной целью проектировщика в данном процессе является максимизация суммарной экономической оценки блоков внутри конечного контура карьера. Схема вскрытия проектируется на основании определённого на предыдущем этапе оптимального положения вскрывающих выработок.

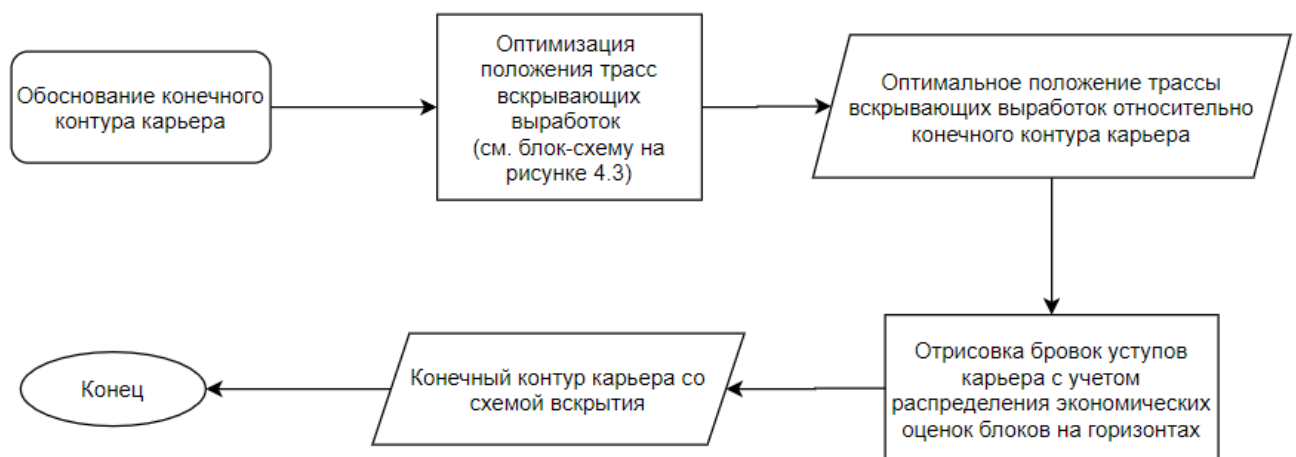


Рисунок 4.4 – Методика обоснования конечного контура карьера, представленная в виде блок-схемы

Результатом применения данной методики является конечный контур карьера со схемой вскрытия. Ее применение позволяет максимизировать валовую прибыль от разработки месторождения открытым способом.

Глава 5. Обоснование конечных контуров карьера ГОКа им. В. Гриба АО «АГД Даймондс»

5.1. Краткая характеристика месторождения им. В. Гриба

Для апробации методики обоснования конечных контуров глубоких карьеров было выбрано месторождение алмазов им. В. Гриба. Данное месторождение расположено в западной части муниципального образования «Мезенский район» Архангельской области, в 115 км к северо-востоку от г. Архангельска. Месторождение находится в центральной части Зимнебережного алмазоносного района, в Верхотинском поле кимберлитов и оливиновых мелилититов. В структурно-тектоническом плане оно относится к Верхотинскому поднятию Ручьёвского выступа кристаллического фундамента, вблизи зоны глубинного разлома северо-западного простирания, разграничивающего Ручьёвский выступ и Падунский грабен.

Геологоразведочные работы по изучению месторождения им. В.Гриба выполнялись в три стадии. Первой стадией являлась оценка, проводимая в период с 1996 по 2001 гг.; далее была выполнена разведка (2002–2004 гг.) и последующее доизучение месторождения (2008–2009 гг.). В 2010 г. протоколом Государственной Комиссией по запасам полезных ископаемых были утверждены запасы месторождения в объёме 98 млн. карат, из которых 57 млн. карат предусмотрены для добычи открытым способом. Промышленная отработка месторождения производится с 2014 г.

Месторождение представляет собой трубообразную вертикальную залежь (трубку), состоящую из пород, содержащих алмазы. Трубка приурочена к оперяющему (кимберлитовмещающему) разлому северо-восточного простирания мощностью около 25 м и состоит из двух частей: верхней (кратера) и нижней (жерла).

Кратерный раструб имеет форму близкую к чаше с крутыми, почти симметрично наклонными (угол 55-70°) бортами. Он сложен разнообразными вулканокластическими, вулcano-осадочными породами: от кварцевых глинистых песчаников и брекчий осадочных пород до кимберлитовых туффитов и туфов.

Мощность отложений кратерной фации изменяется от 67,2 до 146,6 м и составляет в среднем 110 м.

Рудный столб кимберлитов представляет собой крутопадающее, сужающееся с глубиной тело неправильной формы с грибообразным расширением в верхней части. В интервале абсолютных отметок -750 и -900 м рудный столб кимберлитов локализуется вдоль северо-восточного контакта трубки, имеет северо-западную ориентировку и приобретает вытянутую дайкообразную форму. На горизонте -900 м размеры рудного столба кимберлитов составляют 180х25 м [112].

В плане трубка имеет ромбовидную форму. Длина трубки от её поверхности до нижней границы оценки прогнозных ресурсов составляет около 980 м. Площадь поверхности трубки составляет 163 540 м², площадь поверхности жерла трубки – 106 429 м², площадь горизонтального сечения по горизонту -900 м – 14 926 м².

Контакты трубки с вмещающими породами четкие, резкие. В приконтактных зонах наблюдается брекчирование пород. Мощность зоны достигает 10 м.

Вмещающие породы представлены алевролитами, аргиллитами, песчаниками, известняками.

Гидрогеологические условия отработки месторождения открытым способом весьма сложные, что обусловлено наличием на месторождении одиннадцати водоносных горизонтов подземных вод (из них два напорных), развитием с глубины 235-240 м солоноватых и солёных вод, строением водоносных комплексов в виде «слоёного пирога» (водоносный слой, водоупор и т.д.), близким расположением поверхностных водотоков и водоёмов (р. Кукомка и Волчья и о. Чёрное и Волчьи). В контур проектируемого карьера попадает часть долины р. Кукомки и озера Чёрного.

Основные особенности и сложность гидрогеологической обстановки месторождения также связаны с естественными условиями питания и стока подземных вод. Наличие избыточного увлажнения и преобладание количества выпадающих осадков над испарением обуславливают питание верхних отложений

преимущественно за счёт атмосферных осадков. Мощность зоны интенсивного водообмена составляет 100-150 м.

Инженерно-геологические условия вскрытия месторождения сложные, что обусловлено низкими прочностными свойствами перекрывающих и вмещающих пород, пород кимберлитовой трубки, обводненностью всей вскрываемой толщи, напорным характером подземных вод, наличием горизонтальной слоистости. На месторождении выделяются два инженерно-геологических комплекса: слабые породы и породы средней крепости, представленные покровными и вмещающими отложениями, различающимися по строению, литологии и по прочностным свойствам. Крепкие скальные породы на месторождении отсутствуют.

5.2. Технология разработки месторождения им. В. Гриба открытым способом

Компанией АО «АГД Даймондс» были предоставлены модель месторождения, один из вариантов оптимальной оболочки карьера с расчетными параметрами и соответствующий ему проектный контур карьера, выполненные в горно-геологической информационной системе Micromine. Поперечный разрез месторождения с нанесенными на него контуром рудного тела и границами карьера представлен на рисунке 5.1.

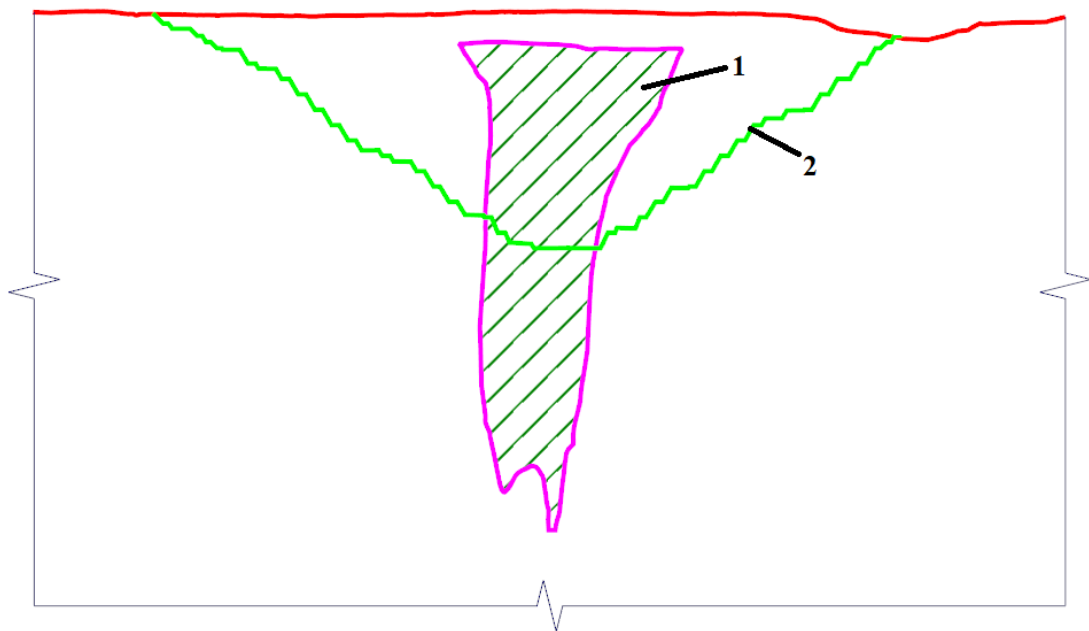


Рисунок 5.1. Поперечный разрез месторождения им. В. Гриба, выполненный в ГГИС Micromine: 1 – контур рудного тела; 2 – границы карьера

В качестве технологического принят автомобильный транспорт. Месторождение вскрывается временными автомобильными съездами, обеспечивающими выезды на поверхность как в направлении промплощадки и Восточного отвала, так и в направлении Южного отвала. По мере развития горных работ и погашения бортов карьера, автомобильные съезды, начиная с верхних, постепенно укладываются в стационарное положение.

Для транспортирования горной массы в период вскрытия месторождения используются шарнирно-сочлененные самосвалы грузоподъемностью 40 т и большегрузные самосвалы БелАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т. В период эксплуатации карьера по мере износа и списания шарнирно-сочлененных самосвалов перевозки будут осуществляться только самосвалами БелАЗ-75131. Для зачистки рабочих площадок планировки подъездов к экскаваторам в карьере предусмотрено использование колесных бульдозеров БелАЗ-7823.

Разработка руды, покрывающих и вмещающих пород принята с использованием гидравлических экскаваторов РС-3000 с ковшом ёмкостью 15-18 м³, оборудованных прямыми и обратными лопатами, что позволяет организовывать один транспортный горизонт на каждые два смежных уступа. Исходя из этого оборудования в соответствии с п. 50 ПБ 03-498-02, высота уступа принята с учётом траектории движения ковша экскаватора. Высота рабочих уступов при отработке экскаваторами, оборудованными прямой лопатой – 12 м и обратной лопатой – 6 м. Попарная разработка смежных уступов позволяет сократить объем работ по строительству и переносу временных автодорог в рабочей зоне карьера. При отработке уступов высотой 12 м экскаватором РС-3000 с максимальной высотой резания 15,1 м формируется угол откоса уступа 75-80°. После отработки блока, по истечении времени, откос уступа самовыполаживается до угла 60° за счет осыпания верхней части к подошве уступа. При постановке уступов в их конечное положение, при котором углы откоса уступов изменяются в зависимости от физико-механических свойств вмещающих пород от 60 до 70°, в покрывающих породах от 35 до 60°, производится сдваивание уступов. Поэтому на предельном контуре борт формируется уступами высотой 30 м. Расчёты устойчивости

временно-постоянных участков бортов и рабочих уступов карьера, нерабочих бортов и уступов карьера (поставленных в предельное положение) с учётом гидродинамического давления выполнен по методике ВНИМИ («Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров», 1972 г.)).

С целью регулирования режима горных работ в рабочей зоне карьера, а также в целях отнесения части объемов вскрышных пород на более отдаленные периоды предусмотрено формирование временно нерабочих бортов (целиков). Высота временно нерабочих бортов изменяется по годам в процессе эксплуатации и составляет от 36 м до 60 м. Ширина предохранительных берм в рабочей зоне карьера при формировании временно нерабочих бортов с учётом физико-механических свойств пород принята 12 м.

В процессе эксплуатации предельно допустимая ширина рабочей площадки при работе горнотранспортного оборудования должна составлять не менее 50 м. На участках движения автотранспорта может быть сокращена до ширины транспортной бермы – 32 м.

