

**Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук**

На правах рукописи

ФЕДОТЕНКО ВИКТОР СЕРГЕЕВИЧ

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ
ЭФФЕКТИВНОГО ПЕРЕХОДА К ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ
УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЫСОКИМИ ВСКРЫШНЫМИ
УСТУПАМИ**

Специальности

25.00.21 – «Теоретические основы проектирования горнотехнических систем»

25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)»

Диссертация

на соискание ученой степени

доктора технических наук

**Научный консультант
профессор, доктор технических наук
М.В. Рыльникова**

Москва 2018

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЫСОКИМИ УСТУПАМИ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ИННОВАЦИОННЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ.....	12
1.1. Основные тенденции и перспективы роста эффективности открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых.....	12
1.2. Специфика процессов экскавации, погрузки и перемещения горной массы на карьерах с высокими уступами.....	21
1.3. Анализ факторов, влияющих на условия и эффективность перехода на работу высокими уступами.....	33
1.4. Особенности методик обоснования параметров перехода на работу высокими уступами при проектировании карьеров.....	44
1.5. Цель, задачи и методы исследования.....	52
2. РАЗВИТИЕ ТЕОРИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ВЫСОКИМИ УСТУПАМИ.....	56
2.1. Уточнение понятий и типовые технологические схемы отработки карьера высокими уступами.....	56
2.2. Требования к технологическим процессам эффективного ведения открытых горных работ высокими уступами.....	72
2.3. Факторы, влияющие на эффективность открытой геотехнологии с высокими уступами.....	78
2.4. Экономическое сравнение технологических схем отработки высоких вскрышных уступов.....	85
2.5. Разработка экономико-математической модели эффективного перехода на отработку высокими уступами.....	107
Выводы по 2 главе.....	116
3. ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ФОРМИРОВАНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИЕЙ С ВЫСОКИМИ УСТУПАМИ.....	120
3.1. Исследование влияния конструкции и высоты вскрышного уступа на схемы вскрытия и подготовки эксплуатационных горизонтов.....	120
3.2. Исследование параметров буровзрывных работ при отработке высоких уступов и совершенствование конструкции зарядов глубоких скважин ..	132
3.3. Исследование условий и факторы влияния параметров выемочно-погрузочного оборудования на конструкцию и показатели отработки высоких уступов.....	147

3.4 Исследование влияния грузоподъемности и конструктивных особенностей большегрузного транспорта на технологию отработки высокого уступа	155
3.5 Влияние автоматизации производственных процессов на конструктивные и технологические параметры открытой геотехнологии с высокими уступами	163
3.6. Геомеханическое обоснование параметров высоких вскрышных уступов в связи с особенностями их формирования и эксплуатации	172
Выводы по 3 главе	180
4. ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ ЭФФЕКТИВНОГО ПЕРЕХОДА НА ВЫСОКИЕ ВСКРЫШНЫЕ УСТУПЫ	183
4.1. Исследование условий влияния на эффективность перехода на высокие вскрышные уступы интересов инвесторов	183
4.2. Исследование влияния горно-геологических факторов на параметры эффективного перехода на высокие вскрышные уступы	202
4.3 Исследование влияния горнотехнических факторов на параметры эффективного перехода на высокие вскрышные уступы	210
4.4. Определение параметров основных технологических схем перехода на высокие вскрышные уступы.....	217
Выводы по 4 главе	225
5. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОБОСНОВАНИЯ КОНЦЕПЦИИ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ ВЫСОКИХ ВСКРЫШНЫХ УСТУПОВ.....	229
5.1. Принципы формирования концепции перехода на отработку месторождения с применением высоких вскрышных уступов	229
5.2. Оценка возможности увеличения глубины карьера и срока эксплуатации месторождения открытым способом за счет рационального перехода на технологию отработки высокими вскрышными уступами....	235
5.3. Определение зависимости показателей экономической эффективности от своевременного перехода на высокие вскрышные уступы	245
5.4 Разработка алгоритма выбора параметров эффективного перехода на высокие вскрышные уступы на мощных угольных месторождениях	250
Выводы по 5 главе	255
6. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА И РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ВНЕДРЕНИЮ ВЫСОКИХ УСТУПОВ НА УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КУЗБАССА	256
6.1. Характеристика объектов внедрения открытой геотехнологии с высокими уступами и основные проектные решения	256

6.2. Экономическая эффективность внедрения технологических рекомендаций	269
Выводы по 6 главе	280
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	282
Литература.....	285
Приложение 1	297
Приложение 2.....	299

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время доля открытого способа разработки месторождений угля составляет около 70% от общего объема добычи, а в перспективе по прогнозам она увеличится до 75-80%. Постоянная тенденция увеличения ущерба, наносимого природной среде открытой добычей углей, предопределила необходимость изыскания технологических схем открытой разработки с обоснованием параметров технологических процессов и конструктивных элементов систем разработки, обеспечивающих сокращение объемов извлечения вскрышных пород, площадей изымаемых земель, а также повышение полноты освоения недр.

Развитие действующих угольных разрезов характеризуется дальнейшим ухудшением горнотехнической обстановки, связанной с переходом горных работ на глубокие горизонты, возрастанием коэффициентов вскрыши, ограниченностью рабочего пространства угольных разрезов, а также физическим и моральным износом оборудования и иных производственных фондов. Одним из путей существенного улучшения технико-экономических показателей на угольных разрезах является переход на отработку вскрыши высокими (до 30-35 м и более) уступами с применением нового выемочно-погрузочного оборудования. Увеличение высоты вскрышного уступа на разрезах позволяет исключить ряд принципиальных трудностей, не разрешимых в рамках традиционной технологии. Основное преимущество технологии отработки вскрыши высокими уступами заключается в возможности управления углом откоса рабочего борта разреза, что обеспечивает снижение величины текущего коэффициента вскрыши, сокращение количества транспортных горизонтов, задействованных транспортных средств и пр.

Обоснование параметров и разработка технологии эффективного перехода к отработке мощных угольных месторождений высокими уступами представляет важную социально-экономическую проблему, так как способствует

повышению полноты освоения месторождений открытым способом при сокращении экологического воздействия и продлению сроков эксплуатации месторождений.

Работа выполнена в рамках **гранта Российского научного фонда № 14-37-00050.**

Цель работы состоит в установлении условий и обосновании параметров эффективного перехода на отработку разрезов высокими вскрышными уступами при освоении мощных угольных месторождений открытым способом.

Идея работы заключается в расширении области эффективного применения открытого способа разработки мощных угольных месторождений путем установления временных и пространственных параметров своевременного перехода действующего разреза к выемке вскрышных пород высокими уступами при соответствующем совершенствовании технико-технологических решений.

Задачи исследования:

- анализ технологических решений с оценкой параметров технологических процессов формирования и эксплуатации месторождений открытым способом с применением высоких уступов;
- создание и систематизация технологических схем отработки месторождений с применением высоких уступов и определение основных тенденций и перспектив роста эффективности открытых горных работ;
- исследование влияния основных факторов на параметры технологических процессов формирования и эксплуатации высоких уступов и определение условий эффективного перехода на работу высокими вскрышными уступами;
- разработка методов и средств управления взрывом при отработке высоких вскрышных уступов;
- установление закономерностей изменения параметров систем разработки высокими уступами и приращения границ карьеров, позволяющих

управлять рабочим пространством открытых горных работ в интерактивном режиме при проектировании и эксплуатации месторождений;

- исследование условий и способов эффективного перехода на высокие вскрышные уступы и разработка методики определения высоты уступа и подуступов, условий и параметров перехода на высокие вскрышные уступы с учетом взаимовлияющих факторов, позволяющей повысить экономическую эффективность и достоверность проектных решений при открытой разработке месторождений;

- разработка и внедрение технологических рекомендаций по выбору рациональной технологии отработки высоких вскрышных уступов различными комплексами выемочно-погрузочного и горнотранспортного оборудования на разрезах Кузбасса с оценкой их экономической эффективности.

Методы исследований. Общей теоретической и методологической основой диссертации является комплексный подход, включающий анализ и обобщение фундаментальных исследований в области методологии проектирования карьеров, обобщение производственной и проектной практики открытых горных работ. В качестве основных методов исследований использовались: аналитические и графоаналитические методы; горно-геометрическое моделирование конечных бортов карьера и развития его рабочей зоны; экономико-математическое моделирование; системный анализ, лабораторные и опытно-промышленные эксперименты при исследовании параметров технологических процессов, зависящих от принятой высоты уступа; методы математической статистики и экспертных оценок; технико-экономический анализ.

Основные защищаемые положения:

1. Своевременный переход на высокие вскрышные уступы обеспечивается в период максимального развития горных работ при равенстве текущего и граничного коэффициентов вскрыши и позволяет обеспечить наибольшее приращение глубины карьера с оптимизацией объемов вскрыши на последующих этапах отработки месторождения открытым способом. Величина при-

ращения конечной глубины карьера при отработке наклонных и крутопадающих месторождений с высокими вскрышными уступами прямо пропорциональна нормальной мощности продуктивного пласта (m), не зависит от угла его падения в диапазоне $15\div 40^\circ$ и линейно снижается при $\varphi=40\div 90^\circ$.

2. Увеличение высоты вскрышного уступа обеспечивает рост объемов дополнительно извлекаемых открытой геотехнологией запасов полезных ископаемых, глубины карьера и сроков его эксплуатации на 18-23 %, возрастание скорости подвигания фронта очистных работ и улучшение качества дробления породы на 10-15%, при этом сокращается протяженность транспортнх путей и коммуникаций до 15%, уменьшается количество транспортной техники и время на перегон машин и оборудования.

3. Подготовку высокого вскрышного уступа следует производить его взрыванием на всю высоту с применением универсальных запирающих устройств, скважинных затворов и придонных компенсаторов, а последующую выемку горной массы предпочтительно осуществлять двумя слоями с использованием экскаваторов с верхним и нижним черпанием.

4. Высота высокого вскрышного уступа должна быть кратна базовой высоте эксплуатационных горизонтов, при этом зона работы с высокими вскрышными уступами ограничена уступами базовой высоты со стороны верхних горизонтов, сложенных слабыми породами, со стороны угленасыщенной зоны и со стороны борта погашения.

5. Высота отрабатываемого слоя при отработке высокого вскрышного уступа выбирается по критерию минимума совокупных эксплуатационных затрат на разработку 1 м^3 вскрышных пород, которые находятся в гиперболической зависимости от мощности слоя, отрабатываемого определенным комплексом бурового, выемочно-погрузочного и горнотранспортного оборудования при условии соблюдения равенства скоростей подвигания забоя в каждом из слоев.

Достоверность научных результатов, выводов и рекомендаций обеспечена применением современных методов анализа и моделирования, вычислительным экспериментом; использованием апробированных методов и положений теории открытой разработки, а также привлечением проектных и фактических материалов по предприятиям горнорудной и угольной промышленности; сопоставимостью теоретических и экспериментальных результатов исследований с практикой проектирования и эксплуатации карьеров, а также положительным опытом внедрения разработанных методик и программных средств в проектных институтах и на горных предприятиях.

Научная новизна:

1. Доказан факт, что чем ближе время перехода на высокие вскрышные уступы к периоду достижения максимального развития горных работ, тем больший прирост глубины карьера можно получить, так как при этом растет градиент снижения текущего коэффициента вскрыши при повышении угла наклона рабочего борта с увеличением глубины карьера. Установлены зависимости возможного прироста глубины открытых горных работ при равенстве текущего и граничного коэффициентов вскрыши ($k_{\text{тек}}=k_{\text{гр}}$) от нормальной мощности и угла падения пласта, затрат на добычу угля и качества реализуемой угольной продукции.

2. Установлена закономерность изменения угла наклона рабочего борта от его конструкции на этапах перехода на высокие вскрышные уступы, представляющая собой семейство монотонно возрастающих кривых, ограниченных сверху и снизу гиперболами: нижняя – асимптотически стремится к значению угла между горизонтом и линией, соединяющей нижнюю бровку нижнего и верхнего уступов проектной высоты, верхняя – асимптотически стремится к значению угла между горизонтом и линией, соединяющей нижнюю бровку нижнего и верхнего высоких уступов.

Личный вклад автора состоит в обобщении технологических решений с оценкой параметров технологических процессов формирования и эксплуата-

ции месторождений открытым способом с применением высоких уступов; создании и систематизации технологических схем отработки высокого уступа; разработке методов управления взрывом при отработке высоких вскрышных уступов; установлении закономерностей изменения параметров систем разработки высокими уступами и приращению границ карьеров; разработке принципов и методик выбора совокупности технических и технологических решений для обеспечения рациональных параметров карьера при реализации стратегии наиболее полной отработки месторождений открытым способом; разработке технологических рекомендаций по выбору рациональной технологии отработки высоких вскрышных уступов различными комплексами выемочно-погрузочного и горнотранспортного оборудования.

Практическая значимость работы – разработана технология эффективного перехода к отработке мощных угольных месторождений высокими уступами различными комплексами выемочно-погрузочного и горнотранспортного оборудования применительно к условиям месторождений Кузнецкого угольного бассейна, повышающая экономическую эффективность и достоверность проектных решений при открытой разработке месторождений.

Реализация работы в промышленности

Результаты исследований приняты к использованию ООО «Сибгеопроект», эффективность разработанных организационно-технических решений подтверждена актом внедрения на предприятиях ООО «КРУ Взрывпром», ПАО «Кузбасская топливная компания» с указанием полученного экономического эффекта.

Апробация работы

Основные положения диссертации и результаты исследований докладывались на XI Международной научно-практической конференции «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири» (г. Кемерово, 2006), Научно-практических конференциях в Кузбасском государственном техническом университете (г. Кемерово, 2007-2008), VII Международной научно-практической конференции «Безопасность жизнедеятельности предприятий в промышленно

развитых регионах» (г. Кемерово, 2007), Международных научно-практических конференциях «Энергетическая безопасность России: новые подходы к развитию угольной промышленности» (г. Кемерово, 2010-2012), Международных научных симпозиумах «Неделя горняка» (г. Москва, 2011 – 2012, 2017, 2018), Международной конференции «Комбинированная геотехнология» (г. Магнитогорск, 2017), Научно-практической конференции с международным участием «Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность – 2017» (г. Севастополь, 2017), Международной научно-практической конференции «Проблемы и решения в экологии горного дела» (г. Москва, 2017), Международной научно-практической конференции, посвященной 185-летию кафедры "Горное искусство" «Горное дело в 21 веке: технологии, наука, образование» (г. Санкт-Петербург, 2017), Международной научно-практической конференции «50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли» (г. Москва, 2017), Международной научно-технической конференции «Современные инновационные технологии в горном деле и первичной переработке минерального сырья» (г. Москва, 2018)

Публикации

Материалы диссертации опубликованы в 81 работе, в том числе в 12 статьях – в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки России, 16 статьях – в прочих изданиях, в 2 учебных пособиях и одной монографии, научная новизна подтверждена 50 патентами РФ.

Объем и структура диссертации

Диссертация состоит из 6 глав, введения и заключения, содержит 145 рисунков, 88 таблиц, список литературы из 164 наименований.

1. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЫСОКИМИ УСТУПАМИ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ИННОВАЦИОННЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ

1.1. Основные тенденции и перспективы роста эффективности открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых

Значительные, постоянно возрастающие затраты на добычу полезных ископаемых, связанные с ухудшением горно-геологических и горнотехнических условий обрабатываемых и перспективных месторождений, требуют применения инновационных технологий и повышения эффективности горного производства. В области открытых горных работ перспективными направлениями инноваций являются совершенствование способов вскрытия, систем разработки, способов формирования карьерного пространства, технологии ведения горных работ и методов оптимизации их параметров, а также изыскание принципиально новых технологических и технических решений. Существенный вклад в решение указанных проблем внесли труды академиков Н.В. Мельникова, Н.Н. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, членов-корреспондентов РАН А.А. Пешкова, В.Л. Яковлева, докторов и кандидатов наук Ю.И. и К.Ю. Анистратовых, А.И. Арсентьева, В.А. Атрушкевича, Ж.В. Бунина, С.Д. Викторова, С.Е. Гавришева, В.А. Галкина, В.А. Ермолаева, И.Ф. Жарикова, П.Д. Зуркова, В.В. Истомина, С.В. Корнилкова, И.Ю. Леля, Н.А. Мацко, А.С. Ненашева, М.Г. Новожилова, В.А. Пикалова, С.И. Попова, С.П. Решетняка, А.Г. Секисова, А.В. Соколовского, П.И. Томакова, С.М. Федотенко, Г.Л. Фисенко, Г.А. Холоднякова, В.С. Хохрякова, Е.Ф. Шешко, О.В. Шпанского, Б.П. Юматова и многих других ученых.

Анализ этих трудов свидетельствует, что одним из наиболее перспективных направлений роста эффективности добычи полезных ископаемых открытым способом является применение высоких вскрышных уступов, в том числе на основе транспортных систем разработки.

Практика открытой геотехнологии, основанная на совершенствовании способов, методов, оборудования и взрывчатых материалов, приблизилась к

рубежу, когда сетка, диаметр скважин и техника бурения практически подошли к своему пределу, обусловленному опережающим увеличением веса и габаритов бурового станка к его диаметру. Ввиду вышеизложенного показатели дробления отбитой горной массы, определяемые параметрами ведения добычных работ, так же приблизились к пределу, значимое улучшение которого весьма проблематично [45]. Последствия разрушения рудного массива определяют эффективность всех дальнейших технологических процессов добычи, переработки, а также технико-технологические и технико-экономические показатели работы горного предприятия. Поэтому, внедрение инновационных технологий разрушения массивов горных пород становится стратегическим направлением в повышении эффективности работы горных предприятий. В работе [28] авторами определен новый подход к методам управления действием взрыва, характеризующихся практически неограниченным увеличением при имеющемся буровом оборудовании некоторого сверх номинального штатного условного диаметра заряда при возможности изменения направленности энергии взрывного действия. Это достигается выбором при бурении параметров расположения скважинных зарядов, определяющих распространение волны напряжений при взрыве, что отвечает разнообразным и изменяющимся требованиям со стороны горных предприятий в интересах обеспечения, в первую очередь, роста эффективности горного производства. Исследования, основанные на предложенном принципе расчета зарядов в условиях крупномасштабной отбойки, позволяют обеспечивать требуемую степень дробления горной массы [95]. Следует отметить, что особую актуальность при обосновании и разработке технологии разрушения высоких уступов приобретает возможность обеспечения мелкого дробления в условиях применения зарядов большой массы и использования современной буровой техники [28]. Выбор методов последовательного расчета рациональных параметров конструкций зарядов эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) для разрушения породного массива в различных горно-геологических и горнотехнических условиях,

обеспечивает требуемое качество взрывного дробления удлиненных зарядов ЭВВ в глубоких скважинах способом [76].

Анализ опыта открытой геотехнологии показывает, что около 30% простоев технологического оборудования вызваны неполной реализацией его паспортных возможностей. Коэффициент использования экскаваторов на карьерах составляет 0,56-0,62, железнодорожного транспорта - около 0,5, автосамосвалов - 0,51-0,72. Научные исследования [10, 12-13, 17, 20, 28, 34, 39, 48, 65-67, 78, 91, 93, 98, 103, 105, 115, 120, 125-127, 130, 131, 133-134, 136, 141, 143, 148, 158-159] и практика открытых горных работ показывают, что снижение производительности работы горно-транспортного оборудования карьера наблюдается с увеличением глубины ведения горных работ. В то же время увеличение высоты уступа обеспечивает возможность использования высокопроизводительной техники, уменьшение количества горизонтов, совершенствует организацию и технологию ведения буровзрывных, выемочно-погрузочных и транспортных работ.

Исследования, проведенные проф. М.Г. Новожиловым применяемом в 60-70-х годах карьерном оборудовании, подтвердили снижение себестоимости выемки пород при 30-45 метровых уступах на 12-14% по сравнению с уступами, высотой 15 м. Профессором М.Г. Новожиловым были классифицированы схемы отработки высоких уступов по способам взрывания, формирования развала, технологии его выемки, что определило качественные технологические решения при применении высоких уступов [70-75].

Большой вклад в развитие теории проектирования открытой геотехнологии внесли профессора А.И.Арсентьев, Г.А. Холодняков, О.В. Шпанский [12-17, 145-146, 155], предложившие на основе законов развития рабочей зоны карьеров и горно-геометрического моделирования способы определения оптимальной производительности карьеров по горной массе, руде, вскрышным породам. Авторами рассмотрена динамика основных показателей и параметров карьера при разработке наклонных и крутопадающих месторождений, влияние перемены направления углубки на параметры развития рабочей зоны карьера

при максимальной интенсивности горных работ. Ими исследовались вопросы комплексного освоения недр, предполагающие интенсификацию разработки и внедрения новых ресурсосберегающих (безотходных и малоотходных) технологий.

Автором [155] доказано, что скорость подвигания фронта работ в единицу времени характеризует интенсивность отработки месторождения и зависит от мощности залежей полезных ископаемых, вида погрузочного и транспортного оборудования, а также производственной мощности карьера. Высота уступа в значительной степени определяет эффективность использования основного погрузочно-транспортного оборудования и технико-экономические показатели работы карьера. В свою очередь, высота уступа определяется сочетанием как физико-механических свойств горных пород, так и параметров применяемого оборудования. Одновременно с увеличением угла рабочего борта карьера сокращается и протяженность транспортных путей, а также улучшается режим горных работ. Основными параметрами системы разработки являются длина фронта работ и размер экскаваторного блока. Фронт работ зависит от природных условий месторождения, производственной мощности карьера и других горнотехнических показателей открытого способа разработки [155].

В настоящее время удельный вес открытого способа разработки месторождений угля по угольной промышленности составляет около 70% от общего объема его добычи, а в перспективе он увеличится до 75-80%. В то же время, открытые работы наносят значительный вред окружающей природной среде (ОПС). В среднем добыча 1 млн. т угля сопровождается нарушением до 7,0 га земельных угодий, выдачей и складированием на поверхности вскрышных пород до 2.0 млн. м³, сбросом в открытые водоемы сточных вод до 2.5 млн. м³. Неизменная тенденция к увеличению ущерба, наносимого окружающей природной среде открытой добычей энергетических углей, предопределила необходимость рассмотрения различных подходов к обоснованию эффективного

варианта разработки месторождения открытым способом с изучением возможностей применения различных технологических схем отработки угольной залежи, а также оценкой влияния открытой геотехнологии на экосистему региона. В связи с этим, в своем исследовании В.В. Перников [93] приводит обоснование влияния технологических и эколого-экономических факторов, с учетом экологической нагрузки на окружающую природную среду и ценности извлекаемых запасов, на эффективность разработки угольных месторождений открытым способом.

Е.В. Савицкий [115] рассматривает возможность увеличения высоты обрабатываемого уступа до 60 м с позиции роста коэффициента использования транспортного и погрузочного оборудования, а также он утверждает, что при этом существенно снижаются выбросы в атмосферу пыли и газов. По мнению автора, для отработки высоких уступов оптимальным сочетанием является использование экскаваторов-драглайнов с выемкой пород уступа двумя слоями и погрузкой горной породы в бункер, , позволяет поддерживать требуемый уровень технологического оборудования открытых горных работ, что способствует улучшению качества использования природных ресурсов. В указанной выше работе обоснованы: влияние высоты уступа на количество выбросов в атмосферу; параметры освоения глубоких железорудных карьеров; предложена методика выбора рационального типоразмера экскаваторов и транспортных средств. Автор [115] считает, что взрывание высоких уступов ввиду увеличения времени действия на массив обеспечивает лучшее качество дробления породы.

Применение драглайнов также обеспечивает повышение эффективности эксплуатации технологического оборудования в карьере, позволяет наиболее полно реализовать его возможности, а также рационально использовать выработанное пространство карьера. Вопрос о полноте использования выработанных пространств я был поставлен еще профессором Е.Ф. Шешко [152-153] и получил развитие в трудах академика М.И. Агошкова [3]. Существенный вклад внесли и публикации академика К.Н. Трубецкого, член-корреспондента

РАН А.А. Пешкова [94, 134-135]. В своих работах он рассматривает формирующееся выработанное пространство как отдельный вид техногенного георесурса. Авторами составлена классификация способов формирования карьерных пространств и учтена возможность многогранной эксплуатации и многофункционального использования выработанного пространства карьера, в том числе путем формирования в нем внутренних отвалов.

В.П. Мартыненко [55] также отмечает, что применение внутреннего отвалообразования позволяет снизить расстояние перевозки вскрышных пород автомобильным и железнодорожным транспортом, а также сберечь от нарушения внешними отвалами пахотные земли.

Еще одним важным аспектом эффективности применения высоких уступов является их использование при отставании вскрышных работ относительно добычных. Конкретным исследованиям по обоснованию технологических решений для ликвидации отставания вскрышных работ на карьерах в настоящее время посвящены работы [20, 76, 98]. В результате реструктуризации угольной промышленности произошло как значительное сокращение объема добычи угля открытым способом, так и значительное отставание фронта подвигания вскрышных работ, что в целом снижает эффективность освоения месторождений полезных ископаемых открытым способом. Дальнейшее развитие действующих угольных разрезов приводит к ухудшению горнотехнических условий: увеличение глубин горных работ, возрастание коэффициентов вскрыши, сокращение пространства угольных разрезов, износ оборудования и т.п. При этом, учитывая условие стагнации уровня техники, технологии и организации горного производства неизбежно привлечение дополнительных материальных ресурсов, что неминуемо приведет к увеличению общих издержек производства, снижению объемов добычи, возрастанию себестоимости извлечения полезных ископаемых [20].

Несмотря на то, что на угольных разрезах РФ преобладает транспортная система разработки (из 800 млн. м³ годового объема вскрышных пород на ее

долю приходится 68%), она, в целом, характеризуется некоторым консерватизмом. Так, на протяжении последних десятилетий при увеличении глубины разрезов в 3-4 раза, емкости ковша экскаватора в 5-10 раз, а объемов разрабатываемой горной массы в 4-5 раз, высота уступа остается в пределах 10-15 м. В таких условиях наиболее эффективным является переход на высокие (до 30-35 м) вскрышные уступы с применением нового выемочно-погрузочного оборудования. Автор [20] утверждает, что увеличение высоты уступа на разрезах позволяет решить ряд принципиальных трудностей: возможность увеличения угла откоса рабочего борта разреза, снижение величины текущего коэффициента вскрыши, сокращение количества транспортных горизонтов и т.д. По мнению автора [20], эффективное освоение технологии отработки вскрыши высокими уступами может быть достигнуто путем использования традиционных драглайнов с ковшами вместимостью 6-11 м³, оборудованных устройством для прицельной погрузки в транспортные сосуды, или, что более эффективно, путем применения нового типа выемочно-погрузочного оборудования - экскаватора-кранлайна с ковшами вместимостью до 20-25 м³. Кранлайн сочетает в себе достоинства мехлопат (мягкая безударная разгрузка и прицельная выгрузка горной массы из ковша в кузов транспортного сосуда) и драглайна (способность обрабатывать высокие уступы нижним черпанием, сравнительно малое удельное давление на грунт при работе и передвижении). В настоящее время экскаваторы этого типа серийно не производятся [131-133].

Справедливо отметить, что высота уступа для разреза выбирается постоянной на весь период отработки месторождения. Следует обратить внимание, что принятое базовое значение высоты уступа не является оптимальным по совокупности определяющих факторов. Однако, условия определения оптимальной высоты уступа в полной мере не освещены ни в методиках технологического проектирования карьеров, ни в нормах технологического проектирования. Минувшие десятилетия характеризуются внедрением мощной высокопроизводительной горнодобывающей и транспортной техники. Отмечен рост глубины карьеров и разрезов, соответственно, объемов разрабатываемой

горной массы, увеличение емкостей ковшей экскаваторов и кузовов самосвалов. При этом, требования к обоснованию параметров уступов, разработанные в прошлом веке, не в полной степени отвечают современным условиям ведения горных работ. В своем исследовании М.Д. Абдуллаев [1] обосновывает возможность определения высоты уступа рациональным соотношением потерь, засорения и разубоживания руды. Обязательным условием является равенство прибыли, которую можно получить от использования теряемых руд, экономическому ущербу, получаемому от засорения.

Следовательно, при определении производительности карьера по руде на стадии проектирования должен быть выполнен анализ горно-геологических и горнотехнических условий разработки на весь период отработки карьера. При этом определяются зоны, где возможно изменение высоты уступа для обеспечения стабильной производительности добычных работ.

Перспективным направлением развития открытой геотехнологии для повышения полноты освоения запасов, обеспечения безопасности и эффективности горных работ является полное исключение персонала рудника из оперативной зоны горных работ при осуществлении добычных работ, за счет применения роботизированного горнотранспортного оборудования, эксплуатируемого в совокупности с автоматизированными системами управления горнодобывающим предприятием. Минимизирование влияния человеческого фактора позволит существенно изменять количественные значения главных параметров карьера, отдельных элементов системы разработки и, прежде всего, высоту рабочих уступов в сторону повышения экономической и экологической эффективности горного производства [29-30, 129].

Эффективность использования высоких уступов рассматривается учеными и исследователями с позиций безопасности ведения горных работ, обеспечения равномерно измельченного состава взорванной горной массы, выбора рационального типоразмера выемочного и погрузочного оборудования, возможности создания интеллектуальной техники и роботизированных горно-

технических систем, сохранности окружающей природной среды и целенаправленного использования выработанного пространства карьера [110].
 Направления исследований систематизированы в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Классификация направлений исследований разработки карьеров высокими уступами

Авторы	Направление исследований	Достигнутые результаты (классификационные признаки)
1	2	3
М.Г. Новожилов	систематизация схемы отработки высоких уступов по способу взрывания, формирования развала, технологии его отработки.	предложен последовательность новых технологических решений в области выемочных работ
А.И. Арсентьев, Г.А. Холодняков, О.В. Шпанский	методы определения рационального направления углубки карьеров и оптимизации порядка их отработки. Обоснование и развитие теории риска для определения главных параметров карьеров. Разработана классификация систем разработки карьеров	решение задачи рационального развития горных работ на карьерах, установление оптимального режима эксплуатации глубоких карьеров и рациональной производительности по руде и вскрыше на карьере, в т. ч. при комплексном освоении месторождений
Е.Ф. Шешко, М.И. Агошков, К.Н. Трубецкой, А.А. Пешков, Н.А. Мацко	выделение выработанного пространства в отдельный вид техногенного ресурса, классификация ресурсосберегающей геотехнологии	составлена классификация способов формирования и учтена возможность многогранной эксплуатации выработанного пространства карьера. Развитие ресурсосберегающей геотехнологии
С.Д. Викторов М.Н. Овчаренко	совершенствование технологии разрушения массивов горных пород	новый принцип расчета зарядов при крупномасштабных параметрах отбойки, обеспечивающий одинаковую степень дробления горной массы
Е.В. Савицкий, В. В. Перников	развитие возможностей применения различных технологических схем открытойотработки залежей с оценкой их влияния на экосистему региона.	обоснованы эколого- экономические и технологические факторы экологической нагрузки на окружающую среду, параметры разработки карьеров и методика выбора рационального типоразмера оборудования, а также влияние высоты уступа на количество пыли, выбрасываемой в атмосферу
А.В. Баулин	изменение технологии ведения вскрышных работ путем перехода на отработку вскрыши высокими уступами с применением нового выемочно-погрузочного оборудования	сокращение объемов вскрышных работ, увеличение угла откоса рабочего борта разреза, снижение текущего коэффициента вскрыши, сокращения количества транспортных горизонтов

Авторы	Направление исследований	Достигнутые результаты (классификационные признаки)
1	2	3
М.Д. Абдуллаев	обоснование методики определения высоты уступа при проектировании открытой разработки крутопадающих месторождений	оценка влияния высоты уступа на качественные характеристики добываемой рудной массы
К.Н. Трубецкой Д.Я. Владимиров	обоснование параметров роботизированных горнотехнических систем при открытой разработке месторождений, когда предел их развития ограничен присутствием человека в опасных зонах карьера	установлено, что при проектировании горнотехнической системы использование промышленных роботов по сравнению с механизированным оборудованием позволяет увеличить высоту рабочего уступа 1,5 раза, угол рабочего борта на 4-6 градусов за счет сокращения ширины транспортной бермы в 1,3 раза, а рабочей площадки, в зависимости от типа забоя, до 2 раз.

Внушительный список трудов крупнейших ученых свидетельствует о постоянном совершенствовании решений по отработке месторождений открытым способом.

Рассмотрение новой высокоуступной технологии с использованием современной выемочно-погрузочной техники, способной на более высоком уровне обеспечить эффективное развитие горного производства, является весьма своевременным. Процессы подготовки, экскавации и транспортировки горной массы при отработке месторождений высокими уступами имеют свои технологические особенности и требуют глубокого изучения.

1.2. Специфика процессов экскавации, погрузки и перемещения горной массы на карьерах с высокими уступами

В свое время Е.В. Савицкий [115] обосновал технологические решения по возможности увеличения высоты уступа до 60 м при условии разделения его на подступы, что позволило сократить количество рабочих уступов в 3-4 раза, и сократить количество железнодорожных путей на рабочей площадке в 3 раза. Сравнения объемов добываемой горной массы с I м фронта работ драглайном и механической лопатой показали, что объем разрабатываемой драг-

лайн горной массы – в 1,5-2 раза больше, что оказывает существенное положительное влияние на экономические показатели эффективности карьера. При погрузке породной массы драглайном на верхнюю площадку отрабатываемого уступа средневзвешенная высота транспортирования будет меньше на полную высоту уступа, что определяет его эффективность по сравнению с мехлопатой [115].

В работе [34] авторами рассмотрены участки на карьерах Докучаевского флюсо-доломитного комбината, где высота уступа превышает допустимую высоту черпания экскаватора. Для этого вначале выполняют обособленным забоем опережающую разработку пород, прилегающих к верхней площадке уступа. Разработку пород выполняют бульдозерами, в рассмотренном примере - бульдозером Д-385 на базе трактора ДЕТ-250. При этом породы перемещают на откос и далее размещают их в навал. Затем обособленным забоем формируют по всей ширине заходки площадку, которая наклонена в направлении горизонтальной рабочей площадки. Вслед за перемещением обособленного забоя экскаватором разрабатывают породы уступа. Минимальное расстояние до обособленного забоя выбирают по условию обеспечения независимой работы бульдозера и экскаватора. Внедрение предложенного способа разработки высоких уступов на карьерах Докучаевского комбината позволило получить значительный экономический эффект за счет увеличения высот уступов на карьерах с мягкими вскрышными породами и низкой устойчивостью бортов. [28].

А.В. Баулин в своем исследовании [20] связывает переход на технологию отработки высокими уступами на действующих предприятиях непосредственно с процессом сдваивания 15-ти метровых уступов. А.В. Баулин считает, что качество дробления повышается при взрывании в зажатой среде, по сравнению с взрывом в условиях свободной поверхности. В большей степени решению этой проблемы отвечает использование зарядов рациональной конструкции, снизить удельный расход ВВ, для улучшения качества дробления горных пород. Например, применение зарядов с воздушными, водными и

водно-воздушными промежутками, многоточечным инициированием, с активной забойкой и др [71]. Конструкция заряда определяется, прежде всего, горно-геологическими условиями и техническими возможностями реализации. Оптимальные параметры экскавации отбитой породы: высота уступа 15 м, ширина опережающей заходки опережающей 42 м [20], что обеспечивает возможность перемещения автосамосвалов. Нарезка скользящего съезда на границе блока осуществляется встречным забоем. Вскрышных пород разрабатываются с применением продольно- поперечных технологических схем.

В работе [20] утверждается, что коэффициент разрыхления в развале выше при 3 - 4-х рядном взрывании высоких уступов (30 м), по сравнению с многорядном взрывание 15-ти метровых уступов, что положительно сказывается на сыпучести взорванных пород. Рост производительности экскаваторов определяют следующие факторы:

- увеличения объема взрываемого блока;
- сокращения простоев экскаватора ввиду проведения взрывных работ;
- сокращение ширины рабочих площадок из-за ведения работ на смежных уступах;
- сокращение текущего объема вскрыши и увеличение угла рабочего борта разреза;
- увеличение высоты развала взорванной горной массы.

Авторы [98] предлагают достигать увеличение угла откоса рабочей зоны по двухподступной схеме отработки высоких уступов (по 30 м) с оставлением между подступами предохранительных берм (5 м), а между уступами только транспортных берм для текущего обслуживания экскаваторов (до 15 м) не технологическим автотранспортом. Соразмерное развитие горных работ на всех уступах рабочей зоны достигается обеспечением изменяющихся уровней рабочих площадок. Каждый уступ рабочей зоны разделяется на два подступа (рис. 1.1).

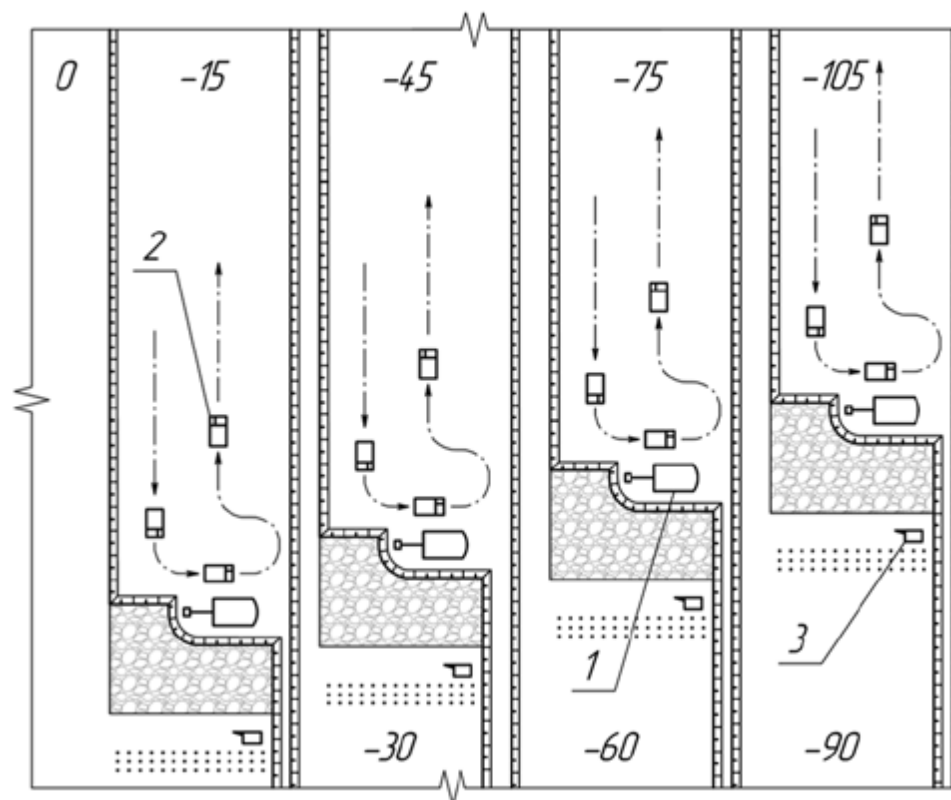


Рисунок 1.1 – Двухподступная технологическая схема отработки уступов поперечными панелями (блоками панелей) с изменяющимися уровнями рабочих площадок: 1 – экскаватор-мехлопата; 2 – автосамосвал; 3 – буровой станок

В первую очередь одновременно обрабатываются все верхние подступы, а затем – нижние подступы. Это позволяет между смежными подступами временно приостанавливать горные работы и добиваться их безопасной отработки широкими панелями при увеличении высоты уступов в 2–3 раза. При отработке верхних подступов, в торцах карьера сооружаются временные вскрывающие выработки, что позволяет снизить объемы горно-капитальных работ. Авторы [98] считают, что при применении мощных ЭАК достаточно вести горные работы высокими уступами с последовательной отработкой их подступами с применением только одного экскаватора. Характеризуется разработанный метод конструирования рабочей зоны особенностью построения контуров рабочих бортов в динамике развития горных работ в глубину с нахождением базисного и опорных контуров, обеспечивающих оптимальную ориентацию блоков-панелей в пределах карьерного поля на определенном

этапе отработки. Доказано, что применение метода увеличивает вскрытые запасы полезного ископаемого (до 20–50%) при уменьшении текущих объемов вскрыши (на 10–15% и больше) и горно-капитальных работ (в 2–4 раза) [98].

Анализ практики открытой разработки, в том числе с применением уступов увеличенной высоты, свидетельствует, что основной задачей разработки любого месторождения является добыча максимального количества полезного ископаемого при минимальных объемах вскрышных работ. Такая тенденция в практике открытой разработки месторождений зачастую имеет отрицательные моменты. Минимизация объемов вскрышных работ при отработке уступов продольными панелями приводит к сужению рабочих площадок и затрудняет равномерное развитие горных работ между смежными уступами, что в результате уменьшает объемы вскрытых запасов полезных ископаемых и ограничивает производственную мощность карьеров [98].

На разрезах Кузбасса при транспортной технологии убедительно зарекомендовали себя шагающие драглайны отечественного производства, применяющиеся продолжительное время (ЭШ-10.60, ЭШ-10.70, ЭШ-13.50). С увеличением глубины отработки разрезов усложняются технологические схемы ведения выемочно-погрузочных работ.

С поступлением на разрезы автосамосвалов, грузоподъемностью до 220 и более тонн, применение находят драглайны марок ЭШ-15.90 и ЭШ-20.90 в комплекте с автотранспортом.

В настоящее время драглайны в транспортной технологии используются на разрезах «Кедровский», «Моховский» «Бачатский», «Краснобродский», «Талдинский» (ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»), на разрезах «Ольжерасский» (ОАО «Южный Кузбасс»), «Черниговский» (ЗАО «Черниговец») для выемки рыхлых и полускальных пород, а также в незначительных объемах угля с погрузкой в автосамосвалы, грузоподъемностью 55–220 т.

При работе шагающих экскаваторов-драглайнов используется классическая схема с нижним черпанием и погрузкой горной массы в автосамосвалы

на уровне своего стояния. Отметим основные особенности применения драглайнов на разрезах, учитывающие состав вскрышных пород, их физико-механические свойства, сложность строения пластов и вмещающей толщи, глубины разработки и т.п. Шагающие экскаваторы заняты, как в транспортной технологии, так и осуществляют укладку вскрышных пород в выработанное пространство. При этом адаптация существующих систем разработки с внутренним отвалообразованием к стесненным условиям карьерного пространства позволяет обеспечить рост эффективности открытой геотехнологии при освоении глубокозалегающих месторождений твердых полезных ископаемых [1, 69, 116].

Примером применения драглайнов является разрез «Бачатский» (драглайны марок ЭШ-11.70 № 15 и ЭШ-13.50 № 37). Это обусловлено необходимостью увеличения линейных параметров рабочего оборудования при экскавации рыхлых отложений с низкими прочностными свойствами и слабой устойчивостью [141]. При этом погрузка осуществляется в автосамосвалы БелАЗ-75215 и БелАЗ-75306 (рис 1.2).

На разрезе «Галдинский» при проведении вскрышных и добычных работ экскаватор–драглайн ЭШ-15.90 одновременно работает как по транспортной, так и по бестранспортной технологии (рис. 1.3) [141].

На разрезе «Ольжерасский» в комплексе с автотранспортом постоянно работают 3–4 шагающих экскаватора ЭШ-10.70. В среднем за месяц один драглайн отгружает в автосамосвалы БелАЗ-7555, БелАЗ-7514 и БелАЗ-7513 порядка 70 тыс. м³ вскрышных полускальных пород и 20 тыс. м³ угля [141].

В подавляющем большинстве технологических схем основные параметры технологии – высота уступа (глубина траншеи) и ширина заходки равны, соответственно, 0,7–1,0 глубины копания и 0,9–1,0 максимального радиуса черпания экскаватора [141].

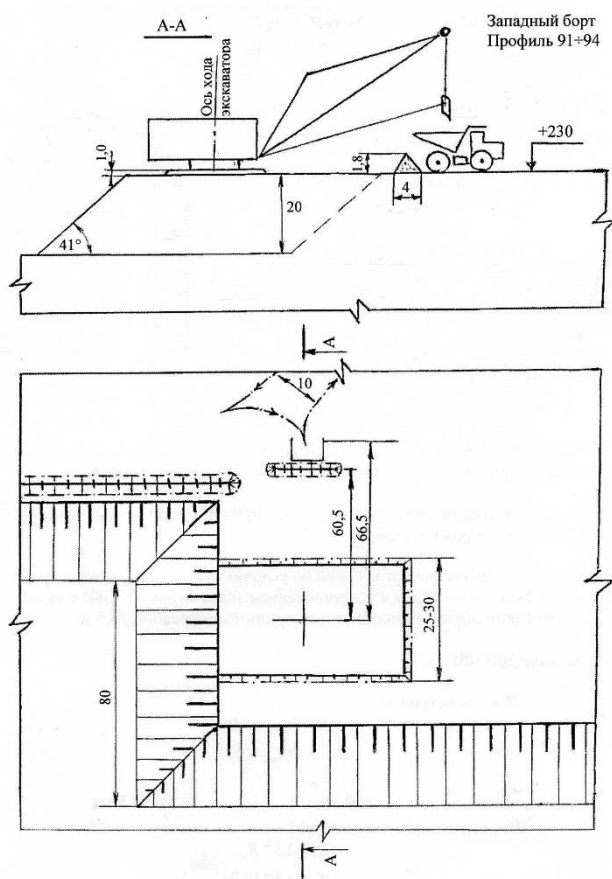


Рисунок 1.2 – Схема обработки уступа рыхлых пород (наносов) драглайном ЭШ-11.70 № 15 по транспортной технологии с погрузкой в автосамосвалы БелАЗ-75306 на разрезе «Бачатский»

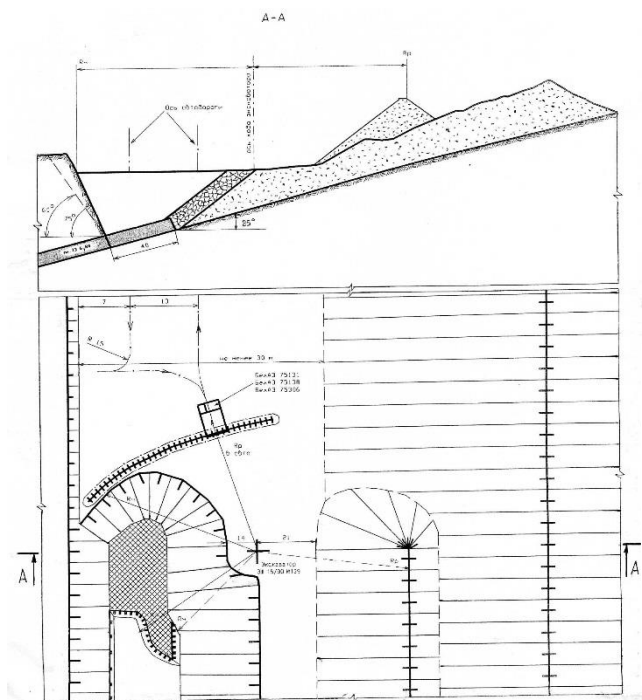


Рисунок 1.3 – Технологическая схема обработки полускальных пород и угля драглайном ЭШ-15.90 № 139 с погрузкой в автосамосвалы и частичным перемещением вскрыши в выработанное пространство на разрезе «Талдинский»

Экскаваторы типа гидравлические обратные лопаты для разрезов Кузбасса являются сравнительно новым выемочно-погрузочным оборудованием, однако, их эффективность в угленасыщенной зоне разрезов при отдельном

способе обработки угля и породных междупластий доказана уже с первых лет эксплуатации месторождения сокращением потерь угля при добыче и снижением его зольности [141]. Благодаря применению при обработке пологих пластов сложного строения экскаваторов типа обратная лопата, появилась реальная возможность проведения качественной селекции в забое при выемке угольных пачек и прослоек породы малой мощности.

На разрезе «Ерунаковский», где пологозалегающие пласты угля сложного строения раньше обрабатывались прямыми мехлопатами валовым способом, после ввода в эксплуатацию двух гидравлических экскаваторов типа обратных мехлопат марки Cat. 375LME с ковшем вместимостью 5,1 м³, стало возможным селективное удаление довольно тонких (20–30 см) прослоек породы. В результате была снижена зольность добываемого угля с 15,7 до 13,9% [141].

Исследования показали, что обратные лопаты могут осуществлять подъем горной массы с погрузкой ее в транспортные сосуды на уровне или выше уровня установки экскаватора. На разрезах с углубочной системой разработки таким образом сокращается расстояние транспортирования при обработке уступа в 2 слоя сразу на полную высоту, без сооружения дополнительной транспортной площадки на промежуточном горизонте [141].

Кранлайны, подобно шагающим драглайнам, способны обрабатывать высокие уступы нижним черпанием при меньшем (в сравнении с обратной лопатой) удельном давлении на грунт. В целом высота разрабатываемого кранлайном уступа по крайней мере в два раза выше, чем у мехлопаты и гидравлической обратной лопаты, что существенно расширяет технологические возможности использования высоких уступов и позволяет получать значительный экономический эффект от сокращения количества рабочих горизонтов на карьере, протяженности транспортных коммуникаций и дальности транспортирования горной массы и других факторов. Кранлайн по своим техническим

возможностям обеспечивает выемку не только мягких пород, но и хорошо взорванной горной массы и, вместе с тем, позволяет производить безударную ее выгрузку в кузов автосамосвала или думпкара.

Другие преимущества использования кранлайнов следующие: увеличение генерального угла рабочего борта карьера на 6-10° с соответствующим уменьшением объемов горнокапитальных работ и размеров территорий, отторгаемых горными работами под отвалы; сокращение объемов работ по строительству и содержанию внутрикарьерных железных или автомобильных дорог; уменьшение объема буровзрывных работ и расхода ВВ; повышение технической производительности кранлайнов за счет снижения удельного веса рабочего времени на передвижения экскаватора в высоком забое. Учитывая преобладание на современных карьерах транспортной системы разработки, кранлайны открывают реальную перспективу увеличения высоты уступов до 30 м. Переоснащение открытых геотехнологий кранлайнами взамен мехлопат представляется на сегодняшний день одним из перспективных путей обеспечения экономичности повышения эффективности горного производства.

Модернизация выемочно-погрузочного комплекса разрезов наглядно иллюстрируют технологические возможности кранлайнов. Так, на примере разреза «Березовский-1», где экскаватор ДШП 20.55 показал свою возможность замены мехлопат на вскрышных работах, в условиях разреза «Бородинский», где подобная замена позволила серьезно сократить протяжённость забойных железнодорожных путей и сконцентрировать часть горизонтов в один уступ, а также на разрезе «Назаровский» модернизация выемочно-погрузочного комплекса позволила получить значимый рост производительности и высокий экономический эффект. Применение кранлайнов также позволяет регулировать объемы работ на внутренних транспортных и бестранспортных отвалах. Перспективным этапом развития кранлайнов является разработка технологического обоснования и технического задания на создание прототипа новой машины [130].

Принципы совершенствования систем разработки основываются на варьировании порядка формирования карьерного и отвального пространства при поярусном формировании внутренних отвалов, применяемых в сплошных системах разработки, что значительно снижает высоту подъема вскрышных пород; уменьшении разноса бортов для размещения вскрывающих выработок, что характерно для углубочных систем. Примером является применение углубочной системы разработки со ступенчатой схемой внутреннего отвалообразования, в основе которой применение наклонных ярусов с уменьшающейся по мере понижения горных работ высотой. Это позволяет во внутреннем отвале разместить как всю вскрышу из карьера второй очереди, так и ее часть с ограничением по высоте. Основные варьируемые параметры, позволяющие выполнить экономическую оценку технологии горных работ с применением внутреннего отвалообразования: фактическая себестоимость вскрышных работ и себестоимость 1 т перевозки горной массы.

Разработка высокого вскрышного уступа производится в один или два слоя. При разработке высокого ($h = 30$ и 32 м) уступа в два слоя одновременно с опережением развития работ в верхнем слое, экскаватор, находящийся в верхнем слое, должен работать с опережением экскаватора, работающего в нижнем слое. При этом скорости подвигания экскаваторных забоев в верхнем и нижнем слоях вдоль фронта горных работ должны быть одинаковыми.

Важно, что в процессе подготовки полускальных пород к экскавации взрывание высоких вскрышных уступов производится сразу на полную их высоту. При этом, при одновременном перемещении экскаваторных забоев в верхнем и нижнем слоях вдоль фронта горных работ образуется сплошной откос высокого уступа. Экскаваторная погрузка взорванной породной массы в автосамосвалы производится одновременно на верхней и нижней площадках уступа, либо только на нижней площадке – на концентрационном горизонте [141].

Выполненный анализ практики открытых горных работ показал, что послойная разработка вскрышного уступа, высотой 20, 30, 32 м, может быть эффективно осуществлена за счет применения следующих типов экскаваторной техники:

– экскаваторов с большими линейными параметрами рабочего оборудования и повышенной глубиной черпания (драглайны шагающие и гусеничные; в перспективе – кранлайны);

– экскаваторов, способных осуществлять два вида черпания (верхний и нижний) и выполнять погрузку горной массы в автосамосвалы на уровне своего стояния, выше и ниже этого уровня (гидравлические обратные лопаты);

– комплекта разнотипных экскаваторов (драглайн и мехлопата, обратная гидравлическая и прямая механическая лопаты);

– комплекта из двух прямых мехлопат, одна из которых производит выемку и сброс породы из верхнего слоя уступа на концентрационный транспортный горизонт, а другая – погрузку всего объема породы в автосамосвалы.

Поскольку при послойной разработке высокого вскрышного уступа, в верхнем слое используются экскаваторы с нижним черпанием (драглайны, обратные лопаты), которые могут выполнять также (частично) транспортную работу путем подъема породы в ковше, возникает необходимость в обосновании оптимальной высоты слоя для различного сочетания комплексов оборудования, определяемого по минимуму эксплуатационных затрат трех взаимосвязанных между собой процессов: бурение и взрывание скважин, выемочно-погрузочные работы и транспортирование породы на верхнюю площадку уступа.

Повышение полноты освоения запасов месторождений полезных ископаемых при обеспечении безопасности ведения открытых горных работ на стадии доработки запасов глубоких горизонтов при работе высокими уступами можно также достигнуть за счет применения роботизированного горнотранспортного оборудования.

Использование беспилотного автосамосвала [29-30, 129] способно существенно расширить область эффективного применения открытых горных работ

с принципиальным изменением сопутствующей инфраструктуры карьера (рис 1.4).

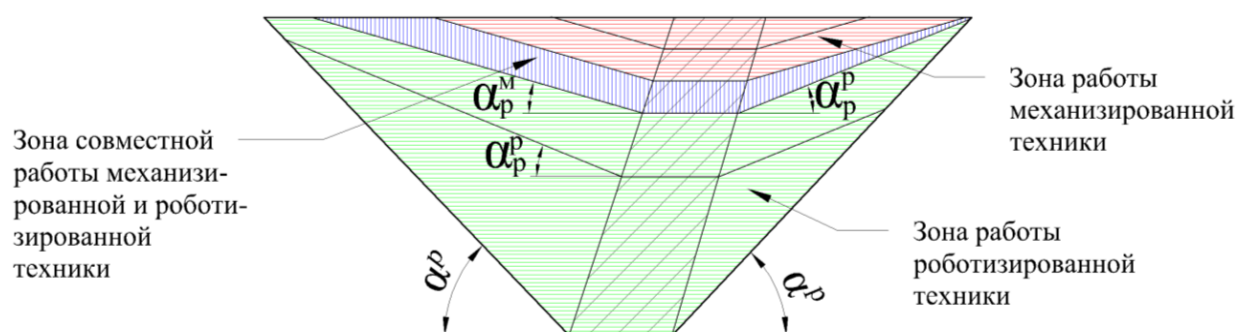


Рисунок 1.4 – Область применения механизированного оборудования в контуре роботизированной горнотехнической системы.

Оснащение интеллектуального самосвала системой кругового визуального обзора, датчиками позиционирования опасных объектов и отсутствие свойственной человеку боязни, например, при езде под крутым уклоном или работе под высоким уступом, сокращает риски возникновения опасных ситуаций и влияние человеческого фактора на операционную деятельность при работе оборудования в забое и на трассе. В то же время, работа автоматически управляемого оборудования требует иного качества подготовки поверхности обуриваемого блока, основания забоя и карьерных автодорог, позволяет существенно сократить размеры рабочих площадок, предохранительных берм, а, в ряде случаев, отказаться от них вовсе.

Использование на нижних горизонтах глубоких карьеров и в стесненных горнотехнических условиях роботизированного горнотранспортного оборудования, оснащенного: системами мониторинга состояния массива горных пород и технического состояния оборудования; круговым видеонаблюдением и системами позиционирования, программным обеспечением, основной функцией которого является управление работой техники с оперативной обработкой и анализом в режиме реального времени полученных данных для прогнозирования и устранения неблагоприятных явлений, а также оснащением контроллерами и приводными механизмами, обеспечивающими своевременный вывод

техники из опасной зоны, или же остановку горных работ, что позволяет увеличить высоту обрабатываемого уступа сверх 1,5 высоты черпания экскаватора с обязательным проведением дополнительных мероприятий по предупреждению образования нависей и козырьков. Роботизированное выемочное оборудование за счет наличия датчиков, на основе которых осуществляется мониторинг состояния горнотехнических конструкций и оборудования, способно вести разработку уступов высотой свыше 1,5 высоты черпания экскаватора, что повышает полноту освоения недр и расширяется область эффективного применения открытых горных работ, а при работе высокими уступами вести работы в один слой с более благоприятным размещением экскаваторов.

Для использования горнотранспортного оборудования с интеллектуальной адаптационной системой управления также необходимо выявление и систематизация факторов, определяющих условия и параметры применения роботизированного горнотранспортного оборудования на карьерах при работе высокими уступами.

1.3. Анализ факторов, влияющих на условия и эффективность перехода на работу высокими уступами

Уступ – один из важнейших конструктивных элементов системы разработки. Главный его параметр – высота, оказывает определяющее влияние на интенсивность отработки месторождения, качество добываемых полезных ископаемых, срок строительства карьера, объем горно-капитальных работ, распределение объемов вскрыши во времени, безопасные условия работы горнотранспортного оборудования. Выбор оптимальной высоты уступа, h , м – одна из сложных горно-экономических задач, многообразие решений которой определяется разноплановостью характера взаимосвязи ниже перечисленных факторов. Так, по мере увеличения высоты уступа снижаются затраты на подготовку скальных пород к выемке и транспортирование взорванной горной массы. Одновременно возрастает вероятность образования «козырьков» и

«нависей» в забоях, увеличиваются потери и разубоживание полезных ископаемых, уменьшается интенсивность разработки месторождения. Поэтому сначала следует рассматривать ряд возможных значений h , отвечающих требованиям безопасного ведения выемочно-погрузочных работ, а затем, для каждого из значений установить производительность карьера, характер изменения во времени годовых объемов вскрыши и определить экономический эффект с использованием традиционных критериев оценки. Вариант с наилучшими технико-экономическими показателями работы карьера и с учетом качества освоения запасов месторождений будет соответствовать оптимальной высоте уступа.

В работах [12, 16, 33, 41, 49, 65, 103-104, 143, 148, 152-153] рассматривается влияние высоты уступа, как важнейшего из элементов открытой разработки, на ряд общекарьерных показателей, таких как: качество добываемых полезных ископаемых; скорость подвигания фронта работ; темп углубления горных работ и, следовательно, производственная мощность карьера; срок строительства карьера; объем горно-капитальных работ; общая протяженность фронта горных работ, внутрикарьерных путей и дорог; угол откоса рабочих и нерабочих уступов и бортов. Так, увеличение высоты уступа позволяет уменьшить их число и, соответственно, сократить количество рабочих горизонтов в карьере, протяженность транспортных коммуникаций и затраты на их содержание, повысить производительность буровых станков и применять более мощное и производительное выемочно-погрузочное и горнотранспортное оборудование, значительно снизить суммарные затраты на буровзрывные и погрузочные работы, сократить число берм [141]. Некоторые исследователи предлагают объединить перечисленные выше эффекты в группу постоянных. Отдельно следует обратить внимание на то, что рост высоты уступа сопровождается увеличением угла откоса рабочего борта. Это происходит в силу того, что темп прироста высоты уступа опережает темп прироста ширины рабочей площадки [141].

В работах [10,13, 25, 26, 43, 50, 59, 61, 66, 67, 78, 96, 97, 105, 126, 158, 159] приведены рекомендации и описаны основные принципы, которыми принято руководствоваться при определении рациональной высоты уступа. Так, академик В. В. Ржевский рациональной высотой уступа называет такую высоту, «при которой в данных условиях обеспечиваются безопасность горных работ, высокая производительность оборудования, минимальные объемы вспомогательных работ, установленные годовые объемы добычных и вскрышных работ и минимальные затраты на них».

Таким образом, уступ, являясь одним из важнейших элементов открытой разработки, определяет взаимообусловленность функциональных подсистем и оказывает влияние на технико-экономические и экологические показатели открытой разработки минерального сырья [141].

При определении рациональной высоты уступов не следует опираться только на один влияющий фактор. Выбор следует выполнять с учетом совокупности влияния групп горно-геологических условий и производственных показателей. Влияние этих факторов в разные периоды эксплуатации месторождения неодинаково. Горно-геологические факторы являются бесспорно определяющими при принятии решения о выборе высоты уступа.

Так, например, при разработке наклонных и крутопадающих залежей, представленных преимущественно скальными и полускальными породами, высота уступа определяется в основном показателями технологических процессов, потерь и разубоживания полезных ископаемых, требуемой производственной мощностью карьера и условиями вскрытия рабочих горизонтов [141]. С увеличением высоты уступа, затраты на подготовку скальных пород к выемке и на транспортирование взорванных пород снижаются. Выбор высоты уступа в большой мере обусловлен прочностными характеристиками слагающих пород. Профессор П. И. Томаков в работе [125] отмечает, что максимальная высота уступа может быть определена по условиям устойчивости, но в таком случае она получается большей, чем это необходимо, в соответствии с

расчетом по другим факторам. Поэтому во многих случаях расчеты устойчивости уступов даже не производятся, что не всегда справедливо.

В 1950 г. профессор Е.Ф. Шешко [153] указывал, что «высота уступа устанавливается по совокупности влияния факторов – мощности разрабатываемых пород, их физических свойств, производительности карьера, способа буровзрывных работ, способа выемки, транспортных условий и рабочих параметров основного оборудования». Однако, в этой работе не дано расчетных методов определения высоты уступа, но выдвинуто одно важное положение, о том, что ширина развала породы после взрывания не должна превышать величины $(0,5-1,5)R$, где R - радиус черпания на уровне стояния экскаватора, м. Е.Ф. Шешко утверждал о необходимости учета взаимозависимостей скоростей hb - вертикальной скорости углубки карьера, м/год, и V - горизонтальной скорости подвигания уступов, м/год, но сущность этих взаимосвязей не была им раскрыта.

Большое внимание вопросу устойчивости откосов бортов карьеров уделил профессор Г. Л. Фисенко в работе [143]. По его мнению, максимально возможный угол откоса борта карьера по фактору безопасности зависит, в основном, от физико-механических характеристик пород, слагающих борт, и степени их однородности, направления плоскостей напластования пород в массиве относительно угла откоса борта, а также от глубины карьера и формы борта в плане. С увеличением глубины карьера, устойчивость борта изменяется. Автор заключает, что выпуклый борт – более устойчив, чем плоский или вогнутый, благодаря увеличенной призме упора, при этом выпуклость профиля борта может быть обеспечена увеличением высоты разрабатываемого уступа в средней зоне карьера.

В целом, большинство исследователей отмечают, что вопрос управления развитием карьерного пространства является вторым по значимости после определения границ карьера, а по сложности – первым. Проф. Ленинградского горного института (ныне Национальный минерально-сырьевой университет

«Горный») А.И. Арсентьев, кроме исследования и обоснования режима горных работ с применением графика $V = f(P)$, в течение нескольких десятилетий поднимал вопрос о «законах горной науки», раскрывающих закономерности соразмерного развития карьерных (и шахтных) пространств, которые следует познавать, об объективных соотношениях между теми или иными скоростями подвигания бортов рабочей зоны карьера, которых следует придерживаться для обеспечения устойчивой, безопасной и экономичной добычи полезных ископаемых [12, 14]. В своих трудах А. И. Арсентьев [16-17] доказал, что высота уступа существенно влияет на скорость подвигания экскаваторных забоев, фронта работ и на сроки вскрытия и подготовки новых горизонтов, и утверждал, что с увеличением высоты уступа скорость подвигания фронта работ уменьшается. Автор обратил внимание на то, что зачастую важно сократить период строительства карьера и сроки освоения производственной мощности, и сделал вывод о целесообразности принятия малой высоты верхних уступов, чтобы обеспечить более быстрое развитие работ в первый период эксплуатации карьера, а впоследствии, когда карьер перейдет к нормальной работе, перспектива увеличения высоты уступов. Подобные решения подтверждены практикой развития горных работ.

Высота уступа оказывает существенное влияние на скорость углубления карьера, которая ограничивается чаще продолжительностью работ по вскрытию и подготовке горизонтов, а не скоростью перемещения фронта верхних рабочих уступов.

Известна тенденция увеличения высоты уступов для повышения интенсивности отработки месторождения. Для проверки условия неизменности интенсивности отработки используют выражение:

$$\frac{Q_2}{h_2 L_{\beta_2} \cdot (ctg \alpha_2 + ctg \beta)} \geq \frac{Q_1}{h_1 L_{\beta_1} \cdot (ctg \alpha_1 + ctg \beta)}, \quad (1.1)$$

где Q_1 и Q_2 – производительности экскаваторов, соответственно, при меньшей h_1 и большей h_2 высоте уступа, м³/год; $L_{б_1}$ и $L_{б_2}$ – соответственно, длина экскаваторных блоков, м; α_1 и α_2 – углы наклона борта карьера при меньшей и большей высоте уступа, град; β – угол наклона залежи, град. [134].

Из вышесказанного следует, что при увеличении высоты уступа с 15 до 30 метров, то есть в два раза, для обеспечения прежней интенсивности отработки месторождения необходимо увеличить производительность экскаватора на 65 %. Такой рост обеспечивается посредством отработки высокого вскрышного уступа комплектом экскаваторов, составленным из выемочно-погрузочных машин, отработывавших смежные вскрышные уступы обычной высоты. Широкий диапазон возможных сочетаний выемочно-погрузочного оборудования, обеспечивающий кратное увеличение суммарной емкости ковшей экскаваторов и кузова транспортных машин позволяет управлять производительностью экскаваторов и, как следствие, регулировать интенсивность отработки месторождения.

В работах [91, 127, 131, 133, 136] академик РАН К. Н. Трубецкой выделяет как одно из узких мест традиционных схем открытой разработки твердых полезных ископаемых жесткую зависимость высоты разрабатываемого уступа от линейных параметров карьерных экскаваторов. Это обстоятельство ограничивает высоту уступа – основного элемента транспортной системы разработки – в пределах 10–16 м. Ограничение обусловлено тем, что в силу физико-механических свойств слагающих пород для обеспечения безопасности ведения горных работ для экскаваторов типа прямая лопата высота уступа в скальных и полускальных породах не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора более чем в 1,5 раза при условии, что высота развала не будет превышать при одно- и двухрядном взрывании максимальную высоту черпания экскаватора, а при многорядном взрывании – полуторную высоту черпания, что как обязательное требование зафиксировано в правилах технической эксплуатации [39].

В работах [70, 103, 105, 127] приведены отрицательные стороны ведения открытых горных работ с относительно малой высотой уступа, к ним авторы относят наличие большого числа транспортных горизонтов и значительную протяженность фронта горных работ, которые, по мере увеличения глубины разработки, постоянно растут; выполаживание рабочих бортов и увеличение текущих объемов вскрышных работ, а также деконцентрацию горных работ на разрезах в целом [141]. Кроме того, фронт горных работ с малой высотой уступа отрицательно сказывается на использовании экскаваторов в основной работе и, как следствие, на их производительности, потому что резко возрастают объемы работ по созданию рабочих площадок и их зачистке при подготовке к проведению буровзрывных работ, по строительству, переносу и содержанию в работоспособном состоянии забойных транспортных коммуникаций, линий электропередач [141]. В этих работах авторы также пришли к заключению, что перспективным направлением повышения эффективности открытого способа добычи полезных ископаемых является увеличение высоты уступа.

В научно-исследовательских работах [40, 53, 78, 80, 151], предлагающих увеличение высоты разрабатываемого уступа, проанализированы различные варианты осуществления перестройки рабочего борта в рамках осуществления перехода к работе высокими уступами во вскрышной зоне разреза, дана оценка экономического эффекта от снижения текущих объемов вскрыши. Помимо этого, обоснованы технологические схемы ведения вскрышных работ высокими уступами с применением выемочно-погрузочных драглайнов, обеспечивающих снижение ресурсоемкости и повышение эффективности горного производства.

П. И. Опанасенко в диссертационной работе [78] показал, что основным фактором, влияющим на эффективность перехода к высоким уступам, является снижение текущих объёмов вскрышных работ, которое обеспечивается за счёт:

- позитивного изменения конфигурации рабочего борта карьера в процессе его формирования при проходке разрезных траншей, реконструкции рабочего борта или нарезке новых горизонтов;
- увеличения угла откоса рабочего борта и связанного с этим снижения подвигания фронта вскрышных работ по всей высоте вскрышной зоны.

Акцент на возможность единовременного сокращения необходимых объемов вскрыши ставят большинство исследователей и проектировщиков при анализе преимуществ работы с увеличенной высотой уступа. При этом недостаточное внимание уделяется вопросам перераспределения объемов вскрышных работ и, как следствию, снижению текущего коэффициента вскрыши. При обосновании необходимости перестройки борта, базирующемся на снижении эксплуатационных затрат, мало исследованной остается проблема обоснования целесообразности реконструкции карьера с момента начала и до завершения подобной перестройки, как элемента научно-методической базы выбора стратегии освоения месторождения открытым способом [141].

Изменение высоты разрабатываемого уступа оказывает существенное влияние на весь цикл процессов открытых горных работ, особое место в котором занимают работы по буровзрывной подготовке пород к выемке. Их важность обуславливается необходимостью управления параметрами развала, поскольку для практической реализации идеи увеличения угла откоса рабочего борта, помимо роста высоты разрабатываемого уступа, необходимо обеспечивать малую ширину развала, его компактность.

В ходе исследования параметров буровзрывных работ [4, 18, 38, 57, 60, 101, 119] установлено, что рост высоты взрывающегося уступа приводит к расширению сетки скважин, снижению удельного расхода взрывчатых веществ, увеличению времени полезного использования буровых станков и оборудования при обеспечении требуемой степени взрывного дробления, что позволяет снизить эксплуатационные затраты на буровзрывную подготовку на 10–25 %. В то же время, при ведении буровзрывных работ с увеличенной высотой

уступа усложняется управление параметрами развала, а также увеличивается выход негабаритов. Одним из решений проблем такого характера является применение зарядов с воздушными промежутками, а также создание забойки определенной конструкции и качества. Так, в работе Н. В. Мельникова и Л. Н. Марченко [60] доказана эффективность применения зарядов с воздушными промежутками и описана физическая сущность процесса. М. Ф. Друкованный в работах [35, 37, 38] анализирует влияние забойки на параметры импульса давления и интенсивность дробления горных пород. При этом, авторы не останавливаются подробно на проблемах практического осуществления рассредоточения заряда в скважинах в реальных производственных условиях, также остается нерешенным вопрос сооружения забойки в обводненных скважинах.

Определению рациональной высоты уступа при подготовке горных пород буровзрывным способом большое внимание уделял в трудах академик Н. В. Мельников. Им сделан вывод, что увеличение высоты уступа является значительным резервом повышения производительности экскаваторов, снижения трудоемкости буровзрывных работ и уменьшения объема горно-капитальных работ. Одним из эффективных направлений в повышении высоты уступа является переход на наклонное бурение взрывных скважин, при котором достигается наиболее стабильный гранулометрический состав горной массы при различной высоте уступа. Также, в условиях эксплуатации залежей карбонатных пород мощностью 15-20 м, расположенных в центральных районах страны, целесообразен переход на разработку месторождений одним высоким уступом при условии соблюдения качества горной массы.

Но кроме достоинств увеличения высоты уступа отмечены также и недостатки:

- увеличение объема проходки вскрышных траншей, а, следовательно, и времени подготовки новых горизонтов;
- снижение скорости подвигания забоев и фронтов работ уступа, и, как следствие, снижение темпа углубления карьера;
- увеличение потерь и разубоживания минерального сырья.

Проанализировав данные аспекты, становится понятно, что определение рациональной высоты уступа не является простой и однозначной задачей. Так, для сокращения периода строительства и сроков освоения проектной производительности карьера, целесообразно высоту верхних уступов принимать небольшой, что обеспечит быстрое развитие работ в первый период эксплуатации, а затем, когда карьер перейдет на нормальный режим работы, высота уступов может быть увеличена. В данном случае правильнее использовать на верхних уступах сразу более мощное и производительное оборудование с учетом перспектив в будущем увеличения высоты уступов.

В научных трудах многих горняков-открытчиков [10, 14, 75, 78, 106, 131] отмечено, что увеличение на карьерах высоты вскрышных уступов способствует уменьшению текущих объемов вскрыши, за счет чего достигается значительный экономический эффект и, как следствие, изменение структуры себестоимости добычи угля в части сокращения затрат на производство вскрышных работ.

Вместе с тем, известно, что увеличение высоты уступа ведет к снижению темпа углубки и скорости подвигания фронта горных работ, что, в свою очередь, негативно отражается на производственной мощности карьера. Этот негатив проявляется, в основном, на рудных карьерах из-за характерных особенностей формы и условий залегания рудного тела, ограниченности его площадного распространения. Это приводит к необходимости ежегодного использования всей длины нарезанного фронта горных работ [141].

Несмотря на очевидный экономический эффект от применения высоких вскрышных уступов, большинство исследователей и практиков едины во мнении, что верхние горизонты карьеров следует отрабатывать уступами малой (10–15 м) высоты. Это позволит построить карьер и освоить его производственную мощность в минимально короткие сроки. Для разрезов Кузбасса работа с малой высотой уступа в начальный период эксплуатации месторождения необходима еще и потому, что породы вблизи поверхности подвержены процессам выветривания на глубину 30–50 м и не всегда могут обеспечить

требуемый запас прочности по устойчивому состоянию откосов высоких вскрышных уступов [79, 141].

Позднее, при отработке более глубоких горизонтов, когда будет достигнута производственная мощность карьера, когда с глубиной повысятся прочностные характеристики вмещающих пород и монолитность горного массива в целом, можно переходить на высокие вскрышные уступы [141].

Однако, и в ранее опубликованных научных трудах, и исследованиях, проведенных в последние годы [78, 127, 133], отсутствуют обоснованные рекомендации, в какой именно период работы карьера целесообразно переходить к отработке вскрышных пород высокими уступами.

Очевидно, что недостаточное внимание к решению этой проблемы может привести к ошибочным проектным решениям, неправильному определению средств, направляемых в производство, переоценке ожидаемых выгод и необходимости несения дополнительных, незапланированных издержек.

Основой выбора оптимальных проектных решений является выполнение технико-экономического обоснования параметров горнотехнической системы на различных этапах эксплуатации месторождения.

В условиях ограниченности выпуска специализированного горнотранспортного оборудования, позволяющего производить отработку высокого уступа по транспортной технологии, а также в случае внедрения автоматизированных и роботизированных горнотехнических систем, сохраняется потребность в обосновании технологических схем предприятия в целом, а именно схем нарезки новых горизонтов, проходки скользящего съезда, разработки высокого вскрышного уступа [141]. Эти схемы должны предусматривать использование имеющейся современной выемочно-погрузочной и транспортной техники или интеллектуальной роботизированной техники, отвечающей требованиям экономической эффективности использования всего горно-транспортного комплекса. Критериями, определяющими конструкцию предельного контура реконструируемого карьера, остаются уровень риска эксплуатации гор-

нотранспортного оборудования и затраты на ремонт и восстановительные мероприятия. Поэтому при определении высоты и угла откоса уступов и бортов карьеров в целом, необходимо учитывать нормативный срок их стояния, исходя из продолжительности доработки законтурных запасов и дополнительных затрат на мероприятия по укреплению высоких откосов с учетом риска эксплуатации роботизированного горнотранспортного оборудования под высокими уступами.

1.4. Особенности методик обоснования параметров перехода на работу высокими уступами при проектировании карьеров

Одним из первых методов определения экономически выгодной высоты уступа предложил в 1932 г. И.А. Кузнецов [51, 52]. Им, в зависимости от высоты уступа, были установлены эксплуатационные расходы на: БВР; выемку и уборку породы; укладку рельсовых путей; перестилку рельсовых путей; устройство приемных площадок; подъем; водоотлив; обеспечение устойчивости уступов; подчистку площадки уступов. Затраты на все процессы, по исследованиям И.А. Кузнецова [51, 52], обратно пропорциональны высоте уступа, при которой имеется минимум эксплуатационных расходов на каждый процесс. И.А. Кузнецов приводит аналитическое выражение для определения высоты уступа, соответствующей минимуму расходов.

Профессором Ю.И. Анистратовым [7-9] предложены методы принятия решения по определению главных параметров открытой разработки месторождения и расчёта комплекта оборудования для производства горных работ на карьере на основе энергетической теории разработки месторождений полезных ископаемых.

Вопросы эффективного освоения запасов рудных месторождений открытым способом в зависимости от принятых технологических параметров изучалась Авдеевым П. Б. [2]. Автором предложена усовершенствованная экономико-математическая модель выбора оптимального варианта открытой раз-

работки месторождений. Для корректного выбора технико-технологических параметров, предложен алгоритм определения комплекса оптимальных параметров карьера на основе линейной стратегии принятия решений. Алгоритм включает последовательное выполнение операций и реализуется при заблаговременном выборе оптимального сочетания основных параметров открытой геотехнологии и планов развития горных работ. В качестве критерия эффективности предлагаемых технических решений выбрана чистая дисконтированная прибыль (ЧДП) в соответствии с «Методикой стоимостной оценки запасов твердых полезных ископаемых» [63]. В методику расчета чистой дисконтированной прибыли автор предлагает включить ранее не используемые затраты: на охрану окружающей среды, рекультивацию земель, охрану труда и здоровья трудящихся и подготовку кадров, доля которых в общих производственных затратах составляет около 10 %. По мнению П.Б. Авдеева, используя данный алгоритм технико-экономических повариантных расчетов с варьированием параметров карьера, технологии ведения буровзрывных работ, применяемого погрузочного оборудования, параметров транспортирования горной массы, возможен выбор эффективной технологию освоения рудного месторождения открытым способом. Особое значение при этом имеет выбор энергоэффективной и ресурсосберегающие технологии ведения горных работ. Задача обоснования эффективности геотехнологии с учетом экологических ограничений и комплексного использования минерального сырья решается по стандартным компьютерным программам с использованием линейного программирования. Это обеспечивает возможности использования любого количества переменных, учет большого количества влияющих факторов для анализа чувствительности целевой функции, что в целом позволяет выполнять достоверный прогноз и поиск оптимального решения.

С.В. Руновой [107] предложен метод определения главных параметров карьера путём объёмно-поэтапного моделирования рабочей зоны карьера в интерактивном режиме на ЭВМ. Автор полагает, что использование данного метода поз-

воляет. Для поддержания требуемого уровня эффективности открытых горных работ сокращения затрат на вскрышу рекомендуется достигать увеличением угла откоса рабочего борта карьера в пределах требуемого запаса устойчивости, а при увеличении спроса, либо цены на сырье – уменьшать угол откоса рабочего борта карьера, увеличивая тем самым затраты на вскрышу с целью стабилизации экономических показателей карьера на длительный период.

Высокая степень влияния контуров карьера на остальные проектные решения обуславливают сохранение среди исследователей большого интереса к вопросу определения границ карьеров.

Трудность обоснования принятого решения по границам карьера объясняется высокой сложностью карьера, как объекта проектирования горнотехнической системы, его большим сроком службы и изменением в связи с этим оценочных критериев, разнообразием влияющих факторов и прогнозным характером их значений.