Согласно проекту АО «АГД Даймондс», ширина проезжей части принята в соответствии с СП 37.13330.2012. Ширина обочин принята равной 1,5 м. На автодорогах предусмотрено устройство ориентирующего вала из грунта высотой 1,5 м, что соответствует половине диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности. При этом вертикальная ось, проведенная через вершину породного вала, должна быть вне призмы обрушения. Расстояние от внутренней бровки вала до проезжей части в соответствии с п.378 ПБ 03-498-02 должно быть не менее половины диаметра колеса (1,5 м), а внешняя бровка вала должна находиться на расстоянии не менее чем 1 м от бровки откоса уступа со стороны выработанного пространства. Исходя из этого ширина автомобильных дорог на конечном контуре карьера была принята в проекте АО «АГД Даймондс» равной 32 м. Величина продольного уклона не превышает 80 ‰, радиус кривых в плане принят не менее 26 м, что соответствует двум конструктивным радиусам по переднему наружному колесу принятой модели самосвала.

Проектная производительность карьера по руде принята 4,5 млн. т (во влажном весе) в год. Заданная производительность карьера по руде достигается в 2014 году и выдерживается на этом уровне практически до конца отработки. Производительность карьера по породе достигает 18 млн. м³ в 2014 году и выдерживается в течение 4 лет, затем увеличивается до максимальной величины, составляющей 20 млн. м³, и находится на этом уровне также в течение 4 лет, после чего объемы вскрышных работ постепенно уменьшаются. Тем самым достигается цель отнесения максимальных объемов вскрышных пород на более поздний период. Срок существования карьера составляет 17 лет, срок стабильной добычи – 13 лет.

В карьере по глубине можно выделить три зоны: верхнюю, центральную (от горизонта +40 м) и нижнюю (от горизонта -290 м). В верхней зоне угол откоса уступов меняется от 45 до 60°, высота уступа от 10 до 22 м, а ширина бермы от 9 до 35 м; в центральной и верхней зоне высота уступа 30 м, угол откоса уступа 60 и 70° соответственно, а ширина бермы в центральной зоне изменяется от 10 до 15 м, а в нижней составляет 12 м. Система разработки – углубочная кольцевая. Общая глубина карьера составляет 460 м, абсолютная отметка дна карьера -350 м. Длина проектного карьера по поверхности 1550 м, по дну 120 м, ширина карьера 1450 м и 160 м соответственно. Карьерное поле вскрыто двумя траншеями внутреннего заложения, выходящими на поверхность на севере и на юге карьера. На юг выходит траншея общего заложения, которая обслуживает все горизонты карьера до отметки -350 м. К ней на отметке -170 примыкает групповая траншея. Траншеи дважды пересекаются на горизонтах -92 и +16. На горизонте +88 общая траншея имеет петлевой разворот. Длина площадок примыкания 50 м. Предоставленный проектный контур карьера показан на рисунке 5.2.

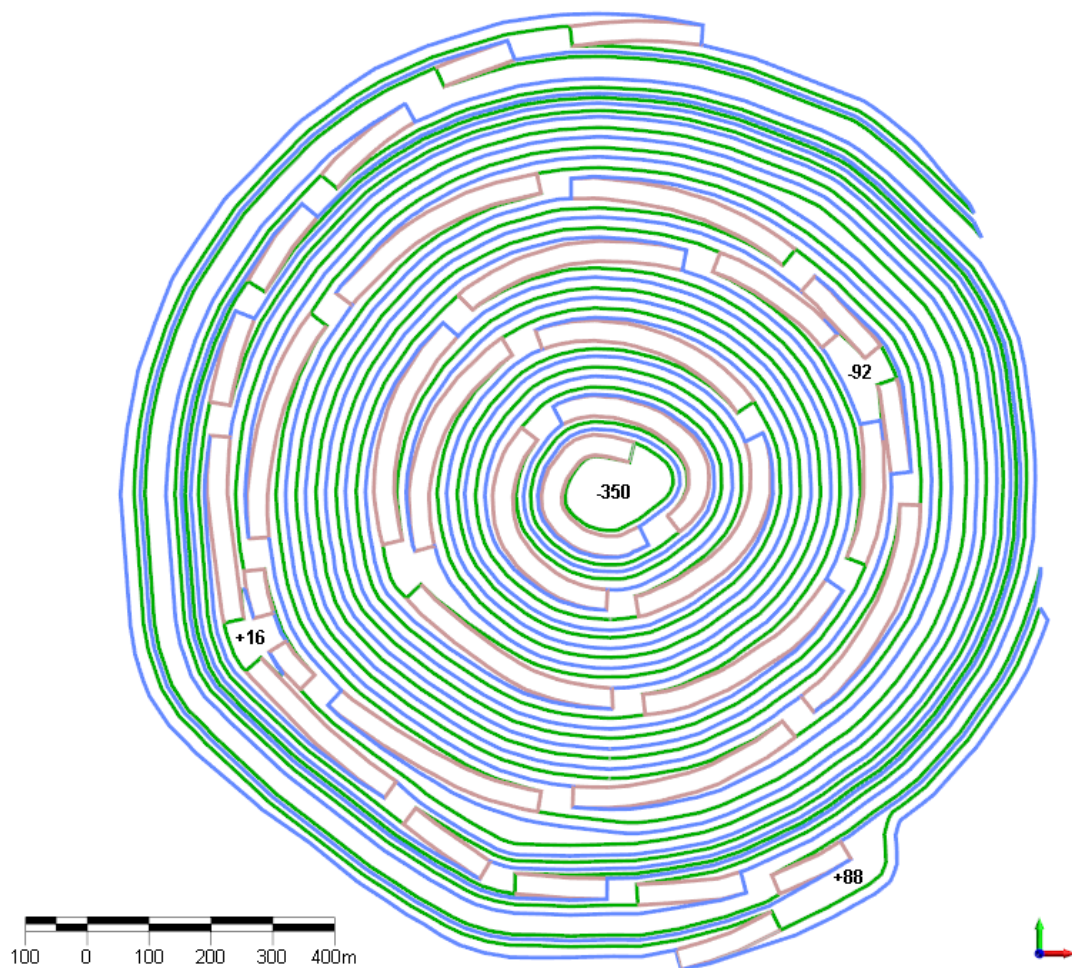


Рисунок 5.2 – Проектный контур карьера, выполненный в ГГИС Micromine

5.3. Обоснование конечного контура карьера с использованием разработанной методики

В соответствии с разработанной методикой на основе предоставленной оптимальной оболочки карьера были выполнены построения линий бровок уступов согласно ранее предложенным рекомендациям. На нижнем горизонте была задана точка начала трассы и выполнена оптимизация положения вскрывающих выработок с последующим расчётом итоговой ценности блоков, участвующих в построении трассы в карьере. Из-за изменения размера горизонтов карьера в плане точки выхода трассы на поверхность сместились. Для обеспечения сохранения проектных точек выезда из карьера точка заезда на нижний горизонт была смещена (при сохранении конструкции трассы в целом). Для автоматизации процесса построения использовалась ГГИС Micromine. В результате оптимизации

положения трассы вскрывающих выработок глубина контура карьера уменьшилась по сравнению с контуром, предоставленным компанией, на 10 м.

На рисунке 5.3 представлен предлагаемый контур карьера, построенный на основании оптимальной оболочки с учетом разработанной в данной работе методики обоснования конечных контуров глубоких карьеров.

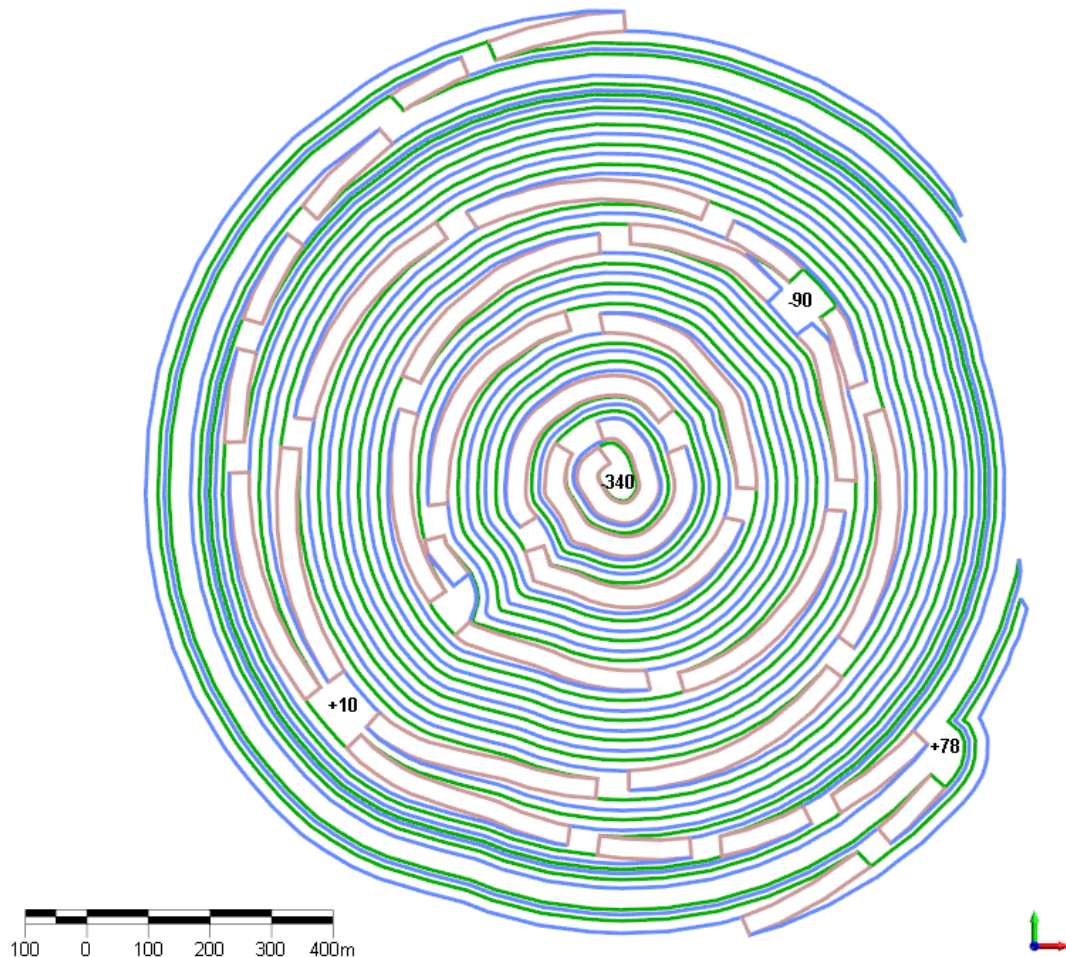


Рисунок 5.3 – Предлагаемый контур карьера, выполненный в ГГИС Micromine

Как уже говорилось ранее, ряд специалистов предлагали выполнять оптимизацию, используя выложенный угол борта карьера, который учитывает размещение на нем вскрывающих выработок. Нами были выполнены оптимизационные расчеты с использованием более полого угла, чтобы учесть наличие трасс вскрывающих выработок. Валовая прибыль по результатам данных расчетов оказалась ниже на 20%, чем валовая прибыль, рассчитанная для оптимальной оболочки без вылаживания угла, а глубина уменьшилась на 30 м. Отсюда следует, что использование данной оболочки и результатов оптимизации

является нецелесообразным, так как они не позволяют выполнить объективное сравнение результатов оптимизации с результатами проектирования.

При сравнении объемных и качественных показателей проектного контура АО «АГД Даймондс» (вариант №1) с предлагаемым нами проектным контуром карьера (вариант №2) было установлено, что объем вскрышных пород уменьшился на 9,64%, а объем руды на 4,11%, при этом среднее содержание полезного компонента увеличилось на 0,6%. Конечная глубина карьера уменьшилась на 10 м, генеральный угол карьера не изменился.

5.4. Экономическая оценка предложенных проектных решений

Для оценки финансово-экономических показателей предложенных проектных решений использовались принципы расчётов, соответствующие международной методике по оценке проектов ЮНИДО и "Методическим рекомендациям по оценке эффективности инвестиционных проектов" (утверждено Минэкономки РФ, Минфином РФ и Госстроем РФ от 21 июня 1999 г.). Для оценки эффективности принимаемых решений были приняты следующие показатели:

- Чистая прибыль;
- Чистый дисконтированный доход (NPV);
- Внутренняя норма дохода (IRR).