Однако, не отрицая значимости исследования влияния на границы карьера всего вышеперечисленного, следует отметить, что еще М.Г. Саканцев [117] в начале 80-х годов в ходе диссертационных исследований обозначил факт неоптимальности контуров, полученных при использовании традиционно применяемых методов определения границ открытого способа разработки и показал наличие более эффективных сложных контуров. Тогда впервые был поставлен вопрос о погрешностях самих методов проектирования и необходимости их совершенствования, не решенный из-за высокой трудоемкости проектных проработок при ручных методах решения задачи определения границ карьеров. Задача определения границ карьера непосредственно в трехмерном пространстве с помощью методов математического моделирования, а также задача анализа традиционных методов проектирования границ при учете объемных свойств карьера была поставлена А.Л. Билиным в исследовательской работе [23]. Автором разработан пакет прикладных программ для ПК с целью создания модели реальных месторождений и карьеров любой сложности и проведения предпроектных исследований по границам карьера.

В работах профессора проф. Г.А. Холоднякова [145, 146] исследовано влияние увеличения высоты уступа на такой важный показатель работы карьера, как его производительность. В частности, представлен анализ зависимости нарастающих объемов добываемой руды от высоты уступа при использовании автотранспорта.

М.Д. Абдуллаевым [1, 146] предложена методика выбора оптимальной высоты уступа, в основе которой находится совместная оценка влияния на качественные, производственные и экономические показатели работы карьера. Значение высоты уступа не отвечает оптимуму по совокупности всех влияющих факторов в течение всего периода эксплуатации карьера. Автор считает, что высота уступов определяется условиями освоения месторождения в каждый из периодов его работы [1]:

- выбор высоты уступа осуществляется при рациональном соотношении потерь, засорения и разубоживания руды при равенстве экономического ущерба от засорения прибыли от использования потерянных руд [1];
- для обеспечения эффективности проектных решений производительность карьера по руде определяется с учетом изменения горно-геологических и горнотехнических условий разработки при необходимости изменения высоты уступа при ведении добычных работ;
- должен быть обозначен предполагаемый диапазон изменения высоты уступов, учитывающий количество технологических сортов руды и способов их выемки, устойчивости пород и предполагаемого типа погрузочного оборудования.

Академиком. В. В. Ржевским еще в середине 50-х годов прошлого столетия предложено учитывать в каждый текущий момент времени развитие горных работ с соответствующим порядком формирования рабочего пространства карьера [105]. Поэтому границы карьера и, в частности, его глубина растет до наступления равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши. При $K_T = K_{TP}$ на карьере достигается полное (с вводом всех рабочих

горизонтов) развитие горных работ и перерабатываются максимальные объемы вскрыши. В дальнейшем продолжать разработку месторождения открытым способом становится экономически нецелесообразным, и в жизнедеятельности карьера наступает заключительный этап – этап погашения горных работ (рис. 1.5).

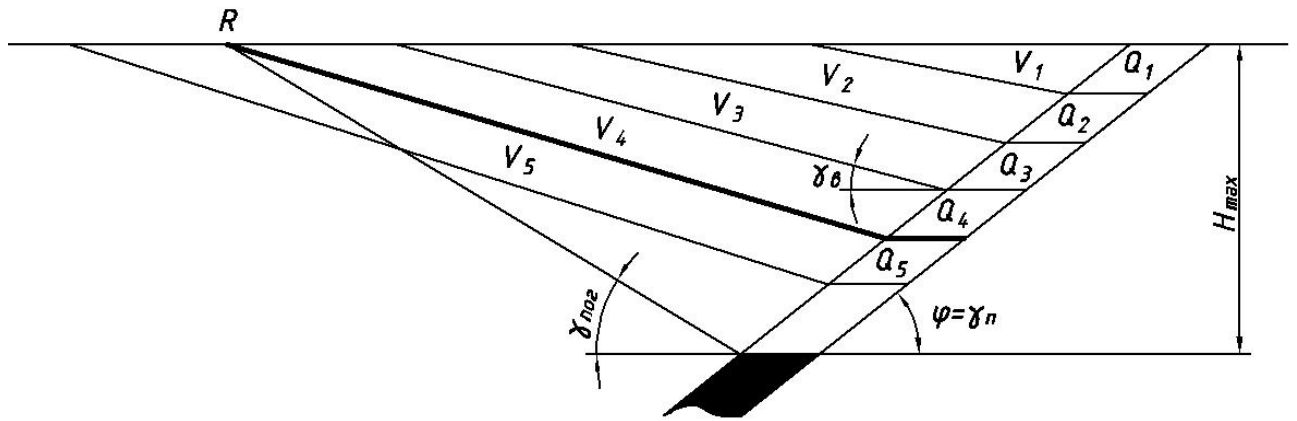


Рисунок 1.5 – Схема к определению границ открытой разработки месторождения по условию равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши $K_T = K_{ГР}$ (по академику В.В. Ржевскому)

Таким образом, в основе метода определения границ карьера заложен принцип равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши ($K_T \leq K_{ГР}$), предложенный академиком В.В. Ржевским.

В начальный период освоения месторождения текущий коэффициент вскрыши, как правило, меньше граничного $K_T < K_{ГР}$. Это наглядно представлено на рис. 1.5, когда выполняются условия:

$$\left(\frac{V_1}{Q_1} = K_{T1}\right) < \left(\frac{V_2}{Q_2} = K_{T2}\right) < \left(\frac{V_3}{Q_3} = K_{T3}\right) < K_{ГР}. \text{ Однако, отношение } \left(\frac{V_4}{Q_4} = K_{T4}\right) \text{ уже равно } K_{ГР}, \text{ а } \left(\frac{V_5}{Q_5} = K_{T5}\right) \text{ будет больше } K_{ГР}.$$

В представленных математических выражениях V_1, V_2, V_3, V_4, V_5 – это объемы вскрыши, а Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, Q_5 объемы добычи угля на соответствующих горизонтах.

Точка R (см. рис. 1.5) является границей отработки месторождения по поверхности, при приближении к которой приступают к погашению горных

работ под углом $\gamma_{ног}$. Максимальная глубина карьера с учетом погашения горных работ при этом равна, как показано на рис. 1.5, H_{max} .

Е.Е. Марков отмечает, что при комплексной разработке месторождения наблюдается увеличение возможной глубины разработки. Изменение граничного коэффициента вскрыши, а, следовательно, и допустимого среднего коэффициента вскрыши, в данном случае, происходит за счет вовлечения в разработку сопутствующих полезных ископаемых [54]. Для обоснования эффективности освоения отдельного месторождения интерес представляет также определение фактического, реального и возможного граничных коэффициентов вскрыши. Фактический граничный коэффициент соответствует текущему на данный момент времени на предприятии. Реальный – это такой экономически оправданный в современных условиях граничный коэффициент вскрыши, которого можно достичь на данном предприятии при использовании известных практических достижений в технике и технологии горных работ. Возможный – целесообразный в будущем граничный коэффициент вскрыши обеспечивается при условии совершенствования методов и техники разработки месторождений и создания новых технологий, в том числе по извлечению ценных компонентов из добываемых полезных ископаемых.

Определение реального граничного коэффициента вскрыши для конкретных месторождений, по мнению автора [54], предполагает поиск практических мероприятий для того, чтобы, используя современную технику и технологию, более выгодно и полно извлекать полезные компоненты из недр и добываемых руд. Определение возможного граничного коэффициента вскрыши предполагает проведение теоретических исследований и создание инновационных решений по совершенствованию техники и технологии комплексного освоения недр. Автор [54] совершенно справедливо утверждает, что предложенный метод определения граничного коэффициента вскрыши будет способствовать более надежному обоснованию комплексной разработки месторождений и определению предельных границ открытых работ.

В исследованиях [27, 147] предложен принцип проектирования границ карьера при комбинированной отработке месторождения. Основным отличием от существующих принципов является использование контурного коэффициента добычи, который позволяет учитывать при проектировании границ открытой разработки месторождений мощность покрывающих пород и попутные полезные ископаемые. Определение граничного коэффициента добычи при разработке комплексного месторождения заключается в необходимости рассчитать допустимые затраты, используя цены на конечную продукцию (концентрат) горно-обогатительного комбината. При переработке полезных ископаемых комплексного месторождения формируется приведенный концентрат, представляющий собой сумму всех концентратов, приведенных по ценности к основному, полученному из основного по ценности полезного ископаемого.

В работе [141] решена задача по обоснованию периода перехода на высокие вскрышные уступы применительно к условиям работы разрезов Кузбасса. Решение основано на принципе определения границ карьера, предложенном академиком В. В. Ржевским, основанном на равенстве граничного и текущего коэффициентов вскрыши ($k_{ep} \geq k_m$). Учтены также рекомендации проф. Юматова Б. П., что «...необходимо рассматривать фактический график календарного распределения объемов горных работ, улучшать его и выделять в пользу открытых разработок максимальные запасы полезного ископаемого на данном месторождении», актуальные и в настоящее время, в том числе и для Кузбасса [156, 157]. Решение задачи сводилось к установлению во времени и пространстве периода перехода на конкретном месторождении к разработке вскрышной толщи пород высокими уступами.

При переходе на высокие уступы во вскрышной зоне карьера позволяет перераспределить объемы вскрышных работ по времени, перенеся их часть на более поздний период. При этом снижаются текущие объемы вскрыши и сокращаются эксплуатационные затраты. Переход на высокие уступы до начала

погашения горных работ позволяет перенести достижение максимального значения текущего коэффициента вскрыши на более поздний срок, его значение остается меньше граничного на протяжении всего срока эксплуатации карьера или разреза [141].

Такое перераспределение объемов вскрышных работ существенно снижает значение показателя граничного коэффициента вскрыши при обосновании предельных размеров карьера. Граничный коэффициент вскрыши перестает быть основным критерием при проектировании и планировании горных работ. С момента начала реконструкции карьера (разреза) граничный коэффициент вскрыши далее не является критерием определения конечной глубины горных работ, поскольку проектная глубина будет достигнута при меньшем текущем коэффициенте вскрыши [141].

Оптимальный выбор варианта должен быть основан на сопоставлении общественной и экономической эффективности разработки месторождений. Общественная эффективность определяет социально-экономические последствия реализации проекта для общества в целом, экологические, социальные и иные внеэкономические эффекты [19, 150, 154].

В «Методических рекомендациях по оценке эффективности инвестиционных проектов» (вторая редакция) № ВК 477 от 21.06.1999 [64], определен ряд принципов по выбору предпочтительного варианта.

Учета временного фактора является основным при выборе вариантов, предполагающих различия в сроках реализации проекта. В своей работе [149] проф. В. С. Хохряков так же подчеркивает важность учета фактора времени.

Использование высоких уступов, безусловно, является источником повышения эффективности работы горнодобывающих предприятий и роста их конкурентоспособности. Стратегическими задачами остаются вопросы определения границ карьеров и выбора вариантов развития производственной мощности карьеров с определением ее рациональной структуры по видам извлекаемого минерального сырья, объемам вскрыши и горной массы. Это определяет актуальность разработки новых и развития существующих методов

установлены главных конструктивных параметров карьеров и процессов открытой геотехнологии их формирования и эксплуатации при комплексном освоении недр, требований нормативов по охране окружающей среды для выбора надежных и оптимальных проектных решений.

Таким образом, необходимость соответствия параметров горнотехнической системы целям недропользователя с учетом социальных интересов общества, требует усиленного внимания развитию методологических принципов проектирования горнотехнических систем.

1.5. Цель, задачи и методы исследования

Применение открытых геотехнологий добычи полезных ископаемых в сложных горнотехнических условиях в большинстве случаев приводят к оставлению за проектными контурами нижних горизонтов карьера значительного количества фактически уже вскрытых запасов полезных ископаемых. Ведение на нижних горизонтах карьеров горных работ в стесненных условиях приводит к закономерному снижению производительности горнотранспортного оборудования, в среднем на 14-18%, вследствие усложнения организации работ и по причинам, связанным с загазованностью и запыленностью атмосферы карьера. Снижение эффективности открытой разработки месторождений на затухающей стадии горных работ превращается в большую проблему, требующую пристального рассмотрения с принятием инновационных решений по дальнейшему развитию открытых геотехнологий.

Одним из результативных направлений совершенствования открытой геотехнологии является увеличение высоты вскрышных уступов, положительно влияющей на качественные и количественные показатели добычи полезных ископаемых. Известные и широко апробированные методы проектирования и эксплуатации месторождений открытым способом позволяют с определенной степенью достоверности определять высоту уступа для месторождения, которая устанавливается проектом постоянной на весь период отработки месторождения. При этом, проектная высота уступа не является оптимальной

с учетом всех влияющих факторов. Выполненными исследованиями доказано, что основное преимущество технологии отработки вскрыши высокими уступами заключается в возможности увеличения угла откоса рабочего борта разреза, снижения величины текущего коэффициента вскрыши, сокращения количества транспортных горизонтов и т.д. [141] Развитие автоматических (роботизированных) геотехнологий извлечения из недр полезных ископаемых, не предполагающих участие человека в выполнении операционных процессов в опасной зоне ведения горных работ, делает возможным вовлечение в отработку запасов полезных ископаемых, расположенных в опасных и стесненных условиях с высокой ценностью минерального сырья, в условиях криолитозоны, обводненных массивов, в сложных климатических условиях Севера и высокогорья, а также при разработке месторождений радиоактивных руд, глубоко залегающих залежей, месторождений в географически отдаленных и неосвоенных районах.

Это предопределило совершенствование и разработку методов определения конечных границ карьеров с учетом инновационных технологических решений с определением области эффективного применения высоких вскрышных уступов и с учетом степени участия человека в выполнении операционных процессов; а также разработку методов определения параметров перехода на работу высокими уступами с учетом требований к ценности минерального сырья, его многокомпонентности, этапности разработки месторождения. При принятии решения о выборе технологической схемы и условий перехода на высокие вскрышные уступы следует руководствоваться следующими положениями:

- границы перехода карьера на технологию высоких вскрышных уступов должны определяться применительно к конкретным условиям месторождений в заданных экономических реалиях;
- параметры эффективного перехода на отработку высокими уступами следует устанавливать с учетом влияния основных факторов в пределах обоснованного в базовом проекте граничного коэффициента вскрыши;

- производственная мощность карьера определяется в соответствии со спросом на товарную продукцию и не должна превышать максимально возможной по горнотехническим возможностям – это верхний предел производительности. В случае возникновения дефицита в полезном ископаемом в отрасли, он покрывается за счет доработки других действующих карьеров, возможности которых по горнотехническим факторам не используются в полном объеме, что несомненно выгоднее, нежели проектировать и строить карьер на новом месторождении.

Потребность в развитии методологии перевода горнотехнических систем на более высокий уровень эффективности предопределило цель и основные задачи исследования.

Цель работы состоит в установлении условий и обосновании параметров эффективного перехода на отработку разрезов высокими вскрышными уступами при освоении мощных угольных месторождений открытым способом.

Идея работы заключается в расширении области эффективного применения открытого способа разработки мощных угольных месторождений путем установления временных и пространственных параметров своевременного перехода действующего разреза к выемке вскрышных пород высокими уступами при соответствующем совершенствовании технико-технологических решений.

На основе обобщения результатов исследований, актуальности проблемы и определения основных тенденций и перспектив роста эффективности открытой разработки месторождений определены задачи данной диссертации:

- анализ технологических решений с оценкой параметров технологических процессов формирования и эксплуатации месторождений открытым способом с применением высоких уступов;

- создание и систематизация технологических схем отработки месторождений с применением высоких уступов и определение основных тенденций и перспектив роста эффективности открытых горных работ;

- исследование влияния основных факторов на параметры технологических процессов формирования и эксплуатации высоких уступов и определение условий эффективного перехода на работу высокими вскрышными уступами;

- разработка методов и средств управления взрывом при отработке высоких вскрышных уступов;

- установление закономерностей изменения параметров систем разработки высокими уступами и приращения границ карьеров, позволяющих управлять рабочим пространством открытых горных работ в интерактивном режиме при проектировании и эксплуатации месторождений;

- исследование условий и способов эффективного перехода на высокие вскрышные уступы и разработка методики определения высоты уступа и подступов, условий и параметров перехода на высокие вскрышные уступы с учетом взаимовлияющих факторов, позволяющей повысить экономическую эффективность и достоверность проектных решений при открытой разработке месторождений;

- разработка и внедрение технологических рекомендаций по выбору рациональной технологии отработки высоких вскрышных уступов различными комплексами выемочно-погрузочного и горнотранспортного оборудования на разрезах Кузбасса с оценкой их экономической эффективности.

Общей теоретической и методологической основой диссертации является комплексный подход, включающий анализ и обобщение фундаментальных исследований в области методологии проектирования карьеров, обобщение производственной и проектной практики открытых горных работ. В качестве основных методов исследований использовались: аналитические и графо-аналитические методы; горно-геометрическое моделирование конечных бортов карьера и развития его рабочей зоны; экономико-математическое моделирование; системный анализ, лабораторные и опытно-промышленные эксперименты при исследовании параметров технологических процессов, зависящих от принятой высоты уступа; методы математической статистики и экспертных оценок; технико-экономический анализ.

2. РАЗВИТИЕ ТЕОРИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ВЫСОКИМИ УСТУПАМИ

2.1. Уточнение понятий и типовые технологические схемы отработки карьера высокими уступами

Рассмотрение рабочего борта карьера (разреза) в целом со всеми элементами уступов и рабочих площадок, а не только как совокупности отдельно взятых абстрактных спрямленных откосов является основным постулатом исследований в данной диссертации. В работе предпринята попытка детально изучить вопросы и обосновать закономерности, связанные со стратегией перехода (во времени и пространстве) на высокие вскрышные уступы, и на этой основе обосновать методику выбора технологии послойной отработки месторождения с определением конструкции рабочего борта карьера, включающей высокие вскрышные уступы. При обосновании параметров бортов учтено влияние высоких вскрышных уступов на устойчивость массивов нижележащих горизонтов и порядок отработки блоков в добычной зоне карьера. В процессе изучения данной проблемы на первом этапе исследований была поставлена задача формулирования понятийных основ для формирования принципов отработки карьеров высокими уступами, в результате были определены условия и границы применения открытой геотехнологии, разработан алгоритм расчета в последовательности принятия решений по выбору параметров эффективного перехода на высокие вскрышные уступы.

Под горнотехнической системой понимают совокупность горных конструкций, оборудования, технологических процессов горного производства и т.п. во взаимодействии с вмещающими их участками недр [121].

Система разработки — это совокупность основных и вспомогательных геотехнологических процессов, примененная в определенном конструктивном решении для отработки отдельной выемочной единицы (панели, блока, камеры, слоя) участка недр. Правильный выбор системы разработки обеспечивает производительную, экономичную и безопасную эксплуатацию месторождения при рациональном использовании запасов полезного ископаемого [121]. Системы открытой разработки месторождений определяют порядок и последовательность выполнения вскрышных, горно-подготовительных и добычных

работ в пределах карьерного поля или его участка, обеспечивающий экономически эффективную и безопасную эксплуатацию месторождения с заданной производственной мощностью карьера при рациональном использовании запасов [121].

Описание или изображение с помощью условных знаков технологических процессов и последовательности их выполнения при производстве открытых горных работ традиционно называют технологическими схемами открытой горной разработки [121].

Под технологическими процессами открытых горных работ понимают комплекс процессов, осуществляемых в определенной последовательности (бурение, взрывание или механическое рыхление, выемка и погрузка, транспортирование и разгрузка полезного ископаемого или вскрышных пород в приемные устройства, отвалообразование или складирование) при добыче полезных ископаемых открытым способом [121].

Рабочая зона карьера представляет собой сложную пространственную поверхность, изменяющую свою кривизну в вертикальной и горизонтальной плоскостях по мере отработки месторождения, включая откосы и горизонтальные бермы, и состоящую из рабочих и временно законсервированных уступов, периодически перемещаемых в границах карьерного поля для обеспечения выемки полезного ископаемого требуемого качества, создания нормальных условий для транспортного обеспечения экскаваторных забоев и пунктов перегрузки горной массы. Принятые решения по формированию рабочей зоны карьера в пространстве и во времени, соразмерном периоду развития работ на уступах, характеризуются определенным порядком производства подготовительно-нарезных, вскрышных и добычных работ в пределах карьерного поля или его участка, определяющих систему разработки месторождения. Обоснование параметров систем разработки предусматривает установление количественных зависимостей между основными размерами залежи, карьерного поля, элементами системы разработки, параметрами горнотехнической системы с учетом пространственной расстановки оборудования при заданной производственной мощности карьера. Планомерная выемка и перемещение

горных пород обеспечиваются комплексом горнотранспортного и вспомогательного оборудования.

Диалектически система разработки месторождения отражает особенности и последовательность выполнения во времени и в пространстве технологических процессов горных работ, а технологическая схема – направление формирования и перемещения в пространстве карьера горной массы. Технологическая схема разработки месторождения включает в себя не только участвующие в производственном процессе машины и механизмы, но и вопросы технологии производства горных работ, в частности, способы подготовки к выемке горных пород и методы отвалообразования [6]. Ее составной частью является технологическая схема перемещения грузопотоков. Поскольку процесс транспортирования горной массы является наиболее трудоемким и дорогостоящим, он в значительной степени определяет эффективность горнотехнической системы разработки месторождения в целом.

Как было отмечено в первой главе настоящей диссертации, высокими вскрышными уступами считаются такие уступы, высота которых превышает допустимые параметры черпания выемочно-погрузочного оборудования, применяемого в транспортной технологии открытых горных работ с послышной выемкой запасов месторождения. К высоким уступам относятся уступы, которые кратно превышают высоту традиционного экскаваторного уступа. При двукратном увеличении высоты нарезанных горизонтов, вскрышные уступы с высотой 20, 30, 32 и более метров считаются высокими.

В диссертации рассматриваются уступы, высота которых превышает параметры выемочных машин по прочерпыванию подготовленного массива горной массы с учетом его конструктивных особенностей, технологических возможностей и места установки экскаватора (на верхней, нижней площадках уступа или промежуточном горизонте).

При ведении добычных работ высокими уступами, производительность карьера по руде определяется с учетом горно-геологических и горнотехнических условий разработки. Выбор высоты уступа осуществляется по рациональному соотношению потерь, засорения и разубоживания руды [1, 146].

Как правило, технологические схемы отечественных карьеров остаются неизменными в течение всего срока или отдельных этапов обработки месторождения. Такой подход привел к проектированию технологических схем карьеров без учета изменения состояния производственных ресурсов во времени. В настоящее время эффективное функционирование и развитие карьеров во многом зависит от своевременного изменения технологических схем открытых горных работ на основе перехода к новым типам оборудования, корректировки числа горнотранспортных машин и способа их взаимодействия во времени и в пространстве с совершенствованием схем управления горнотранспортным комплексом.

Несмотря на развитие горно-транспортного оборудования, главный параметр геотехнологии – высота уступа практически не изменился и остался равным 10 - 15 м. Наблюдается несоответствие, когда на предприятии происходит замена парка горного оборудования за счет ввода новых импортных буровых станков с глубиной бурения более 45–50 м, мощных экскаваторов с вместимостью ковша 30 и 54 м³, приобретаются гидравлические прямые и обратные лопаты, приобретен достаточный опыт работы драглайнов по погрузке породы в автосамосвалы, а с другой стороны – наблюдается консервативная неизменность высоты обрабатываемого вскрышного уступа. Это, в целом снижает производительность эффективности работы горнотранспортного комплекса в целом [66].

Высота уступа оказывает определяет скорость углубки карьера, скорость перемещения фронта верхних рабочих уступов.

Следует отметить, что высокие вскрышные уступы известны и успешно применяются более полувека на разрезах Кузбасса, но область их применения в основном ограничена бестранспортной системой разработки. Так, при обработке угля на пологих ($\alpha=5\div 17^\circ$) месторождениях, в границах карьерного поля одновременно функционируют две системы разработки – углубочная и сплошная. При этом верхняя часть вскрышной толщи обрабатывается с горизонтальным, а нижняя часть, включающая междупластья породы и угольные пласты, – с наклонным подвиганием уступов.

Если на верхних (с горизонтальным подвиганием фронта работ) уступах применяется транспортная (с авто или железнодорожным транспортом), то на нижних уступах, с наклонным подвиганием фронта горных работ, обычно применяется бестранспортная система разработки. При этом одним из основных отличий выступает то, что при бестранспортной технологии взрывные работы реализуются с максимально полным использованием энергии взрыва и, посредством этого, как можно больший объем породы перемещается в отвал, т. е. применяется взрывание на сброс. Использование схем формирования внутренних отвалов и их параметров, отвечающих требованиям ведения горных работ в стесненных условиях, обеспечивает сокращение затрат на транспортирование вскрышных пород и сокращает изъятие земельных ресурсов. Бестранспортная технология на разрезах Кузбасса представлена в своём, наиболее осложнённом варианте, так как требуется многократная переэкскавация пород.

Прогрессивность и приоритетность бестранспортной технологии заключается в том, что из процессов извлечения и перемещения вскрышных пород исключено транспортное звено. Выемка, перемещение и укладка породы осуществляется непосредственно во внутренние отвалы с помощью экскаваторов-драглайнов. Возможность и целесообразность применения на экскавации крепких и крупноблочных пород драглайнов без использования на первичной выемке и разборке взорванного массива мощных вскрышных мехлопат ЭВГ-6, ЭВГ-15, ЭВГ-35.65 были впервые доказаны именно на разрезах Кузбасса.

Напротив, применение транспортных систем разработки подразумевает ведение горных работ с оставлением минимально необходимых и достаточных для ведения горных работ рабочих площадок для размещения выемочно-погрузочного, горнотранспортного и иного вспомогательного оборудования на рабочих горизонтах. Это, в свою очередь, обуславливает компактность развала горной массы, что достигается применением при ведении буровзрывных работ подпорной стенки, а также использованием прочих специальных приемов (например, применение поперечной схемы взрывания). В условиях подготовки пород к экскавации с применением БВР, взрывание высоких уступов, в зависимости от их высоты, однородности состава и свойств слагающих массив

горных пород, и других причин, может осуществляться за один или несколько приемов, а отработка горного массива во всех случаях ведется слоями (подступами) [141].

При отработке высокого уступа откос последующего разрабатываемого слоя пород (подступа) продолжает предыдущий, а вместе они составляют сплошной откос высокого уступа. Поэтому, независимо от того, как ведется отработка слоев (последовательно или одновременно), плоскость откоса высокого уступа формируется единой [109, 141]. Таким образом, к основным признакам высоких уступов относятся: послойная отработка (или взрывание) и наличие единой (сплошной) плоскости откоса уступа. Послойная отработка высоких уступов при транспортной технологии может быть реализована с помощью различных технических средств ведения выемочно-погрузочных работ.

Применение интеллектуального горнотранспортного оборудования с автономным решением управления позволяет осуществлять отработку высокого уступа без разделения выемочно-погрузочных работ на слои.

Систематизированные типовые схемы разработки высокого вскрышного уступа слоями при различной комбинации комплексов горного и транспортного оборудования представлены на рис. 2.1. Из представленных на рис. 2.1 схем видно, что во всех схемах взрывание высокого вскрышного уступа производится путем бурения и взрывания глубоких скважин на полную высоту высокого уступа с применением подпорной стенки из обрушенной горной массы, а выемка породы из развала осуществляется в один или два слоя с использованием различных комплексов горного и транспортного оборудования.

Технологически схема *a* на рис. 2.1 осуществляется с использованием экскаватора ЭШ-10.70(ЭШ-14.50) для отработки уступа в один слой с погрузкой горной массы в автосамосвалы БелАЗ 75132 и БелАЗ 7512. Драглайн выполняет транспортную работу путем подъема породы в ковше на верхнюю площадку уступа.

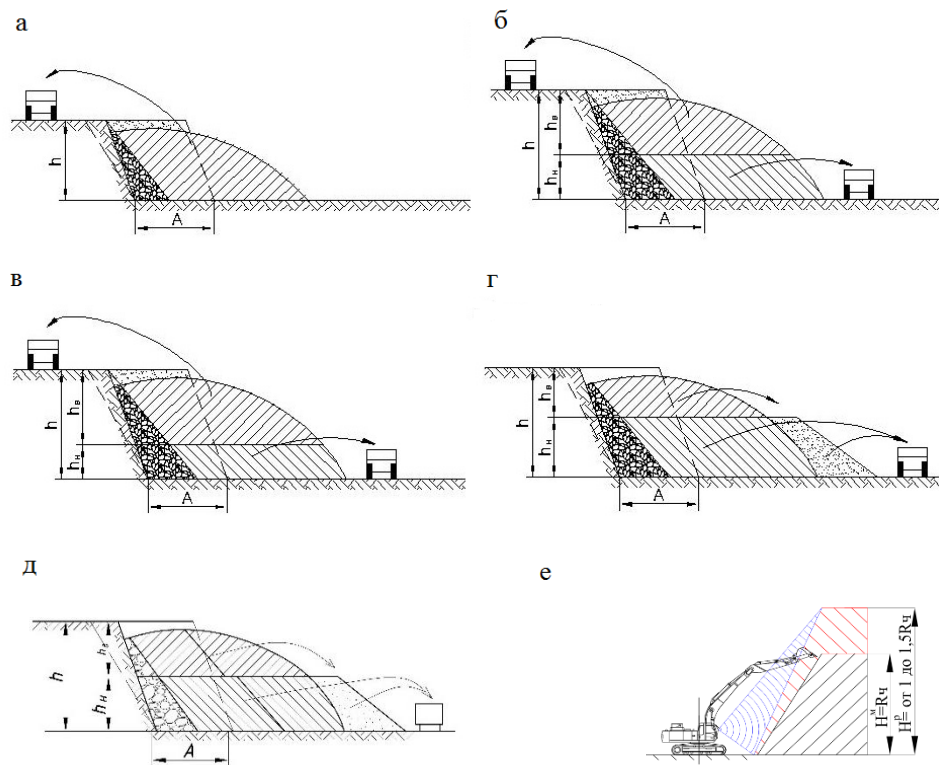


Рисунок 2.1 – Схемы разработки высокого вскрышного уступа в один и два слоя при использовании различных комплексов горного и транспортного оборудования: а – с использованием экскаватора ЭШ-10.70(ЭШ-14.50) для отработки уступа в один слой, но в разных режимах; б – с использованием экскаватора ЭШ-10.70(ЭШ-14.50) для отработки верхнего подступа и экскаватора ЭКГ-10 для отработки нижнего подступа; в – с использованием экскаватора ЭШ-10.70(ЭШ-14.50) для отработки верхнего подступа и экскаватора Cat.5130(Cat.385) для отработки нижнего подступа; г – с использованием экскаватора ЭКГ-12(ЭКГ-15) для отработки верхнего подступа и экскаватора РН-2800(ЭКГ-15) доставкой горной массы автотранспортом на верхнюю площадку, д – с использованием экскаватора ЭКГ-12(ЭКГ-15) для отработки верхнего подступа и экскаватора РН-2800(ЭКГ-15) при нисходящем потоке движения; е – с применением интеллектуального автономного горнотранспортного комплекса.

Схема б на рис. 2.1 предполагает использование экскаватора ЭШ-10.70(ЭШ-14.50) для отработки верхнего подступа, драглайн при разработке верхнего слоя выполняет транспортную работу путем подъема породы в ковше на верхнюю площадку уступа и экскаватора ЭКГ-10 для отработки нижнего подступа с погрузкой горной массы в автосамосвалы БелАЗ 75132 и БелАЗ 7512;

Схема *в* на рис. 2.1 осуществляется с использованием экскаватора ЭШ-10.70(ЭШ-14.50) для отработки верхнего подступа, а драглайна для разработки верхнего слоя, который выполняет транспортную работу путем подъема породы в ковше на верхнюю площадку уступа, и экскаватора Cat.5130(Cat.385) для отработки нижнего подступа с погрузкой горной массы в автосамосвалы БелАЗ 7512и БелАЗ 7547. Кроме того, обратные лопаты могут иметь применение для подъема горной массы в ковше с погрузкой ее в транспортные сосуды на уровне или выше уровня установки экскаватора, что на разрезах с углубочной системой разработки ведет к сокращению расстояния транспортирования при отработке уступа в 2 слоя сразу на полную высоту без сооружения дополнительной транспортной площадки на промежуточном горизонте и др.

Схема *г* на рис. 2.1 осуществляется с использованием экскаватора ЭКГ-12(ЭКГ-15) для отработки верхнего подступа, который сбрасывает породу на нижнюю площадку, и экскаватора РН-2800(ЭКГ-15) для отработки нижнего подступа с погрузкой горной массы в автосамосвалы БелАЗ 75306 и БелАЗ 75303, где происходит погрузка всего объема взорванной породы уступа мощным экскаватором типа прямая механическая лопата в кузов породовоза с последующей доставкой ее уже автотранспортом на верхнюю площадку.

Схема *д* на рис. 2.1 осуществляется с использованием экскаватора ЭКГ-12(ЭКГ-15) для отработки верхнего подступа, который сбрасывает породу на нижнюю площадку, и экскаватора РН-2800(ЭКГ-15) для отработки нижнего подступа с погрузкой горной массы в автосамосвалы БелАЗ 75306 и БелАЗ 75303, когда общее направление движения вскрышного грузопотока идет в нисходящем порядке и нет необходимости доставлять породу на верхнюю площадку уступа, т. к. она в нисходящем порядке вывозится автосамосвалами на отвал.

Схема *е* на рис. 2.1 осуществляется с применением интеллектуального автономного горнотранспортного комплекса с отработкой высокого уступа в один слой, при этом высота слоя достигает до полутора радиусов черпания экскаватора. При этом условия и параметры подготовки массива предусматривают с участием различных условий взрывания нижнего и верхнего слоя, дифференцирующих конструкций заряда в режиме буровзрывных работ при

подготовке нижнего и верхнего слоя. Используемая техника предполагает полное отсутствие персонала в зоне работы горного оборудования.

Схемы на рис. 2.1 *а, б, в, г* применяются в условиях движения грузопотока вскрышных пород из забоя на поверхность разреза исключительно в восходящем порядке. Причем, в схемах *а, б* и *в* драглайн при разработке, как уступа в целом, так и верхнего слоя, выполняет транспортную работу путем подъема породы в ковше на верхнюю площадку уступа, в то время как в схеме *г* верхний экскаватор типа обратная мехлопата сбрасывает породу на нижнюю площадку, где происходит погрузка всего объема взорванной породы уступа, но уже меньшим по мощности экскаватором типа прямая механическая лопата в кузов самосвала с последующей доставкой породного массива автотранспортом на верхнюю площадку отвала.

Значительный эффект может быть получен от использования совместно гидравлических обратных лопат в технологических схемах с экскаваторами типа прямая механическая лопата. Так, осуществляя проходку разрезных траншей с отработкой пластов угля, нарезку новых горизонтов, выемку угля из сложных и маломощных пластов, т. е. разрабатывая наиболее сложные участки карьерного поля, экскаватор типа обратная лопата тем самым создает простые условия для высокопроизводительной работы более мощных экскаваторов типа прямая мехлопата [141].

Схема *д* применима при отработке месторождений с гористым рельефом поверхности.

Ведение горных работ в условиях глубоких горизонтов при постановке контура карьера в проектное положение осуществляется в стесненных условиях с применением тупикового типа экскаваторного забоя. При наличии эксплуатационных запасов за контурами карьера, их отработка возможна с использованием открытой геотехнологии с применением интеллектуальной горнотранспортной техники, работающей в автономном режиме без участия оператора (схема *е*).

При использовании роботизированной горнотехнической системы особенности выбора параметров предусматривают определение следующих параметров:

- высота уступа – (минимальное значение) определяется технологической потребностью в селективной выемке полезного ископаемого или высотой черпания экскаватора при отработке вскрышных уступов, при этом максимальное значение определяется по фактору геомеханической устойчивости массива;
- углы откосов рабочих уступов определяются из условия максимального использования временного запаса устойчивости уступа в рамках срока технологической отработки его запасов при обязательном оснащении роботизированной горнотехнической системы полным комплексом мониторинга состояния горного массива;
- ширина транспортной бермы определяется суммой величин элементов поперечного профиля карьерной автодороги, при этом может быть исключена полоса безопасности, призмы возможного обрушения и резервной бермы безопасности, либо их значения принимаются минимальными, но при условии обязательного мониторинга состояния массива в режиме реального времени;
- ширина рабочей площадки определяется с учетом возможности уменьшения параметров зон, обеспечивающих безопасное размещение основных горных машин и транспортных коммуникаций, вспомогательного транспорта и оборудования, в результате отсутствия горных рабочих в забое, а также обязательного использования мониторинга состояния массива горных пород.

Выбор рациональных комплексов горнотранспортного оборудования в указанных выше схемах производится при условии равенства скорости подвигания забоя при разработке верхнего и нижнего слоя породы высокого уступа [141]. Скорость подвигания забоя рассчитывается по формуле:

$$g_3 = \frac{Q_{см}}{h \cdot A \cdot d_{h_e} \cdot d_{h_n}}, \text{ м/смену}, \quad (2.1)$$

где $Q_{см}$ – сменная производительность экскаватора, м³; h – высота уступа, м; A – ширина заходки, м; d_{h_e} , d_{h_n} – доля площади сечения забоя, соответственно, верхнего и нижнего слоя в общей площади забоя высокого уступа.

Таблица 2.1 – Скорость подвигания забоя при разработке верхнего и нижнего слоя высокого вскрышного уступа с использованием различных комплексов оборудования

№ схемы	Комплекс экскаваторного и транспортного оборудования		Ши- рина за- ходки, м	Высота, м		Доля пло- щади сече- ния слоя в общей пло- щади забоя,	Сменная производи- тельность экскаватора, м ³	Скорость подвигания за- боя, м/смену
	выемочно- погрузочное	автотранс- порт		уступа	отрабатывае- мого верх- него (h_B) и нижнего (h_H) слоя			
а	ЭШ-10.70	–	20	20	20	1	1624	4,1
а	ЭШ-14.50	–					2235	5,6
б	ЭШ-10.70	–	20	30	$h_B = 17$	$d_{h_B} = 0,42$	1640	6,5
	ЭКГ-10	БелАЗ-75132			$h_H = 13$	$d_{h_H} = 0,58$	2250	6,47
б	ЭШ-14.50	–			$h_B = 19$	$d_{h_B} = 0,5$	2249	7,49
	ЭКГ-10	БелАЗ-75132			$h_H = 11$	$d_{h_H} = 0,5$	2245	7,48
в	ЭШ-14.50	–	20	30	$h_B = 20$	$d_{h_B} = 0,51$	2235	7,3
	Cat.5130	БелАЗ-7512			$h_H = 10$	$d_{h_H} = 0,49$	2131	7,25
г	ЭКГ-12	–	20	30	$h_B = 14$	$d_{h_B} = 0,44$	4216	15,97
	РН-2800	БелАЗ-75306			$h_H = 16$	1	9592	15,98
д	ЭКГ-12	–	20	30	$h_B = 14$	$d_{h_B} = 0,44$	4216	15,97
	РН-2800	БелАЗ-75306			$h_H = 16$	1	9592	15,98

После проведения достаточно большого количества выполненных расчетов, применительно к схемам в табл. 2.1, выбраны и показаны только те варианты комплексов горнотранспортного оборудования, которые отвечают принятому критерию, т.е. равенству скоростей подвигания забоя в верхнем и нижнем слоях высокого вскрышного уступа.

Развитие горных работ сопровождается соответствующими изменениями как основных параметров рабочей зоны разрезов в целом, так и параметров технологии отработки отдельных участков и уступов. В частности, изменяются такие параметры, как угол откоса борта разреза, количество уступов и их высота, ширина рабочих площадок, протяженность фронта горных работ и его подвигание [141]. При этом, усложняется схема вскрытия рабочих горизонтов в плане и профиле, увеличивается расстояние транспортирования пород, а также общая длина транспортных коммуникаций [66].

Эффективность выбранной технологической схемы разработки высокого вскрышного уступа с выбранным комплексом горного и транспортного оборудования определяется оптимизацией экономического критерия, учитывающего эксплуатационные затраты на бурение скважин, выемочно-погрузочные работы и транспортировку породы на верхнюю площадку разрабатываемого вскрышного уступа.