Период разработки рассматриваемого месторождения составляет 17 лет. В связи с изменением объемов добычных и вскрышных работ по годам, а также необходимостью обновления парка техники объемы денежных средств, принадлежащих разным временным моментам, приводятся к одному моменту времени. Приведение их к сопоставимому виду обеспечивается за счет ставки (коэффициента) дисконтирования r , которая отражает изменение суммы денег при вложении их в бизнес. Основой учета фактора времени является дисконтный множитель $(1+r)^{T-t}$. Дисконтный множитель позволяет привести денежные потоки (cash flow, CF) к моменту времени (году) T [113]. При выполнении расчетов в качестве момента времени был выбран первый год отработки месторождения.

Чистый дисконтированный доход рассчитывался по формуле:

$$NPV = \sum_{t=1}^T (CIF_t - COF_t)(1+r)^{1-t}, \quad (5.1)$$

где T – период дисконтирования, равный периоду эксплуатации месторождения, лет;

CIF_t – ожидаемая величина дохода в год t , тыс. руб.;

COF_t – суммарный объем затрат в год t , тыс. руб.;

r – ставка дисконтирования;

$(1+r)^{1-t}$ – дисконтный множитель.

Значение ставки дисконтирования определялось на основе кумулятивного подхода, базирующегося на оценке рисков, связанных с вложением средств в оцениваемый проект. Данный подход учитывает несколько видов рисков инвестиционных вложений (премии за риски), связанных как с факторами общего для отрасли и экономики характера, так и со спецификой оцениваемого предприятия. Под дополнительной премией понимается доход, который требует инвестор в качестве компенсации за дополнительные риски, связанные с инвестированием в проект, по сравнению с «безрисковыми» инвестициями. При расчете ставки дисконтирования использовался российский безрисковый показатель (ставка) доходности.

Расчет ставки дисконтирования для оцениваемого проекта проводился по следующей формуле:

$$r = r_0 + r_1 + r_2 + r_n, \quad (5.2)$$

где r_0 – безрисковая ставка дохода;

$r_{1,2,...,n}$ – дополнительные премии за риски.

Значение ставки дисконтирования составило 10%.

При подсчете суммарного объема затрат учитывались как операционные затраты, связанные с процессом ведения горных работ, так и капитальные затраты, связанные покупкой и обновлением парка техники. Так как объем вскрышных пород в предлагаемом контуре карьера уменьшился на 9,64%, а объем руды на 4,11%, относительно предоставленного для исследования варианта конечного контура карьера, срок отработки месторождения уменьшился на полгода.

Снижение объемов вскрышных пород позволило снизить годовые объемы вскрышных работ в различные периоды отработки месторождения после выхода на проектную мощность, что в свою очередь позволило сократить парк техники: экскаваторов РС-3000 на 1 единицу; а количество БелАЗов-75131 на 6. Все это отразилось на экономической эффективности проекта. При сравнении двух контуров NPV предлагаемого контура оказался больше проектного на 7,39%, чистая прибыль на 1,72%, а IRR увеличился на 4,77% и составил 44,78%, что свидетельствует о высоком уровне инвестиционной привлекательности проекта.

На рисунке 5.4 представлен график капитальных затрат по годам. За счет снижения объемов горной массы в карьере и перераспределения этих объемов по годам, удалось сократить парк техники на 7 единиц, вследствие чего в целом наблюдается снижение капитальных затрат варианта №2 по годам по сравнению с вариантом №1.

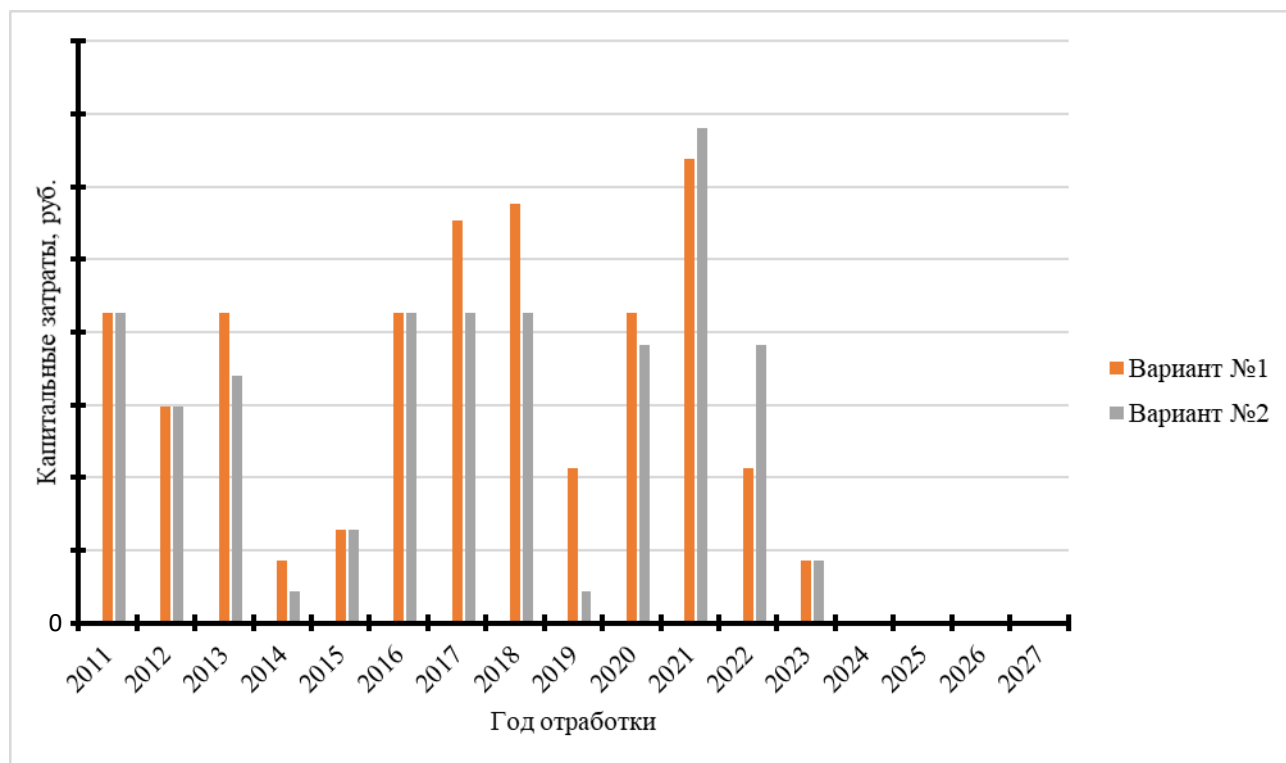


Рисунок 5.4 – График изменения капитальных затрат по годам

На рисунке 5.5 представлен график операционных затрат по годам. Как видно из графика, наблюдается незначительное ежегодное снижение операционных затрат после момента выхода карьера на проектную мощность. Это стало следствием перераспределения объемов горной массы по годам. Также

наблюдается значительная разница в операционных затратах в 2025 году и чуть менее значительная разница в 2026 году, в период доработки запасов карьера.

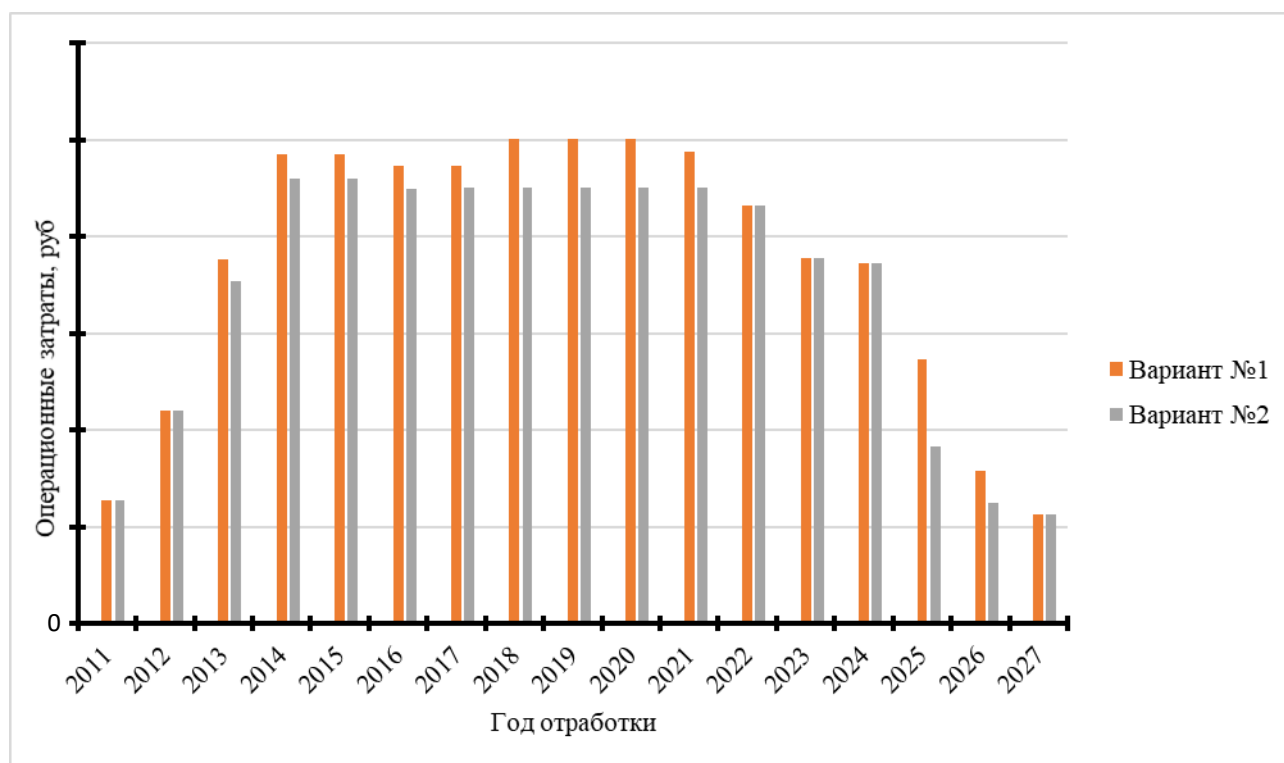


Рисунок 5.5 – График изменения операционных затрат по годам

На рисунке 5.6 представлен график изменения чистой прибыли по годам для двух вариантов контуров карьера. За счет повышения среднего содержания, сокращения операционных издержек и капитальных вложений начиная с 2013 года наблюдаются более высокие значения чистой прибыли варианта №2 по сравнению с вариантом №1. Однако стоит отметить, что в годы доработки запасов проект АО «АГД Даймондс» обеспечивает более высокие показатели чистой прибыли за счет наличия больших запасов в контурах карьера в этот период, нежели в предлагаемом контуре. Для рыночной экономики характерно колебание цен на конечную продукцию предприятия. Также имеются определенные риски при реализации горных проектов, связанные с возможным повышением эксплуатационных затрат из-за изменения цен на материально-технические ресурсы и услуги, используемые предприятием в своей деятельности. Для установления влияния данных рисков была выполнена оценка чувствительности NPV проектов к изменению цены на алмазы, к снижению инвестиций и операционных затрат. Результаты анализа представлены на рисунке 5.7. Из приведенного ниже графика можно сделать вывод,

что устойчивость варианта №2 по сравнению с вариантом №1 к изменению операционных затрат выше на ~10%, а цены на алмазы на ~4. При этом наибольшее влияние на экономическую эффективность проектов оказывает изменение цены на алмазы.