В таблице 2.1 доля площади сечения слоя в общей площади забоя определялась следующим образом. Исходя из того, что скорость подвигания забоя верхнего слоя должна совпадать со скоростью подвигания забоя нижнего слоя, площадь забоя должна быть прямо пропорциональна производительности экскаватора. Чем больше производительность, тем больше породы отрабатывается в единицу времени, тем большая площадь забоя отводится этому экскаватору. Так, по схеме б, производительность драглайна ЭШ-10/70 составляет 1640 м^3 в смену, производительность мехлопаты ЭКГ-10 - 2250 м^3 в смену. Для синхронного продвижения забоя доля площади верхнего слоя должна составить $(1640/(1640+2250)=0,42)$ а, соответственно, нижнего – $(1-0,42=0,58)$.

Систематизация типовых технологических схем отработки высоких вскрышных уступов произведена с учетом особенностей технологий вскрыш-

ных работ и схем их механизации. Основными параметрами типовых технологических схем являются: способ подготовки вскрышных пород к выемке, тип и численность буровых станков, число и тип применяемого экскаваторного оборудования. К дополнительным параметрам относятся порядок выемки горной массы в забое и порядок оформления рабочего борта, в том числе при его постановке в предельное положение.

В отличие от экскаваторов типа прямая мехлопата, драглайн обладает способностью производить черпание породы ниже уровня своего стояния. Так, размещаясь на верхней площадке уступа или на спланированной площадке развала породы после взрыва, драглайн может разрабатывать вскрышной уступ высотой, равной его глубине черпания, которая для указанных выше марок экскаваторов составляет 35, 35, 21 и 42,5 м [141]. Например, при работе в комплексе с автотранспортом, драглайн с нижним черпанием производит выемку породы из массива и поднимает ее в ковше на высоту обрабатываемого горизонта, выполняя практически транспортную работу, загружая породу в кузов автосамосвала на уровне своего стояния.

Гидравлические экскаваторы, особенно типа обратная лопата, обладают более широким (по сравнению с прямыми мехлопатами) диапазоном технологических возможностей. Например, располагаясь на промежуточном горизонте, обратная лопата при выемке породы из массива может одновременно работать с верхним и нижним черпанием, а также осуществлять погрузку породы в автосамосвалы ниже или выше уровня своего стояния. Гидравлические обратные лопаты на разрезах Кузбасса в настоящее время используются как на добыче угля и отработке угольно-породных блоков, так и при производстве вскрышных работ.

Однако, наибольшая эффективность достигается при использовании комплекса оборудования, состоящего из бурового станка DML-1200, комплекта экскаваторов ЭШ-14.50 и ЭКГ-10 и автосамосвала БелАЗ-75132. При высокой интенсивности ведения горных работ на разрезе возможно применение комплекса оборудования, включающего комплект экскаваторов ЭКГ-12 и РН-2800 и автосамосвал БелАЗ-75306 .

В специализированной научной и технической литературе подробно рассмотрены различные варианты компоновки технологических схем с высокими уступами с использованием однотипных и разнотипных экскаваторов, предусматривающих непосредственно погрузку породы в транспортные средства, либо с частичным сбросом или подъемом пород на транспортные горизонты. При этом, сброс или подъем породы и временное ее накопление на рабочей площадке должны согласовываться с общим направлением вскрышного грузопотока из забоя на отвал.

Технологические схемы отработки высоких уступов, представленные на рис. 2.1, являются структурными схемами и в своей основе содержат простые конструктивные элементы. Конструктивными элементами этих технологических схем являются обычные схемы работы экскаватора в пределах выемочного слоя.

При отработке высокого уступа одним экскаватором параметры элементов забоя выбираются на основании рекомендаций [122]. В схемах с комплектом из двух и более экскаваторов, общая высота уступа равна сумме высот обрабатываемых слоев. Ширину заходки в таких схемах, несмотря на различные типы применяемого оборудования, следует принимать общей, исходя из условий оптимальной работы экскаватора с большими линейными параметрами или экскаватора, обрабатывающего верхний слой. При этом возможны небольшие отклонения ширины заходки от рекомендаций [122] для получения кратности проходов экскаватора по развалу породы при отработке нижнего слоя.

В то же время применение традиционных технологий добычи полезных ископаемых в сложных горнотехнических условиях в большинстве случаев приводят к оставлению за проектными контурами нижних горизонтов значительного количества фактически уже вскрытых карьером запасов. Ведение на нижних горизонтах горных работ в стесненных условиях приводит к закономерному снижению производительности горнотранспортного оборудования в среднем на 14-18%, вследствие усложнения организации работ и по причинам, связанным с загазованностью и запыленностью атмосферы карьера [29].

Приоритетным направлением повышения эффективности открытых горных работ является развитие автоматических (роботизированных) технологий выемки полезных ископаемых без участия человека в выполнении операционных процессов в опасной зоне ведения горных работ (схема *e* рис. 2.1). Разработка роботизированных технологий позволит вовлечь в отработку запасы полезных ископаемых, расположенные в опасных и стесненных условиях с высокой ценностью минерального сырья, в условиях высокогорья, а также при разработке радиоактивных руд. Информационная и программно-аппаратная инфраструктура для применения роботизированного горнотранспортного оборудования позволяет полностью отказаться от привлечения рабочего персонала в выполнении операционных процессов горных работ, что, в свою очередь, требует разработки методики обоснования параметров интеллектуальной роботизированной горнотехнической системы с изменением требований, связанных с обеспечением безопасности, ввиду отсутствия риска угрозы жизни и здоровью людей [30].

С понижением горных работ, снижением производительности по горной массе усложнение горнотехнических условий возможно компенсировать внедрением робототехнических систем. На основе положительных результатов опытно-промышленного испытания автосамосвалов с интеллектуальной системой управления, программно адаптированной к изменяющимся условиям эксплуатации в карьере, установлено, что использование беспилотного автосамосвала способно существенно расширить область эффективного применения открытых горных работ с принципиальным изменением сопутствующей инфраструктуры карьера (рис 2.2).

Применение автоматического беспилотного оборудования коренным образом меняет технологию отработки высоких уступов и позволяет отказаться от двухслойной выемки горной массы. Это повышает интенсивность выемки запасов и сокращает срок эксплуатации высоких уступов в устойчивом состоянии. Использование на нижних горизонтах глубоких карьеров, а также в стесненных и сложных горнотехнических условиях роботизированного горнотранспортного оборудования, оснащенного: системой мониторинга состояния мас-

сива горных пород, получающей оперативную геологическую и геомеханическую информацию; системой мониторинга технического состояния оборудования; круговым видеонаблюдением и системами позиционирования; программным обеспечением, основной функцией которого является обработка и анализ полученных данных, а также прогнозирование появления деформаций; контроллерами и приводными механизмами, обеспечивающими своевременный вывод техники из опасной зоны или же остановку горных работ, позволяет увеличить высоту обрабатываемого уступа сверх 1,5 высоты черпания экскаватора с обязательным проведением дополнительных мероприятий по предупреждению образования нависей и козырьков.

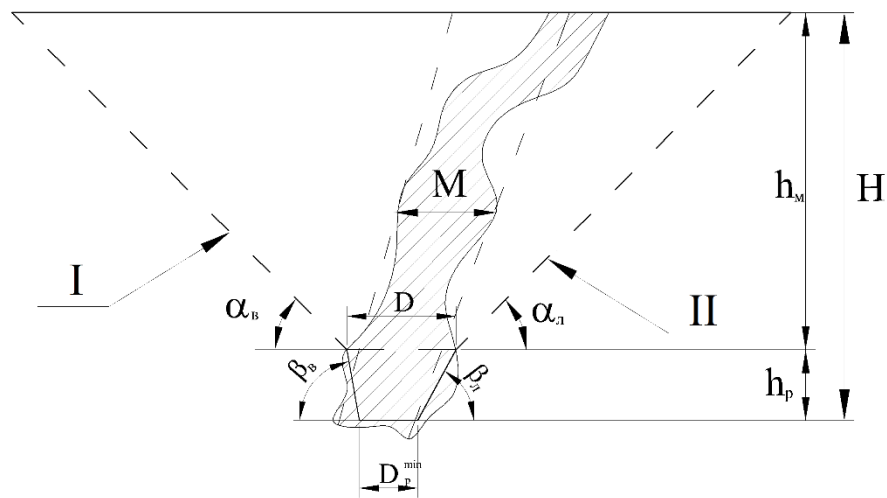


Рисунок 2.2 – Схема к расчёту параметров карьера при использовании роботизированной техники: M – средняя мощность рудного тела, м; h_M – глубина карьера с использованием механизированной техники, м; h_p – величина углубления карьера с применением роботизированной техники, м; H – конечная глубина карьера, м; $\alpha_{л}, \alpha_{в}$ – углы откоса бортов карьера со стороны лежачего и висячего боков залежи при добыче полезного ископаемого с использованием механизированной техники, град; $\beta_{л}, \beta_{в}$ – углы откоса бортов карьера со стороны лежачего и висячего боков залежи при добыче полезного ископаемого с использованием роботизированной техники, град; D – ширина рабочей площадки при использовании механизированной техники, м; D_p^{\min} – минимальная ширина рабочей площадки при использовании роботизированной техники, м; I – контур карьера при использовании механизированной техники; II – контур основания карьера после углубки с использованием роботизированной техники.

Повышение угла откоса рабочего уступа в крепких породах до $75-90^\circ$, в породах средней крепости до $70-75^\circ$, в слабых породах до 50° обеспечивает

технологическую возможность постановки откосов уступов в предельное положение при максимально допустимом уровне риска с учетом срока доработки запасов и физико-механических характеристик пород, слагающих массив. Роботизированное выемочное оборудование за счет наличия датчиков, на основе которых осуществляется мониторинг состояния горнотехнических конструкций и оборудования способно вести разработку уступов высотой свыше 1,5 высоты черпания экскаватора, что повышает полноту освоения недр и расширяется область эффективного применения открытых горных работ.

Проектирование и внедрение горнотехнических систем с интеллектуальным и адаптивным к изменяющимся условиям горного предприятия режимом управления позволяет исключить риски возникновения аварийных ситуаций по вине человеческого фактора, качественно изменить параметры горнотехнических конструкций и в целом горнотехнических систем.

Таким образом, роботизированную технологию, как совокупность инновационных достижений в области горного дела, машиностроения, автоматизации, и информатизации необходимо рассматривать как основу совершенствования технологий освоения недр.

2.2. Требования к технологическим процессам эффективного ведения открытых горных работ высокими уступами

Известно, что в природе не существует одинаковых по своим условиям месторождений. Они характеризуются видом полезных ископаемых и свойствами массива горных пород, обводненностью, геологическими, сейсмическими, климатическими условиями и топографией рельефа местности. Каждая составляющая природных условий оценивается большим количеством показателей, учет которых необходим для выбора технологии разработки и комплексной механизации производственных процессов. С помощью выбранной технологии отработки месторождения открытым способом обеспечивается сочетание во времени и пространстве: процессов вскрытия карьерного поля и рабочих горизонтов, проведения горных выработок, ведения вскрышных и добычных работ, процессов подготовки пород к выемке, извлечения горных пород, погрузки и транспортирования горной массы; управления качеством извлекаемой минеральной массы, организации и планирования горных работ.

Требования к формированию технологической схемы карьера основаны на общих принципах, которые предусматривают техническую, технологическую и организационную взаимосвязку процессов ведения горных работ. Техническая взаимосвязка предполагает применение на добычных и вскрышных работах в конкретных горно-геологических условиях таких машин (буровых станков, выемочно-погрузочных и транспортных средств), которые обеспечили бы высокоэффективную работу каждого комплекта оборудования в отдельности и карьера в целом. Технологическая взаимосвязка предусматривает установление единых рациональных параметров горнотехнической системы карьера: высоты уступа, ширины заходки, ширины транспортной полосы и рабочей площадки и т. д., а организационная – рациональное качественное (по емкости ковша и вместимости транспортного сосуда) сочетание и количественное (по числу машин в звеньях) соотношение горного и транспортного оборудования, последовательности функционирования технологических процессов на вскрышных работах.

Общим для всех процессов является соблюдение действующих правил и требований инструкционно-нормативных документов по технике безопасности [137], стандартов и технических условий на качество добываемых полезных ископаемых и потерь.

Основные требования, предъявляемые к технологическим процессам ведения открытых работ высокими уступами, следующие:

- максимальное использование оборудования на основной работе и простота связей между различными операциями подготовительных, выемочно-погрузочных и транспортных технологических процессов;
- обеспечение требуемого качества и более полного извлечения полезных ископаемых;
- минимальные объемы дополнительных работ (переэкскавации, подрезки почвы пласта и др.);
- создание безопасных условий труда;
- минимальные капитальные и эксплуатационные затраты.

Согласно этим требованиям в технологии отработки вскрыши необходимо учитывать следующие основные положения:

- породные и рудные части уступов сложного строения отрабатываются последовательно в направлении подвигания фронта горных работ;
- отработка рудно-породного блока в зависимости от его ширины и сложности строения может осуществляться продольными или поперечными заходками экскаватора;
- трасса забойных автомобильных дорог прокладывается по монолитному не разрыхленному буровзрывными работами массиву горных пород.

Разработка пологих пластов угля сложного строения в зонах бестранспортной и транспортной технологий с наклонным подвиганием уступов имеет свои особенности, в отличие от выемки угля из наклонных и крутых пластов, поэтому должны быть учтены следующие дополнительные положения:

- угольные пачки и породные пропластки отрабатываются последовательно в нисходящем порядке;
- во избежание оползневых явлений добычные работы осуществляются с подвиганием забоя (при отработке поперечными заходками) или фронта работ (при отработке продольными заходками) обязательно в направлении падения пласта угля;
- выемка каждой отдельной структурной составляющей сложного пласта ведется послойно с созданием горизонтальных площадок для размещения и работы горного и транспортного оборудования;
- отработка пласта производится, как правило, в двух направлениях – по фронту работ при прямом и обратном ходе экскаватора;
- в целях недопущения излишнего переизмельчения добываемых полезных ископаемых и увеличения эксплуатационных затрат перевалка их производится в минимальных объемах и только в крайнем случае. Например, при отработке пластов мощностью 1–3 м с углами падения $5\div 15^\circ$ для расширения транспортной площадки.

К дополнительным требованиям и положениям при отдельной отработке угля и вскрышных пород экскаваторами с нижним черпанием, исходя из конструктивных особенностей и технологических возможностей этих машин, можно отнести:

- в условиях углубочной системы разработки с общим направлением движения грузопотока горной массы в восходящем порядке целесообразен

- подъем угля и породы в ковше с погрузкой в автосамосвалы на уровне или выше уровня установки экскаватора;
- при отработке рыхлых и полускальных вскрышных пород экскаваторы драглайны и кранлайны должны работать только с нижним черпанием и погрузкой породы в транспортные сосуды на уровне своего стояния;
 - в технологии с использованием комплекта выемочно-погрузочной техники, экскаваторы с нижним черпанием должны разрабатывать верхний слой уступа, сложного блока;
 - при отработке пологих ($5\div 15-17^\circ$) пластов угля продольными заходками в зоне бестранспортной технологии, экскаватор типа обратная лопата должен работать при прямом ходе с нижним черпанием и нижней погрузкой, а при обратном – с нижним черпанием и погрузкой угля в автосамосвалы на уровне своего стояния;
 - на наклонных ($16-18\div 30^\circ$) месторождениях при проходке разрезных траншей по породе в кровле угольного пласта, где требуются экскаваторы с большими линейными параметрами рабочего оборудования (радиусом черпания и разгрузки), достаточно эффективно могут использоваться драглайны и кранлайны;
 - на наклонных ($31\div 45^\circ$) и крутопадающих ($46\div 90^\circ$) месторождениях при проходке разрезных траншей и отработке мощных пластов угля целесообразно применять комплекты экскаваторов, состоящие из прямых и обратных лопат;
 - при разработке уступов сложного строения продольными заходками ковшовые экскаваторы типа обратная лопата может работать с погрузкой горной массы в автосамосвалы как на уровне, так и ниже уровня своего стояния;
 - при отработке сложного угольно-породного блока поперечными заходками экскаватор типа обратная лопата с нижним черпанием может работать только с погрузкой горной массы в автосамосвалы на уровне своего стоя;
 - при проведении вспомогательных работ по зачистке кровли угольного пласта и подчистке подъезда к экскаватору целесообразно использовать ковшовый экскаватор типа обратная лопата, высвобождая на этих работах

бульдозер.

В соответствии с перечисленными выше требованиями и положениями были разработаны технологические схемы отработки высокого породного уступа по транспортной с использованием автотранспорта технологии.

Работа автоматически управляемого оборудования, работающего в автономном режиме, требует иного качества подготовки поверхности обуриваемого блока, основания забоя и карьерных автодорог. При этом возможно существенно сократить размеры рабочих площадок и предохранительных берм. Исследование нормативного срока их стояния осуществляется, исходя из продолжительности доработки запасов карьерного поля. Требуется также учитывать дополнительные затраты на мероприятия по укреплению высоких откосов с учетом риска эксплуатации роботизированного горнотранспортного оборудования под крутым высоким уступом.

Поскольку движение роботизированных автосамосвалов осуществляется в автоматическом режиме, то скорость может быть выше. При этом изменяются требования к дорогам карьера включая обеспечение соответствующего качества дорожного полотна, так как при использовании роботизированных транспортных технологий наличие неровностей в вертикальной плоскости автодороги, резких поворотов и других несоответствий показателей качества карьерных дорог от нормативных значений могут привести к изменению траектории, что, в конечном счете, отразится на безопасности движения. Основными критериями оценки качества дорожного покрытия являются: прочность, ровность, твердость, обеспечение требуемого сцепления колес с покрытием дороги.

Основные требования к работе техники без присутствия оператора в рабочей зоне:

- мониторинг состояния массива в режиме реального времени;
- непрерывное и оперативное поступление информации из разных источников, что позволяет создать полное представление о протекающих процессах;
- физическая и логическая независимость однородных потоков;
- своевременная обработка получаемой информации;
- минимальное влияние внешних источников на передачу, обработку и хранение данных.

Отличительная черта такой системы заключается в использовании беспроводной связи между управляющим объектом – диспетчерским центром и объектом управления – мобильным объектом. При этом поддержание непрерывной связи с мобильным объектом при постоянном изменении его положения в пространстве является обязательным условием реализации системы.

Требования к конструктивным параметрам элементов системы разработки при использовании механизированной и роботизированной горнотехнической системы сведены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Требования к обоснованию параметров механизированных и роботизированных горнотехнических систем

Параметры системы разработки	Требования к обоснованию параметров горнотехнических систем	
	механизированная	роботизированная
Ширина рабочей площадки	определяется в соответствии с ФНП и с учетом норм технологического проектирования; минимальное значение ширины рабочих площадок составляет: в мягких породах – 25-30м, в скальных – 40-60м	определяется в зависимости от габаритных размеров применяемого роботизированного оборудования
Ширина транспортной бермы	определяется суммой ширины кювета, транспортной полосы, полосы безопасности (не менее 1м), призмы возможного обрушения и резервной бермы безопасности	из конструкции исключаются резервные элементы безопасности; ширина транспортной бермы складывается из ширины проезжей части и допуска, связанного с неточностью систем позиционирования
Высота уступа	при разработке экскаваторами типа «прямая» и «обратная» лопата, драглайнами, многоковшовыми и роторными экскаваторами зависит от высоты или глубины черпания экскаватора; при выполнении работ вручную на рыхлых и неустойчивых породах составляет не более 3 м, рыхлых устойчивых – 6 м, обосновывается геомеханическими расчетами	зависит от времени эксплуатации уступа, типа пород и характеристик применяемого оборудования; при постановке уступа в предельное состояние не требуется проведения специальных мероприятий по предупреждению обрушений и образования нависей
Угол откоса уступа	при работе одноковшовых и роторных экскаваторов, драглайна-80°; при работе многоковшовых цепных экскаваторов с нижним черпанием и разработке вручную рыхлых и сыпучих пород принимается угол естественного откоса этих пород	

2.3. Факторы, влияющие на эффективность открытой геотехнологии с высокими уступами

Высота уступа непосредственно влияет на целый ряд основных показателей работы горного предприятия – качество добываемых полезных ископаемых, скорость подвигания фронта горных работ, темп углубки карьера/разреза, производительность горнотехнической системы, срок ее строительства, объем горно-капитальных работ, общую протяженность фронта горных работ, длину внутрикарьерных транспортных коммуникаций, углы откосов рабочих и нерабочих бортов.

В большинстве случаев высоту уступа принимают исходя из условий его геомеханической устойчивости, в соответствии с Федеральными нормами и правилами [137], а также исходя из горнотехнических возможностей применяемого оборудования. Важно отметить, что рациональная высота уступов не может быть установлена по какому-либо одному фактору, а требует совокупности учета геотехнических, геомеханических и экономических факторов.

При обосновании высоты уступов следует учитывать также геологическое строение месторождения, физико-механические характеристики пород, условия залегания полезных ископаемых, требуемую интенсивность горных работ, специфику наращивания календарного плана, сохранность качества извлекаемого минерального сырья, горнотехнические возможности намечаемых к применению техники и технологий обработки уступов.

Академиком Н. В. Мельниковым для обоснования рациональной высоты уступа при подготовке горных пород буровзрывным способом установлена ее зависимость от рабочих характеристик экскаватора, свойств взрывааемых пород и устойчивых углов откоса уступа и развала взорванной горной массы [58]:

$$H = 0.7a \sqrt{\frac{\sin \alpha \sin \beta}{k\eta'(1+\eta'')\sin(\alpha-\beta)}}, \text{ м}, \quad (2.2)$$

где $a=0.8(R_u+R_p)$ – ширина развала породы после взрыва, м; R_u – радиус черпания экскаватора, м; R_p – радиус разгрузки экскаватора, м; α – угол откоса

уступа, град; β – угол откоса развала взорванной породы, град; k – коэффициент разрыхления породы; η' – отношение линии наименьшего сопротивления первого ряда скважин к высоте уступа, обычно равное 0.55 – 0.70; η'' – отношение расстояния между рядами скважин к линии наименьшего сопротивления, обычно равное 0.75 – 0.85.

Как видно из формул 2.2 определение высоты уступа базируется на технических характеристиках экскаватора для выполнения условий обеспечения безопасности горных работ. В тоже время, увеличение высоты уступа является значительным резервом повышения производительности экскаваторов, снижения объемов и трудоемкости буровзрывных и горно-капитальных работ.

Одним из эффективных направлений повышения высоты уступа является переход на бурение наклонных взрывных скважин. Преимуществом бурения наклонных скважин является лучшее качество дробления, достижение требуемого гранулометрического состава горной массы при различной высоте уступа.

Рост объемов вскрыши и расстояния перевозки её на внешние отвалы сопровождается увеличением транспортных расходов не только на вскрышные работы, но и на добычу угля.

Поэтому целью перехода на высокие вскрышные уступы при углубочной системе разработки и транспортной (с использованием автотранспорта) технологии является сокращение затрат по процессам и в целом на производство вскрышных работ, получение приращения глубины разреза.

Основная цель применения высоких уступов на карьерах строительных материалов сводится к созданию концентрационного транспортного горизонта, что позволяет сократить затраты на процесс транспортирования горной массы, который занимает наибольший удельный вес в себестоимости вскрышных работ. Поэтому, в зависимости от условий формирования концентрационного горизонта, используются различные схемы технологии ведения горных работ.

Так, в условиях разработки рыхлых отложений – суглинков, глин, мелов, поверхность которых при увлажнении размокает и исключает возможность применения автотранспорта, возникает необходимость в разделении толщи породы на подступы с последующей её переэкскавацией. Количество подступов обычно принимают 2–3. Однако, имеется опыт переэкскавации породы и с пяти подступов. К транспортному горизонту при использовании конвейерного или железнодорожного транспорта горная масса несколько раз перемещается экскаватором, или для этого применяется конвейер-перегрузатель. На отечественном песчано-гравийном карьере «Дмитровский» применяется транспортная система разработки с использованием ленточных конвейеров, предусматривающая управляемое перемещение пород обрушением верхней части высокого уступа.

Институтом ВНИПИИстромсырье предложена и испытана на карьерах технология разработки скальных карбонатных пород, при которой скважины бурятся на глубину, в 2÷3 раза превышающую высоту выемочного уступа. При этом, при взрывании массива на большую глубину в зажатой среде, даже слои разнотипных пород разрушаются без смещения своих контактов и сохраняют природную структуру, что позволяет проводить отдельную выемку пород. Это обеспечивается за счет обоснования конструкции заряда с забойкой и воздушными промежутками, параметры которых определяются с учетом прочностных свойств породных разностей.

Главными факторами, влияющими на эффективность открытой геотехнологии с высокими уступами, являются: форма, размеры и глубина залегания продуктивных толщ, вещественный состав полезных ископаемых, производственная мощность карьера, размеры выемочной заходки, блока, тип применяемого оборудования, направление и порядок развития горных работ, очередность разработки отдельных участков месторождения, направления последующего использования выработанных пространств.

Если придерживаться основного принципа определения конечной глубины горных работ, сформулированного академиком В.В. Ржевским, заключающееся в том, что рабочий борт с минимальными необходимыми рабочими площадками необходимо развивать до тех пор, пока текущий коэффициент вскрыши не станет равен граничному, после чего следует перейти к погашению горных работ под углом, приближающимся к предельному, то развивать борт, получившийся в результате реконструкции, в дальнейшем предпочтительно высокими уступами, позволяющими минимизировать ширину транспортных берм и рабочих площадок [105].

Следовательно, если выбирать на стадии проектирования карьера инженерные решения, предусматривающие отнесение начала осуществления перехода к ведению горных работ высокими уступами на момент времени, в который текущий коэффициент вскрыши достигает граничного, то можно ожидать достижения максимального эффекта [141]. Переход к отработке высокими уступами следует осуществлять поэтапно. Каждый этап перехода характеризуется вовлечением в разработку дополнительного горизонта до начала погашения горных работ. Решение о вовлечении дополнительного горизонта принимается в результате проверки выполнения двух условий:

1. $k_{тек} \approx k_{гр}$;

2. дальнейшее увеличение угла откоса рабочего борта карьера безопасно для продолжения ведения горных работ, так как при этом соблюдается требуемый запас устойчивости.

Каждое из приведенных условий в отдельности является необходимым, но не достаточным для принятия решения о продолжении перехода. Этот вопрос должен быть обоснован экологически. После осуществления перехода приступают к погашению горных работ.

В качестве физических критериев эффективности перехода на технологию отработки высокими вскрышными уступами рассматриваются прирост балансовых запасов полезных ископаемых в карьерном поле, а также допол-

нительный срок функционирования карьера. Из прочих параметров рассчитываются: глубина горных работ на момент начала перехода на высокие уступы; угол откоса рабочего борта до и после перехода; число горизонтов, дополнительно вовлекаемых в разработку до начала погашения горных работ; приращение конечной глубины карьера; приращение границ карьера по верху; продолжительность перехода на новую технологию [141].

Увеличение высоты вскрышного уступа положительно сказывается на эффективности горного производства в целом. При этом обеспечивается рост объемов дополнительно извлекаемых запасов полезных ископаемых, производственной мощности карьера, увеличение его глубины карьера без разноса бортов.

Высота уступа влияет на ряд общекарьерных показателей: скорость продвижения фронта, качество дробления породы, вследствие увеличения времени воздействия на массив, темп углубления горных работ, производительность карьера, срок его строительства, объем горно-капитальных работ, угол откоса рабочих и нерабочих бортов. Совершенствуется и логистическая схема: снижается протяженность транспортных путей и коммуникаций, сокращается количество техники на карьере и время на перегон машин и оборудования, уменьшается количество технологических процессов, рабочих площадок, перегрузочных пунктов, что в целом снижает негативное воздействие горных работ на окружающую среду в основном за счет уменьшения количества и объемов выбросов в атмосферу пыли и газов.

Действующие и проектируемые к разработке разрезы, а также их отдельные обособленные участки, пригодные для открытой разработки, имеют весьма разнообразные горно-геологические условия залегания полезных ископаемых, предполагающие определенную область эффективного применения высоких вскрышных уступов. Отработку высокого уступа по транспортной технологии возможно вести с использованием технологических схем, предусматривающих применение современной выемочно-погрузочной и транспорт-

ной техники, отвечающей требованиям экономической эффективности эксплуатации всего комплекса оборудования. Многообразие вариантов компоновки технологических схем разработки месторождений с высокими уступами предусматривает использование однотипных ковшовых (прямая и обратная лопата) и разнотипных экскаваторов, непосредственную погрузку породы в транспортные средства, либо частичный сброс или подъем ее на транспортные горизонты (рис.2.3). При систематизации технологических схем основными классификационными признаками явились характеристика массива налегающих пород, технология погрузки в транспортные средства, количество слоев, обрабатываемых одним или несколькими экскаваторами, типы экскаваторов, сочетания выемочно-погрузочного оборудования.

При переходе к разработке вскрышных пород высокими уступами нет необходимости в проведении коренной реконструкции всего действующего карьера или отдельных его участков и производств. Нет необходимости и в полном обновлении структур комплексной механизации. Для сохранения набранных темпов работы предприятия достаточно выполнить корректировку горнотранспортной части проекта с формированием технологических схем проведения вскрывающих выработок и схем отработки высокого вскрышного уступа слоями с использованием преимущественно имеющейся на предприятии выемочно-погрузочной техники.

Таким образом, основными факторами, влияющими на эффективность открытой геотехнологии высокими уступами являются:

- сравнительно высокие прочностные характеристики вскрышных и вмещающих пород, обеспечивающие большой запас устойчивости откосов отдельных уступов и бортов выемки в целом;
- поступление на карьеры и разрезы разных типов выемочных машин, позволяющих работать с верхним и нижним черпанием и погрузкой;
- появление буровых станков с глубиной бурения до 60 метров;
- вовлечение в отработку (в значительных объемах) глубинных и нагорных горизонтов при открытой разработке месторождений;



Рисунок 2.3 – Систематизация технологических схем обработки высокого уступа

- опыт, накопленный производителями по сдваиванию уступов, послышной их отработке и оборке откосов, по применению драглайнов на погрузке горной массы в транспортные средства.

Перечисленные факторы создают благоприятные условия для успешного и эффективного перехода отработку месторождений высокими вскрышными уступами.

2.4. Экономическое сравнение технологических схем отработки высоких вскрышных уступов

Эффективность той или иной технологической схемы разработки высокого вскрышного уступа с выбранным комплексом горного и транспортного оборудования определялась по экономическому критерию, основанному на расчете эксплуатационных затрат на бурение скважин, выемочно-погрузочные работы и транспортировку породы до верхней площадки разрабатываемого вскрышного уступа. Затраты на транспортирование пород с верхней площадки разрабатываемого уступа до отвала вскрышных пород в сравнительных экономических расчётах не учитываются, поскольку для всех схем они одинаковы. В связи с использованием одних и тех же средств транспортирования и незначительного отличия для сравниваемых схем расстояния перемещения горной массы, учет затрат на транспорт можно пренебречь.

Суммарные эксплуатационные затраты (руб.) на 1 м³ вскрыши для каждой типовой схемы, представленной на рис. 2.1, рассчитывались по формулам:

$$\text{Схема а. } Z = Z_{\text{бур}} + Z_{\text{в-н.р}}^{\text{др}} \cdot d_h^{\text{др}}; \quad (2.3)$$

$$\text{Схема б. } Z = Z_{\text{бур}} + Z_{\text{в-н.р}}^{\text{др}} \cdot d_{h_e}^{\text{др}} + d_{h_n}^{\text{н.л}} \cdot (Z_{\text{в-н.р}}^{\text{н.л}} + Z_{\text{тр}}); \quad (2.4)$$

$$\text{Схема в. } Z = Z_{\text{бур}} + Z_{\text{в-н.р}}^{\text{др}} \cdot d_{h_e}^{\text{др}} + d_{h_n}^{\text{о.л}} \cdot (Z_{\text{в-н.р}}^{\text{о.л}} + Z_{\text{тр}}); \quad (2.5)$$

$$\text{Схема г. } Z = Z_{\text{бур}} + Z_{\text{в-н.р}}^{\text{н.л}} \cdot d_{h_e}^{\text{н.л}} + (d_{h_e}^{\text{н.л}} + d_{h_n}^{\text{н.л}}) \cdot (Z_{\text{в-н.р}}^{\text{н.л}} + Z_{\text{тр}}); \quad (2.6)$$

$$\text{Схема д. } Z = Z_{\text{бур}} + Z_{\text{в-н.р}}^{\text{н.л}} \cdot d_{h_e}^{\text{н.л}} + (d_{h_e}^{\text{н.л}} + d_{h_n}^{\text{н.л}}) \cdot Z_{\text{в-н.р}}^{\text{н.л}}, \quad (2.7)$$

где $Z_{e-n.p}^{dp}$, $Z_{e-n.p}^{n.l}$, $Z_{e-n.p}^{o.l}$ – эксплуатационные затраты на выемочно-погрузочные работы, выполненные, соответственно, драглайнами и экскаваторами типа прямая механическая и обратная гидравлическая лопата, руб/м³; $d_{h_e}^{dp}$, $d_{h_e}^{n.l}$ – доля площади сечения забоя верхнего слоя, разрабатываемого, соответственно, драглайном и экскаватором прямая механическая лопата в общей площади сечения забоя высокого уступа, руб/м³; $d_{h_n}^{n.l}$, $d_{h_n}^{o.l}$ – доля площади сечения забоя нижнего слоя, разрабатываемого, соответственно, экскаваторами типа прямая и обратная лопата, в общей площади сечения забоя уступа, руб/м³.

Результаты расчета эксплуатационных затрат по процессам и суммарных затрат на 1 м³ вскрышных пород для типовых схем разработки высокого вскрышного уступа с указанным на рис. 2.1 комплексом оборудования представлены в таблице 2.3.

Сопоставление данных таблицы 2.3 свидетельствует, что уступы высотой 20 м при использовании для буровзрывной подготовки пород к экскавации станков DML-1200 предпочтительно разрабатывать шагающими драглайнами с погрузкой породы в автосамосвалы, размещенные на уровне стояния экскаватора (схема а на рис. 2.1). Для разработки вскрышного уступа, высотой 30 м, наиболее эффективным является комплекс оборудования, состоящий из бурового станка DML-1200, комплекта экскаваторов ЭШ-14.50 и ЭКГ-10 и автосамосвала БелАЗ-75132 (схема б). Вариант с использованием в этом комплексе гидравлического экскаватора Cat. 5130, взамен экскаватора ЭКГ-10, менее эффективен (схема в).

Это связано с тем, что эксплуатационные затраты при применении на выемке и погрузке вскрышных пород экскаватора типа обратная гидравлическая лопата значительно выше, по сравнению с использованием на этих видах работ экскаваторов типа прямая механическая лопата. Согласно данным таблицы 2.3, при применении для указанных условий комплекса оборудования с обратной гидравлической лопатой суммарные эксплуатационные затраты в целом по схеме (в) выше почти в 1,8 раза.

Таблица 2.3 – Суммарные эксплуатационные затраты на 1 м³ вскрыши в схемах разработки высокого уступа при использовании различных комплексов горно-транспортного оборудования

№ схемы	Комплекс горно-транспортного оборудования			Эксплуатационные затраты по процессам на 1 м ³ вскрыши, руб.			Суммарные экс- плуатационные за- траты на 1 м ³ вскрыши, руб.
	буровые	выемочно- погрузочные	транспорт- ные	бурение скважин	выемочно- погрузочные работы	транспортиро- вание породы на верхнюю площадку уступа	
а	DML- 1200	ЭШ-10.70	—	1,47	5,2	—	6,67
а		ЭШ-14.50	—	1,15	4,72	—	5,87
б	DML- 1200	ЭШ-10.70	—	1,28	$h_в = 5,66$	—	9,19
б		ЭКГ-10	БелАЗ-75132		$h_н = 5,8$	3,74	
		ЭШ-14.50	—		$h_в = 4,12$	—	8,12
		ЭКГ-10	БелАЗ-75132		$h_н = 5,82$	3,74	
в	DML- 1200	ЭШ-14.50	—	1,28	$h_в = 4,15$	—	14,3
		Сат.5130	БелАЗ-7512		$h_н = 18,58$	3,67	
г	DML- 1200	ЭКГ-12	—	1,28	$h_в = 4,58$	—	14,25
г		РН-2800	БелАЗ-75306		$h_н = 7,66$	3,3	
		д	ЭКГ-12		—	$h_в = 4,58$	—
РН-2800			—		$h_н = 7,66$	—	

Для повышения высокой интенсивности ведения вскрышных работ на разрезе и скорости подвигания забоя ($Q_3 = 10-16$ м в смену) возможно применение комплекса оборудования, включающего буровой станок DML-1200, комплект экскаваторов ЭКГ-12 и РН-2800, а также автосамосвала БелАЗ-75306 с грузоподъемностью 220 тонн (схема з). Использование указанного комплекса оборудования сопровождается увеличением суммарных эксплуатационных затрат на 1 м³ вскрыши. Поскольку эксплуатационные затраты в значительной степени зависят от расстояния транспортирования горной массы, то использование нескольких концентрационных горизонтов позволяет существенно снизить затраты на автомобильный транспорт. Однако, с большей эффективностью этот комплект мощных экскаваторов прямая механическая лопата может быть применен на разрезах, разрабатывающих месторождения с гористым рельефом местности, когда вскрышные горизонты (уступы) располагаются выше отвальных ярусов (схема д) и весь грузопоток вскрышных пород направлен в нисходящем порядке.

Из вышеизложенного следует, что на карьерах с углубочной системой разработки и транспортной (с использованием автотранспорта) технологией при переходе на работу с высокими вскрышными уступами наиболее перспективны два типа схем. Это технологические схемы разработки высокого вскрышного уступа с непосредственной погрузкой породы в автосамосвалы (схемы а, б, в на рис.2.1) и схемы с предварительным сбросом породы (из верхнего слоя) на концентрационный транспортный горизонт и последующей погрузкой всего объема вскрыши (из верхнего и нижнего слоев высокого уступа) в автосамосвалы (схемы д, е на рис.2.1).

Для определения области применения различной технологии отработки вскрыши высокими уступами проведено более детальное рассмотрение технико-экономических показателей применения типовых технологических схем. В соответствии с требованиями к формированию технологических схем принимались во внимание взаимосвязка и параметров: высоты уступа, ширины заходки, ширины транспортной полосы и рабочей площадки, а также применение на добычных и вскрышных работах в конкретных горно-геологических

условиях различных буровых станков, выемочно-погрузочных и транспортных средств, которые способны обеспечивать высокоэффективную работу каждого комплекта оборудования в отдельности комплекса в целом. Проверялись надежность схемы (максимальное использование оборудования на основной работе), создание безопасных условий труда и минимальные затраты на отработку.

При исследовании условий применения схем учитывалось, что подготовка полускальных пород к экскавации осуществлялась с помощью БВР. Вскрышной уступ взрывался сразу на полную высоту. Для создания компактной формы развала и требуемой кусковатости породы взрывные работы велись рассредоточенными зарядами ВВ на частично оставленную горную массу от предыдущей заходки, т.е. с подпорной стенкой.

На ряде карьеров, разрабатывающих месторождения с наклонным (20–40°) залеганием рудных тел, рабочие горизонты нарезаются высотой $h=20$ м. Высокие вскрышные уступы из полускальных пород отрабатываются в один слой (сразу на полную высоту) шагающими драглайнами (рис. 2.4).