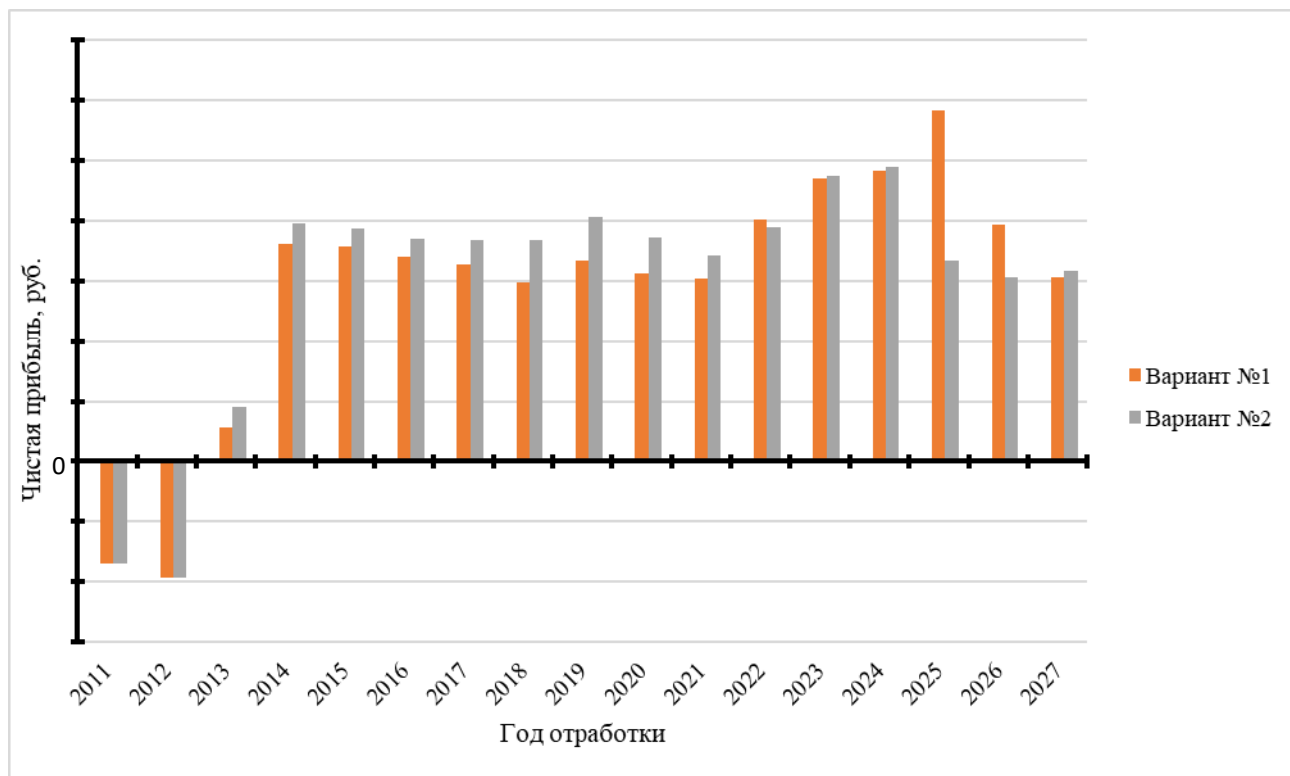


Рисунок 5.6 – График изменения чистой прибыли по годам

В соответствии с Соглашением о неразглашении конфиденциальной информации между автором работы и АО «АГД Даймондс» значения экономических показателей на графиках (рис 5.4-5.7) и в работе не приводятся.

Анализ результатов выполненных технико-экономических расчетов позволяет сделать следующие выводы:

- реализация варианта №2 обеспечивает более высокий уровень чистого дисконтированного дохода и других показателей эффективности инвестиций;
- вариант №2 по сравнению с вариантом №1 генерирует более высокие текущие финансовые показатели, такие как чистую прибыль, и обеспечивает более высокую устойчивость при анализе рисков.

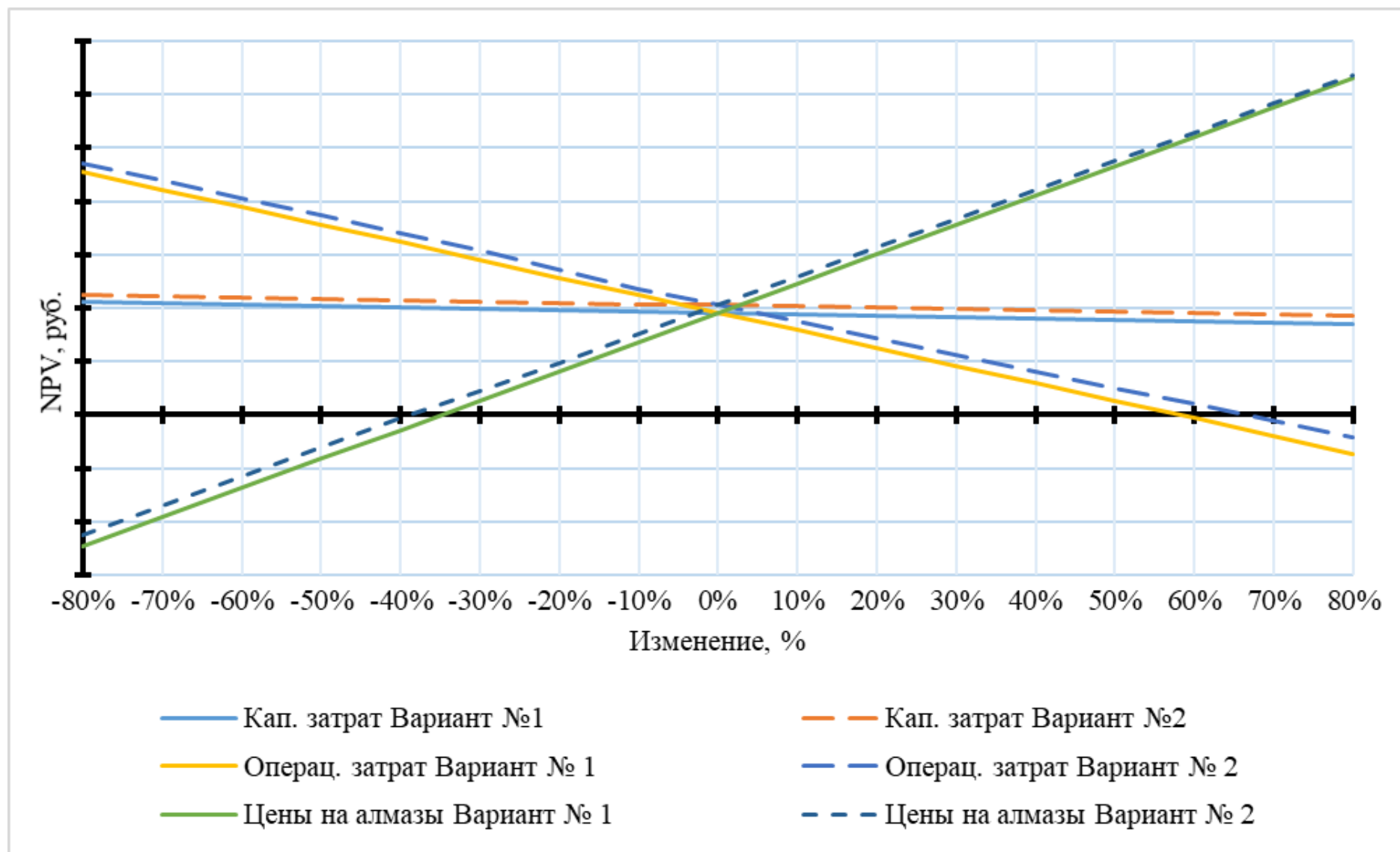


Рисунок 5.7 – График оценки чувствительности NPV вариантов проекта к изменению капитальных затрат, операционных затрат и цены на алмазы

Одни из главных показателей качества проектных решений – полнота извлечения запасов, что также является требованием государственной комиссии по подсчету запасов твердых полезных ископаемых при утверждении проектов на разработку месторождений. Предлагаемый контур карьера меньше, чем проектный контур АО «АГД Даймондс», за счет чего и объем добываемой руды тоже меньше на 4,11%, хотя с точки зрения экономики данный контур является более эффективным. В данном случае возможно пересмотреть параметры оптимизации, на основании которых была получена оптимальная оболочка карьера, которая использовалась при построении проектного и предлагаемого контуров карьеров, с целью увеличения объемов руды в нем, а следовательно, и объемов руды в контуре, который можно будет получить с использованием предлагаемой в данной работе методики.

Результаты апробации показывают целесообразность применения предлагаемой методики при разработке крутопадающих месторождений твердых полезных ископаемых глубокими карьерами.

Разработанная в работе методика обоснования конечных контуров глубоких карьеров и рекомендации по проектированию конечных контуров карьеров приняты АО «АГД Даймондс» для решения задач перспективного планирования горных работ (Приложение Б).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выполненная диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой приводится решение актуальной научной задачи – обоснование конечных контуров глубоких карьеров с учетом схемы вскрытия, обеспечивающих повышение экономической эффективности разработки крутопадающих месторождений, имеющей существенное значение для развития теоретических основ проектирования карьеров.

Основные научные и практические результаты выполненной научной работы заключаются в следующем:

1. В результате анализа научной и технической литературы, а также проектной документации было установлено, что на сегодняшний день при разработке технических проектов на реконструкцию и разработку месторождений открытым способом большинство проектных организаций использует горно-геологические информационные системы, в которых реализованы оптимизационные методы определения конечных контуров карьеров. Отсутствие методологического подхода к проектированию конечного контура карьера на основании результатов оптимизации приводит к снижению валовой прибыли от разработки месторождения более чем на 10%.

2. Созданы математические модели карьеров круглой, эллиптической и прямоугольной формы, учитывающие размеры дна карьера, количество и высоту уступов, углы откосов уступов, уклоны съездов, размеры транспортных берм и горизонтальных площадок примыкания на каждом горизонте. Данные модели позволили исследовать влияние схемы вскрытия и параметров вскрывающих траншей на конструкцию нерабочих бортов карьера и объем горной массы в конечном контуре карьера.

3. Установлено, что для карьеров с круглой, прямоугольной и эллиптической формами дна изменение объемов горной массы, связанное с расположением трассы вскрывающих выработок на борту карьера, имеет нелинейный характер, а относительная величина отклонения в некоторых случаях может

превышать 40%. Доказано, что наибольшее влияние на изменение величины отклонения оказывают размер дна карьера и углы откосов уступов. Полученные зависимости свидетельствуют об изменчивости величины влияния положения трассы на объем горной массы в контуре карьера при различных глубинах. А наличие точек экстремума (максимума) на всех графиках зависимостей позволяет сделать вывод о возможности выделения диапазона глубин, при котором это влияние наиболее существенное.

4. Установлено влияние технико-экономических характеристик блоков блочной модели и их размеров на положение уступов при проектировании конечных контуров карьера на основе оптимальной оболочки. В зависимости от способа постановки уступов в их конечное положение снижение валовой прибыли от разработки месторождения по сравнению с результатами оптимизации может достигать 6-7%.

5. Разработан алгоритм оптимизации положения трассы вскрывающих траншей при проектировании конечного контура карьера на основании оптимальной оболочки. Данный алгоритм позволяет максимизировать валовую прибыль от разработки месторождения открытым способом.

6. Разработана методика обоснования конечных контуров глубоких карьеров, учитывающая схему вскрытия и позволяющая запроектировать конечный контур карьера, обеспечивающая высокие технико-экономические показатели работы горных предприятий.

7. Практическое значение работы заключается в разработке:

- рекомендаций по определению положения уступов при проектировании конечного контура карьера на основании оптимальной оболочки для месторождений с различным распределением в плане и по глубине экономических оценок блоков;

- рекомендаций по проектированию конечного контура карьера и схемы вскрытия карьера ГОКа им В. Гриба АО «АГД Даймондс». В конечном контуре карьера, построенном в соответствии с предложенной методикой и рекомендациями, объем вскрышных пород меньше на 9,64%, а чистый

дисконтированный доход больше на 7,39%, чем в предоставленном компанией варианте проектного контура карьера.

7. Разработанная методика обоснования конечных контуров глубоких карьеров и рекомендации приняты к использованию для решения задач перспективного планирования при отработке карьера ГОКа им В. Гриба АО «АГД Даймондс».

Литература

1. Аброськин А.С. Применение современных систем автоматизации на открытых горных работах // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов – 2015. – № 12. – С. 122-130
2. Трубецкой К.Н. Состояние и перспективы развития открытых горных работ в XXI веке / Трубецкой К.Н., Рыльникова М.В. // Открытые горные работы в XXI веке-1. Горный информационно-аналитический бюллетень – 2015. – № 45 (Отдельный выпуск 1) С. 21-32.
3. Мельников Н.Н. Большие глубины – новые технологии / Мельников Н.Н., Козырев А.А., Лукичев С.В. // Вестник Кольского научного центра РАН – 2013. – № 4(15) – С. 58-66.
4. Горное дело: Терминологический словарь / Под научной редакцией акад. РАН К.Н. Трубецкого, чл.-корр. РАН Д.Р. Каплунова. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Горная книга, 2016. – 635 с.
5. Трубецкой К.Н. Проектирование карьеров / Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. // Учебник – 3-е изд., перераб.– М.: Высш. шк., 2009. – 694 с.
6. Гефер Г. Справочная книга по горному делу: пособие для горных инженеров, студентов, штейгеров и вообще лиц, причастных к горному делу / пер. с нем.: под ред. горного инженера Г. И. Кваша. – С.-Петербург: Издание Э. К. Саблинского, 1913. – 879 с.
7. Бокий Б.И. Практический курс горного искусства – С.-Петербург: тип. А.Э. Коллинс, 1914. – 1145 с.
8. Мэрш Р. Экскаваторы и применение их при горных работах / пер. с англ.: под ред. А.А. Скочинского, М.В. Обухова. – М.: Гос. тех. изд-во, 1924. – 194 с.
9. Арсентьев А.И. Развитие методов определения границ карьеров / Арсентьев А.И., Полищук А.К. – Л.: Наука, 1967. – 97 с.
10. Боярский В.А. Добыча руды открытым способом (1917-1950 гг.) – М.: Наука, 1971. – 282 с.