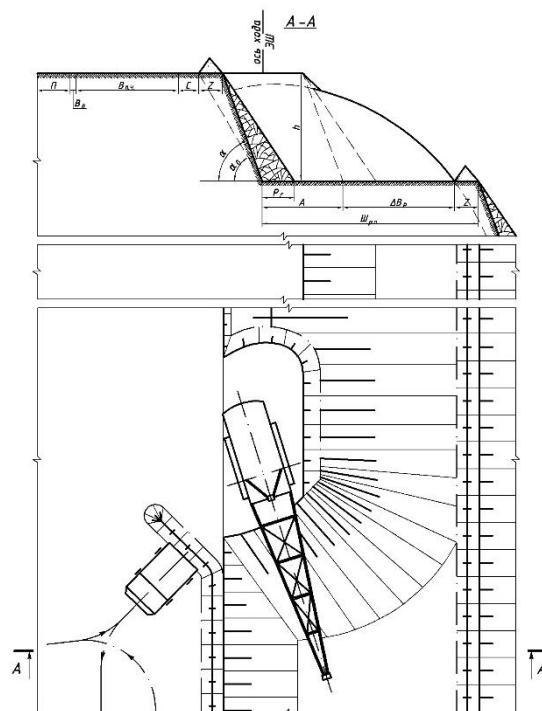


Рисунок.2.4 – Технологическая схема разработки высокого ($h = 20$ м) вскрышного уступа в один слой шагающим драглайном ЭШ – 14.50 (10.70)

Экскаватор драглайн ЭШ-11.70 или ЭШ-14.50, установленный на развале, за один продольный проход производит планировку своей рабочей площадки, выемку породы с подъемом её на верхнюю площадку уступа и погрузку в автосамосвалы БелАЗ-75132 расположенные на уровне своего стояния.

Условия применения схемы (рис. 2.4): Экскавируемая горная масса – полускальная порода. Характеристика выемочно–погрузочных работ:

- черпание – ниже уровня установки экскаватора;
- погрузка – на уровне установки экскаватора.

Схема подъезда автосамосвалов к экскаватору – тупиковая.

Конструктивные параметры и расчетные показатели применения технологической схемы отработки высокого уступа в один слой драглайном приведены в таблицах 2.4 и 2.5.

Таблица 2.4 – Конструктивные параметры транспортной системы разработки при отработке уступов драглайном в один слой (к рис. 2.3)

Показатель	Условные обозначения к схеме	Буровой станок DML-1200	
		Экскаватор	
		ЭШ-10.70 (11.70)	ЭШ-14.50
		Автосамосвал БелАЗ-75132	
Высота уступа, м	h	20	
Угол откоса рабочего уступа, град.	α	70	
Угол устойчивого откоса уступа, град.	α_0	60	
Ширина бермы безопасности, м	Z	4,5	
Ширина заходки (по целику), м	A	20	15
Расстояние от нижней бровки развала (ограждающего вала) до проезжей части автодороги, м	C	4	
Ширина проезжей части автодороги, м	$B_{п.ч}$	19	
Ширина обочины, м	B_o	1,0	
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	П	6	
Ширина рабочей площадки, м: – верхней (минимальная по условию работы автотранспорта) – нижней (на подошве высокого уступа)	$Ш^B_{р.п.min}$	34,5	
	$Ш^H_{р.п}$	47,5	40,5

Таблица 2.5 – Параметры основных технологических процессов при отработке высоких уступов в один слой с погрузкой породы в автотранспорт на уровне стояния драглайна (к рис. 2.3)

Показатель	Условные обозначения к схеме	Буровой станок DML-1200	
		Экскаватор	
		ЭШ-10.70 (11.70)	ЭШ-14.50
		Автосамосвал БелАЗ-75132	
Буровзрывная подготовка породы к экскавации			
Категория породы по блочности		IV	
Диаметр скважины, мм		269	
Угол наклона скважины, град.		75	
Ширина подпорной стенки понизу, м	P_c	7	
Приращение ширины развала породы после взрыва, м	ΔB_p	23	21
Общая ширина развала породы после взрыва, м	B_p	43	36
Экскавация и транспортирование породы			
Категория породы по трудности экскавации		III–IV	
Объем породы (в плотном теле), м ³ :			
– в ковше экскаватора		5,8	8,1
– в кузове автосамосвала		47,4	47,4
Время загрузки автосамосвала, мин.	t_n	5,8	5
Число рабочих смен в году		891	
Производительность экскаватора:			
– сменная ($T_{см} = 480$ мин), м ³	$Q_{э.см}$	1624	2235
– годовая, тыс. м ³	$Q_{э.год}$	1447	1991

Применение схемы (рис. 2.4) возможно при транспортной системе разработки с внешним отвалообразованием при любых условиях залегания полезных ископаемых.

Особенностью ведения вскрышных работ с высотой уступа 30 м и более является отработка уступа слоями (рисунки 2.5 и 2.6). В условиях пологих и крутопадающих залежей высокий ($h=30-32$ м) вскрышной уступ отрабатывается послойно (двумя слоями) комплектом из двух экскаваторов.

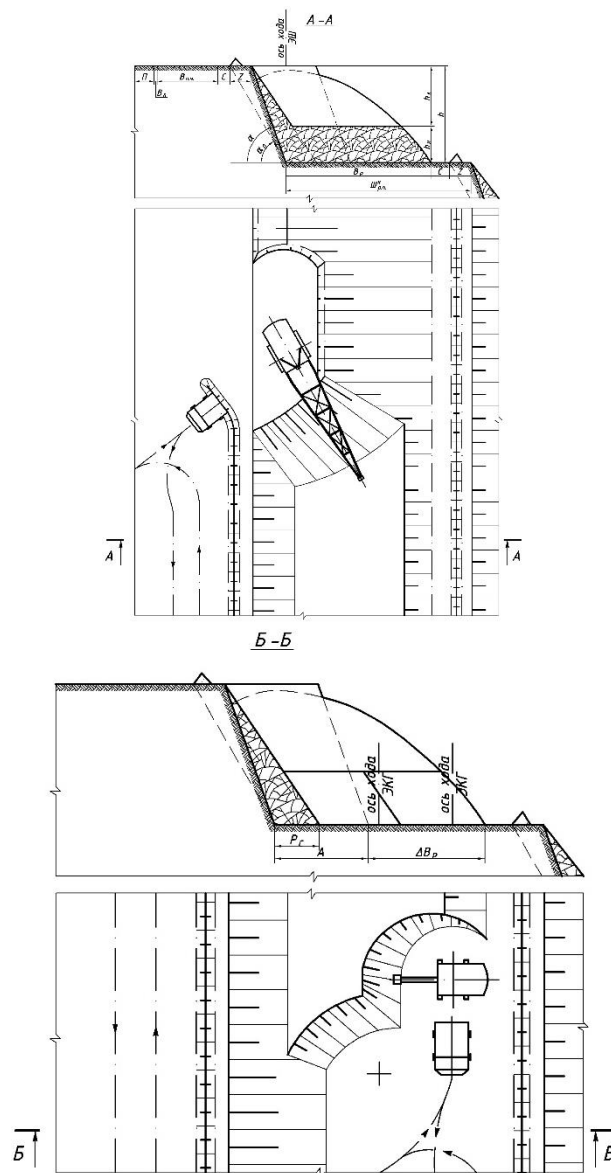


Рисунок. 2.5 – Технологическая схема разработки высокого ($h = 30$ м) вскрышного уступа в два слоя с выемкой пород верхнего слоя драглайном (ЭШ) и нижнего – прямой мехлопатой (ЭКГ)

Технологические схемы на рис. 2.5 и 2.6 эффективны для применения при продольной углубочной системе разработки (с направлением движения вскрышного грузопотока из забоя на поверхность в восходящем порядке) при транспортной (с использованием автосамосвалов) технологии ведения горных работ.

Условия применения схемы на рис. 2.5 следующие: экскавируемая горная масса – полускальная порода. Выемочно–погрузочные работы характеризуются:

- черпание – ниже (ЭШ) и выше (ЭКГ) уровня установки экскаватора;
- погрузка – на уровне установки экскаватора. Схема подъезда автосамосвалов – тупиковая.

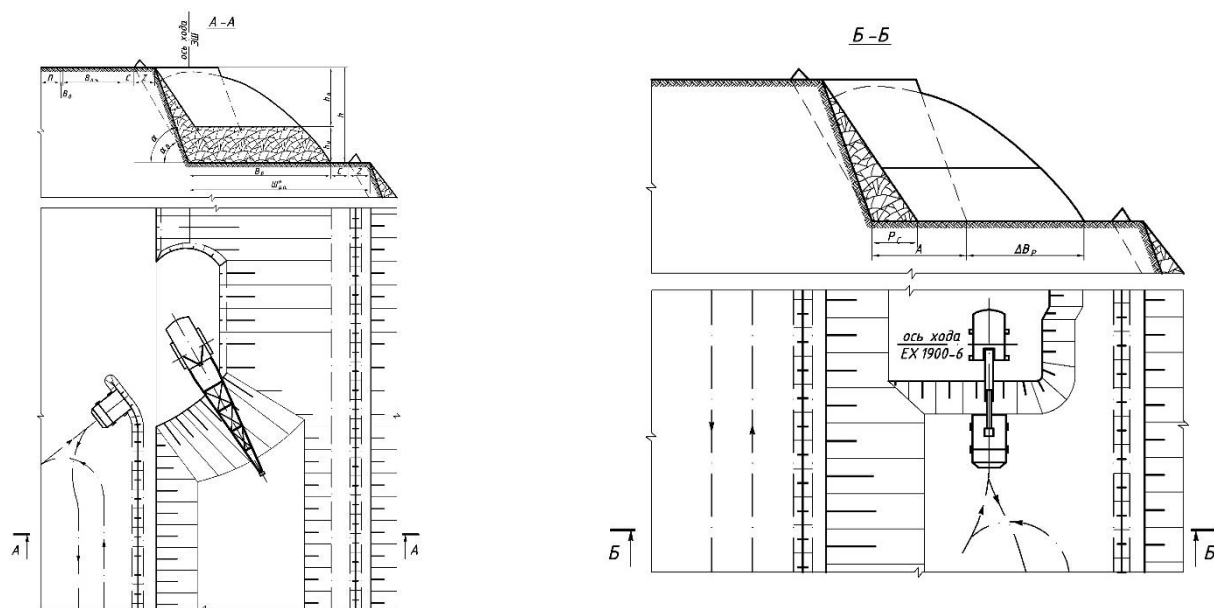


Рисунок. 2.6 – Технологическая схема разработки высокого ($h = 30$ м) вскрышного уступа в два слоя драглайном (ЭШ-14.50) и обратной гидравлической лопатой (ЭХ 1900-6)

В этой схеме верхняя часть высокого ($h=30$ м) вскрышного уступа (верхний слой) отрабатывается драглайном ЭШ-10.70 или ЭШ-14.50, а нижняя – мехлопатой ЭКГ-10.

Драглайн ЭШ-10.70 или ЭШ-14.50 устанавливается на развале взорванной породы и поэтапно формирует перед собой горизонтальную рабочую площадку для перемещения экскаваторов вдоль фронта горных работ.

Одновременно, работая с нижним черпанием, экскаватор производит выемку породы из верхнего (ЭШ-10.70 $h_в=17$ м, ЭШ-14.50 $h_в=19$ м) слоя развала, которую отгружает в автосамосвалы БелАЗ-75132 на уровне своего стояния, т.е. на верхней площадке уступа.

Экскаватор прямая механическая лопата ЭКГ-10 располагается на нижней площадке уступа и отрабатывает оставшуюся часть развала породы (нижний слой), высотой $h_n = 13$ м и $h_n = 11$ м за два продольных прохода с отгрузкой в автосамосвалы БелАЗ-75132, также на уровне своего стояния.

Как при отработке верхнего, так и нижнего слоев остается часть необработанной породы из развала с шириной понизу, равной $P_c=10$ м, которая будет служить подпорной стенкой при взрывании следующего высокого вскрышного уступа на этом рабочем горизонте.

Конструктивные параметры и расчетные показатели применения технологической схемы отработки высокого уступа в два слоя с применением драглайна и экскаватора прямая механическая лопата приведены в таблицах 2.7 и 2.8.

Схема на рис. 2.6, в отличие от предыдущей, предусматривает нижний слой обрабатывать экскаватором гидравлическая обратная лопата. Условия применения схемы на рис. 2.6 следующие: экскавируемая вскрыша – полускальная порода.

Таблица 2.6 – Конструктивные параметры транспортной системы разработки при отработке высокого уступа в два слоя с применением драглайна и экскаватора прямая механическая лопата (к рис. 2.5)

Показатель	Условные обозначения к схеме	Буровой станок DML-1200			
		Комплект экскаваторов			
		I		II	
		ЭШ-14.50	ЭКГ-10	ЭШ-10.70	ЭКГ-10
		Автосамосвал БелАЗ-75132			
Высота вскрышного уступа, м	h	30			
Мощность обрабатываемого слоя породы, м	$h_в$	19	–	17	–
	$h_н$	–	11	–	13
Угол откоса рабочего уступа, град.	α	70			
Угол устойчивого откоса уступа, град.	α_0	60			
Ширина заходки (по целику), м	A	20			
Ширина бермы безопасности, м	Z	6,5			
Расстояние от нижней бровки развала (ограждающего вала) до проезжей части автодороги, м	C	4,0			
Ширина проезжей части автодороги, м	$B_{п.ч}$	19			
Ширина обочины, м	$B_о$	1,0			
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	П	6			
Ширина рабочей площадки, м: – верхней (минимальная по условию работы автотранспорта) – нижней (на подошве высокого уступа)	$Ш^в_{p.n min}$	36,5	–	36,5	–
	$Ш^н_{p.n}$	–	55,5	–	55,5

Характеристика выемочно-погрузочных работ:

- черпание – ниже (ЭШ, EX 1900-6) уровня установки экскаватора;
- погрузка – на уровне (ЭШ) и ниже уровня (EX 1900-6) установки экскаватора.

Схема подъезда автосамосвалов – тупиковая. В данной схеме для обработки высокого ($h=30$ м) вскрышного уступа задействованы два экскаватора с нижним черпанием. Это – драглайн ЭШ-14.50 и гидравлическая обратная лопата EX 1900-6 с ковшом, вместимостью $E_k = 8,5$ м³.

Таблица 2.7 – Параметры основных технологических процессов при обработке высокого уступа в два слоя с применением драглайна и экскаватора прямой механической лопата (к рис. 2.5)

Показатель	Условные обозначения к схеме	Буровой станок DML-1200			
		Комплект экскаваторов			
		I		II	
		ЭШ-14.50	ЭКГ-10	ЭШ-10.70	ЭКГ-10
Автосамосвал БелАЗ-75132					
Буровзрывная подготовка породы к экскавации					
Категория породы по блочности		IV			
Диаметр скважины, мм		269			
Угол наклона скважины, град.		75			
Ширина подпорной стенки понизу, м	P_c	10			
Приращение ширины развала породы, м	ΔB_p	25			
Общая ширина развала породы после взрыва, м	B_p	45			
Экскавация и транспортирование породы					
Категория породы по трудности экскавации		III–IV			
Объем горной массы (в плотном теле), м ³ : – в ковше экскаватора – в кузове автосамосвала		8,1	6,1	5,8	6,1
		47,4		47,4	
Время загрузки автосамосвала, мин.	t_n	4,9	4,9	5,6	4,8
Число рабочих смен экскаватора в году		891		891	
Производительность экскаватора: – сменная ($T_{см} = 480$ мин), м ³ – годовая, тыс. м ³	$Q_{э,см}$ $Q_{э,год}$	2249	2245	1640	2250
		2004	2000	1461	2005

Как и в ранее рассмотренной схеме, представленной на рис. 2.5, экскаватор–драглайн ЭШ-14.50 устанавливается на развале взорванной породы и отрабатывает верхний слой ($h_в=20$ м) высокого вскрышного уступа, а также осуществляет сопутствующие вспомогательные работы по заоткоске уступа и выравниваю рабочей площадки.

Конструктивные параметры и расчетные показатели применения технологической схемы отработки высокого уступа в два слоя с применением драглайна и экскаватора обратная гидравлическая лопата приведены в таблицах 2.8 и 2.9.

Таблица 2.8 – Конструктивные параметры транспортной системы разработки при отработке высокого уступа в два слоя с применением драглайна и экскаватора обратная гидравлическая лопата (к рис. 2.6)

Показатель	Условные обозначения к схеме	Буровой станок DML-1200	
		Комплект экскаваторов	
		ЭШ-14.50	EX 1900-6
Высота вскрышного уступа, м	h	30	
Мощность отрабатываемого слоя породы, м	$h_в$	20	–
	$h_н$	–	10
Угол откоса рабочего уступа, град.	α	70	
Угол устойчивого откоса уступа, град.	α_0	60	
Ширина заходки (по целику), м	A	20	
Ширина бермы безопасности, м	Z	6,5	
Расстояние от нижней бровки развала (ограждающего вала) до проезжей части автодороги, м	C	4,0	
Ширина проезжей части автодороги, м	$B_{п.ч}$	19	
Ширина обочины, м	$B_о$	1,0	
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	Π	6	
Ширина рабочей площадки, м: – верхней (минимальная по условию работы автотранспорта) – нижней (на подошве высокого уступа)	$Ш_{п.н}^в$	36,5	–
	$Ш_{п.н}^н$	–	55,5

Таблица 2.9 – Параметры основных технологических процессов при обработке высокого уступа в два слоя с применением драглайна и экскаватора обратная гидравлическая лопата (к рис. 2.6)

Показатель	Условные обозначения к схеме	Буровой станок DML-1200	
		Комплект экскаваторов	
		ЭШ-14.50	EX 1900-6
		Автосамосвал БелАЗ-75132	
Буровзрывная подготовка породы к экскавации			
Категория породы по блочности		IV	
Диаметр скважины		269	
Угол наклона скважины, град.		75	
Ширина подпорной стенки понизу, м	P_c	10	
Приращение ширины развала породы, м	ΔB_p	25	
Общая ширина развала породы после взрыва, м	B_p	45	
Экскавация и транспортирование породы			
Категория породы по трудности экскавации		III–IV	
Объем горной массы (в плотном теле), м ³ :			
– в ковше экскаватора		8,1	5,7
– в кузове автосамосвала		47,4	
Время загрузки автосамосвала, мин.	t_n	4,9	4,5
Число рабочих смен экскаватора в году		891	
Производительность экскаватора:			
–сменная ($T_{см} = 480$ мин), м ³	$Q_{э.см}$	2235	2098
–годовая, тыс. м ³	$Q_{э.год}$	1991	1870

Нижний слой ($h_n=10$ м) уступа обрабатывает обратная лопата, которая размещается на промежуточном горизонте. Выемка породы ведется экскаватором с нижним черпанием с погрузкой в автосамосвалы БелАЗ-75132, расположенные на нижней площадке высокого уступа.

Технологическая схема на рисунке 2.7 эффективна для применения при углубочной системе разработки и автотранспортной технологии ведения горных работ, когда весь грузопоток вскрышных пород направлен вниз.

Условие применения схемы на рис. 2.7. следующее: экскавируемая горная масса – полускальная порода. Выемочно–погрузочные работы характеризуются: черпание (ЭКГ, РН) – выше уровня установки экскаватора (верхнее); погрузка – на уровне установки экскаватора (РН).

Схема подъезда автосамосвалов – тупиковая. В этой схеме для разработки высокого ($h=30$ м) вскрышного уступа используются два экскаватора типа прямая механическая лопата ЭКГ-12(14) и РН-2800.

Экскаваторы ЭКГ-12 и РН-2800, работая в паре, последовательно за два продольных прохода вдоль фронта развития горных работ отрабатывают развал взорванной породы высокого ($h=30$ м) уступа. При этом задачей экскаватора ЭКГ-12, установленного на промежуточном горизонте развала, является сброс породы из верхнего слоя ($h_в=14$ м) на нижнюю площадку уступа, а мощной механической лопаты РН-2800 ($E_k=30$ м³) – отработка нижнего ($h_н=16$ м) и погрузка всего объема взорванной породной массы в автосамосвалы БелАЗ-75306.

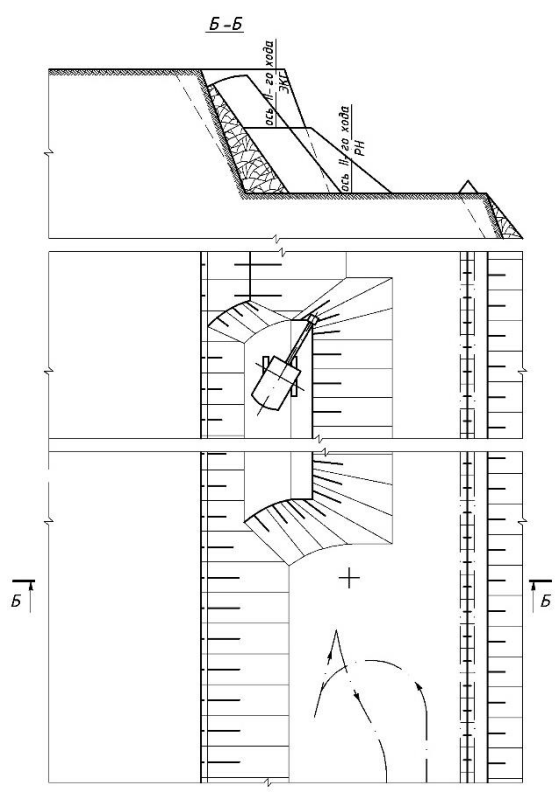


Рисунок 2.7 – Технологическая схема разработки высокого ($h = 30$ м) вскрышного уступа в два слоя экскаваторами типа прямая механическая лопата (ЭКГ и РН) со сбросом породы из верхнего слоя на нижнюю площадку (транспортный горизонт)

Конструктивные параметры и расчетные показатели применения технологической схемы отработки высокого уступа в два слоя с применением экскаваторов типа прямая механическая лопата приведены в таблицах 2.10 и 2.11.

Представленная на рисунке 2.7 схема наиболее предпочтительна на карьерах с транспортной технологией, разрабатывающих месторождения полезных ископаемых в условиях гористого рельефа поверхности, когда вскрышные горизонты (уступы) располагаются выше отвальных ярусов.

Таблица 2.10 – Конструктивные параметры транспортной системы разработки при отработке высокого уступа в два слоя с применением экскаваторов типа механическая прямая лопата ЭКГ-12(14) и РН-2800 (к рис. 2.7)

Показатель	Условные обозначения к схеме	Буровой станок ЗСБШ-200-60	
		Комплект экскаваторов	
		ЭКГ-12	РН-2800
		Автосамосвал	
		–	БелАЗ-75306
Высота вскрышного уступа, м	h	30	
Мощность обрабатываемого слоя породы, м	h_e	14	–
	h_n	–	16
Угол откоса рабочего уступа, град.	α	70	
Угол устойчивого откоса уступа, град.	α_0	60	
Ширина заходки (по целику), м	A	20	
Ширина бермы безопасности, м	Z	6,5	
Расстояние от нижней бровки развала (ограждающего вала) до проезжей части автодороги, м	C	5,5	
Ширина проезжей части автодороги, м	$B_{п.ч}$	22	
Ширина обочины, м	B_o	1	
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	Π	6	
Ширина нижней рабочей площадки, м	$\Pi_{р.п}^H$	–	57

Таблица 2.11 – Параметры основных технологических процессов при отработке высокого уступа в два слоя с применением экскаваторов типа механическая лопата ЭКГ-12(14) и РН-2800 (к рис. 2.7)

Показатель	Условные обозначения к схеме	Буровой станок ЗСБШ-200-60	
		Комплект экскаваторов	
		ЭКГ-12	РН-2800
		Автосамосвал	
		–	БелАЗ-75306
Буровзрывная подготовка породы к экскавации			
Категория породы по блочности		IV	
Диаметр скважины, мм		244	
Угол наклона скважины, град.		75	
Ширина подпорной стенки понизу, м	P_c	10	
Приращение ширины развала породы, м	ΔB_p	25	
Общая ширина развала породы после взрыва, м	B_p	45	
Экскавация и транспортирование породы			
Категория породы по трудности экскавации		III–IV	
Объем горной массы (в плотном теле), м ³ :			
– в ковше экскаватора		7,32	19,8
– в кузове автосамосвала		–	84,62

Время загрузки автосамосвала, мин.	t_n	–	2,0
Число рабочих смен экскаватора в году		891	900
Производительность экскаватора: –сменная ($T_{см} = 480$ мин), м ³ –годовая, тыс. м ³	$Q_{см}$ $Q_{г.год}$	4216 3756	9592 8633

Таким образом, к основным признакам высоких уступов относятся превышение высоты уступа технических параметров черпания экскаваторов, послойная отработка уступов и наличие сплошной единой плоскости откоса уступа до и после отработки очередного эксплуатационного блока. Послойная отработка высоких уступов при транспортной технологии может быть реализована с помощью различных технических средств и технологических схем ведения выемочно-погрузочных работ. Выполненными расчетами определены приоритетные горнотехнические условия и области применения типовых технологических схем с углубочной системой разработки. С учетом высоты уступа определена экономическая эффективность использования различных комплексов выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

Стоимость и возможность внедрения роботизированного комплекса по добыче и транспортировке горной массы, в первую очередь, зависят от степени автоматизации горнодобывающего предприятия.

На рисунке 2.8 схематично показано влияние степени автоматизации карьера на возможность внедрения роботизированных комплексов на открытых горных работах.

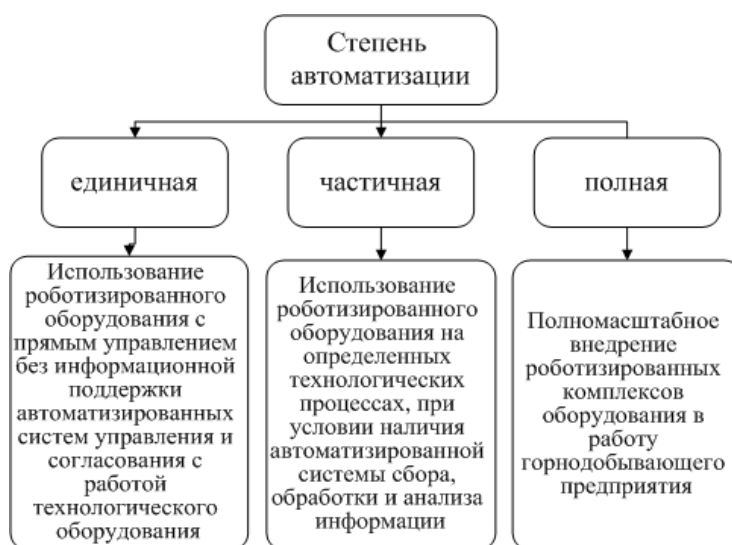


Рисунок 2.8 – Влияние степени автоматизации на возможность внедрения роботизированных комплексов на открытых горных работах

Из вышеизложенного следует, что при переходе к разработке вскрышных пород высокими уступами в период полного развития горных работ при равенстве текущего (K_T) и граничного ($K_{гр}$) коэффициентов, т.е. когда $K_T=K_{гр}$, коренное переустройство всей горнотехнической системы и отдельных технологических процессов на действующих карьерах может быть обеспечено при переходе на отработку высоких вскрышных уступов с сохранением структуры комплексной механизации горных работ. Для сохранения набранных темпов работы предприятия достаточно осуществить переход на выше описанные технологические схемы разработки высокого вскрышного уступа с выбором на основе экономических оптимизационных расчетов предпочтительной схемы ведения горно-подготовительных и добычных работ с использованием, прежде всего, имеющейся на горном предприятии выемочно-погрузочной техники и обоснованием оптимальных условий и глубины перехода на технологию работы высокими вскрышными уступами с позиции максимальной полноты и эффективности освоения недр.

Экономическое обоснование высоты вскрышного уступа для различных типов экскаваторов по эксплуатационным затратам на трех основных технологических процессах — бурение и взрывание скважин, выемочно-погрузочные работы и транспортирование (подъем породы) на верхнюю площадку уступа производилось на базе семи вариантов комплектов оборудования. Предусматривалось использовать буровой станок ДМЛ-1200, экскаваторы-драглайны (ЭШ) с вместимостью ковша $10-15 \text{ м}^3$ и длиной стрелы $50-70 \text{ м}$, экскаваторы типа механические лопаты (прямые механические ЭКГ, РН и обратные гидравлические Gat) с вместимостью ковша $10-33 \text{ м}^3$ и автосамосвалы грузоподъемностью $120-220 \text{ т}$.

Разработка высокого вскрышного уступа производится в один или два слоя. При разработке высокого ($h = 30$ и 32 м) уступа в два слоя (одновременно) экскаватор, находящийся в верхнем слое, должен работать с опережением экскаватора, работающего в нижнем слое. Скорость подвигания экскаваторных забоев в верхнем и нижнем слоях вдоль фронта горных работ должна быть одинаковой.

В процессе подготовки полускальных пород к экскавации взрывание высоких уступов производится сразу на полную их высоту.

При одновременном перемещении экскаваторных забоев в верхнем и нижнем слоях вдоль фронта горных работ образуется сплошной откос высокого уступа.

Экскаваторная погрузка взорванной породной массы в автосамосвалы производится одновременно на верхней и нижней площадках уступа или только на нижней площадке-концентрационном горизонте.

Послойная разработка вскрышного уступа высотой 20, 30, 32 м может быть осуществлена за счет применения следующих типов экскавационной техники:

- экскаваторов с большими линейными параметрами рабочего оборудования и большой глубиной черпания (драглайны шагающие и гусеничные; в перспективе – кранлайны);

- экскаваторов, обладающих двумя видами черпания (верхним и нижним) и погрузкой горной массы в автосамосвалы на уровне, выше и ниже уровня своего стояния (гидравлические обратные лопаты);

- комплекта разнотипных экскаваторов (драглайн и мехлопата, обратная гидравлическая и прямая механическая лопаты);

- комплекта из двух прямых мехлопат, одна из которых производит выемку и сброс породы из верхнего слоя уступа на концентрационный транспортный горизонт, а другая – погрузку всего объема породы в автосамосвалы.

Для расчетов использовался удельный показатель отношения эксплуатационных затрат за период к производительности за тот же период. Затраты по всему перечисленному оборудованию были взяты годовые фактические с действующих предприятий. Производительность была рассчитана, при этом, для учета влияния высоты слоя было сделано следующее: введен коэффициент, учитывающий на сколько фактическая площадь поперечного сечения забоя соответствует оптимальной; для шагающих экскаваторов учтено то, что они сами выполняют транспортную работу подъема породы на верхнюю площадку уступа, соответственно экономятся затраты на использование автотранспорта;

для шагающих экскаваторов при расчете производительности было учтено изменение времени цикла на подъем и опускание ковша в зависимости от высоты уступа, т.е. чем выше уступ тем дольше цикл; был выполнен хронометраж прицеливания и разгрузки ковша шагающего экскаватора при работе в комплексе с автотранспортом, т.е. в расчете цикла работы шагающего экскаватора были использованы фактические данные.

В качестве критерия оптимизации при определении рациональной высоты отрабатываемого уступа приняты суммарные эксплуатационные затраты z_{Σ} на 1 м³ вскрыши по указанным процессам, так как в них капитальные затраты на оборудование через амортизацию, а приведение по времени не имеет значения, поскольку приобретение оборудования при переходе на высокие вскрышные уступы осуществляется единовременно.

Суммарные эксплуатационные затраты рассчитывались по формуле:

$$z_{\Sigma} = z_{\text{бур}} + z_{\text{в-н.р}} + z_{\text{тр}}, \text{ руб/м}^3, \quad (2.9)$$

где $z_{\text{бур}}$ – эксплуатационные затраты по процессу бурения, руб/м³:

$$z_{\text{бур}} = \frac{C_{\text{бур}}}{V_{\text{Г.М}}} \quad (2.10)$$

$C_{\text{бур}}$ – стоимость бурения 1 пог. м скважины, руб. (например, фактическая стоимость бурения 1 пог. м скважины бурстанком DML-1200 в 2010 г. составила 96 руб.); $V_{\text{Г.М}}$ – выход горной массы с 1 пог. м скважины, м³ (зависит от изменения высоты уступа [66]).

$z_{\text{в-н.р}}$ – эксплуатационные затраты по процессу выемочно-погрузочные работы, руб/м³:

$$z_{\text{в-н.р}} = \frac{z_{\text{год}}^{\text{эксн}}}{Q_{\text{год}}} \quad (2.11)$$

$z_{\text{год}}^{\text{эксн}}$ – фактические (за 2010 г.) годовые эксплуатационные затраты на экскаватор, руб.; $Q_{\text{год}}$ – годовая производительность экскаватора, м³/год. (Рассчитывается по методике проектных организаций и «Типовых технологических схем ведения горных работ на угольных разрезах» с учетом степени сложности условий разработки) [67].

Z_{mp} – эксплуатационные затраты по транспортировке породы на верхнюю площадку уступа, руб/м³:

$$Z_{mp} = l_c \cdot C_{т-км} \cdot \gamma / 1000 = \frac{h \cdot C_{т-км} \cdot \gamma}{1000 \cdot i}, \quad (2.12)$$

l_c – длина скользящего съезда, которая преодолевается автосамосвалом при перевозке им породы с нижней на верхнюю площадку уступа, м:

$$l_c = \frac{h}{i} \quad (2.13)$$

h – высота обрабатываемого вскрышного уступа, м; i – подъем (уклон) трассы скользящего съезда, ‰; $C_{т-км}$ – стоимость (фактическая за 2010 г.) перевозки 1 т породы в автосамосвале на расстояние в 1 км, руб. (для БелАЗ-7512 (14) $C_{т-км} = 4,08$ руб.; для БелАЗ-75131 $C_{т-км} = 4,16$ руб.); γ – плотность породы, т/м³.

Результаты расчетов по оптимизации высоты вскрышного уступа представлены на рисунке 2.9 и в таблице 2.12.

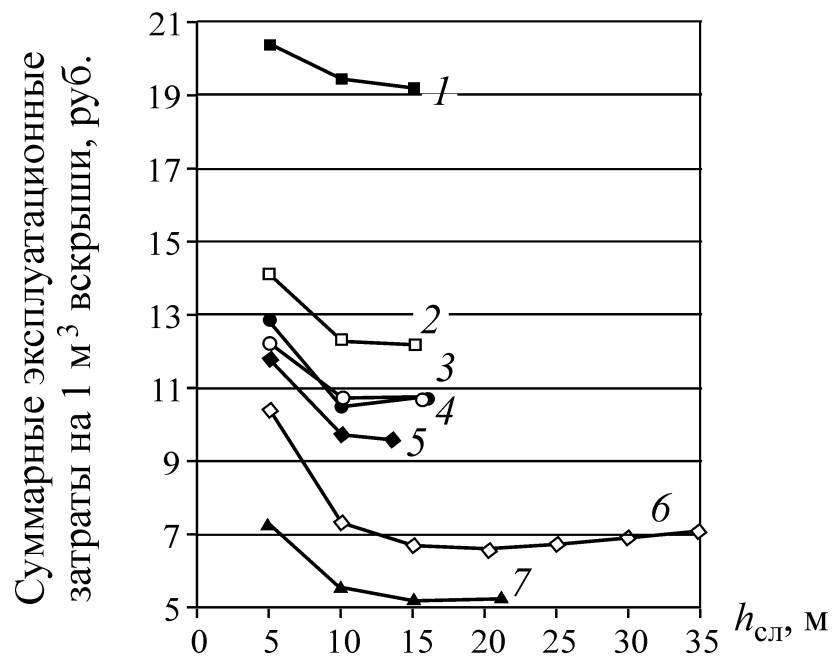


Рисунок 2.9 – Зависимость эксплуатационных затрат на 1 м³ вскрыши от высоты разрабатываемого слоя для вариантов горно-транспортного оборудования: 1 — DML-1200-Cat.5130-Белаз-7512(14); 2 — DML-1200-ЭКГ-12-Белаз-7514; 3 — DML-1200-РН-2800-Белаз-75303; 4 — DML-1200- ЭКГ-15-Белаз-75131; 5 — DML-1200-ЭКГ-10-Белаз-7512(14); 6 — DML-1200-ЭШ-10.70(11.70)-Белаз-7514; 7 — DML-1200-ЭШ-13.50(14.50)-Белаз-75132

Из рисунка 2.9 видно, что для комплексов с экскаваторами типа прямая механическая лопата оптимальная высота уступа соответствует высоте черпания экскаватора, что отвечает требованиям “Правил безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом” [97, 106, 134].

Таблица 2.12 – Расчет оптимизации высоты вскрышного уступа

Комплекс горно-транспортного оборудования	Высота вскрышного уступа	Эксплуатационные затраты на 1 м ³ вскрыши по процессам, руб.			Суммарные эксплуатационные затраты, руб/м ³
		бурение скважин	выемочно-погрузочные работы	транспортирование породы на верхнюю площадку уступа	
Комплекс оборудования с прямой механической лопатой					
DML-1200	5	5,05	6,24	0,62	11,91
ЭКГ-10	10	2,53	5,99	1,25	9,77
БелАЗ-7512(14)	13,5	2,13	5,88	1,64	9,65
DML-1200	5	4,00	9,47	0,62	14,09
ЭКГ-12	10	2,10	8,95	1,25	12,30
БелАЗ-75131	15,1	1,63	8,63	1,88	12,14
DML-1200	5	3,31	8,28	0,62	12,21
ЭКГ-15	10	1,81	7,71	1,25	10,77
БелАЗ-75131	15,8	1,30	7,45	1,97	10,72
DML-1200	5	4,10	8,16	0,56	12,82
РН-2800	10	1,62	7,78	1,11	10,51
БелАЗ-75303	15	1,41	7,64	1,67	10,72
	16,15	1,36	7,61	1,78	10,75
Комплекс оборудования с шагающим драглайном					
DML-1200 ЭШ-10.70 (11.70) БелАЗ-7514	5	5,05	5,34	-	10,39
	10	2,53	4,8	-	7,33
	15	1,78	4,93	-	6,71
	20	1,48	5,14	-	6,62
	25	1,35	5,38	-	6,73
	30	1,28	5,65	-	6,93
	35	1,26	5,85	-	7,11
DML-1200 ЭШ-13.50 (14.50) БелАЗ-75132	5	3,31	3,96	-	7,27
	10	1,81	3,75	-	5,56
	15	1,32	3,9	-	5,22
	21	1,13	4,1	-	5,23
Комплекс оборудования с гидравлической обратной лопатой					
DML-1200 Cat. 5130 (hнн) БелАЗ-7512(14)	5	5,05	14,7	0,62	20,37
	10	2,53	15,6	1,25	19,38
	15	1,78	15,5	1,87	19,15
DML-1200 Cat. 5130(хун)	5	5,05	14,7	-	19,75
	10	2,53	15,6	-	18,13

Для драглайнов ЭШ-10.70 и ЭШ-14.50 (линии 6 7 на рис. 2.9) высота вскрышного уступа, полученная по минимальным эксплуатационным затратам комплекса оборудования, находится в пределах 15–20 м, несмотря на то, что максимальная глубина черпания этих выемочно-погрузочных машин составляет 35 и 21 м соответственно. Это связано с тем, что с увеличением высоты

уступа у драглайнов возрастает время цикла черпания за счет увеличения продолжительности операции подъема породы в ковше на верхнюю площадку уступа. Этим объясняется снижение производительности экскаваторов и увеличение в целом эксплуатационных затрат.

Высота обрабатываемого слоя зависит от конструкции и технологических возможностей типа применяемого погрузочного оборудования и не превышает 16 м, поскольку, как установлено в ходе исследования, переход с уступов высотой 15 м на уступы 30 м не обеспечивается простым сдваиванием, а при переходе в зоне сочленения (буферной или переходной зоне) возникают определенные закономерности (например, чередование числа заходов с чередованием по горизонтам при углублении). В этой связи выглядит крайне проблематично технологически обеспечить процесс страивания или учетверения уступов.

Для всех типов экскаваторов и буровых станков с уменьшением высоты извлекаемого слоя наблюдается немонотонная зависимость с точкой экстремума, определяющего оптимум. Рост эксплуатационных затрат связан с сокращением полезного времени использования оборудования на основной работе и, как следствие снижением производительности. Кроме того, при взрывании вскрышных уступов малой высоты уменьшается выход горной массы с 1 пог. м скважины [46, 125].

Очевидно, что применение для разработки уступа высотой 30 м только драглайна ЭШ-10.70 (см. рис. 2.9, линия б) неэффективно экономически, а также нецелесообразно из-за низкой интенсивности ведения вскрышных работ (скорость подвигания забоя экскаватора вдоль фронта составляет не более 2.5 м в смену). На данном этапе развития технического прогресса в области открытых горных работ, исходя из горнотехнических условий, целесообразно рассматривать технологические схемы, предусматривающие разработку высокого вскрышного уступа слоями (в основном в два слоя) с использованием различных комбинаций горно-транспортного оборудования.

Кривые, соответствующие ведению вскрышных работ гидравлическими экскаваторами обратного черпания (рис.2.9, линия 1) наглядно показывают их чрезмерную дороговизну при работе на вскрыше. Применение гидравлических экскаваторов обратного черпания на чистой вскрыше помимо высоких прямых эксплуатационных затрат влечет за собой необходимость снижать высоту уступа либо обрабатывать его слоями. Также применение гидравлического экскаватора влечет потребность взрывать мельче, поскольку удельная масса гидравлического экскаватора на единицу емкости ковша ниже, чем у прямых механических лопат и он просто не может прочерпать развал. Область рационального применения гидравлических экскаваторов обратного черпания ограничивается работой в сложных угольно-породных забоях. Преимущество таких экскаваторов в более низких нормативных потерях угля при работе на добыче, то есть гидравлические экскаваторы обратного черпания компенсируют все свои минусы дополнительным объемом добываемого угля высокого качества.

Применительно к углубочной системе разработки, варианты технологических схем ведения вскрышных работ на уступе при различной комбинации комплексов вскрышного оборудования рассмотрены в главе 2, причем отличительной особенностью технологии является взрывание высокого вскрышного уступа сразу на полную высоту, а выемка породы из развала — в два слоя.

С учетом изложенного можно сделать вывод, что эксплуатационные затраты на разработку 1 м^3 вскрышных пород находятся в гиперболической зависимости от мощности разрабатываемых слоев, что позволяет установить высоту обрабатываемого слоя при соблюдении равенства скорости подвигания забоя в верхнем и нижнем слое [159].

2.5. Разработка экономико-математической модели эффективного перехода на отработку высокими уступами

Благодаря переходу на отработку вскрышных пород высокими уступами в период полного развития горных работ, на разрезе ($k_T = k_{TP}$) можно увеличить

глубину отработки. Именно в этот период переход к отработке вскрышных пород высокими ($h=30$ и 20 м вместо, соответственно, $h=15$ и 10 м) уступами позволит за счет увеличения угла наклона рабочего борта разреза прирастить глубину открытых горных работ и получить дополнительные объемы добытого угля с данного месторождения.

В целях подключения аналитического метода расчетов к определению приращения глубины открытых работ и ширины разреза по поверхности, углов наклона рабочего борта в различных горно-геологических и производственных условиях был разработан алгоритм, суть которого изложена ниже.

При решении сформулированной задачи с использованием ЭВМ в качестве переменных были выбраны следующие величины:

1. Группа горно-геологических факторов:
 - 1.1. Угол падения пласта угля (φ);
 - 1.2. Нормальная мощность пласта угля (m_n);
 - 1.3. Угол откоса рабочего уступа (α).
2. Группа производственных факторов:
 - 2.1. Высота уступа до перехода на работу высокими уступами (h);
 - 2.2. Ширина буровзрывной заходки (A);
 - 2.3. Ширина рабочей площадки ($Ш_{р.п}$);
 - 2.4. Угол погашения горных работ (γ_n).
 - 2.5. Граничный коэффициент вскрыши ($k_{гр}$).

При составлении алгоритма и разработке программы были приняты следующие допущения:

- решение выполнено в плоской задаче, при этом допускается пренебречь объемами породы и угля в торцах разреза. Это оправдано при существующей протяженности карьерных полей ($5-6$ км), поэтому объем породы и угля в торцах не оказывает значимого влияния на решение задачи;
- подсчет объемов обрабатываемой вскрыши и добываемого угля в плоской задаче выполнен в расчёте на 1 метр фронта горных работ;

- угольный пласт принимается выдержанным по мощности и качеству. Допускается отсутствие пликативных и дизъюнктивных нарушений залежи;
- допускается постоянство величины граничного коэффициента вскрыши вне зависимости от глубины ведения горных работ, т.е. не учитывается рост затрат и, соответственно, снижение граничного коэффициента вскрыши с углублением горных работ.

В аналитических расчетах для определения приращения глубины разреза при переходе на высокие уступы в период полного развития горных работ ($k_T=k_{гр}$) использовалась схема, изображенная на рис. 2.10.

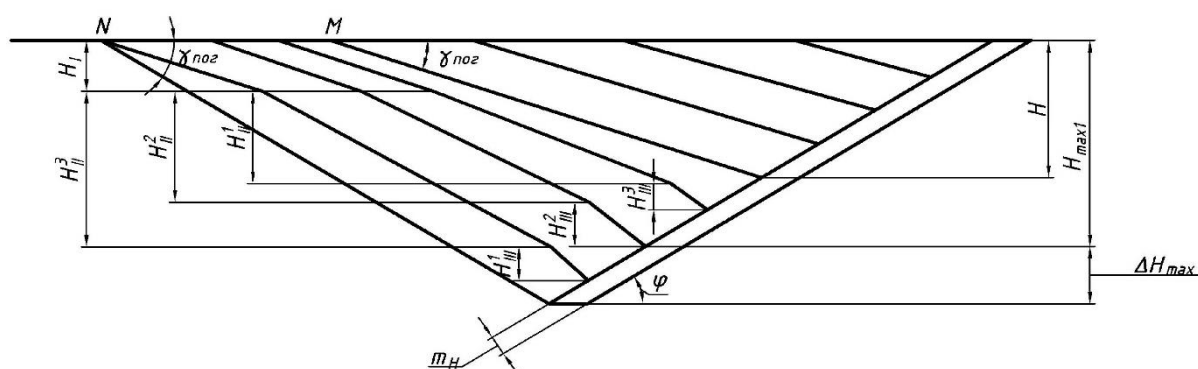


Рисунок 2.10 – Схема для определения приращения глубины разреза при переходе на высокие уступы в период полного развития горных работ ($k_T=k_{гр}$): m_n - нормальная мощность пласта угля; φ - угол падения пласта угля; $\gamma_{пог}$ - УГОЛ погашения горных работ; H_I – зона, затронутая выветриванием, H_{II} – зона с высокими вскрышными уступами, H_{III} – буферная (переходная) зона.

Одной из особенностей, которая показана на схеме (см. рис. 2.8), является то, что результирующий угол наклона рабочего борта на каждом горизонте разреза не одинаков, а изменяется по мере углубления горных работ. Причина этого заключается в том, что под углом наклона рабочего борта понимают угол между горизонтом и линией, соединяющей нижнюю бровку нижнего уступа с верхней бровкой верхнего уступа. Как видно из рисунка 2.10, по мере углубления горных работ величина угла наклона рабочего борта стремится к величине угла между горизонтом и линией, соединяющей нижнюю бровку нижнего уступа с нижней бровкой верхнего. При этом на малой глубине влияние описываемой особенности наиболее значимо, и оно снижается с увеличением

глубины разреза. Определены граничные зоны применения высоких вскрышных уступов – уступы базовой высоты: со стороны верхних горизонтов, сложенные слабыми породами, со стороны угленасыщенной зоны и со стороны борта погашения (рис.2.11).

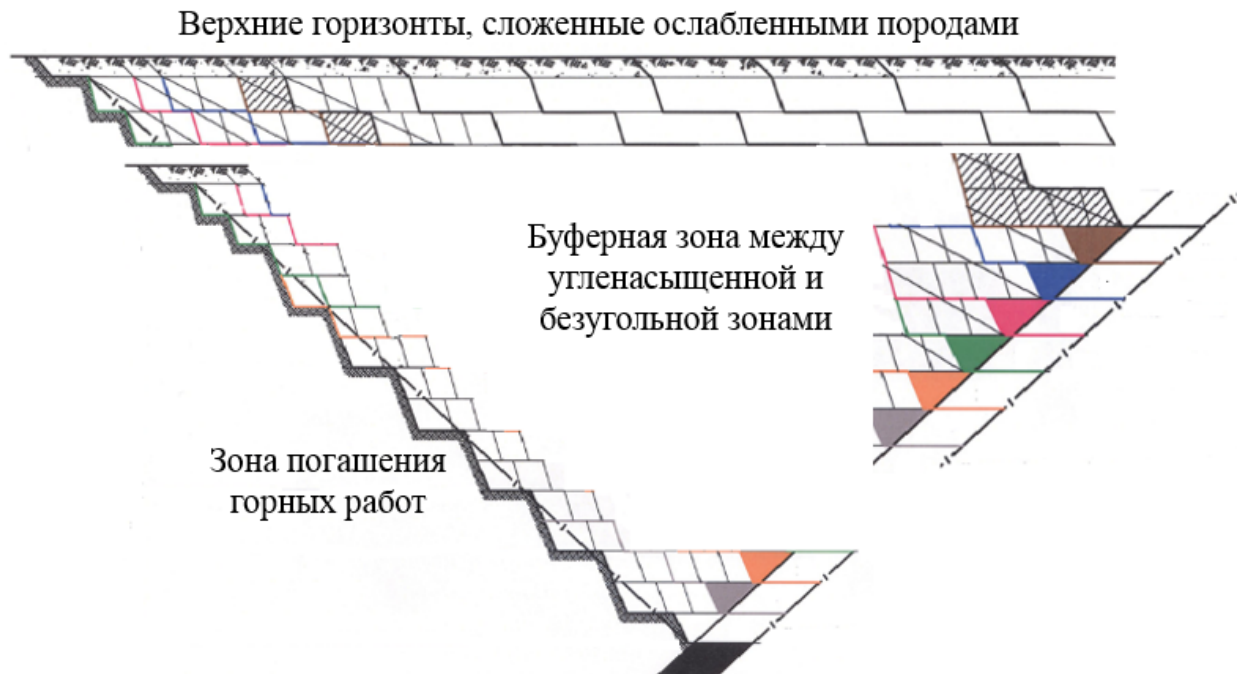


Рисунок 2.11 – Зоны, ограничивающие область применения высоких вскрышных уступов

Для определения того как изменяется результирующий угол наклона рабочего борта в зависимости от глубины разреза и конструкции борта был разработан отдельный программный модуль. Результаты его расчета представлены на рисунке 2.12.

Второй особенностью является то, что при расчете объемов обрабатываемой породы после достижения максимального развития горных работ учтено изменение профиля рабочего борта – профиль становится выпуклым. Наличие указанной особенности обусловлено тем, что при переходе на работу высокими вскрышными уступами рабочий борт делится на три зоны, каждая из которых характеризуется собственными параметрами ведения горных работ и порядком отработки (рис.2.8):

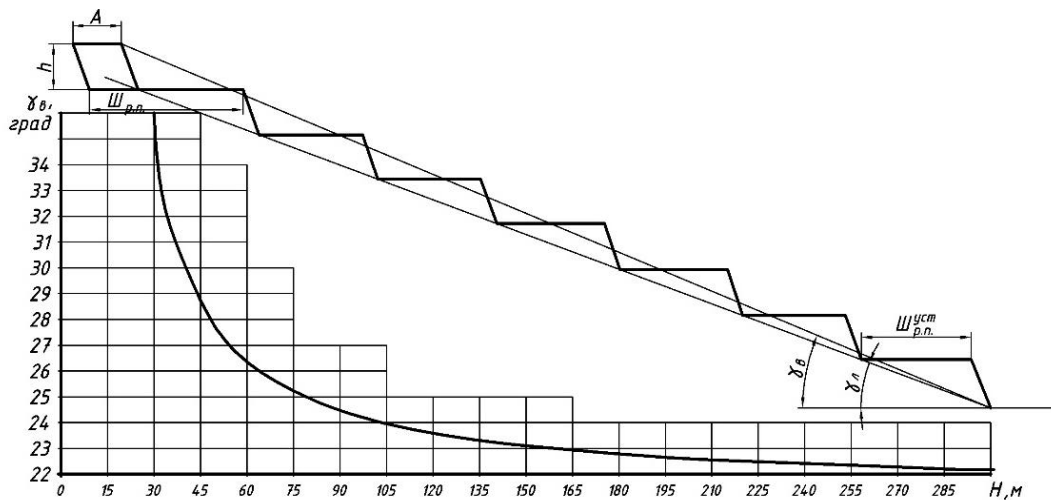
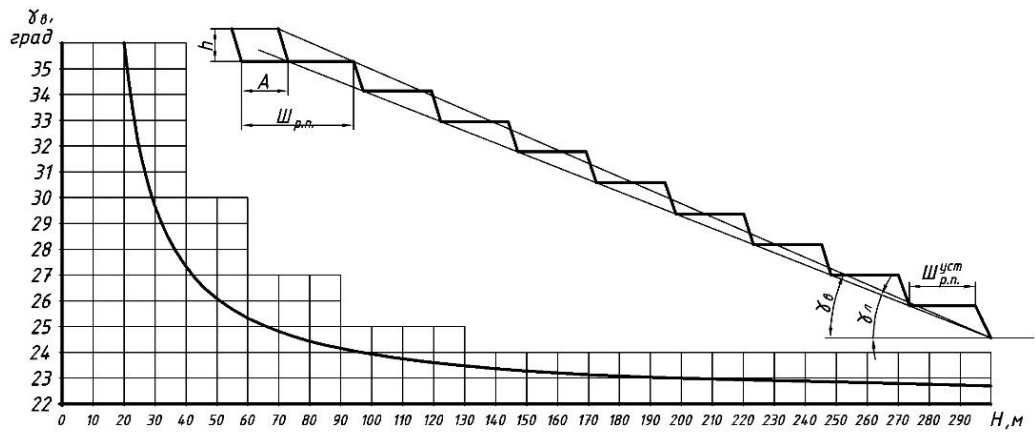


Рисунок 2.12 – Изменение угла наклона рабочего борта разреза ($\gamma_{в}$) в зависимости от глубины горных работ (H): h – высота уступа, A – ширина предохранительной бермы, $Ш_{р.н.}$ – ширина рабочей площадки, $Ш_{р.н.}^{ост}$ – остаточная ширина рабочей площадки: а) при $h=10$ м, $A=15$ м, $Ш_{р.н.}=36$ м ($\gamma_1=22^\circ$, $\gamma_{в}=23,5^\circ$, Шост. рп=21 м); б) при $h=15$ м, $A=15$ м, $Ш_{р.н.}=48$ м ($\gamma_1=21^\circ$, $\gamma_{в}=23,5^\circ$, Шост. рп=33 м)

I. Зона, затронутая выветриванием (H_I). В расчете принята 30 метров. В данной зоне не допускается ведение вскрышных работ высокими уступами по причине того, что породы ослаблены и обеспечение необходимого запаса устойчивости при формировании высокого вскрышного уступа затруднительно.

II. Зона с высокими ($h_{в.у.}=30$ и 20 м вместо, соответственно, $h_y=15$ и 10 м) вскрышными уступами (H_{II}).

III. Буферная зона, или зона сочленения безугольной и угленасыщенной зон разреза (H_{III}). Формируется из уступов, высотой, равной высоте нарезанных горизонтов.

Из упомянутых выше зон отдельного рассмотрения заслуживает третья – буферная зона. Ее особенность заключается в том, что при переходе на ведение вскрышных работ высокими уступами, формирование первого, равно как и каждого последующего высокого уступа, не может быть обеспечено простым сдвиганием уступов. Имеет место последовательное чередование выполнения строго определенного объема вскрышных работ по горизонтам при углублении. Причем, количество заходов экскаватора в этой зоне изменяется от трех до восьми с чередованием их по горизонтам при углублении горных работ (рис 2.13).

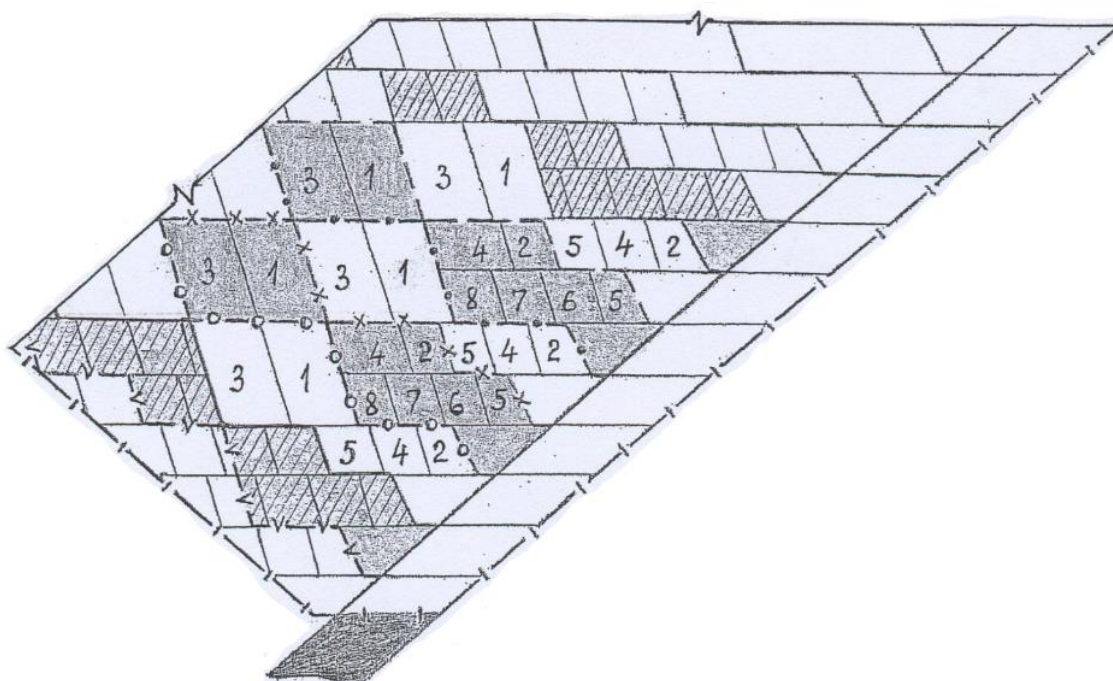


Рисунок 2.13 – Часть рабочего борта разреза с иллюстрацией порядка формирования высокого вскрышного уступа и последовательности отработки экскаваторными заходками буферной породной зоны

Описанная выше особенность, заключающаяся в формировании выпуклого профиля рабочего борта после начала перехода на работу высокими вскрышными уступами, имеет следующее следствие. При отработке первого горизонта имеет место резкое падение текущего объема вскрышных работ. Это происходит потому, что, в случае решения плоской задачи, объем вскрыши, заключенный между прямым профилем рабочего борта, который выстраивается при работе с постоянной высотой уступа, равной высоте нарезанных горизонтов, и выпуклым профилем, который формируется при пере-

ходе на высокие вскрышные уступы в момент достижения максимального развития горных работ ($k_T=k_{гр}$), гораздо меньше объема вскрыши, заключенного между рабочими бортами, имеющими одинаковый характер (прямой и прямой, либо выпуклый и выпуклый), на смежных горизонтах.

Опираясь на выбранные исходные данные и учитывая все вышеперечисленные особенности и допущения, был разработан алгоритм расчета приращенной глубины разреза при переходе на высокие уступы в период полного развития горных работ ($k_T=k_{гр}$), который предусматривает последовательность действий.

1. Определяется глубина разреза, с которой начинают переход на работу высокими вскрышными уступами следующими последовательно выполняемыми операциями:

1.1. Для каждого горизонта начиная с первого определяют угол наклона рабочего борта;

1.2. Рассчитывают объем породы на 1 метр фронта горных работ, который необходимо отработать для создания условий для добычи угля на данном горизонте, заключенный между прямыми профилями рабочих бортов рассматриваемого и предыдущего этапов, дневной поверхностью и плоскостью кровли угольного пласта;

1.3. Рассчитывают соотношение объема вскрыши, который необходимо отработать, и массы угля, который возможно добыть на рассматриваемом горизонте, то есть определяют значение текущего коэффициента вскрыши;

1.4. Сравнивают полученное значение текущего коэффициента вскрыши со значением граничного коэффициента вскрыши.

1.4.1. Если текущий коэффициент вскрыши меньше граничного переходят к рассмотрению возможности выполнить отработку последующего горизонта.

1.4.2. Если текущий коэффициент больше граничного, то горизонт, предшествующий рассматриваемому, принимают в качестве последнего горизонта, отработанного вскрышными уступами с высотой, равной высоте нарезанных горизонтов. Завершение отработки горизонта, предшествующего рассматриваемому, характеризует наступление момента максимального развития горных работ.

1.4.3. Если текущий коэффициент равен граничному, то рассматриваемый горизонт принимают в качестве последнего горизонта, отработанного вскрышными уступами с высотой, равной высоте нарезанных горизонтов. Завершение отработки рассматриваемого горизонта характеризует наступление момента максимального развития горных работ.

2. Выполняется расчет конечной глубины горных работ, достигаемой без перехода на работу высокими вскрышными уступами.

2.1. При наступлении в первый раз момента максимального развития горных работ фиксируют точку на поверхности и выполняют погашение горных работ.

2.2. В зависимости от угла погашения горных работ (γ_n) и угла падения пласта угля (φ) находят конечной глубины горных работ, достигаемой без перехода на работу высокими вскрышными уступами.

3. Последовательно отстраивается выпуклый профиль рабочего борта для каждого следующего горизонта после наступления момента равенства текущего коэффициента вскрыши граничному.

4. Рассчитывается объем породы на 1 метр фронта горных работ, который необходимо отработать для создания условий для добычи угля на рассматриваемом горизонте, заключенный между профилями рабочих бортов рассматриваемого и предыдущего этапов, дневной поверхностью и плоскостью кровли угольного пласта.

5. Определяется текущий коэффициент вскрыши для рассматриваемого горизонта.

6. Сравнивается полученное значение текущего коэффициента вскрыши со значением граничного коэффициента вскрыши.

6.1. Если текущий коэффициент вскрыши меньше граничного переходят к рассмотрению возможности выполнить отработку последующего горизонта с использованием высоких вскрышных уступов.

6.2. Если текущий коэффициент больше граничного, то горизонт, предшествующий рассматриваемому, принимают в качестве последнего горизонта, отработанного с высокими вскрышными уступами. На горизонте, предшествующем рассматриваемому, фиксируют завершение развития разреза по поверхности и переходят к погашению горных работ.

6.3. Если текущий коэффициент равен граничному, то рассматриваемый горизонт принимают в качестве последнего горизонта, отработанного высокими вскрышными уступами. На текущем горизонте фиксируют завершение развития разреза по поверхности и переходят к погашению горных работ.

7. После фиксации момента завершения развития разреза по поверхности и погашения горных работ фиксируется конечная глубина разреза, достигнутая после перехода на работу высокими вскрышными уступами.

8. Определяется приращение приращения глубины разреза при переходе на высокие уступы в период полного развития горных работ ($k_T=k_{гр}$), как разница между глубиной, рассчитанной на шаге 7 и глубиной, определённой на шаге 2.

По итогам расчета шага 1 алгоритма установлено, что достижение равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши ($k_T=k_{гр}$) при полном развитии горных работ на разрезах происходит на различной глубине и зависит от нормальной мощности и угла падения пласта, затрат на добычу угля и качества реализуемой угольной продукции. Результаты исследований условий эффективного перехода на высокие уступы рассмотрены в главе 4 настоящей диссертации.

Для оптимизации и визуализации параметров горнотехнической системы при отработке угольных месторождений высокими уступами разработана программа для ЭВМ. Данная программа автоматизирует процесс оптимизации параметров горнотехнических конструкций, технологических процессов и средств их механизации при отработке угольных месторождений высокими уступами. Программа позволяет в автоматическом режиме анализировать изменения главных параметров карьера на различных стадиях разработки месторождения и на основе этого выбирать оптимальное сочетание горнотехнических и технологических параметров при переходе в зависимости от принятых критериев оптимальности. Программа позволяет:

- задавать критерии оптимальности параметров перехода на отработку угольных месторождений высокими вскрышными уступами с учетом интересов инвестора;

- производить расчет и выбор оптимальных параметров перехода на отработку угольных месторождений высокими уступами для различных горно-

геологических, горнотехнических и производственных условий с учетом заданных критериев;

- графически визуализировать результаты расчета и представлять их в графической, табличной и текстовой форме;

- анализировать и сохранять табличные и графические данные промежуточных и заключительных результатов расчета параметров.

Выводы по 2 главе

1. Определены область и границы эффективного применения открытой геотехнологии с высокими вскрышными уступами при различных условиях залегания полезных ископаемых. Для углубочной системы разработки с использованием автотранспорта при переходе на работу с высокими вскрышными уступами приоритетными являются горнотехнические системы с непосредственной погрузкой породы в автосамосвалы, либо с предварительным сбросом породы (из верхнего слоя) на концентрационный транспортный горизонт для последующей погрузки всего объема вскрыши из верхнего и нижнего слоев высокого уступа в автосамосвалы. В первом варианте экскаватор выполняет транспортную работу путем подъема породы в ковше на верхнюю площадку уступа, что на разрезах с углубочной системой разработки влечет сокращение расстояния транспортирования. Второй вариант наиболее приемлем для разработки крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием и тоже позволяет существенно сократить расстояние перевозки вскрышных пород. Второй вариант также перспективен для применения на разрезах, разрабатывающих месторождения в гористом рельефе поверхности, когда вскрышные горизонты (уступы) располагаются выше отвальных ярусов породы.

2. Разработаны и систематизированы технологические схемы отработки высокого породного уступа по транспортной технологии с использованием автотранспорта с учетом характеристики массива пород, условий погрузки породы, последовательности отработки подступов и сочетания выемочно-погрузочного оборудования. Определены модификация и типоразмер применяемых при отработке высоких вскрышных уступов горнотранспортной техники.

Технологические схемы систематизированы по условиям рационального применения экскаваторов в транспортной технологии. Более широкие возможности компоновки вариантов технологических схем с высокими уступами появляются при одновременной отработке подступов (слоев) несколькими однотипными или разнотипными экскаваторами. Как в первом, так и во втором случаях, варианты технологических схем могут предусматривать непосредственную погрузку породы в транспортные средства, либо частичный сброс или подъем ее на транспортные горизонты. Технологические схемы отработки высоких уступов являются структурными схемами и в своей основе содержат простые конструктивные элементы. Конструктивными элементами этих технологических схем являются традиционные схемы расположения возможных зон разгрузки ковша при работе экскаватора в пределах одного выемочного слоя.

3. Обоснован критерий оптимальности технологических решений, предусматривающий отнесение начала осуществления перехода к ведению горных работ высокими уступами на момент времени, в который текущий коэффициент вскрыши достигает граничного. Обоснованы условия перехода на высокие вскрышные уступ, включающие кроме равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши также соблюдение требуемого запаса устойчивости для безопасного ведения работ при дальнейшем увеличении угла откоса рабочего борта. Наиболее целесообразным временем перехода к отработке вскрышных пород высокими уступами является период полного развития горных работ на карьере. Благодаря переходу на вскрышные работы с высокими уступами в указанный период, появляется возможность, не превышая значений граничного коэффициента вскрыши, увеличить глубину открытых разработок и добыть дополнительные объемы полезных ископаемых с данного месторождения.

4. На основе экономических оптимизационных расчетов установлены рациональные параметры высоты уступа, превышающей технические параметры черпания экскаваторов. В условиях пологих и крутопадающих залежей высокий ($h=30-32$ м) вскрышной уступ отрабатывается послойно (двумя сло-

ями) комплектом из двух экскаваторов. Определена экономическая эффективность использования различных комплексов выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

5. Разработана экономико-математическая модель эффективного перехода на отработку высокими уступами. Благодаря переходу на отработку вскрышных пород высокими уступами в период полного развития горных работ, на разрезе ($k_T = k_{TP}$) можно увеличить глубину отработки. Именно в этот период переход к отработке вскрышных пород высокими ($h=30$ и 20 м вместо, соответственно, $h=15$ и 10 м) уступами позволит за счет увеличения угла наклона рабочего борта разреза прирастить глубину открытых горных работ и получить дополнительные объемы добытого угля с данного месторождения. В конкретных условиях на карьерах при выборе технологии и формировании механизации вскрышных и добычных работ возможны многочисленные сочетания видов и типов буро-зарядного, выемочно-погрузочного, транспортного оборудования, оборудования для отвалообразования пустых пород. предпочтительным вариантом механизации является тот, который обеспечивает минимум затрат при необходимой производительности и отвечает требованиям безопасной технологии горных работ.

6. Определены требования к обоснованию параметров механизированных и роботизированных горнотехнических систем: ширины рабочей площадки, ширины транспортной бермы, высоты уступа, угла откоса уступа. Основным фактором, влияющим на значение параметров открытой геотехнологии, является наличие персонала непосредственно в забое. При использовании роботизированного горнотранспортного комплекса требуется изменение подхода к определению параметров горнотехнической системы, в связи с отсутствием горных рабочих в рабочей зоне карьера. Роботизированную технологию, как совокупность инновационных достижений в области горного дела, машиностроения, автоматизации, и информатизации необходимо рассматривать как основу совершенствования технологий освоения недр. Применение роботизированной горнотехнической системы обеспечивает качественное изменение не только организационной структуры и системы рудника, но и конструктивных параметров карьера, вследствие отсутствия человека в рабочей зоне горнотранспортного оборудования.

7. Разработан алгоритм расчета приращения глубины разреза при переходе на высокие уступы в период полного развития горных работ ($k_T=k_{гр}$). По итогам расчета установлено, что достижение равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши ($k_T=k_{гр}$) при полном развитии горных работ на разрезах происходит на различной глубине и зависит от нормальной мощности и угла падения пласта, затрат на добычу угля и качества реализуемой угольной продукции.

8. Для оптимизации и визуализации параметров горнотехнической системы при отработке угольных месторождений высокими уступами разработана программа для ЭВМ. Программа автоматизирует процесс оптимизации параметров горнотехнических конструкций, технологических процессов и средств их механизации при отработке угольных месторождений высокими уступами. Программа позволяет в автоматическом режиме анализировать изменения главных параметров карьера на различных стадиях отработки месторождения и на основе этого выбирать оптимальное сочетание горнотехнических и технологических параметров при переходе на высокие вскрышные уступы в зависимости от принятых критериев оптимальности.

Применение инновационных систем отработки угольных месторождений с высокими вскрышными уступами способствует росту полноты освоения запасов месторождения при одновременном обеспечении безопасности, повышении эффективности открытых горных работ и снижении экологической нагрузки на окружающую природную среду. Предложена классификация технологических схем отработки месторождений с применением высоких вскрышных уступов, основными систематизирующими признаками которой являются характеристика массива налегающих пород, вид технологии погрузки в транспортные средства, отработка слоев одним или несколькими экскаваторами, типы экскаваторов, сочетания выемочно-погрузочного оборудования.

3. ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ФОРМИРОВАНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИЕЙ С ВЫСОКИМИ УСТУПАМИ

3.1. Исследование влияния конструкции и высоты вскрышного уступа на схемы вскрытия и подготовки эксплуатационных горизонтов

Увеличение высоты разрабатываемого уступа оказывает существенное влияние на весь производственный цикл открытых горных работ, включающий вскрытие, подготовку, буровзрывные, выемочно-погрузочные работы и транспортирование горной массы.

Вскрытие месторождения при разработке открытым способом — проведение (проходка) системы капитальных горных выработок для доступа к рудным залежам или пластам полезных ископаемых для создания транспортной связи между пунктами погрузки горной массы в карьере и пунктами ее разгрузки на поверхности (обоганительными фабриками, складами, отвалами вскрышных пород и др.) [121].

При проектировании вскрытия месторождения должны быть установлены:

- принципиальная схема транспортирования из карьера в установленных объемах вскрышных пород и полезных ископаемых;
- схема развития горных выработок и транспортных коммуникаций в динамике перемещения в пространстве и во времени по мере производства горных работ;
- технология и организация выполнения комплекса работ по созданию вскрывающих горных выработок, транспортных коммуникаций, формированию первоначального фронта горных работ, включая расчет их параметров, и установленного объема вскрытых запасов, обеспечивающего выполнение календарного плана работ.

Схема вскрытия определяется, в первую очередь, горно-геологическими условиями залегания месторождения, рельефом местности, а также месторасположением приемных устройств (обоганительной фабрики, отвалов, станций и т. д.) и других поверхностных сооружений, границами карьера, устойчивостью и параметрами конструкцией бортов, системой разработки месторождения, производительностью, применяемой технологией и видом карьерного

оборудования. Поэтому проектирование вскрытия в значительной степени зависит от разработки технологических схем нарезки нового вскрышного горизонта при ведении горных работ высокими уступами.

Исследование параметров выше указанных процессов проведено применительно к условиям разработки месторождений Кузбасса.

Вскрышные породы на верхних горизонтах разреза на месторождениях Кузбасса обрабатываются с применением углубочной системы разработки по транспортной геотехнологии. Порода загружается в транспортные сосуды экскаватором типа прямая лопата и вывозится на внешние отвалы. Вскрышные породы, залегающие непосредственно над пластом угля, обрабатываются с применением сплошной системы разработки по бестранспортной геотехнологии. Экскаватор-драглайн производит выемку породы из массива и укладывает её сразу в выработанное пространство, т.е. во внутренние отвалы.

По мере подвигания фронта горных работ, на стыке двух систем разработки транспортной и бестранспортной появляется новый вскрышной горизонт (уступ). Для производительного и безопасного использования оборудования при разработке вновь нарезанного породного уступа требуется рабочая площадка.

При ведении горных работ высокими уступами для отработки пологих месторождений предложена схема нарезки нового вскрышного горизонта (рис. 3.1), предусматривающая указанную на рисунке очередность ведения работ по формированию высокого вскрышного уступа.

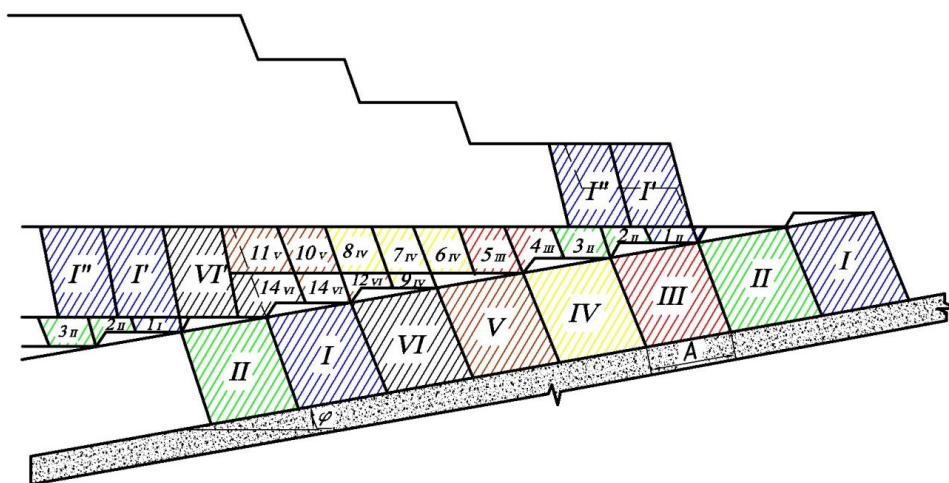


Рисунок 3.1 – Порядок нарезки нового вскрышного горизонта при ведении горных работ высокими уступами

Новый горизонт (уступ) нарезается обратной мехлопатой за 14 заходов

(заходки 1_I, 2_{II}, 3_{III}, 4_{III}, 5_{III}, 6_{IV}, 7_{IV}, 8_{IV}, 9_{IV}, 10_V, 11_V, 12_V, 13_V, 14_{VI}). За то же время в зоне с горизонтальным подвиганием уступов непосредственно над нарезаемым горизонтом прямая мехлопата должна отрабатывать 10 заходов – I', I'', II', II'', III', III'', IV', IV'', V', V''. Опережающее развитие вскрышных работ в этой зоне позволяет уже к началу отработки первой заходки 1_I нарезаемого уступа создать необходимую рабочую площадку. После проходки 14^й заходки (14_{VI}) формируется новый высокий вскрышной уступ (VI').

Вскрышные породы при продольной углубочной системе разработки отрабатываются горизонтальными слоями-уступами высотой $= h_{mp}^{\Gamma}$, а в зоне сплошной системы разработки - одним наклонным под углом, равным углу залегания пласта угля - φ , уступом $= h_{\delta,mp}^H$. Периодически на стыке указанных систем разработки нарезается новый вскрышной горизонт (рис. 3.2). Целесообразность отработки пластов угля пологого залегания (5-15°) и междупластий вскрышных пород с наклонным подвиганием уступов была обоснована еще в 60-х годах прошлого столетия и успешно применяется в настоящее время на разрезах Кузбасса [11, 104].

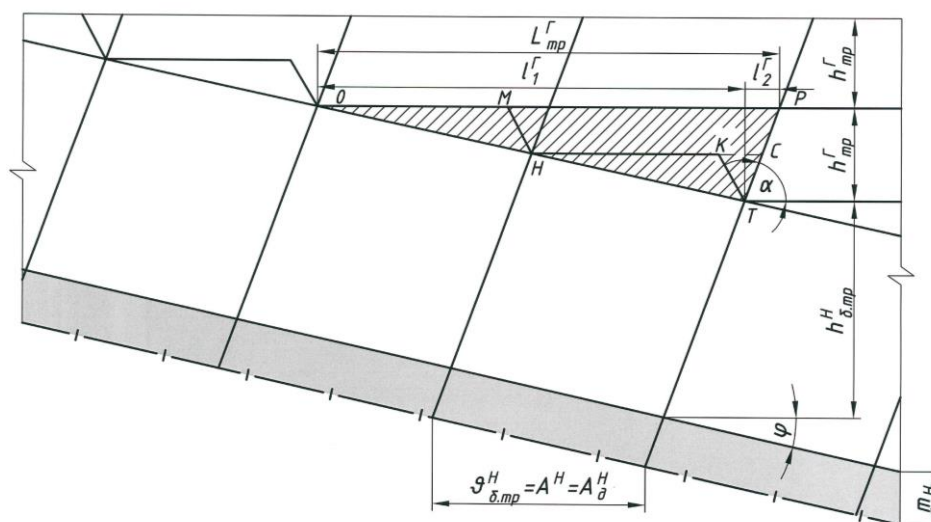


Рисунок 3.2 – Схема к определению длины L_{mp}^{Γ} нарезаемой части нового вскрышного уступа h_{mp}^{Γ} (горизонта) в зоне углубочной системы разработки

Согласно (рис. 3.2.), длина L_{mp}^{Γ} нарезаемой части нового вскрышного уступа (в направлении подвигания фронта горных работ) зависит от принятой высоты h_{mp}^{Γ} и угла откоса α этого рабочего уступа, а также от угла падения залежи φ :

$$L_{mp}^{\Gamma} = l_1^{\Gamma} + l_2^{\Gamma} = \frac{h_{mp}^{\Gamma}}{tg\varphi} + \frac{h_{mp}^{\Gamma}}{tg\alpha} = h_{mp}^{\Gamma} \cdot \left(\frac{1}{tg\varphi} + \frac{1}{tg\alpha} \right), \text{ м.} \quad (3.1)$$

На рис. 3.3 графически показано, как изменяется длина нарезаемой части нового вскрышного уступа L_{mp}^{Γ} в зависимости от угла падения пласта угля φ . Так, например, при нарезке нового вскрышного уступа высотой $h_{mp}^{\Gamma} = 16$ м L_{mp}^{Γ} составит - для пологих месторождений с углом наклона залежи $\varphi = 6^{\circ}, 8^{\circ}, 12^{\circ}$ соответственно 160, 120 и 80 м, а при нарезке уступа, высотой $h_{mp}^{\Gamma} = 20$ м, для тех же месторождений с $\varphi = 6^{\circ}, 10^{\circ}, 15^{\circ}$ L_{mp}^{Γ} будет равна, соответственно, 200, 120 и 80 м. В расчетах угол откоса рабочего уступа α принят равным 70° .