11. Боярский В.А. Развитие научно-технических основ открытой разработки рудных месторождений СССР (опыт историко-технического исследования): дис. ... д-ра тех. наук. – М.: ИИЕТ АН СССР, 1978. – 493 с.
12. Гоберман М.И. Нахождение предельной глубины открытых горных работ // Инженерный работник, 1927. – № 4. – С. 6–10.
13. Пилявский С.И. К вопросу о рациональной глубине открытых работ // Инженерный работник, 1928. – № 9. – С. 6–10.
14. Стешенко А.И. К вопросу о предельной глубине карьеров в условиях Криворожья // Инженерный работник, 1928. – № 7. – С. 33–36.
15. Стешенко А.И. Аналитический метод в применении к разработке рудных месторождений // Горный журнал, 1930. – № 1. – С. 116–142.
16. Стешенко А.И. Курс систем разработок рудных месторождений – М.: Гос. техн. изд-во, 1930. – 240 с.
17. Кузнецов И.А. Определение предельной глубины карьера // Горный журнал, 1930. – № 12. – С. 70–93.
18. Кузнецов И.А. Основные расчеты при разработке рудных месторождений, ч. 2 Открытые работы – М.: Гос. науч.-техн. горно-геолог. изд-во, 1932. – 167 с.
19. Кузнецов И.А. Графический способ и метод изоквот при определении предельной глубины карьера // Горный журнал, 1932. – № 2. – С. 36–40.
20. Бондарь П.С. Определение предельной глубины открытых работ // Инженерный работник, 1932. – № 1-2. – С. 52–58.
21. Штединг А.А. Определение максимальной глубины открытых работ // Горный журнал, 1933. – № 4. – С. 47–50.
22. Городецкий П.И. Техничко-экономически основы определения границы перехода с открытых работ на подземные // Записки ЛГИ, 1933. – т. XIII, вып. 3 С. 5–42.
23. Городецкий П.И. О показателях экономической выгоды при решении вопросов разработки месторождений // Горный журнал, 1948. – № 11. – С. 28–30.
24. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий – М.: Metallurgizdat, 1949. – 451 с.

25. Старииков Н.А. О показателях экономической выгоды при решении вопросов разработки месторождений // Горный журнал, 1945. – № 11-12. – С. 11–14.
26. Шевяков Л.Д. Новый метод определения предельной глубины открытых работ // Горный журнал, 1947. – № 5. – С. 10–14.
27. Зурков П.Э. Определение допустимого коэффициента вскрыши // Горный журнал, 1948. – № 12. – С. 15–18.
28. Зурков П.Э. Определение эксплуатационного коэффициента вскрыши // Горный журнал, 1946. – № 7-8. – С. 10–13.
29. Фиделев А.С. Определение предельной глубины открытых работ // Горный журнал, 1948. – № 2 – С. 9–13.
30. Фиделев А.С. Новый метод определения глубины открытых работ // Записки института горной механики АН УССР, 1948. – № 6 – С. 80–93.
31. Фиделев А.С. Определение глубины карьера и размеров карьерного поля // Горный журнал, 1949. – № 3 – С. 22–24.
32. Фиделев А.С. Оконтуривание месторождений для комплексно-механизированных карьеров – Киев: Изд-во АН УССР, 1950. – 97 с.
33. Фиделев А.С. Расчетные методы при проектировании комплексно-механизированных карьеров – Киев: Изд-во АН УССР, 1954. – 223 с.
34. Боголюбов Б.П. Целесообразные границы открытых работ // Горный журнал, 1950. – № 11 – С. 10–15.
35. Мишарин Д.М. Определение предельной глубины открытых работ // Горный журнал, 1949. – № 2 – С. 16–19.
36. Капустин Н.Г. Диаграммный метод определения предельной глубины карьера // Горный журнал, 1951. – № 3 – С. 7–11.
37. Попов Н.С. О предельной глубине карьера // Горный журнал, 1951. – № 9 – С. 14–18.
38. Попов С.И. Выбор угла борта карьера в зависимости от его глубины // Горный журнал, 1949. – № 11 – С. 5–7.

39. Попов С.И. Совместное определение угла погашения и глубины открытых работ // Горное дело: науч. тр. Свердловск: Metallurgizdat, 1951. – № 9 – С. 25–33.
40. Боярский В.А. Развитие открытой добычи руды – М.: Наука, 1975. – 300 с.
41. Иофин С.Л. Устойчивость бортов Карьеров – М.: Metallurgizdat, 1953. – 92 с.
42. Бричкин А.В. Проектно-графический метод определения экономически целесообразной глубины открытых работ // Научные труды Казахского горно-металлургического института, 1953. – вып. 8 – С. 62–80.
43. Медведев М.Е. Определение предельной глубины открытых работ с учетом потерь и разубоживания руды // Научные труды Казахского горно-металлургического института, 1953. – вып. 8 – С. 81–104.
44. Ржевский В.В. Графический метод определения объемов, коэффициентов вскрыши и контуров карьера // Горный журнал, 1954. – № 10 – С. 26–34.
45. Ржевский В.В. Исследование режима горных работ карьера: автореф. дис. ... д-ра тех. наук. – М.: МГИ, 1955. – 40 с
46. Цвылев Н.А. К вопросу установления границы открытых работ при разработке мощных крутопадающих залежей полезного ископаемого // Научные труды Новочеркасского политехнического института. Горная секция, 1955. – т. 32(46) – С. 3–8.
47. Арсентьев А.И. Определение производительности и глубины карьеров // Сборник трудов Криворожского горнорудного института, 1956. – вып. V – С. 3–22.
48. Зубрилов Л.Е. О методике определения предельной глубины рудных карьеров // Труды горно-геологического института, 1958. – вып. 31 – С. 211–224.
49. Зубрилов Л.Е. Определение предельного коэффициента вскрыши при разработке месторождений бедных комплексных руд // Труды горно-геологического института, 1959. – вып. 41 – С. 149–152.
50. Борисов Д.Ф. Уточнение методики определения границ открытых работ при конкретном проектировании // Записки ЛГИ, 1958. – т. XXXVI, вып. 1 – С. 93–114.

51. Поляков Б.В. К вопросу определения оптимальных границ открытых работ // Известия Томского политехнического института, 1958. – т. 93 – С. 47–52.
52. Поляков Б.В. О погоризонтных и предельных значениях коэффициентов вскрыши // Известия Томского политехнического института, 1958. – Том 93 – С. 53–58.
53. Шестаков В.А. К вопросу определения предельной глубины открытых работ для мощных крутопадающих месторождений / Шестаков В.А., Секисов Г.В. // Сб.: Некоторые вопросы технико-экономических расчетов при разработке рудных месторождений – Фрунзе, 1960. – С. 3–15.
54. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров – М.: Госгортехиздат, 1961. – 244 с.
55. Зурков П.Э. К вопросу определения предельной глубины открытых работ для мощных крутопадающих месторождений / Зурков П.Э., Посохов Ю.Н. // Известия высших учебных заведений. Горный журнал, 1961. – № 5 – С. 19–24.
56. Смирнов Н.И. О коэффициенте вскрыши при разработке месторождений комплексных руд // Известия Академии наук Казахской ССР. Серия горного дела, 1961. – вып. 1(14) – С. 42–46.
57. Юматов Б.П. Определение экономической эффективности капиталовложений и глубины карьера при комбинированной разработке месторождений // Горный журнал, 1961. – №2 – С. 13–19.
58. Боголюбов Б.П. Усовершенствование технологии и расширение границ открытых работ на Хайдарканском карьере. / Боголюбов Б.П., Лунин Н.М., Чантурия А.В., Юматов Б.П. // Горный журнал, 1961. – №8 – С. 9–12.
59. Юматов Б.П. Влияние бортового и минерального промышленного содержания на глубину и производительность карьеров // Известия высших учебных заведений. Горный журнал, 1962. – №2 – С. 18–27.
60. Юматов Б.П. Использование нового метода определения экономической эффективности капитальных вложений для обоснования границ карьеров // Сборник трудов всесоюзной межвузовской научной конференции на тему: «Пути повышения производительности горных предприятий», 1962 – С. 145–166.

61. Юматов Б.П. Основные вопросы комбинированной разработки рудных месторождений: автореф. дис. ... д-ра тех. наук. – М.: МГИ, 1962. – 44 с.
62. Басков Г.М. Целесообразный коэффициент вскрыши при открытой разработке Южно-Уральского бурогоугольного бассейна // Уголь, 1961. – С. 31.
63. Шанин Н.И. Определение допустимого коэффициента вскрыши // Горный журнал, 1963. – № 8 – С. 12–13.
64. Лунин Н.М. Влияние потерь и разубоживания руды на экономически предельный коэффициент вскрыши // Горный журнал, 1964. – № 7 – С. 16–18.
65. Майдан Д.С. Определение допустимого коэффициента вскрыши // Горный журнал, 1964. – № 9 – С. 17–18.
66. Арсентьев А.И. Влияние показателей потерь и разубоживания при разработке рудных месторождений на конечные границы карьеров / Арсентьев А.И., Полищук А.К., Адигамов Я.М., // Известия высших учебных заведений. Горный журнал, 1964. – № 3 – С. 9–14.
67. Арсентьев А.И. Определение границ карьера при селективной выемке нескольких сортов руды / Арсентьев А.И., Полищук А.К. // Известия высших учебных заведений. Горный журнал, 1964. – № 4 – С. 38–42.
68. Адигамов Я.М. Определение граничного коэффициента вскрыши и границ карьера / Адигамов Я.М., Полищук А.К. // Горный журнал, 1964. – № 8 – С. 17–22.
69. Веницкий К.Е. Исследование основных вопросов открытой разработки месторождений в сложных природных условиях / Веницкий К.Е., Трубецкой К.Н. // Краткий научный отчет – М.: Институт горного дела им. А.А. Скочинского, 1964. – С. 10–20.
70. Веницкий К.Е. Определение границ открытых горных работ в сложных горнотехнических условиях / Веницкий К.Е., Трубецкой К.Н., // Горный журнал, – 1964. – № 6 – С. 14–18.
71. Хохряков В.С. Исследование точности технико-экономических расчетов при разработке месторождений открытым способом / Хохряков В.С., Саканцев Г.С. // Известия высших учебных заведений. Горный журнал, 1968. – № 5 – С. 15–21.