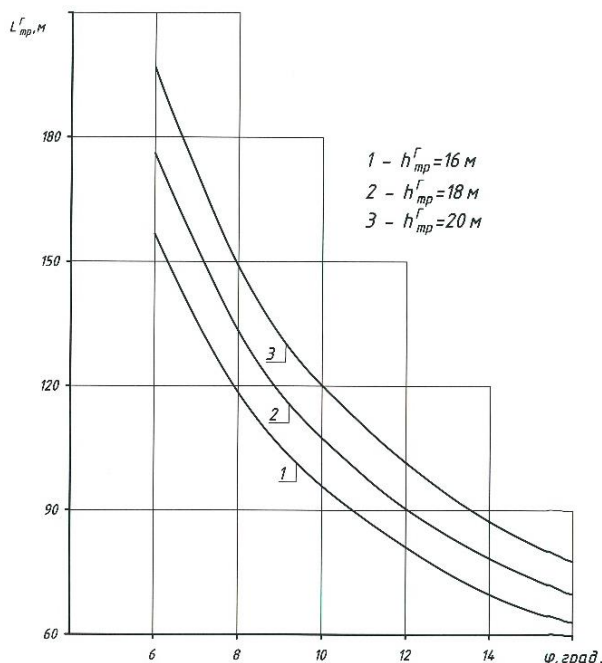


Рисунок. 3.3 – Влияние на длину L_{mp}^{Γ} нарезаемой части нового вскрышного уступа (в зоне углубочной системы разработки) до полной высоты h_{mp}^{Γ} угла падения φ пласта угля при угле откоса уступа $\alpha = 70^{\circ}$

Для размещения горного и транспортного оборудования по отработке породы из вновь нарезанного уступа требуется рабочая площадка, которая может быть подготовлена за счет отгона всего борта в зоне углубочной системы разработки. В процессе производства вскрышных работ без остановки добычных работ, отгон борта и создание новой рабочей площадки возможны только в том случае, если скорость подвигания фронта вскрышных работ V_{mp}^2 в зоне углубочной системы разработки с горизонтальными уступами будет больше,

чем в зоне сплошной системы разработки с наклонным уступом $v_{б.мп}^H$. При этом, прежде всего, необходимо рассчитать скорость подвигания фронта работ в зоне сплошной системы разработки с бестранспортной геотехнологией отработки наклонного вскрышного уступа. Это весьма важно, потому что это она является ключевой в определении как скорости подвигания фронта вскрышных работ в зоне углубочной системы разработки с горизонтальными уступами, так и скорости подвигания фронта подготовленных для выемки запасов угля.

Скорость подвигания фронта работ в зоне сплошной системы разработки с бестранспортной геотехнологией отработки наклонного вскрышного уступа $v_{б.мп}^H$ определяется по формуле

$$v_{б.мп}^H = \frac{Q_3^g}{h_{б.мп}^H \cdot L_{фр}}, \text{ м/год}, \quad (3.2)$$

где Q_3^g - производительность вскрышного экскаватора-драглайна, занятого на отработке породы из наклонного уступа по бестранспортной технологии в зоне сплошной системы разработки, м³/год; $h_{б.мп}^H$ - высота наклонного вскрышного уступа в зоне сплошной системы разработки, м; $L_{фр}$ - длина фронта работ экскаватора-драглайна, м.

Получив значения скорости подвигания фронта работ в зоне сплошной системы разработки, можно определить скорость подвигания фронта вскрышных работ в зоне углубочной системы разработки с горизонтальными уступами ($v_{мп}^2$), которая будет равна

$$v_{мп}^Г = v_{б.мп}^H + v_{б.мп}^H \cdot \left(1 + \frac{Ш_{р.п}^{Г.ост}}{L_{мп}^Г} \right), \text{ м/год} \quad (3.3)$$

где $Ш_{р.п}^{Г.ост}$ - остаточная часть ширины горизонтальной рабочей площадки, участвующей в формировании откоса борта разреза в зоне углубочной системы разработки - величина отгона борта, м ($Ш_{р.п}^{Г.ост} = 2A^Г$, где $A^Г$ - ширина заходки экскаватора в зоне углубочной системы разработки).

Поскольку скорость подвигания фронта добычных работ равна скорости подвигания работ по вскрыше в зоне сплошной системы разработки ($v_o^H = v_{б.мп}^H$), то количество добытого угля в год составит:

$$V_y = m_n \cdot v_o^H (A_o^H) \cdot L_{фр} \cdot \gamma, \text{ т/год}, \quad (3.4)$$

где m_n - нормальная мощность пласта угля, м; - γ - плотность угля, т/м³.

Для размещения и нормального функционирования горного и транспортного оборудования при отработке вскрышных пород из вновь нарезанного уступа, требуется формирование рабочей площадки, которая создается, как уже отмечалось, путем перемещения борта в зоне углубочной системы разработки на величину равную $\Pi_{р.п}^{\Gamma, \text{ост}}$ или $2A^{\Gamma}$.

Особенность технологических схем отгона непосредственно нарезанного уступа ($h_{мп}^{\Gamma}$) на ширину двух заходов A_1^{Γ} и A_2^{Γ} (блоков) заключается в том, что по горнотехническим условиям для отработки породы из каждого блока необходимо применение различных комплексов выемочно-погрузочного и транспортного оборудования. Так, для разработки первого (из двух) породных блоков с поперечным сечением $A_1^{\Gamma} \times h_{мп}^{\Gamma}$ и длиной равной длине фронта работ $L_{фр}$, возможно применение комплекса оборудования, состоящего из гидравлической обратной лопаты EX1900-6 и автосамосвалов-породовозов БелАЗ-7555В. При этом обратная лопата разрабатывает вскрышной уступ в два слоя за два продольных прохода. При первом прямом проходе экскаватор располагается на развале взорванной породы и, работая с нижним черпанием и нижней погрузкой, обрабатывает верхний слой уступа высотой h_1^{Γ} , затем, обратная лопата возвращается в исходное положение и вторым, также прямым ходом, разрабатывает с нижним черпанием и погрузкой породы в автосамосвалы на уровне своего стояния нижний слой уступа высотой h_2^{Γ} .

Для отработки вскрышных пород из второго блока с поперечным сечением $A_1^{\Gamma} \times h_{мп}^{\Gamma}$ при отгоне нарезанного уступа на нижнем горизонте применяется классическая схема работы прямой мехлопаты ЭКГ-12 в комплексе с автосамосвалами БелАЗ-75131.

Выездные траншеи внутреннего заложения (скользящие съезды) проводятся для каждого горизонта и являются связующим дорожно-транспортным звеном между верхней и нижней площадками уступа.

В связи с тем, что угол откоса уступа значительно больше угла наклона скользящего съезда, последний, т.е. съезд, проводится под некоторым углом к бровке уступа.

Угол встречи $\varphi_{в.с.б}$ скользящего съезда с нижней бровкой уступа определяется по формуле [126]:

$$\varphi_{в.с.б} = \arcsin \frac{b}{a} = \arcsin \left(\frac{\frac{h}{\operatorname{tg} \alpha}}{\frac{h}{\operatorname{tg} \varepsilon}} \right) = \arcsin \frac{\operatorname{tg} \varepsilon}{\operatorname{tg} \alpha}, \text{ град.}, \quad (3.5)$$

где α – угол откоса уступа, град.; ε – угол наклона скользящего съезда, град.

Как видно из представленной выше формулы, при определении угла встречи скользящего съезда с уступом тесно взаимосвязаны такие параметры, как угол откоса и высота уступа, а также уклон (подъем) и длина съезда.

Зависимости угла $\varphi_{в.с.б}$, угла откоса уступа – α и длины съезда (L_c) от h показаны на рис. 3.4. Из графика на рис. 3.4 следует, что между $\varphi_{в.с.б}$ и α существует обратная зависимость, т.е. с уменьшением угла откоса уступа при постоянном уклоне съезда (например, $i = 80 \%$) угол встречи скользящего съезда с уступом увеличивается.

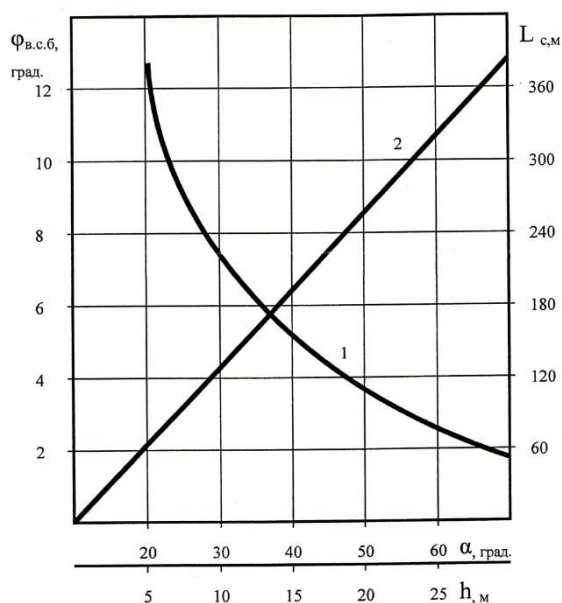


Рисунок 3.4 – Зависимости угла встречи ($\varphi_{в.с.б}$) скользящего съезда с уступом от угла откоса уступа (α) – 1 и длины съезда (L_c) от высоты уступа h – 2 при уклоне съезда равном 80 %

Скользящие съезды могут проводиться непосредственно по откосу уступа (например, в рыхлых породах) или по развалу взорванной заходки полускальных пород. При этом объем породы, извлеченной при проведении съезда (выездной траншеи) в первом случае определяется как объем, равный половине объема параллелограмма:

$$V_c = L_c \cdot \left(\frac{B_c + C_{o.с}}{2} \cdot h \right), \text{ м}^3 \text{ или} \quad (3.6)$$

$$V_c = \frac{h}{i} \cdot \left(\frac{B_c + C_{o.с}}{2} \cdot h \right) = \frac{h^2 \cdot (B_c + C_{o.с})}{2 \cdot i}, \text{ м}^3, \quad (3.7)$$

а во втором случае – как объем двух трехгранных пирамид и половины объема прямоугольного параллелепипеда:

$$V_c = \frac{h}{i} \cdot \left(\frac{1}{2} \cdot B_c \cdot h + \frac{1}{3} \cdot h^2 \cdot \text{ctg} \alpha + \frac{1}{3} \cdot h^2 \cdot \text{ctg} \alpha_1 \right) = L_c \cdot \left(\frac{B_c}{2} \cdot h + \frac{h^2}{3} (\text{ctg} \alpha + \text{ctg} \alpha_1) \right), \quad (3.8)$$

где L_c – длина съезда (выездной траншеи), м; h – конечная глубина наклонной части съезда (высота уступа), м; B_c – ширина съезда (ширина траншеи по дну), м; $C_{o.с}$ – ширина основания ограждающего валика породы, м; i – уклон (подъем) скользящего съезда, ‰; α , α_1 – угол соответственно откоса рабочего уступа и борта траншеи в разрыхленной взрывом породе, град.

Для проведения съездов целесообразно использовать экскаваторы, обладающие расширенным диапазоном технологических возможностей, а именно, нижним и верхним черпанием, погрузкой на уровне, ниже, либо выше уровня своего стояния, большими линейными параметрами рабочего оборудования и устройством для прицельной погрузки породы в средства транспорта. К таким экскаваторам относятся гусеничные драглайны (ЭДГ) и обратные лопаты.

Высокие же уступы оказывают влияние на вскрытие рабочих горизонтов через увеличение длины съезда, а последнее требует выбора соответствующего выемочно-погрузочного оборудования. Так, при переходе на разрезах к отработке вскрышных пород высокими уступами высотой $h=30$ м длина скользящего съезда (при уклоне транспортной бермы $i=80$ ‰) увеличивается в два раза с 187,5 м до 375 м. Для сооружения съезда такой длины и при условии вывозки порядка 80-90 % объема вынимаемой породы сразу на отвал потребуется комплект из двух экскаваторов. Например, верхняя часть съезда

проводится гусеничным драглайном ЭДГ-8.55 с погрузкой грунта в автосамосвалы БелАЗ-7514, установленные на верхней площадке уступа, с последующим транспортированием вскрышных пород на отвал. А нижняя часть съезда проходится обратной лопатой ЕХ 1900-6 с укладкой породы на откос развала. На рисунках 3.5 и 3.6 представлены схемы проведения скользящего съезда по развалу взорванной заходки в условиях разработки вскрышных пород высокими уступами.

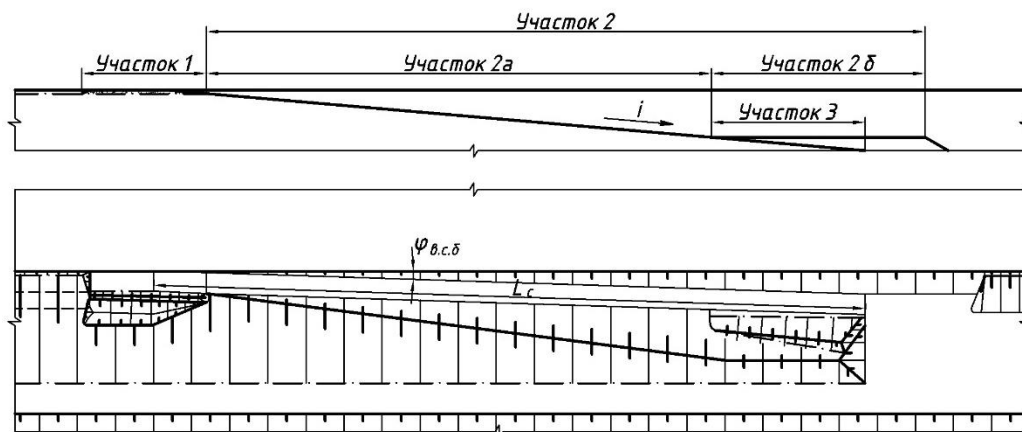


Рисунок 3.5 – Продольное сечение и план скользящего съезда, проложенного по развалу взорванной массы полускальных пород в зоне с высокими уступами: участок 1 – участок выемки породы из откоса развала для создания горизонтального примыкания к верхней площадке уступа; участок 2 – участок выемки породы в автосамосвалы при формировании скользящего съезда; участок 2а – участок проведения основного наклонного отрезка в средней части скользящего съезда; участок 2б – участок траншеи с горизонтальным основанием; участок 3 – участок выемки пород на откос развала на завершающем отрезке скользящего съезда; i – уклон транспортного съезда; L_c – длина транспортного съезда; $\varphi_{в.с.б}$ – угол встречи скользящего съезда с уступом

Порядок и последовательность выполнения работ по проходке скользящего съезда следующие.

Согласно рисунку 3.6, скользящий съезд между верхней и нижней площадками уступа высотой $h=30$ м прокладывается по развалу взорванной заходки полускальных пород комплектом из двух экскаваторов: верхняя часть съезда на высоту уступа $h_в=22,5$ м проходится гусеничным драглайном ЭДГ-8.55, а нижняя ($h_н=7,5$ м) – гидравлической обратной лопатой ЕХ 1900-6.

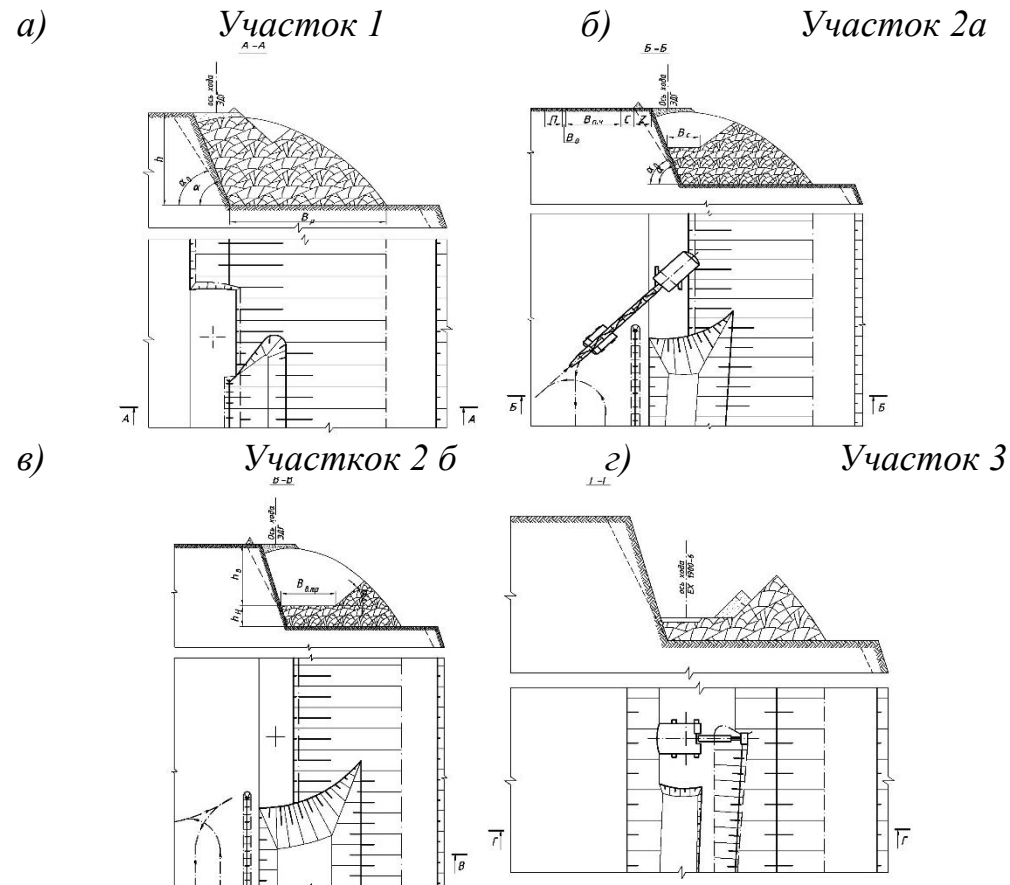


Рисунок 3.6 – Технологическая схема проведения скользящего съезда драглайном ЭДГ-8.55 (а) и гидравлической обратной лопатой EX 1900-6 фирмы Хитачи (б) по развалу взорванной горной массы в зоне отработки вскрышных пород высокими уступами: h – высота уступа (глубина наклонной части съезда) h_n – высота нижней части скользящего съезда; h_o – высота верхней части скользящего съезда; $B_{в. тр.}$ – ширина дна траншеи (при отработке вспомогательной призмы породы); α – угол откоса рабочего уступа; α_0 – угол устойчивого откоса уступа; B_p – ширина развала породы после взрыва; Π – ширина полосы для размещения дополнительного оборудования; B_c – Ширина скользящего съезда; B_o – ширина обочины; $B_{н.ч}$ – ширина проезжей части автодороги; C – расстояние от бермы безопасности до проезжей части автодороги; Z – Ширина бермы безопасности.

Исходя из вида работ по выемке и размещению породы и возможностей применяемых экскаваторов, на длине скользящего съезда при его прокладке выделены три характерных участка 1, 2, 3 (рис. 3.6).

Участок 1. После проведения БВР драглайн ЭДГ-8.55 устанавливается на развале породы вблизи верхней бровки уступа и сооружает трассу для своего перемещения вдоль фронта работ. Затем, используя нижнее черпание, экскаватор вынимает грунт из откоса развала для отсыпки и планировки горизонтального участка – участка примыкания к верхней площадке уступа. По окончании формирования горизонтального участка – выезда на верхнюю площадку производится отсыпка начального отрезка наклонной части скользящего съезда (рис. 3.6, а). Параметры технологии с использованием различной погрузочной техники и основные расчетные показатели к схеме проходки скользящего съезда представлены в таблице 3.1. Объем породы от проведения скользящего съезда и сменная ($T_{см} = 480$ мин) производительность экскаваторов представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.1 – Технологические параметры к схеме проходки скользящего съезда

Показатель	Условные обозначения к схеме	Значение
Высота уступа (глубина наклонной части съезда), м	h	30
Высота верхней части скользящего съезда, м	$h_в$	22,5
Высота нижней части скользящего съезда, м	$h_н$	7,5
Угол откоса борта траншеи в разрыхленной взрывом породе, град.	(α_1)	40
Угол откоса рабочего уступа, град.	α	70
Угол устойчивого откоса уступа, град.	α_0	60
Угол встречи скользящего съезда с уступом, град.	$(\varphi_{в.с.б})$	2
Уклон (подъем) скользящего съезда, ‰	i	80
Длина скользящего съезда, м	L_c	375
Ширина скользящего съезда, м	B_c	10
Ширина бермы безопасности, м	Z	6,5
Расстояние от бермы безопасности до проезжей части автодороги, м	C	3,5
Ширина проезжей части автодороги, м	$B_{п.ч}$	16
Ширина обочины, м	B_o	1
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	Π	6
Ширина развала породы после взрыва, м	B_p	45
Ширина дна траншеи (при отработке вспомогательной призмы породы), м	$B_{в.тр}$	22

Таблица 3.2 – Показатели проходки скользящего съезда

Высота уступа, м	Длина скользящего съезда, м	Марка и тип экскаватора (комплект экскаваторов)	Объем породы от проведения скользящего съезда по откосу взорванной породы, м ³		Производительность экскаватора, м ³ /смену
			При ширине съезда (В _с), м		
			8	10	
15	187,5	EX 1900-6 (обратная лопата)	36140/25814	38953 / 27823	2210
30	375	ЭДГ-8.55 (драглайн гусеничный)	244125/174375	255375/182410	1283
		EX 1900-6 (обратная лопата)			4576

Примечания: в разрыхленном состоянии / в плотной массе

Участок 2. Продолжая сооружение трассы для своего хода и перемещаясь вдоль фронта работ, экскаватор с нижним черпанием производит выемку породы и осуществляет проведение основного наклонного отрезка в средней части скользящего съезда (рис. 3.6, б).

После достижения скользящим съездом глубины $h=22,5$ м, драглайн ЭДГ-8.55 продолжает проходку траншеи, но уже с горизонтальным основанием, до конца съезда, т.е. до выхода его на нижнюю площадку уступа. Эта траншея, ширина по низу которой составляет порядка 22 м, имеет вспомогательное назначение и необходима для создания нормальных условий работы экскаватору – обратная лопата по проходке последнего отрезка скользящего съезда и размещения оставляемой на развале породы.

При проходке основной части скользящего съезда и вспомогательной траншеи с горизонтальным основанием вынимаемая порода отгружается драглайном ЭДГ-8.55 в автосамосвалы БелАЗ-7514, расположенные на верхней площадке уступа и вывозится на отвал (рис.3.6, в).

Участок 3. Экскаватор обратная лопата EX 1900-6 устанавливается в ранее пройденной траншее с горизонтальным основанием и, работая с нижним черпанием, заканчивает сооружение последнего отрезка скользящего съезда. Вынутый грунт от проведения этого участка съезда укладывается внутри траншеи на откос развала взорванной породы (рис.3.6, г).

Предложенная схема, благодаря применению комплекта экскаваторов ЭДГ-8.55 и EX 1900-6, упрощает технологию проходческих работ по сооружению достаточно протяженного, длиной 375 м, скользящего съезда. Этому способствует то, что с одной стороны за счет выемки грунта нижним черпанием появляется возможность проводить траншею с заданным уклоном основания,

а с другой – за счет погрузки породы в автосамосвалы на уровне установки экскаватора (на верхней площадке уступа) – большая часть объема грунта вывозится сразу на отвал.

Таким образом, при ведении горных работ высокими уступами предложенная технологическая схема учитывает особенности нарезки нового вскрышного горизонта и показывает очередность осуществления работ по формированию высокого вскрышного уступа.

Оптимизация схемы вскрытия позволит на стадии проектирования принять обоснованные решения по выбору схем развития горных работ при различном опережении вскрышных работ, что позволит обеспечить высокую надежность и эффективность работы карьеров.

3.2. Исследование параметров буровзрывных работ при отработке высоких уступов и совершенствование конструкции зарядов глубоких скважин

Исходным производственным процессом, от учета особенностей которого зависит эффективность всей цепочки технологических процессов, в частности, использования экскаваторов и транспортного оборудования, являются взрывные работы. В ряде случаев дробление крепких горных пород, особенно крупноблочной структуры с высокой обводненностью пород все чаще не способно обеспечить высокопроизводительную работу горного транспортного оборудования.

Одним из важных направлений совершенствования взрывных работ является повышение КПД взрыва путем изменения механизма передачи его энергии твердой среде в результате рационального перераспределения этой энергии во времени и пространстве [37-38].

Применение современных взрывчатых веществ при традиционных методах ведения взрывных работ влечет значительное переизмельчение породы и рудной массы в ближней к заряду зоне, которая одновременно становится и областью сильного поглощения энергии. Эти большие потери энергии на начальной стадии развития взрыва не могут быть впоследствии компенсированы, так как передача энергии при взрыве сплошного заряда происходит практически мгновенно. Следовательно, применение сплошных зарядов при

дроблении горных пород неэффективно, как с точки зрения механики дробления, так и с точки зрения больших энергетических потерь, обусловленных нерациональным механизмом передачи энергии взрыва окружающей среде.

При дроблении горных пород необходимо, чтобы основная волна сжатия в массиве горных пород имела амплитуду выше предела его прочности. Поэтому заряд в скважине должен плотно, без каких-либо радиальных зазоров, примыкать к разрушаемой горной массе. Снижение давления продуктов детонации возможно в данном случае только за счет воздушных промежутков между отдельными частями заряда вдоль его оси. Эти воздушные промежутки являются на первой стадии развития взрыва своеобразными аккумуляторами энергии, которые сначала концентрируются, а впоследствии будут излучать запасенную энергию в виде дополнительных волн напряжений, осуществляя многократное нагружение среды. Способность зарядов с воздушными промежутками растягивать во времени процесс трансформации энергии продуктов детонации в энергию деформации горной породы – один из основных показателей, характеризующих дробление горных пород.

При взрыве сплошного заряда [38] первоначально, после завершения детонации заряда, разрушение твердой среды происходит на фронте ударной волны, распространяющейся в массиве. По мере снижения амплитуды ударной волны, разрушение на фронте волны прекращается, ударная волна переходит в фазу сжатия, способную образовывать лишь зарождение микротрещин. Несмотря на наличие густой сети микротрещин, разрушение и измельчение породы в этот момент прекращается, так как поле напряжений вокруг заряда переходит в квазистатическое и равновесное состояние. Следовательно, для повышения равномерности дробления горного массива необходимо развить систему микротрещин, то есть создать благоприятные условия для формирования и развития систем трещин. Осуществить это можно за счет прохождения через массив дополнительных волн напряжений, которые должны генерироваться в зарядной полости за фронтом основной волны сжатия.

Применение зарядов с воздушными промежутками позволяет заменить мощный однократный характер нагружения горного массива многократным нагружением и повысить, таким образом, динамику процесса разрушения горных пород [37, 68, 118].

В соответствии со схемой газодинамических процессов, происходящих внутри скважины при взрыве заряда с воздушными промежутками под действием высокого давления продуктов взрыва в среде будет распространяться ударная волна, а продукты взрыва начнут расширяться в области воздушного промежутка. Одновременно с этим возникает волна разряжения, которая распространяется по продуктам взрыва и снижает их давление.

В момент достижения волной разряжения дна скважины, возникает новая отраженная волна разрежения.

При условии непрерывного расширения продуктов взрыва, скорость фронта отраженной волны разрежения равна скорости прямого развития фронтов реакции продуктов взрыва. Однако, продукты взрыва, расширяясь, будут генерировать впереди себя воздушную ударную волну, движущуюся вдоль оси скважины с амплитудой давления порядка 10^3 МПа [38].

Аналогичное расширение продуктов взрыва будет наблюдаться и в верхней части заряда. При достижении ударными волнами, движущимися навстречу друг другу, середины воздушного промежутка произойдет их столкновение с одновременным торможением газовых потоков продуктов взрыва. Механизм встречи ударных волн аналогичен взаимодействию ударной волны с неподвижной жесткой преградой.

После взаимодействия ударных волн и торможения газовых потоков в центре воздушного промежутка образуется источник высокого давления, от которого в обе стороны распространяются ударные волны. Движение этих ударных волн вдоль оси скважины вызывает появление в среде вторичной волны напряжения, которая распространяется за основной волной сжатия. После отражения ударных волн от дна скважины и забойки они вновь изменяют свои параметры и направление. Обратное движение этих волн к центру воздушного промежутка приводит к генерированию в среде новой волны напряжений, распространяющихся за вторичной волной сжатия.

Расчеты показали, что при взрыве заряда с воздушным промежутком, равным одной четверти длины заряда, энергия, расходуемая на дробление среды, примерно в 1,5 раза выше, чем при взрыве сплошного заряда. Причем увеличение энергии, передаваемой твердой среде, определяется в основном

системой дополнительных волн напряжений, распространяющихся за фронтом ударной волны.

Представляет интерес то обстоятельство, что при использовании зарядов с воздушными промежутками существенно изменяется фракционный состав взорванной горной массы: значительно увеличивается выход фракции размером 100–400 мм, снижается выход негабаритных кусков и, что особенно важно, уменьшается выход мельчайших фракций размером до 40–70 мм.

Заряды с воздушными промежутками позволяют управлять объемной концентрацией энергии, что становится важным при совместном взрывании различных по крепости и плотности смежных слоев горных пород. При совместном взрывании вскрышных пород и полезного ископаемого с последующей селективной отработкой пород угольных разрезов Кузбасса (песчаник – уголь) установлено, что высокая степень дробления крепких вскрышных пород и необходимое качество дробления полезных ископаемых с наибольшим выходом кондиционных кусков при $d = \text{const}$ (d – диаметр скважин) достигаются в результате оптимального для каждой среды соотношения параметров отдельных частей заряда и воздушных промежутков [71].

Исследованиями установлено, что при сплошном заряде и рассредоточенном заряде с инертной забойкой лучшее дробление массива происходит по подошве, так как дробятся породы лучше в массиве основания уступа, а в верхней части имеются лишь недостаточно раздробленные участки [21].

При наличии воздушного промежутка в заряде скважины, породы верхней части уступа и подошвы дробятся значительно лучше, чем при сплошном заряде и рассредоточенном с инертной забойкой. Воздушный промежуток, препятствуя вылету газов, продлевает время воздействия газов на массив. В первоначальный момент давление в скважине понижается, за счет действия воздушного промежутка, что и предопределяет эффект разрушения массива. Задержка времени вылета продуктов детонации при инертной забойке между частями заряда составляет 30–35 мксек, а при наличии воздушного промежутка – 64–70 мксек. Это положение подтверждено экспериментально. Наличие воздушного промежутка удлиняет процесс истечения продуктов детонации из полости за счет снижения величины первоначального давления [100].

Сравнение гранулометрического состава, полученного при взрывании зарядов различных конструкций, показало, что при дроблении рассредоточенными зарядами гранулометрический состав горной массы более равномерный. Количество взрывчатого вещества, израсходованное на образование 1 м² новой поверхности, в случае заряда с воздушными промежутками, на 10 % меньше, чем при сплошной конструкции заряда. Это свидетельствует о более эффективном использовании энергии взрыва на дробление [68].

Сейсмическое действие взрыва зарядов с воздушными промежутками оказалось в 1,3–1,6 раза меньшим, по сравнению со сплошными зарядами, что позволяет увеличить массу одновременно взрываемых зарядов и повысить безопасность работ [22].

Применение при взрывных работах зарядов с воздушными промежутками снижает выход пыли и общую запыленность рабочих зон горных разработок.

До недавнего времени практическая реализация идеи рассредоточения заряда в скважине была слишком трудоемкой и затратной, при этом результат удорожания взрывных работ превосходил эффект от рассредоточения зарядов. В связи с этим были предложены и внедрены способы рассредоточения заряда в скважине с конструкцией устройств для их осуществления, которые выгодно отличаются от всех ранее известных своей простотой и эффективностью. Наиболее эффективные из предложенных – это способы с применением пневматического [88] и подвесного [87] затворов. С помощью этих затворов можно производить рассредоточения заряда ВВ в скважинах любой глубины. Причем, способ с пневматическим затвором применим даже в обводненных скважинах.

Также было разработано универсальное запирающее устройство (УЗУ), предназначенное для запирания газообразных продуктов взрыва в зарядной полости во взрывных скважинах диаметром 140-270 мм, с целью интенсификации процесса дробления горных пород, снижения удельного расхода взрывчатых веществ, повышения качества дробления горной массы и снижения затрат на буровзрывные работы. Конструкция УЗУ защищена патентом №2371671 Российской Федерации на изобретение [85].

На рис. 3.7 схематично представлена конструкция рассредоточенного заряда взрывчатого вещества в обводненной (а) и сухой (б) скважинах с использованием соответствующих затворов и универсального запирающего устройства (УЗУ).

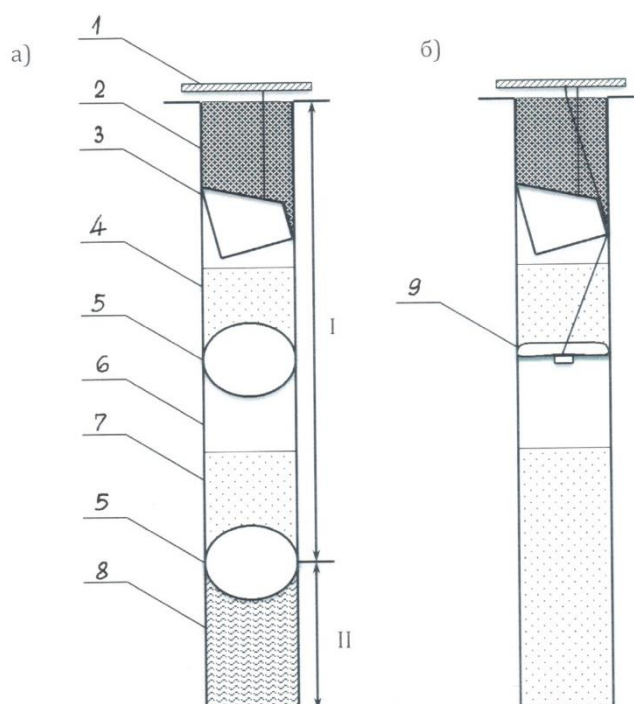


Рисунок 3.7 – Схема рассредоточенного скважинного заряда: а – с применением пневматических скважинных затворов и отсечением столба воды; б – с применением подвесного скважинного затвора, I – сухая часть скважины, II – обводненная часть скважины, 1 – опора, 2 – забоечный материал, 3 – универсальное запирающее устройство (УЗУ), 4 – верхняя часть рассредоточенного заряда, 5 – пневматический скважинный затвор, 6 – воздушный промежуток, 7 – неводоустойчивое ВВ в нижней части рассредоточенного заряда, 8 – водоустойчивое ВВ в нижней части рассредоточенного заряда, 9 – подвесной скважинный затвор

Испытаниями, проведенными на разрезах Краснобродский, Талдинский, Бачатский, Кедровский, Калтанский и Моховский «УК «Кузбассразрезуголь», было установлено существенное улучшение фракционного состава взорванной горной массы (с позиции последующей экскавации породы), так как значительно увеличивается выход фракции размером +100-+400 мм и снижается выход негабаритных кусков. Отмечено также уменьшение выхода мельчайших фракций размером до +40-+70 мм, что способствует снижению запыленности рабочих зон горных выработок. Для проверки работоспособности выше предложенных скважинных затворов и УЗУ разработчиками совместно с ООО

«КРУ-Взрывпром» и Новационной фирмой «Кузбасс-НИИОГР» были проведены промышленные испытания. Сейсмическое действие взрыва зарядов ВВ с воздушными промежутками оказалось в 1,3-1,6 раза меньшим, по сравнению со сплошными зарядами, что позволяет увеличить массу одновременно взрывааемых зарядов и повысить безопасность работ.

За счет применения пневматических затворов появляется возможность отсекал часть столба воды в скважине, что способствует уменьшению количества используемых дорогостоящих водоустойчивых ВВ и ведет к сокращению затрат на взрывные работы.

В результате приемочных испытаний пневматических скважинных затворов и подвесных скважинных затворов в промышленных условиях угольных и рудных карьеров ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» выявлено:

1. Применение пневматических и подвесных скважинных затворов позволяет снизить удельный расход ВВ на 9,5-12,3 % за счет повышения эффективности использования энергии взрыва на разрушение при сохранении качества подготовленной горной массы к выемке без снижения производительности выемочно-погрузочного оборудования.

2. Использование пневматических и подвесных скважинных затворов позволяет значительно упростить процесс формирования рассредоточенных зарядов ВВ в скважине, при этом способ их установки гарантирует точность размещения затворов на необходимой глубине, что обеспечивает создание проектной конструкции заряда с воздушными или иными промежутками любой требуемой величины.

3. Конструкция пневматических и подвесных скважинных затворов и способ их установки позволяет надежно удерживать верхнюю часть заряда ВВ весом до 1000 кг в течение времени, достаточном для зарядки и взрывания блока: пневматических затворов - до 10 суток, подвесных затворов - до 30 суток, что исключает возможность возникновения отказов или неполных взрываний, связанных со смещением верхних частей зарядов при использовании скважинных затворов.

4. Использование пневматических и подвесных скважинных затворов позволяет значительно снизить себестоимость ведения взрывных работ за счет

снижения количества используемых водоустойчивых взрывчатых веществ путем отсечения столба воды от верхней части заряда с неводоустойчивым ВВ. Применение пневматических и подвесных скважинных затворов позволяет снизить удельный расход ВВ на 9,5-12,3 % за счет повышения эффективности использования энергии взрыва на разрушение при сохранении качества подготовленной горной массы к выемке без снижения производительности выемочно-погрузочного оборудования.

5. Использование пневматических и подвесных скважинных затворов позволяет осуществить рассредоточение заряда ВВ в скважинах путем создания водного, водно-воздушного и воздушного промежутков, что обеспечивает возможность их установки не только в сухих, но и в обводненных скважинах.

6. Применение при производстве взрывных работ на разрезах рассредоточенных зарядов ВВ и запирающих устройств (УЗУ) позволяет:

- обеспечить снижение сейсмического воздействия взрыва на охраняемые объекты на 7–12 %;

- получить увеличение объема горной массы, который возможно одновременно подготавливать к выемке буровзрывным способом.

При взрывании высоких вскрышных уступов дополнительно к вышеперечисленному достигается также эффект от уменьшения количества скважин и общего объема буровых работ.

Установлено, что при использовании УЗУ увеличивается коэффициент полезного действия (КПД) взрыва за счет увеличения продолжительности воздействия газообразных продуктов взрыва на массив при использовании УЗУ происходит снижение объемов выброса продуктов взрыва за счет более плотного запираения устья скважин.

Анализ хронометражных данных времени установки УЗУ показал, что применение УЗУ значительно упрощает процесс забойки скважин, заряженных эмульсионными ВВ в обводненных скважинах, а также при отсутствии инертного материала (буровой мелочи), позволяет в 2,5 раза сократить трудозатраты на забойку скважин.

В рамках исследования способов и устройств забойки было проведено 429 экспериментальных опытно-промышленных взрывов, в ходе которых испытывались универсальные запирающие устройства (УЗУ) и их модификации.

Испытания проводились на разрезах Краснобродский, Талдинский, Бачатский, Кедровский, Калтанский и Моховский «УК «Кузбассразрезуголь». Это позволило испытать устройства в самых различных горно-геологических и производственных условиях. Все экспериментальные блоки отработаны, недочетов по качеству подготовки не выявлено, производительность выемочно-погрузочного оборудования соответствует запланированной.

По результатам проведенных экспериментальных взрывов построена зависимость, отражающая относительное снижение объема используемого ВВ $\Delta q/q$ от коэффициента крепости взрываеваемых пород f при выполнении скважинной забойки с применением универсального запирающего устройства (УЗУ) (рис. 3.8), где: Δq - разность между базовым и фактическим удельным расходом ВВ; q — базовый удельный расход ВВ:

$$\frac{\Delta q}{q} = 15 \ln f + 20.$$

Исследуемая зависимость представлена выпуклой кривой, монотонно возрастающей во всем диапазоне исследуемых значений. Согласно полученной зависимости относительное снижение объема используемого ВВ при применении УЗУ для выполнения скважинной забойки, изменяется в интервале от 9,5 до 12,3 %.