72. Хохряков В.С. Прогнозирование себестоимости выемки руды и вскрышных работ для решения проектных задач глубоких карьеров / Хохряков В.С., Саканцев Г.С., Сисин А.Г., Саканцев М.Г. // Горный журнал, 1973. – № 5 – С. 26–28.
73. Хохряков В.С. Классификация технико-экономических задач открытой разработки, решаемых на ЭВМ // Известия высших учебных заведений. Горный журнал, 1973. – № 8 – С. 16–24.
74. Хохряков В.С. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров – М.: Недра, 1977. – 200 с.
75. Билин А.Л. Развитие методов определения границ карьеров для крутопадающих залежей различной протяженности: дис. ... канд. тех. наук: 05.15.03 / Билин Андрей Леонидович – Апатиты, 1995. – 168 с.
76. Адигамов Я.М. Установление границ открытого способа разработки с учетом эффективности капитальных вложений / Адигамов Я.М., Квитка В.В., А.Л. Грицай // Сборник трудов ВНИИЦветмет. Горное дело, – 1967. – № 11 – С. 63–73.
77. Астахова А.С. Методы оценки экономической эффективности капитальных вложений при динамической постановке горноэкономических задач: Научный доклад / Астахова А.С., Адигамов Я.М. // – М.: Министерство угольной промышленности СССР. Институт горного дела им. А. А. Скочинского, 1968. – 47 с.
78. Грицай А.Л. Учет ценности земли при определении границ карьеров // Сборник трудов. Проблемы работы карьеров севера, – 1968. – С. 144–146
79. Букейханов Д.Г. Определение граничного и среднего коэффициентов вскрыши с учетом эффективности капитальных затрат // Труды института горного дела. Экономический анализ разработки месторождений полезных ископаемых, – 1969. – т. 42 – С. 64–69.
80. Мельников Н.В. К решению научных и технических проблем глубоких карьеров / Мельников Н.В., Фаддеев Б.В. // Сб. «Физико-технические горные проблемы», – 1971. – С. 5–10
81. Трубецкой К.Н. Методы и практика определения граничного коэффициента вскрыши // Сб. «Физико-технические горные проблемы», – 1971. – С. 11–19

82. Юматов Б.П. Строительство и реконструкция рудных карьеров / Юматов Б.П., Бунин Ж.В. – М.: Недра, 1978. – 232 с.
83. Юматов Б.П. Метод определения контуров карьера с учетом экономики отрасли промышленности // Горный журнал, – 1982 – №2 – С. 24–25.
84. Дороненко Е.П. Рекультивация земель, нарушенных открытыми разработками – М.: Недра, 1979. – 262 с.
85. Саканцев М.Г. Оптимизация границ глубоких карьеров цветной металлургии: дис. ... канд. тех. наук: 05.15.03 / Саканцев Михаил Григорьевич – Свердловск, 1983. – 246 с.
86. Марков Е.Е. Граничный коэффициент вскрыши при комплексном освоении месторождений // Сб. научных трудов «Проектирование открытой разработки месторождений», – 1984. – С. 15–19
87. Холодняков Г.А. Показатель эффективности открытого способа комплексной разработки месторождений полезных ископаемых // Сб. научных трудов «Проектирование открытой разработки месторождений», – 1984. – С. 27–30
88. Холодняков Г.А. Границы открытой разработки комплексных месторождений полезных ископаемых – Л.: Изд. ЛГИ им. Г.В. Плеханова, 1986. – 82 с.
89. Холодняков Г.А. Определение основных параметров открытой разработки комплексных месторождений – Л.: Изд. ЛГИ им. Г.В. Плеханова, 1988. – 158 с.
90. Трубецкой К.Н. Методы оценки инвестиции горных предприятий / Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Н.А. Мацко // Горный журнал, – 1993. – №2 – С. 3–11
91. Трубецкой К.Н. Методы учета инвестиционного риска в горной промышленности / Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Н.А. Мацко // Открытые горные работы, – 2000. – №3 – С. 14–21
92. Трубецкой К.Н. Методы учета инвестиционного риска в горной промышленности / Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Н.А. Мацко // Открытые горные работы, – 2000. – №4 – С. 22–25

93. Холодняков Г.А. Техничко-экономическое обоснование целесообразности открытой разработки месторождений в условиях рыночной модели экономики / Холодняков Г.А., Фомин С.И. // Горный журнал, – 1994. – №1 – С. 26–27
94. Пешков А.А. Оптимизация границ глубоких карьеров цветной металлургии: дис. ... канд. тех. наук: 05.15.03, 08.00.28 / Пешков Алексей Александрович – Москва, 1997. – 342 с.
95. Саканцев М.Г. Обоснование границ карьеров при проектировании разработки сложноструктурных рудных месторождений: дис. ... д-ра тех. наук: 25.00.21 / Саканцев Михаил Григорьевич – Екатеринбург, 2006. – 284 с.
96. Вайнонен Н.С. Обоснование методики определения границ карьеров при проектировании открытой разработки комплексных рудных месторождений: дис. ... канд. тех. наук: 25.00.21 / Вайнонен Никита Сергеевич – Санкт-Петербург, 2015. – 110 с.
97. Золотарев Н.Д. Методика определения границ карьера и годовых объемов вскрыши на основе опыта проектирования // Записки ЛГИ, 1961. – т. XLIV, вып. 1 – С. 78–90.
98. Пак С.В. Исследование экономически эффективных границ и режима горных работ карьеров ограниченной протяженности: автореф. дис. ... канд. тех. наук. – М.: МИРГЭМ, 1963. – 24 с.
99. Кумачев К.А. Развитие способов определения границ карьеров на предварительных стадиях проектирования (на примере крутопадающих и наклонных залежей): автореф. дис. ... канд. тех. наук. – Л.: ЛГИ им. Г.В. Плеханова, 1969. – 27 с.
100. Кумачев К.А. Проектирование железорудных карьеров / Кумачев К.А., Майминд В.Я. – М.: Недра, 1981. – 464 с.
101. Близнюков В.Г. Определение главных параметров карьера с учетом качества руды – М.: Недра, 1978. – 151 с.
102. Орлова З.А. Определение границ открытых горных работ при комбинированном способе разработки месторождений // Сб. научных трудов

- «Повышение эффективности разработки месторождений полезных ископаемых восточной сибери», – 1981. – С. 129–131.
103. Синецкий А.П. Открытая разработка крупных месторождений за рубежом / Синецкий А.П., В.Г. Румянцев, А.Н. Еланский и др. // Обзорная информация. Серия: «Горное дело». Вып. 5 – М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1979. – 59 с.
104. Хохряков В.С. Автоматизированное проектирование карьеров – М.: Недра, 1985. – 264 с.
105. Коробов С.Д. Разработка оптимизационных методов горно-геометрического анализа при освоении рудных месторождений открытым способом: дис. ... д-ра. тех. наук: 05.15.03 / Коробов Сергей Дмитриевич – Москва, 1994. – 325 с.
106. Lerchs H., Grossman I.F. Optimum design of Open-Pit mines // Transactions, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, 1965, Vol. 68, pp. 47-54.
107. Poniewierski J. Pseudoflow explained. A discussion of Deswik Pseudoflow Pit Optimization in comparison to Whittle LG Pit Optimization, 2017. 10 p.
108. Appianing, E. J. A., and Mireku-Gyimah, D. Open Pit Optimisation and Design: A Stepwise Approach // Ghana Mining Journal, 2015, Vol. 15, No. 2, pp. 27–35.
109. Pierre N.-P., Andrés P., Nelson M. et al. Value-Optimal design of ramps in open pit mining. Archives of Mining Sciences, 2019, 64 (2), pp. 399-413.
110. В. В. Ржевский Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация – Изд. 3-е. – М.: Недра, 1985. – 549 с.
111. В. Д. Боев Имитационное моделирование систем – М.: Юрайт, 2017. – 253 с.
112. Пенделяк Р.Н. Геологическое строение трубки им. В. Гриба и ее индикаторные особенности в геофизических полях / Пенделяк Р.Н., Морозов А.В., Могутова В.А. // Отечественная геология, –2019. – №5 – С. 53–59
113. Новоселов А. Л Экономика, организация и управление в области недропользования / А. Л. Новоселов, О. Е. Медведева, И. Ю. Новоселова // Учебник и практикум – М.: Юрайт, 2019. – 625 с.

Приложение А

Фрагмент результатов расчетов величины отклонения по результатам моделирования

Глубина карьера, м	Отклонение, %						
	Изменяющийся параметр (угол откоса уступа, град.)						
	50	55	60	65	70	75	80
Расчет для карьера круглой формы при $R=50$ м, $h=10$ м, $Ш_6=5$ м, $Ш_д=10$ м, $l=10$ м, $\alpha=70\%$							
10	8.575	8.804	9.014	9.209	9.394	9.572	9.747
20	13.188	13.843	14.460	15.052	15.628	16.197	16.766
30	15.744	16.829	17.880	18.911	19.937	20.973	22.033
40	17.088	18.543	19.982	21.426	22.891	24.399	25.973
50	17.705	19.454	21.219	23.021	24.882	26.832	28.902
60	17.878	19.855	21.881	23.981	26.185	28.529	31.058
70	17.781	19.926	22.156	24.498	26.991	29.679	32.619
80	17.519	19.786	22.171	24.706	27.437	30.418	33.721
90	17.159	19.511	22.011	24.697	27.621	30.848	34.466
100	16.742	19.151	21.733	24.535	27.613	31.045	34.934
110	16.297	18.739	21.379	24.266	27.467	31.067	35.186
120	15.840	18.298	20.975	23.925	27.219	30.956	35.268
130	15.383	17.844	20.542	23.534	26.899	30.745	35.219
140	14.934	17.387	20.092	23.111	26.528	30.459	35.066
150	14.496	16.934	19.636	22.668	26.121	30.118	34.834
160	14.072	16.489	19.180	22.216	25.690	29.736	34.539
170	13.664	16.055	18.729	21.760	25.245	29.325	34.197
180	13.272	15.634	18.287	21.305	24.792	28.894	33.819
190	12.897	15.228	17.855	20.855	24.336	28.450	33.414
200	12.538	14.836	17.434	20.413	23.882	27.998	32.989
210	12.196	14.459	17.027	19.980	23.432	27.543	32.551
220	11.869	14.097	16.633	19.557	22.988	27.088	32.103
230	11.556	13.750	16.252	19.146	22.551	26.636	31.651
240	11.258	13.416	15.884	18.746	22.124	26.188	31.196
250	10.974	13.096	15.529	18.359	21.706	25.747	30.742
260	10.701	12.789	15.187	17.983	21.298	25.312	30.290
270	10.441	12.494	14.858	17.619	20.901	24.885	29.842
280	10.193	12.212	14.540	17.266	20.515	24.467	29.398
290	9.955	11.940	14.234	16.925	20.139	24.058	28.961
300	9.727	11.680	13.940	16.596	19.773	23.658	28.530
310	9.509	11.429	13.656	16.277	19.419	23.268	28.107
320	9.300	11.189	13.382	15.968	19.074	22.887	27.691
330	9.099	10.957	13.118	15.670	18.739	22.515	27.284
340	8.907	10.735	12.863	15.381	18.415	22.153	26.884

350	8.722	10.520	12.618	15.102	18.100	21.800	26.493
360	8.544	10.314	12.381	14.831	17.794	21.456	26.110
370	8.373	10.115	12.152	14.570	17.497	21.121	25.735
380	8.209	9.924	11.931	14.317	17.208	20.795	25.368
390	8.050	9.739	11.717	14.071	16.928	20.477	25.010
400	7.898	9.561	11.510	13.834	16.657	20.168	24.660
410	7.751	9.388	11.311	13.603	16.393	19.867	24.318
420	7.609	9.222	11.117	13.380	16.136	19.573	23.983
430	7.472	9.061	10.930	13.164	15.887	19.287	23.657
440	7.340	8.906	10.749	12.954	15.645	19.009	23.337
450	7.213	8.756	10.574	12.750	15.409	18.737	23.026
460	7.089	8.610	10.403	12.553	15.181	18.473	22.721
470	6.970	8.469	10.239	12.361	14.958	18.216	22.423
480	6.854	8.333	10.079	12.174	14.741	17.964	22.132
490	6.743	8.201	9.923	11.993	14.531	17.720	21.848
500	6.634	8.073	9.773	11.817	14.326	17.481	21.571
510	6.530	7.948	9.627	11.646	14.126	17.248	21.299
520	6.428	7.828	9.485	11.480	13.931	17.021	21.034
530	6.329	7.710	9.347	11.318	13.742	16.800	20.775
540	6.234	7.597	9.212	11.160	13.557	16.583	20.521
550	6.141	7.486	9.082	11.007	13.378	16.372	20.273
560	6.051	7.379	8.955	10.857	13.202	16.166	20.031
570	5.963	7.274	8.831	10.712	13.031	15.965	19.794
580	5.878	7.173	8.711	10.570	12.864	15.769	19.562
590	5.795	7.074	8.594	10.432	12.702	15.577	19.335
600	5.714	6.978	8.480	10.297	12.543	15.389	19.113
610	5.636	6.884	8.369	10.166	12.388	15.206	18.896
620	5.560	6.793	8.261	10.038	12.236	15.027	18.683
630	5.486	6.704	8.155	9.913	12.089	14.852	18.475
640	5.413	6.618	8.052	9.791	11.944	14.681	18.271
650	5.343	6.533	7.952	9.672	11.803	14.513	18.071
660	5.274	6.451	7.854	9.556	11.665	14.350	17.876
670	5.207	6.371	7.758	9.442	11.531	14.189	17.684
680	5.142	6.293	7.665	9.331	11.399	14.032	17.497
690	5.079	6.216	7.574	9.223	11.270	13.879	17.313
700	5.016	6.141	7.485	9.117	11.144	13.729	17.133
710	4.956	6.069	7.398	9.013	11.021	13.581	16.956
720	4.897	5.997	7.313	8.912	10.900	13.437	16.783
730	4.839	5.928	7.229	8.813	10.782	13.296	16.613
740	4.782	5.860	7.148	8.716	10.666	13.158	16.446
750	4.727	5.793	7.069	8.621	10.553	13.022	16.283
760	4.673	5.728	6.991	8.528	10.442	12.889	16.122
770	4.621	5.665	6.915	8.437	10.333	12.759	15.965

780	4.569	5.603	6.840	8.348	10.227	12.631	15.811
790	4.519	5.542	6.767	8.261	10.122	12.506	15.659
800	4.469	5.482	6.696	8.175	10.020	12.383	15.511
810	4.421	5.424	6.626	8.092	9.920	12.262	15.365
820	4.374	5.367	6.557	8.010	9.822	12.144	15.221
830	4.327	5.311	6.490	7.929	9.725	12.028	15.081
840	4.282	5.256	6.424	7.850	9.631	11.914	14.942
850	4.238	5.203	6.360	7.773	9.538	11.802	14.807
860	4.194	5.150	6.297	7.697	9.447	11.692	14.673
870	4.152	5.099	6.235	7.623	9.358	11.585	14.542
880	4.110	5.048	6.174	7.550	9.270	11.479	14.413
890	4.069	4.999	6.115	7.479	9.184	11.375	14.287
900	4.029	4.950	6.056	7.408	9.099	11.273	14.162
910	3.990	4.903	5.999	7.339	9.016	11.172	14.040
920	3.951	4.856	5.942	7.272	8.935	11.074	13.919
930	3.913	4.810	5.887	7.205	8.855	10.977	13.801
940	3.876	4.765	5.833	7.140	8.776	10.882	13.685
950	3.840	4.721	5.780	7.076	8.699	10.788	13.570
960	3.804	4.677	5.727	7.013	8.623	10.696	13.458
970	3.769	4.635	5.676	6.951	8.548	10.605	13.347
980	3.735	4.593	5.625	6.890	8.475	10.516	13.238
990	3.701	4.552	5.576	6.830	8.403	10.429	13.130
1000	3.668	4.512	5.527	6.772	8.332	10.342	13.025
Расчет для карьера круглой формы при R=60 м, h=10 м, Ш _б =5 м, Ш _д =10 м, l=10 м, α=70‰							
10	6.115	6.252	6.377	6.492	6.602	6.706	6.808
20	9.764	10.176	10.561	10.927	11.279	11.625	11.968
30	12.025	12.738	13.420	14.082	14.733	15.383	16.041
40	13.393	14.387	15.356	16.314	17.273	18.247	19.251
50	14.182	15.416	16.642	17.873	19.127	20.420	21.774
60	14.587	16.021	17.466	18.941	20.463	22.057	23.747
70	14.739	16.333	17.962	19.645	21.406	23.274	25.281
80	14.721	16.442	18.221	20.081	22.050	24.162	26.460
90	14.591	16.409	18.309	20.316	22.463	24.791	27.354
100	14.386	16.278	18.273	20.402	22.700	25.217	28.015
110	14.133	16.079	18.149	20.376	22.801	25.481	28.489
120	13.850	15.834	17.961	20.266	22.797	25.617	28.809
130	13.549	15.559	17.728	20.095	22.713	25.652	29.005
140	13.240	15.265	17.463	19.878	22.567	25.606	29.100
150	12.929	14.960	17.178	19.628	22.373	25.496	29.111
160	12.619	14.650	16.879	19.355	22.144	25.336	29.055
170	12.313	14.338	16.572	19.065	21.887	25.136	28.944
180	12.015	14.029	16.261	18.764	21.611	24.905	28.788

190	11.724	13.725	15.950	18.457	21.321	24.650	28.596
200	11.441	13.426	15.642	18.147	21.021	24.378	28.375
210	11.168	13.134	15.337	17.836	20.715	24.091	28.131
220	10.904	12.850	15.037	17.527	20.406	23.795	27.868
230	10.650	12.574	14.743	17.221	20.095	23.492	27.591
240	10.404	12.306	14.456	16.919	19.786	23.185	27.303
250	10.168	12.047	14.176	16.622	19.478	22.875	27.006
260	9.940	11.796	13.903	16.331	19.173	22.565	26.704
270	9.721	11.553	13.638	16.046	18.873	22.255	26.397
280	9.511	11.318	13.380	15.767	18.576	21.948	26.088
290	9.308	11.091	13.130	15.495	18.285	21.643	25.779
300	9.112	10.871	12.887	15.230	18.000	21.341	25.469
310	8.924	10.659	12.651	14.971	17.720	21.043	25.160
320	8.743	10.455	12.423	14.719	17.445	20.750	24.853
330	8.569	10.257	12.201	14.474	17.177	20.461	24.549
340	8.400	10.065	11.986	14.235	16.915	20.177	24.247
350	8.238	9.880	11.777	14.002	16.658	19.898	23.949
360	8.082	9.701	11.575	13.776	16.408	19.624	23.655
370	7.931	9.528	11.379	13.556	16.164	19.356	23.364
380	7.785	9.361	11.189	13.342	15.925	19.092	23.078
390	7.644	9.198	11.004	13.134	15.692	18.835	22.796
400	7.508	9.041	10.825	12.931	15.465	18.582	22.519
410	7.376	8.889	10.651	12.734	15.243	18.335	22.246
420	7.249	8.742	10.482	12.542	15.027	18.093	21.978
430	7.126	8.599	10.318	12.355	14.816	17.856	21.715
440	7.007	8.461	10.159	12.173	14.610	17.624	21.456
450	6.892	8.327	10.004	11.997	14.409	17.397	21.202
460	6.780	8.196	9.854	11.824	14.213	17.175	20.952
470	6.671	8.070	9.708	11.657	14.021	16.958	20.707
480	6.566	7.947	9.565	11.493	13.835	16.745	20.467
490	6.465	7.828	9.427	11.334	13.652	16.537	20.231
500	6.366	7.712	9.293	11.179	13.474	16.334	20.000
510	6.270	7.599	9.162	11.028	13.300	16.135	19.773
520	6.177	7.490	9.034	10.880	13.131	15.940	19.550
530	6.086	7.383	8.910	10.736	12.965	15.750	19.332
540	5.998	7.280	8.789	10.596	12.803	15.563	19.118
550	5.913	7.179	8.672	10.459	12.645	15.381	18.908
560	5.829	7.081	8.557	10.326	12.490	15.202	18.702
570	5.748	6.985	8.445	10.196	12.339	15.027	18.499
580	5.670	6.892	8.336	10.069	12.191	14.856	18.301
590	5.593	6.802	8.229	9.944	12.047	14.688	18.106
600	5.518	6.713	8.126	9.823	11.906	14.524	17.916
610	5.446	6.627	8.024	9.705	11.767	14.363	17.728

620	5.375	6.543	7.925	9.589	11.632	14.205	17.544
630	5.306	6.461	7.829	9.476	11.500	14.051	17.364
640	5.238	6.381	7.735	9.365	11.371	13.900	17.187
650	5.173	6.303	7.643	9.257	11.244	13.751	17.013
660	5.108	6.227	7.553	9.151	11.120	13.606	16.843
670	5.046	6.152	7.465	9.048	10.999	13.464	16.675
680	4.985	6.080	7.379	8.947	10.880	13.324	16.511
690	4.925	6.009	7.295	8.848	10.764	13.187	16.349
700	4.867	5.939	7.212	8.751	10.649	13.053	16.191
710	4.810	5.871	7.132	8.656	10.538	12.921	16.035
720	4.755	5.805	7.053	8.563	10.428	12.792	15.882
730	4.700	5.740	6.976	8.472	10.321	12.665	15.732
740	4.647	5.676	6.901	8.383	10.216	12.541	15.585
750	4.595	5.614	6.827	8.296	10.113	12.419	15.440
760	4.544	5.554	6.755	8.210	10.011	12.299	15.297
770	4.495	5.494	6.684	8.126	9.912	12.181	15.157
780	4.446	5.436	6.615	8.044	9.815	12.066	15.020
790	4.398	5.379	6.547	7.964	9.719	11.952	14.884
800	4.352	5.323	6.480	7.885	9.626	11.841	14.752
810	4.306	5.268	6.415	7.807	9.534	11.732	14.621
820	4.261	5.214	6.351	7.731	9.444	11.624	14.492
830	4.218	5.162	6.288	7.657	9.355	11.519	14.366
840	4.175	5.110	6.227	7.584	9.268	11.415	14.242
850	4.133	5.060	6.167	7.512	9.183	11.313	14.120
860	4.091	5.010	6.107	7.441	9.099	11.213	13.999
870	4.051	4.961	6.049	7.372	9.016	11.115	13.881
880	4.011	4.914	5.992	7.304	8.935	11.018	13.765
890	3.972	4.867	5.936	7.237	8.856	10.923	13.650
900	3.934	4.821	5.881	7.172	8.777	10.829	13.537
910	3.897	4.776	5.827	7.107	8.701	10.737	13.426
920	3.860	4.732	5.774	7.044	8.625	10.646	13.317
930	3.824	4.688	5.722	6.982	8.551	10.557	13.210
940	3.789	4.646	5.671	6.921	8.478	10.470	13.104
950	3.754	4.604	5.621	6.861	8.406	10.384	13.000
960	3.720	4.563	5.572	6.802	8.335	10.299	12.897
970	3.686	4.522	5.523	6.744	8.266	10.215	12.796
980	3.653	4.482	5.476	6.687	8.198	10.133	12.697
990	3.621	4.443	5.429	6.631	8.130	10.052	12.599
1000	3.589	4.405	5.383	6.576	8.064	9.973	12.502
Расчет для карьера круглой формы при R=70 м, h=10 м, Ш _б =5 м, Ш _д =10 м, l=10 м, α=70‰							
10	4.579	4.668	4.748	4.822	4.892	4.958	5.023
20	7.517	7.792	8.048	8.289	8.521	8.746	8.968

30	9.477	9.971	10.438	10.887	11.325	11.759	12.194
40	10.771	11.478	12.160	12.827	13.488	14.153	14.831
50	11.604	12.506	13.389	14.267	15.150	16.050	16.982
60	12.116	13.187	14.252	15.325	16.418	17.548	18.732
70	12.403	13.618	14.841	16.089	17.377	18.724	20.152
80	12.531	13.865	15.225	16.626	18.090	19.638	21.298
90	12.546	13.978	15.453	16.988	18.608	20.339	22.216
100	12.482	13.992	15.563	17.214	18.972	20.868	22.944
110	12.361	13.934	15.584	17.333	19.212	21.256	23.514
120	12.201	13.824	15.538	17.370	19.352	21.528	23.951
130	12.014	13.674	15.440	17.342	19.414	21.705	24.278
140	11.810	13.497	15.305	17.263	19.412	21.804	24.511
150	11.594	13.301	15.140	17.145	19.359	21.840	24.666
160	11.371	13.091	14.955	16.997	19.265	21.823	24.756
170	11.146	12.873	14.754	16.826	19.140	21.763	24.790
180	10.920	12.650	14.542	16.637	18.988	21.668	24.777
190	10.696	12.425	14.324	16.435	18.816	21.544	24.726
200	10.475	12.200	14.101	16.224	18.629	21.397	24.642
210	10.259	11.976	13.876	16.007	18.429	21.230	24.530
220	10.047	11.754	13.651	15.785	18.221	21.049	24.396
230	9.840	11.536	13.427	15.561	18.006	20.855	24.243
240	9.639	11.322	13.204	15.335	17.786	20.652	24.073
250	9.443	11.113	12.984	15.111	17.563	20.442	23.891
260	9.253	10.908	12.768	14.887	17.338	20.226	23.698
270	9.069	10.708	12.555	14.665	17.113	20.006	23.497
280	8.891	10.514	12.347	14.446	16.889	19.783	23.288
290	8.718	10.324	12.143	14.230	16.665	19.559	23.074
300	8.551	10.140	11.943	14.018	16.444	19.334	22.857
310	8.389	9.961	11.748	13.809	16.224	19.110	22.636
320	8.232	9.786	11.557	13.603	16.007	18.886	22.413
330	8.080	9.617	11.371	13.402	15.793	18.663	22.189
340	7.933	9.453	11.190	13.205	15.582	18.442	21.964
350	7.791	9.293	11.013	13.012	15.374	18.223	21.740
360	7.653	9.138	10.841	12.823	15.170	18.006	21.516
370	7.520	8.987	10.673	12.638	14.970	17.792	21.292
380	7.391	8.841	10.509	12.458	14.773	17.580	21.071
390	7.265	8.699	10.350	12.281	14.579	17.372	20.850
400	7.144	8.561	10.195	12.109	14.390	17.167	20.632
410	7.026	8.426	10.044	11.940	14.204	16.964	20.416
420	6.912	8.296	9.896	11.775	14.022	16.765	20.202
430	6.802	8.169	9.753	11.614	13.843	16.569	19.991
440	6.694	8.046	9.613	11.457	13.668	16.377	19.782
450	6.590	7.926	9.476	11.304	13.497	16.187	19.575

460	6.489	7.809	9.344	11.154	13.329	16.001	19.372
470	6.390	7.696	9.214	11.007	13.165	15.819	19.171
480	6.295	7.585	9.088	10.864	13.004	15.639	18.973
490	6.202	7.478	8.965	10.724	12.846	15.463	18.778
500	6.112	7.373	8.845	10.588	12.692	15.290	18.586
510	6.024	7.271	8.727	10.454	12.540	15.120	18.396
520	5.939	7.172	8.613	10.323	12.392	14.953	18.210
530	5.855	7.075	8.502	10.196	12.247	14.789	18.026
540	5.775	6.981	8.393	10.071	12.105	14.628	17.846
550	5.696	6.889	8.287	9.949	11.966	14.471	17.668
560	5.619	6.800	8.183	9.830	11.830	14.316	17.493
570	5.544	6.712	8.081	9.713	11.697	14.164	17.321
580	5.472	6.627	7.982	9.599	11.566	14.015	17.151
590	5.401	6.544	7.886	9.488	11.438	13.868	16.984
600	5.331	6.462	7.791	9.379	11.312	13.724	16.820
610	5.264	6.383	7.699	9.272	11.189	13.583	16.659
620	5.198	6.306	7.609	9.167	11.069	13.445	16.500
630	5.134	6.230	7.520	9.065	10.950	13.309	16.344
640	5.071	6.156	7.434	8.965	10.835	13.175	16.191
650	5.010	6.084	7.350	8.866	10.721	13.044	16.039
660	4.950	6.013	7.267	8.770	10.610	12.915	15.891
670	4.891	5.944	7.186	8.676	10.500	12.788	15.744
680	4.834	5.876	7.107	8.584	10.393	12.664	15.601
690	4.778	5.810	7.029	8.494	10.288	12.542	15.459
700	4.724	5.746	6.954	8.405	10.185	12.422	15.320
710	4.670	5.683	6.879	8.318	10.084	12.304	15.183
720	4.618	5.621	6.807	8.233	9.984	12.189	15.048
730	4.567	5.560	6.735	8.150	9.887	12.075	14.915
740	4.517	5.501	6.665	8.068	9.791	11.963	14.784
750	4.468	5.443	6.597	7.987	9.697	11.853	14.656
760	4.420	5.386	6.530	7.909	9.605	11.745	14.529
770	4.373	5.330	6.464	7.831	9.515	11.639	14.405
780	4.327	5.275	6.400	7.756	9.426	11.535	14.282
790	4.282	5.222	6.336	7.681	9.338	11.432	14.162
800	4.238	5.169	6.274	7.608	9.252	11.332	14.043
810	4.195	5.118	6.213	7.536	9.168	11.232	13.926
820	4.153	5.068	6.154	7.466	9.085	11.135	13.811
830	4.111	5.018	6.095	7.397	9.004	11.039	13.697
840	4.071	4.969	6.037	7.329	8.924	10.944	13.586
850	4.031	4.922	5.981	7.262	8.845	10.852	13.476
860	3.992	4.875	5.926	7.197	8.768	10.760	13.367
870	3.953	4.829	5.871	7.132	8.692	10.670	13.261
880	3.916	4.784	5.818	7.069	8.617	10.582	13.156

890	3.879	4.740	5.765	7.007	8.543	10.495	13.052
900	3.842	4.696	5.713	6.946	8.471	10.409	12.950
910	3.807	4.654	5.663	6.886	8.400	10.325	12.850
920	3.772	4.612	5.613	6.826	8.330	10.241	12.751
930	3.738	4.571	5.564	6.768	8.261	10.160	12.653
940	3.704	4.530	5.516	6.711	8.193	10.079	12.557
950	3.671	4.491	5.468	6.655	8.127	10.000	12.462
960	3.638	4.452	5.422	6.600	8.061	9.922	12.369
970	3.606	4.413	5.376	6.545	7.996	9.845	12.276
980	3.575	4.375	5.331	6.492	7.933	9.769	12.186
990	3.544	4.338	5.287	6.439	7.870	9.694	12.096
1000	3.514	4.302	5.243	6.387	7.808	9.621	12.008
Расчет для карьера круглой формы при R=80 м, h=10 м, Ш _б =5 м, Ш _д =10 м, l=10 м, α=70‰							
10	3.557	3.617	3.672	3.722	3.769	3.814	3.858
20	5.963	6.157	6.335	6.502	6.662	6.817	6.969
30	7.658	8.014	8.347	8.666	8.974	9.278	9.581
40	8.845	9.366	9.863	10.346	10.820	11.293	11.772
50	9.664	10.342	10.999	11.646	12.290	12.942	13.609
60	10.217	11.037	11.843	12.646	13.457	14.287	15.147
70	10.574	11.519	12.460	13.409	14.378	15.380	16.432
80	10.788	11.841	12.902	13.983	15.099	16.265	17.502
90	10.895	12.041	13.207	14.406	15.657	16.977	18.390
100	10.924	12.148	13.404	14.709	16.081	17.543	19.124
110	10.895	12.183	13.517	14.914	16.396	17.988	19.725
120	10.823	12.164	13.564	15.042	16.621	18.332	20.213
130	10.719	12.103	13.559	15.106	16.772	18.590	20.604
140	10.592	12.011	13.513	15.121	16.863	18.777	20.913
150	10.448	11.895	13.435	15.094	16.903	18.903	21.151
160	10.293	11.761	13.333	15.035	16.902	18.979	21.329
170	10.131	11.614	13.211	14.949	16.866	19.012	21.454
180	9.963	11.458	13.074	14.842	16.803	19.009	21.534
190	9.793	11.295	12.926	14.719	16.717	18.976	21.576
200	9.622	11.127	12.770	14.583	16.611	18.917	21.584
210	9.451	10.958	12.607	14.436	16.491	18.837	21.564
220	9.282	10.787	12.441	14.281	16.358	18.739	21.519
230	9.115	10.616	12.272	14.121	16.215	18.626	21.453
240	8.951	10.446	12.101	13.956	16.064	18.500	21.370
250	8.789	10.278	11.931	13.788	15.907	18.365	21.271
260	8.631	10.112	11.760	13.619	15.745	18.220	21.158
270	8.477	9.949	11.591	13.448	15.580	18.069	21.035
280	8.327	9.788	11.423	13.278	15.412	17.913	20.902
290	8.180	9.630	11.258	13.108	15.243	17.752	20.761

300	8.037	9.476	11.094	12.938	15.073	17.588	20.614
310	7.897	9.325	10.933	12.770	14.902	17.421	20.460
320	7.762	9.177	10.775	12.604	14.732	17.252	20.303
330	7.630	9.032	10.619	12.440	14.562	17.082	20.142
340	7.502	8.891	10.467	12.278	14.394	16.912	19.977
350	7.377	8.754	10.317	12.118	14.226	16.742	19.811
360	7.256	8.619	10.171	11.961	14.061	16.572	19.643
370	7.138	8.488	10.027	11.806	13.897	16.402	19.474
380	7.024	8.361	9.887	11.654	13.735	16.233	19.304
390	6.913	8.236	9.750	11.505	13.575	16.066	19.133
400	6.804	8.115	9.615	11.358	13.417	15.900	18.963
410	6.699	7.996	9.484	11.214	13.262	15.735	18.793
420	6.597	7.881	9.355	11.073	13.109	15.572	18.624
430	6.497	7.768	9.230	10.935	12.958	15.410	18.455
440	6.401	7.659	9.107	10.799	12.810	15.251	18.287
450	6.306	7.552	8.987	10.666	12.664	15.093	18.121
460	6.215	7.447	8.870	10.535	12.521	14.938	17.955
470	6.126	7.346	8.755	10.407	12.380	14.785	17.791
480	6.039	7.246	8.643	10.282	12.241	14.633	17.629
490	5.954	7.149	8.533	10.159	12.105	14.484	17.468
500	5.872	7.055	8.426	10.039	11.972	14.337	17.309
510	5.791	6.963	8.321	9.921	11.840	14.192	17.151
520	5.713	6.873	8.219	9.806	11.711	14.050	16.996
530	5.637	6.785	8.119	9.693	11.584	13.909	16.842
540	5.562	6.699	8.021	9.582	11.460	13.771	16.690
550	5.490	6.615	7.925	9.473	11.338	13.635	16.540
560	5.419	6.533	7.831	9.367	11.218	13.501	16.391
570	5.350	6.453	7.739	9.262	11.100	13.369	16.245
580	5.283	6.375	7.650	9.160	10.985	13.239	16.100
590	5.217	6.299	7.562	9.060	10.871	13.111	15.958
600	5.153	6.224	7.476	8.962	10.759	12.985	15.817
610	5.090	6.151	7.392	8.865	10.650	12.861	15.678
620	5.029	6.080	7.309	8.771	10.542	12.740	15.541
630	4.969	6.010	7.228	8.678	10.437	12.620	15.406
640	4.911	5.942	7.149	8.587	10.333	12.502	15.273
650	4.854	5.875	7.072	8.498	10.231	12.386	15.142
660	4.798	5.809	6.996	8.411	10.131	12.272	15.013
670	4.743	5.745	6.922	8.325	10.033	12.160	14.885
680	4.690	5.683	6.849	8.241	9.936	12.049	14.759
690	4.637	5.621	6.777	8.159	9.841	11.940	14.635
700	4.586	5.561	6.708	8.078	9.748	11.833	14.513
710	4.536	5.502	6.639	7.998	9.656	11.728	14.392
720	4.487	5.445	6.572	7.920	9.566	11.624	14.273

730	4.439	5.388	6.506	7.844	9.478	11.522	14.156
740	4.392	5.333	6.441	7.768	9.391	11.422	14.041
750	4.346	5.278	6.377	7.695	9.305	11.323	13.927
760	4.301	5.225	6.315	7.622	9.221	11.226	13.814
770	4.257	5.173	6.254	7.551	9.139	11.130	13.704
780	4.213	5.122	6.194	7.481	9.057	11.036	13.595
790	4.171	5.071	6.135	7.412	8.977	10.943	13.487
800	4.129	5.022	6.077	7.345	8.899	10.852	13.381
810	4.088	4.974	6.020	7.278	8.822	10.762	13.276
820	4.048	4.926	5.965	7.213	8.745	10.673	13.173
830	4.009	4.880	5.910	7.149	8.671	10.586	13.071
840	3.970	4.834	5.856	7.086	8.597	10.500	12.971
850	3.933	4.789	5.803	7.024	8.525	10.416	12.872
860	3.895	4.745	5.751	6.963	8.453	10.332	12.775
870	3.859	4.702	5.700	6.903	8.383	10.250	12.678
880	3.823	4.659	5.650	6.844	8.314	10.169	12.584
890	3.788	4.617	5.600	6.786	8.246	10.090	12.490
900	3.754	4.576	5.552	6.729	8.179	10.011	12.398
910	3.720	4.536	5.504	6.673	8.113	9.934	12.307
920	3.686	4.496	5.457	6.618	8.048	9.858	12.217
930	3.654	4.457	5.411	6.564	7.985	9.782	12.128
940	3.622	4.419	5.366	6.510	7.922	9.708	12.041
950	3.590	4.381	5.321	6.457	7.860	9.635	11.955
960	3.559	4.344	5.277	6.406	7.799	9.563	11.869
970	3.528	4.308	5.234	6.355	7.739	9.492	11.786
980	3.498	4.272	5.192	6.304	7.679	9.422	11.703
990	3.469	4.237	5.150	6.255	7.621	9.353	11.621
1000	3.440	4.202	5.109	6.206	7.563	9.285	11.540

Приложение Б
Справка о внедрении



УТВЕРЖДАЮ:

Заместитель главного инженера по
научно-техническому перевооружению

И.А. Иванов



_____ 2020 г.

СПРАВКА

Настоящая справка дана в том, что результаты и рекомендации, предложенные в рамках диссертационной работы Г.С. Федотова «Обоснование конечных контуров глубоких карьеров с учетом схемы вскрытия», переданы в АО «АГД Даймондс» и приняты к использованию для решения задач перспективного планирования при отработке карьера ГОКа им. В. Гриба.

Заместитель начальника
горнорудного управления

Е.А. Стрелка