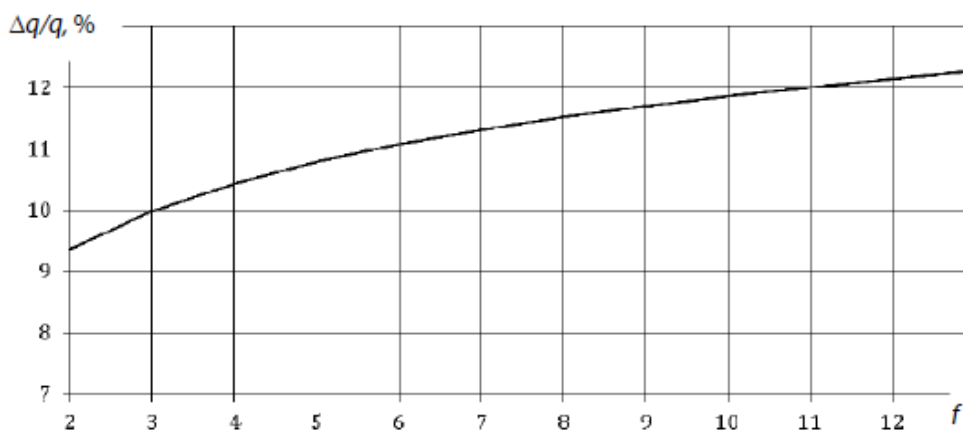


Рисунок. 3.8 – Зависимость относительного снижения объема используемого ВВ от крепости взрываеваемых пород при применении универсального запирающего устройства (УЗУ)

По результатам всех экспериментальных взрывов качество взрывной подготовки на экспериментальном участке блока соответствует рациональному [56].

При обработке результатов было учтено, что при расчете параметров БВР крепость пород округляется до целого значения и может равновероятно колебаться в интервале +/-1 от указанного в паспорте БВР значения.

Кроме того, снижение удельного расхода ВВ создает условия для уменьшения объемов бурения, что является значимым техническим и, соответственно, экономическим результатом. Порядка 80 % исходных данных получено для значения коэффициента крепости от 5 до 10 по шкале проф. М. М. Протодяконова, что позволяет говорить о высокой степени достоверности результатов в данном диапазоне. Это является важным при учете того, что более 70 % взрывных работ на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» ведется по породам с коэффициентом крепости от 5 до 10.

Таким образом, сделан вывод, что при применении УЗУ для забойки скважин при взрывании пород с коэффициентом крепости от 2 до 13 относительное снижение объема используемого ВВ прямо пропорционально крепости взрываемых пород и находится в диапазоне от 9,5 до 12,3 %.

На рис. 3.9 приведена зависимость величины абсолютного уменьшения объема используемого ВВ Δq от крепости пород f при взрывании для экскаваторов с емкостью ковша от 32 до 35 м³.

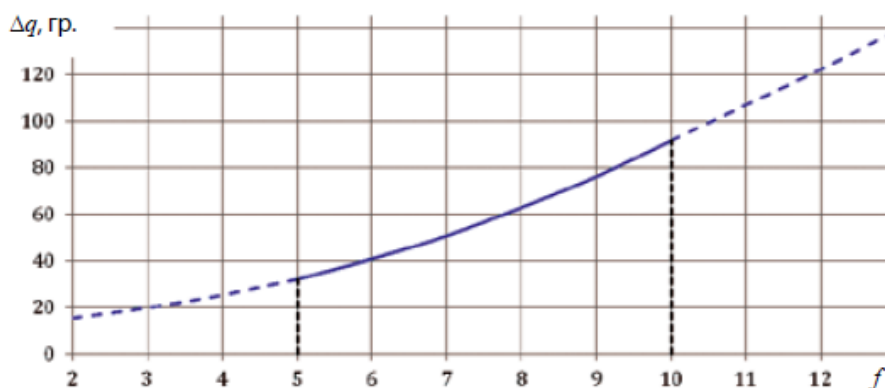


Рисунок. 3.9 – Изменение величины абсолютного снижения объема используемого ВВ в зависимости от крепости взрываемых пород f при взрывании для экскаваторов с емкостью ковша от 32 до 35 м³

При построении экспериментальной зависимости были использованы данные, полученные в результате проведения буровзрывной подготовки пород для выемки экскаваторами ЭКГ-32Р ($E = 32$ м³), РН-2800 ($E = 33$ м³), WK-35 ($E = 35$ м³). При этом для перечисленных экскаваторов имеются активированные данные только для диапазона пород с коэффициентом крепости от 5 до 10 по шкале проф. М. М. Протодяконова.

Значения для интервалов крепости (2-5) и (10-13) были получены при помощи экстраполяции с учетом зависимости, полученной ранее и приведенной на рис. 3.8. Зависимость, изображенная на рис. 3.9, является экспоненциальной и возрастает монотонно во всем диапазоне рассматриваемых значений изменения параметра f .

Абсолютная величина экономии ВВ на 1 млн м³ горной породы, взорванной для экскаваторов с емкостью ковша 32-35 м³, была получена следующим образом. Пользуясь зависимостью величины абсолютного снижения объема используемого ВВ от крепости взрываемых пород, представленной на рис. 3.13, была определена величина экономии ВВ. Так, например, при коэффициенте крепости взрываемой породы $f=9$ величина экономии на 1 м³ составила 75,9 г. При средней цене ВВ в 2015 г. 16000 руб., экономия от применения предложенного варианта составила 1214,4 тыс. руб. [56].

Негативное воздействие буровзрывных работ на окружающую среду заключается в сейсмическом, ударно-волновом, а также в токсическом воздействии. Для контроля сейсмического воздействия взрывов использовался сейсмографический комплекс INSTANTEL. Датчики располагались рядом с объектами жилой и социальной инфраструктуры. Для оценки возможности использования УЗУ с целью снижения негативного воздействия на окружающую природную среду санпрофлабораторией филиала «Кедровский угольный разрез» были измерены выбросы взвешенных веществ в границах санитарно-защитных зон. Полученные результаты приведены на рис. 3.10.

Из графика (рис. 3.10) следует, что функциональная связь между объемом взорванной горной массы и уровнем выбросов взвешенных веществ отсутствует. При этом превышений предельно допустимых величин выбросов на границах СЗЗ зафиксировано не было. Результаты исследований свидетельствуют о возможности управления запасами взорванной горной массы за счет применения разработанных конструкций скважинных зарядов с целью оптимизации работы выемочно-погрузочного оборудования при обеспечении требуемого качества взрывного дробления, а также снижения негативного воздействия взрывных работ на окружающую среду и охраняемые объекты в границах санитарно-защитной зоны.

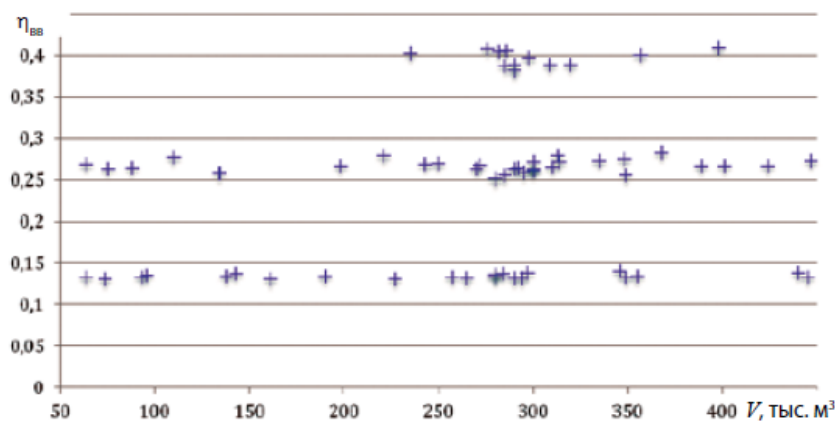


Рисунок 3.10 – Уровень выбросов взвешенных веществ в зависимости от объема взорванного блока при использовании УЗУ на филиале Кедровский

В рамках испытаний при ведении буровзрывных работ были проанализированы устройства для формирования рассредоточенного заряда. Для этого в период с 2012 по 2015 гг. было проведено 64 опытных взрыва. Это соответствует требованию необходимости и достаточности количества испытаний, поэтому результаты обработки полученных данных могут считаться достоверными. На рис.3.11 изображено изменение относительного снижения используемого ВВ при рассредоточении заряда в скважине, в зависимости от высоты взрываемого уступа. Из графика на рис. 3.11 видно, что рассредоточение заряда позволяет снизить удельный расход ВВ на 12,3÷15,8 %. При этом с увеличением высоты уступа доля ВВ, на которую снижают столб заряда, растет.

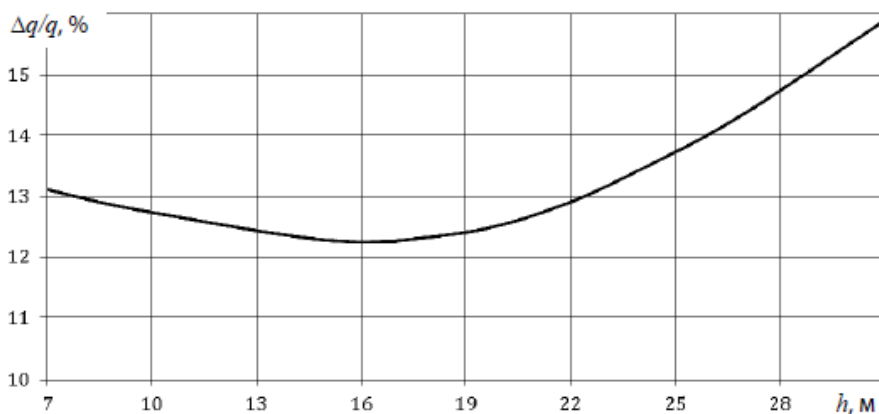


Рисунок.3.11 – Относительное снижение объема используемого ВВ при рассредоточении заряда в скважине в зависимости от высоты взрываемого уступа

В ходе испытаний было подтверждено предположение о том, что рассредоточение заряда в скважине снижает интенсивность пылеобразования при ведении взрывных работ за счет уменьшения переизмельчения породы в ближ-

ней зоне заряда. Заряд в скважинах был рассредоточен при помощи пневматических и подвесных затворов, а также специальных полипропиленовых рукавов, конструкции которых были нами предложены и защищены патентами РФ [81-92].

По проведенным экспериментам сделан следующий вывод: установлено, что рассредоточение зарядов в скважинах уменьшает негативное воздействие взрыва на окружающую среду и позволяет снизить удельный расход ВВ на величину до 15,8 %. При этом эффект благоприятного воздействия на состояние среды обитания увеличивается с ростом высоты взрываемого уступа [56].

Значимым результатом проведенных опытно-промышленных исследований стало установление возможности эффективно снижать интенсивность пылеобразования при ведении взрывных работ за счет формирования рассредоточенного заряда. Описываемый эффект достигается за счет уменьшения переизмельчения взрываемой породы в ближней зоне заряда. Это подтверждает выводы ранее выполненных исследований [57, 60], что рассредоточение заряда в скважине позволяет более эффективно передавать энергию работы ВВ взрываемому массиву.

В настоящее время одним из направлений по совершенствованию технологии ведения взрывных работ является осушение взрывного блока, позволяющее добиться значительного удешевления подготовки горной массы к выемке за счет замены дорогостоящего водоустойчивого ВВ более дешевым – неводоустойчивым. Технический результат достигается тем, что в способе осушения взрывного блока при бестранспортной технологии добычи угля, при котором взрывной блок по периметру его соединения с горным массивом обруивают контурным рядом скважин через 3–4 метра и глубиной с недобуром до угольного пласта, исключая нарушение пласта при взрыве контурного ряда. Согласно предложенной и защищенной изобретением технологии, при подготовке к буровзрывному рыхлению породы скважины в контурном ряду бурят глубиной ниже угольного пласта на расстояние, исключая нарушение пласта при взрыве контурного ряда от донного заряда. Заявляемое техническое решение поясняется на рис. 3.12, где показана схема зарядки скважины в контурном ряду. Способ осуществляют следующим образом.

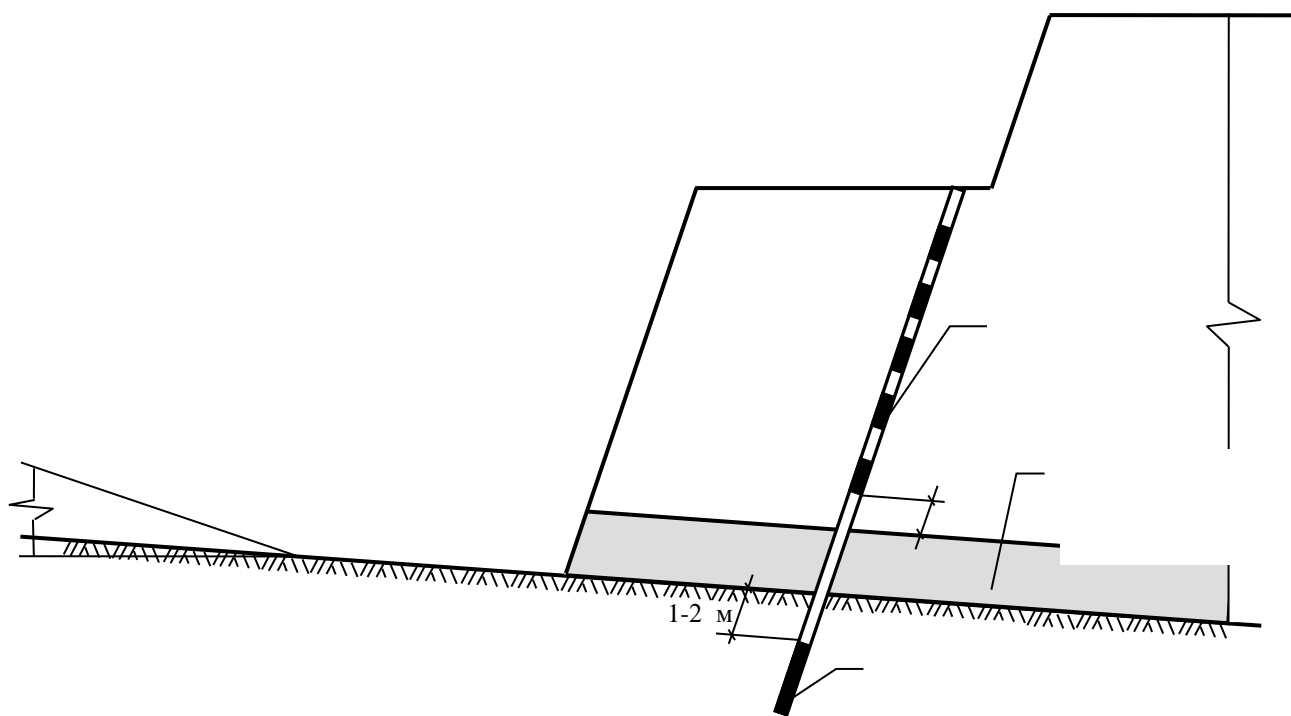


Рисунок. 3.12 – Схема зарядки скважины в контурном ряду на расстоянии 1 – 1,5 м от взрываема гирлянды ВВ до кровли пласта

При подготовке к буровзрывному рыхлению породы при бестранспортной технологии добычи угля скважины в контурном ряду бурят ниже угольного пласта на расстояние от донного заряда, исключающее нарушение пласта при взрыве контурного ряда. Расстояние, исключающее нарушение пласта при взрыве контурного ряда, включает в себя промежуток скважины, заполняемый донным зарядом и расстояние от донного заряда до почвы пласта 1–2 метра для исключения нарушения почвы пласта при взрыве донного заряда. На дно скважины на детонирующем шнуре опускают шашку ПТ-П500, затем заряжают донный заряд 80–120 кг. Затем на детонирующем шнуре вдоль скважины, начиная с расстояния 1-1,5 метра от кровли пласта и до дневной поверхности, размещают гирлянду трехкилограммовых патронов 6ЖВ через 3 м (удельный расход 1 кг на 1 п.м. скважины). Расстояние 1-1,5 м от кровли пласта до взрываема гирлянды ВВ обусловлено исключением возможности нарушения кровли пласта при взрыве гирлянды.

Еще одним вариантом обеспечения требуемого технического результата является то, что в способе осушения породугольного массива, включающем бурение одного или нескольких рядов взрывных скважин в породугольном массиве, согласно изобретению, при подготовке к осушению породугольного

массива взрывные скважины бурят в одну линию по контуру обрабатываемого взрывного блока через 3–4 м друг от друга. При этом скважины бурят с перебором на 1–3 м от отметки нижнего осушаемого уступа и высоту верхнего уступа ограничивают максимальной глубиной бурения бурового станка. Это поясняется рисунком 3.13, на котором показана схема применения предлагаемого способа.

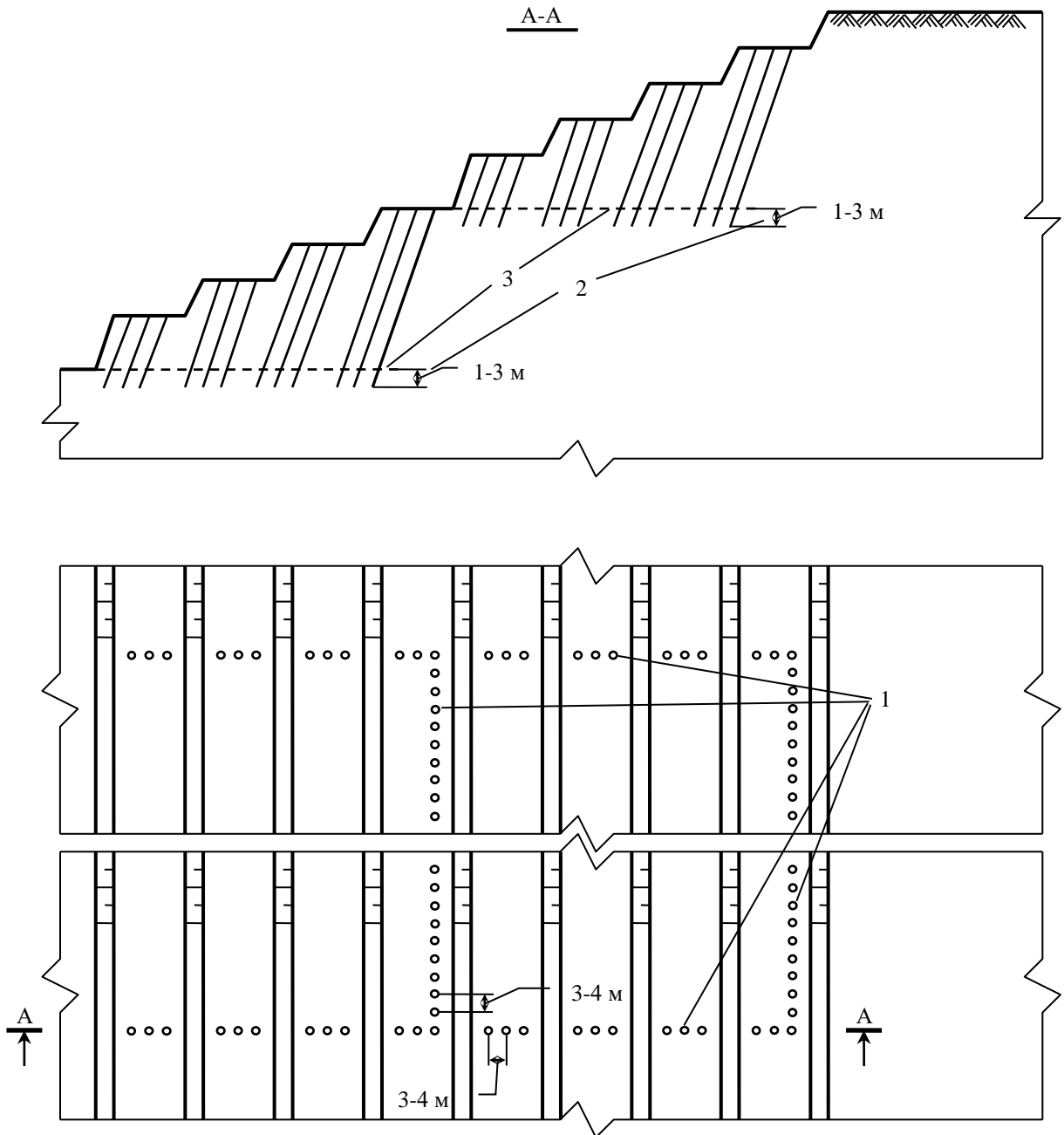


Рисунок 3.13 – Схема осушения породугольного массива: 1 – взрывные скважины; 2- контур массива; 3 – обрабатываемый породугольный массив; 4 – нижний уступ; 5 – верхний уступ.

Сначала подготавливают к осушению породугольный массив. Для этого при любом развитии фронта горных работ взрывные скважины (1) бурят

в одну линию по контуру (2) отрабатываемого породугольного массива (3) через 3-4 м друг от друга. Осушаемый породугольный массив может иметь один или несколько уступов, при этом взрывные скважины (1) бурят с перебором 1-3 м ниже нижнего уступа (4), а высоту верхнего уступа (5) ограничивают максимальной глубиной бурения бурового станка. Затем взрывные скважины заряжают ВВ и взрывают, отделяя таким образом взрывной блок от породугольного массива (3). Высачивающуюся из взорванного контурного ряда воду отводят к водосборнику, а оттуда откачивают водоотливной установкой. Затем таким же образом подготавливают к осушению и взрывают последующие блоки.

Зарядку контурных скважин осуществляют следующим образом. На дно скважины на детонирующем шнуре опускают шашку ПТ-П500, затем заряжают донный заряд 80-120кг. Затем на детонирующем шнуре вдоль скважины размещают гирлянду трехкилограммовых патронов бЖВ через 3 метра (удельный расход 1кг на 1мм скважины).

Таким образом, организационно-технические решения, направленные на формирование рассредоточенных зарядов в скважине, забойку взрывных скважин, а также осушение породугольного массива, обеспечивают снижение себестоимости добычи угля.

3.3. Исследование условий и факторы влияния параметров выемочно-погрузочного оборудования на конструкцию и показатели отработки высоких уступов

При ведении вскрышных и добычных работ должны соблюдаться следующие условия:

- отработка вскрышных уступов в зонах с горизонтальным и наклонным их продвижением, а также добычные работы ведутся независимо друг от друга;
- разработка породной толщи начинается с верхнего уступа;
- после создания экскаватором определенного опережения вдоль фронта работ на верхнем уступе в отработку поочередно и последовательно (в нисходящем порядке) включаются все нижерасположенные уступы;
- выемка и погрузка породы в автосамосвалы в зоне с горизонтальным продвижением уступов осуществляется подобранным комплектом экскаваторов;

- вскрыша, расположенная непосредственно над пластом угля, т. е. в зоне с наклонным подвиганием уступов, осуществляется драглайном по бестранспортной технологии;
- нарезка нового горизонта производится гидравлической обратной лопатой.

Зачастую драглайны, работающие с нижней погрузкой породы в автосамосвалы, не используют свои транспортные возможности по подъему породы в ковше на верхнюю площадку уступа. Кроме того, осложняется видимость оператором процесса прицельной разгрузки ковша в кузов автосамосвала (см. рис. 3.14, 3.15). В этих условиях, как правило, драглайнами отрабатываются вскрышные уступы небольшой (10–12 м) высоты, а это может оказаться более приемлемым и эффективным для применения прямых мехлопат, которые работают с верхней погрузкой породы в автосамосвалы, расположенные на уровне установки экскаватора. Благодаря большим линейным параметрам рабочего оборудования (радиусу черпания и глубине копания), драглайны, используемые в транспортной технологии, могут отрабатывать высокие уступы более широкими, чем мехлопаты, заходками.



Рисунок 3.14 – Погрузка породы драглайном ЭШ-11.70 № 58 в автосамосвал БелАЗ-75306, расположенный ниже уровня установки экскаватора на разрезе «Краснобродский» (Новосергиевское поле).



Рисунок 3.15 – Погрузка породы драглайном ЭШ-13.50 № 28 в автосамосвал БелАЗ-75306, расположенный ниже уровня установки экскаватора, на разрезе «Краснобродский» (Краснобродское поле)

Однако, при погрузке горной массы драглайнами в средства карьерного транспорта удаление погрузочной поверхности от глаз машиниста экскаватора превышает примерно в два и более раз аналогичное расстояние, характерное для карьерных мехлопат, сопоставимых по мощности. Это существенно ухудшает прицеливание и замедляет процесс погрузки, который зависит как от индивидуальных качеств машиниста, так и от инерционности движения ковша, висящего на значительном удалении по высоте от концевых блоков на стреле.

Поэтому при использовании драглайнов в транспортной технологии необходимо обязательное снабжение их устройством прицельной погрузки (УПП). Кроме того, требуется соблюдение условий, в соответствии с которыми зона прицельной погрузки горной массы в транспортные сосуды должна находиться вне зоны самопроизвольной разгрузки ковша экскаватора, а перемещение режущей кромки ковша, через которую идет выгрузка породы, должно быть минимальным, т. е. значительно меньше линейных размеров приемной части транспортного сосуда.

В качестве альтернативы драглайнам с ИПКОН РАН совместно с ННЦ ГП – ИГД им. А. А. Скочинского предложено использовать для прицельной погрузки горной массы в средства карьерного транспорта кранлайны. Кранлайн [91, 127] представляет собой драглайн шагающий погрузочный (ДШП). Этот экскаватор сочетает в себе преимущества мехлопаты (мягкая, безударная

и прицельная выгрузка горной массы из ковша в кузов автосамосвала) и драглайна (способность обрабатывать высокие уступы и проходить глубокие траншеи с нижним черпанием). От обычного драглайна кранлайн отличается наличием дополнительной лебедки для подъема и фиксации ковша перед разгрузкой. Стрела кранлайна короче, чем у драглайна (в обычном исполнении), а её конструкция отличается наличием в средней части дополнительных блоков, которые способствуют осуществлению разгрузки ковша в транспортный сосуд в непосредственной близости от кабины машиниста экскаватора. Предложена конструкция ковша, которая должна обеспечить разгрузку через открывающуюся заднюю стенку, как это имеет место у мехлопат (рис. 3.16).

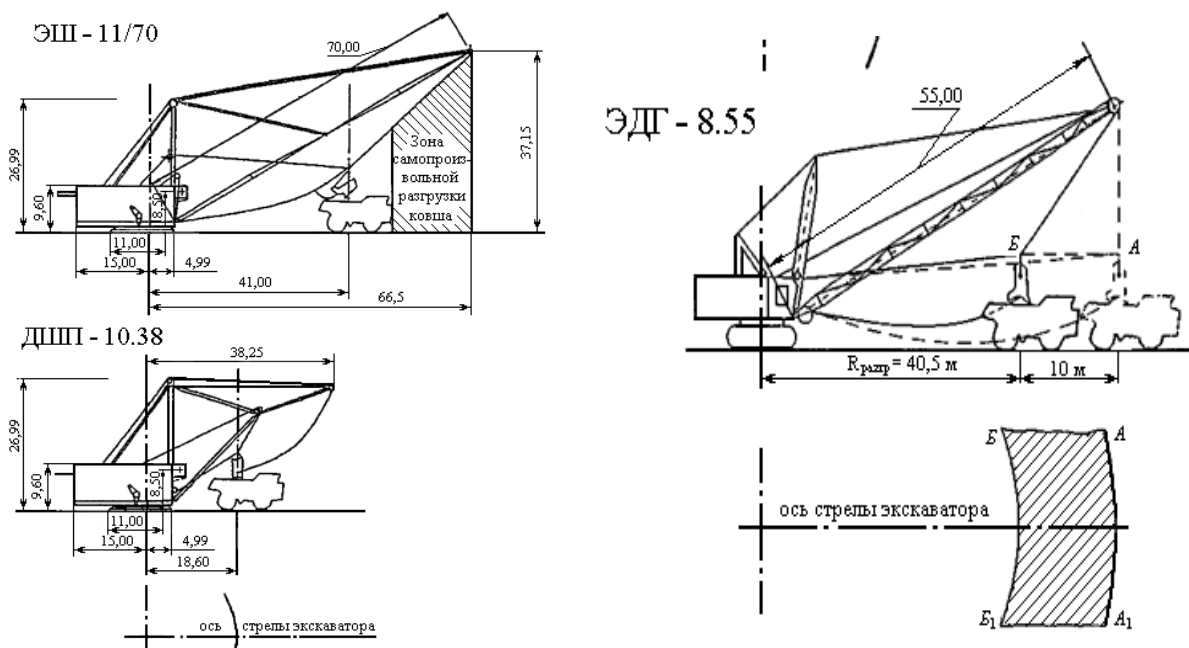


Рисунок 3.16. Прицельная погрузки горной массы в автосамосвалы различными типами экскаваторов с нижним черпанием.

Обладая большими линейными параметрами рабочего оборудования, кранлайн, располагаясь на верхней площадке траншеи и работая с нижним черпанием, может проходить её сразу на полную глубину, осуществляя погрузку породы при работе, например, в комплексе с автотранспортом в кузов автосамосвала на уровне своего стояния.

В то же время кранлайну присущи определенные недостатки. Первый – это жесткая привязка автосамосвала к месту погрузки в него породы кранлайном, т. е. строго под блок погрузочной лебедки экскаватора в средней части стрелы.

Машинист кранлайна лишен возможности перемещать ковш с породой вдоль стрелы для прицеливания в кузов автосамосвала. Поэтому точность установки автосамосвала под блок разгрузочной лебедки осуществляется водителем автомашины, что связано с дополнительной потерей времени. При этом даже незначительные отклонения от фиксированного места установки автосамосвала приводят к просыпаниям горной массы на рабочую площадку.

Второй недостаток – это малая скорость перемещения кранлайна (0,2–0,3 км/ч) в рабочей зоне. Так экскаватор- драглайн на гусеничном ходу ЭДГ–8.55 с ковшем вместимостью 8 м³, длиной стрелы 55 м и глубиной черпания 27 м снабжен устройством для прицельной погрузки (УПП), представляющим собой третью лебедку, функция которой - удерживание груженого ковша во время разгрузки в любой точке отрезка АБ (рис. 3.16). Этим обеспечивается разгрузка породы в автосамосвал, стоящий в любой точке сегмента, образованного дугами АА₁ и ББ₁.

Удержание ковша от поворота на подъемном канате вокруг головного блока при разгрузке в автосамосвал осуществляется затормаживанием барабана лебедки УПП. При этом усилия в канате УПП составляют от 0,1 до 0,5 расчетной концевой нагрузки. В остальное время рабочего цикла экскавации (заброс ковша, черпание, транспортирование ковша к месту разгрузки) лебедка УПП при расторможенном барабане работает только на натяжение каната усилием 3,9–4,9 кН, исключая его провисание. Машинист гусеничного драглайна имеет возможность прицеливаться ковшем в кузов при загрузке автосамосвала, как за счет поворота платформы, так и за счет перемещения ковша вдоль стрелы, что несколько сокращает время рабочего цикла по сравнению с применением на погрузке.

Кроме того, ковш кранлайна имеет открывающуюся заднюю стенку, оснащенную запорным механизмом, срабатывающим при выведении ковша в вертикальное (или близкое к нему) положение для разгрузки. Недостатком такого кранлайна является сложность и ненадежность работы запорного механизма ковша, что значительно снижает производительность погрузочно-разгрузочных операций. Поэтому, внедрение крайлайнов в практике открытых горных работ по ряду причин не нашло широкого применения.

Рассмотренные выше технические предложения для экскаваторов с нижним черпанием и канатным напором направлены на совершенствование прицельной погрузки и свидетельствуют о возможности использования драглайнов и кранлайнов в транспортной технологии. Однако, при выборе экскаваторов этого типа необходимо учитывать, что производительность их на погрузке горной массы в транспортные сосуды всегда будет ниже (за счет увеличения времени цикла), чем у драглайнов, работающих с укладкой породы непосредственно в отвал.

Значительный эффект может быть получен и при использовании обратных лопат в комплекте с прямыми мехлопатами. Выполняя наиболее сложные работы в угленасыщенной зоне (по зачистке кровли пласта, проходке траншей с отработкой пластов угля, нарезке нового горизонта, выемке угля из сложных и маломощных пластов и др.), обратная лопата, тем самым, создает простые условия для дальнейшей разработки вскрышных пород мощными мехлопатами и, следовательно, способствует достижению последними высокой производительности.

Таким образом, широкий диапазон технологических возможностей у драглайнов, кранлайнов и особенно у гидравлических обратных лопат позволяет драглайнам по сравнению с прямыми мехлопатами разрабатывать более высокие уступы с погрузкой горной массы в транспортные сосуды.

Выше описанное позволило систематизировать условия применения экскаваторов с нижним черпанием, которые показаны на рис. 3.17, где выделены зоны и виды работ, обеспечивающие высокоэффективное использование как единичного оборудования, так и в комплекте с другими выемочно-погрузочными машинами. Такими условиями для драглайнов (ЭШ и ЭДГ) и кранлайнов (ДШП), обладающих большими линейными параметрами рабочего оборудования – радиусом черпания и глубиной копания, являются разработка уступов рыхлых и полускальных пород во вскрышной зоне, а также проходка разрезных траншей по породе и при наличии УПП - выемка угля из наклонных ($\varphi = 18-20 \div 35-40^\circ$) пластов.

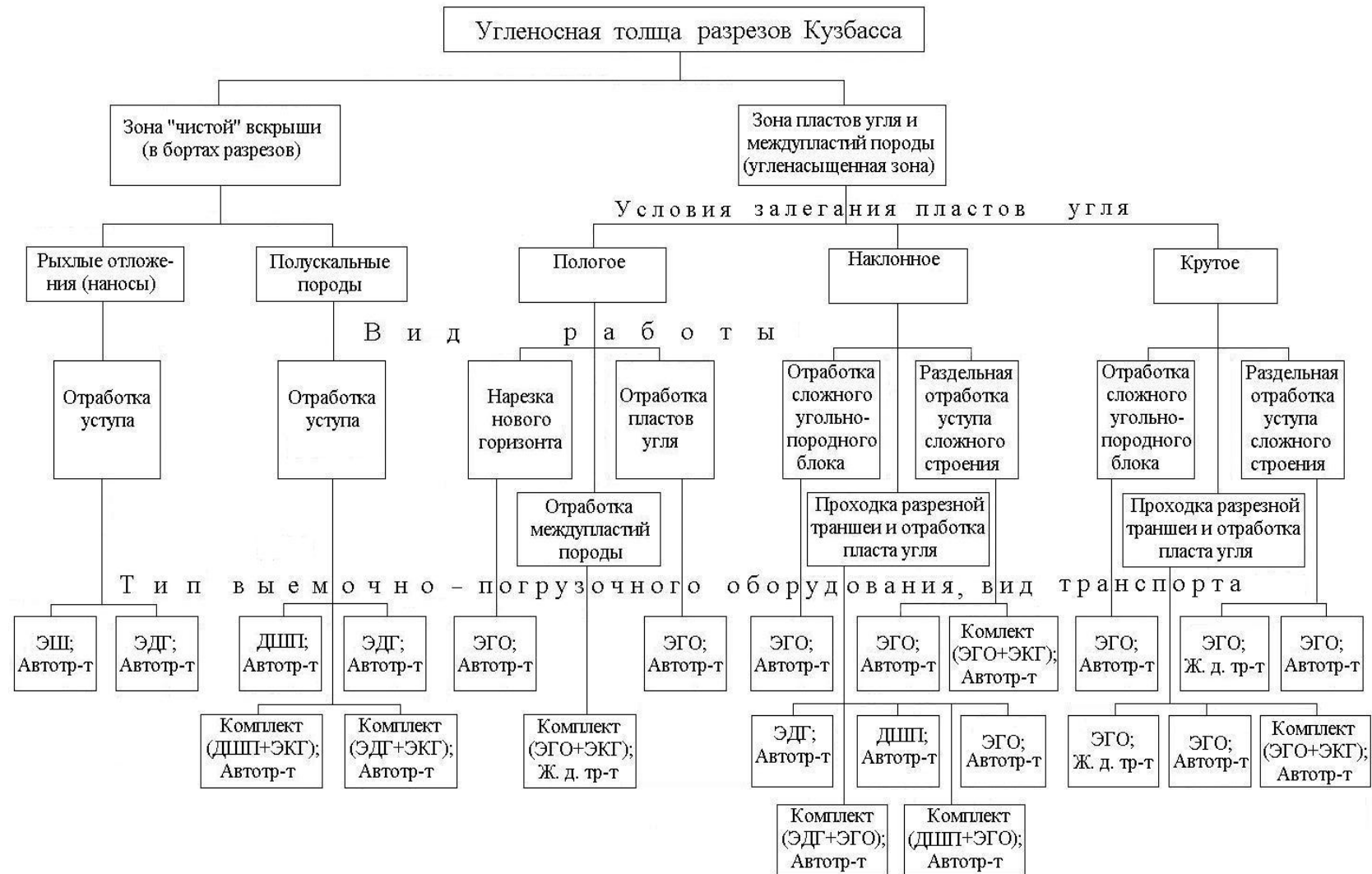


Рисунок 3.17 – Систематизация условий рационального применения экскаваторов с нижним черпанием в транспортной технологии на разрезе

На разрезах с пологими ($\varphi = 5\div 15-17^\circ$) и крутопадающими ($\varphi = 46\div 90^\circ$) пластами при нарезке нового горизонта, разработке пластов угля и междупластий породы, при отдельной отработке блоков и пластов сложного строения, где требуется нижняя погрузка горной массы в транспортные сосуды, целесообразным и экономически оправданным является применение гидравлических обратных лопат (ЭГО). В условиях разработки пологих и наклонных (до $\varphi = 45^\circ$) пластов угля приоритет следует отдавать обратным лопатам, которые имеют наибольший (по абсолютному значению) радиус черпания, а крутых пластов ($\varphi = 46\div 90^\circ$) – экскаваторам, обладающим максимальной глубиной копания.

Выбор мощности экскаватора производится методом вариантов на основе сравнения экономической эффективности применения различных марок обратных лопат при отработке угля и сопутствующих вскрышных пород в конкретных условиях.

Экономическая эффективность вариантов разработки высокого вскрышного уступа с выбранным комплексом горного и транспортного оборудования определялась с использованием критерия минимума эксплуатационных затрат на бурение скважин, выемочно-погрузочные работы и транспортировку породы на верхнюю площадку данного уступа (см.гл. 2). Исследованиями доказано, что повышение эффективности открытой разработки рудных месторождений Забайкалья на глубоких карьерах может быть достигнуто на основе оптимизации показателей работы карьерного оборудования с применением гибких технологических схем. Предложены технологические решения по уменьшению объемов выработанного пространства, площади и продолжительности нарушения земель и, как следствие, – обеспечению снижения техногенной нагрузки на окружающую природную среду при разработке крупноплощадных месторождений с большой мощностью вскрышных пород.

Так, на разрезах, разрабатывающих свиту крутопадающих и наклонных пластов угля, при проходке разрезных траншей фактически резко сократился объем породы, отсекаемой в кровле пласта. Благодаря применению на отработке пологих пластов сложного строения обратных лопат, появилась реальная возможность проведения качественной селекции в забое при выемке угольных пачек и прослоек породы малой мощности.

Более широкий диапазон технологических возможностей гидравлических обратных лопат, по сравнению с прямыми мехлопатами, пока не используется в полной мере. Прежде всего это касается условий работы гидравлических обратных лопат в угленасыщенной зоне разрезов. Здесь обратные лопаты могут иметь применение при подъеме горной массы с погрузкой ее в транспортные сосуды на уровне или выше уровня установки экскаватора. На разрезах с углубочной системой разработки это ведет к сокращению расстояния транспортирования при отработке уступа в 2 слоя, сразу на полную высоту, без сооружения дополнительной транспортной площадки на промежуточном горизонте и др.

Кроме того, значительный эффект может быть получен от использования гидравлических обратных лопат в технологических схемах совместно с экскаваторами типа прямая механическая лопата. Так, осуществляя проходку разрезных траншей с отработкой пластов угля, нарезку новых горизонтов, выемку угля из сложных и маломощных пластов, т. е. разрабатывая наиболее сложные участки карьерного поля, обратная лопата тем самым создает простые условия для высокопроизводительной работы мощных прямых мехлопат. Выбор рациональных комплексов горнотранспортного оборудования в указанных выше схемах производился по условию равенства скорости подвигания забоя при разработке верхнего и нижнего слоя породы высокого уступа (см. гл. 2).

Таким образом, применение высоких вскрышных уступов при открытой разработке наклонных и крутопадающих месторождений способно обеспечить рост полноты освоения запасов месторождения при одновременном повышении безопасности и эффективности открытых работ и снижении экологической нагрузки на окружающую природную среду.

3.4 Исследование влияния грузоподъемности и конструктивных особенностей большегрузного транспорта на технологию отработки высокого уступа

Повышение эффективности открытого способа разработки в значительной мере обусловлено решением проблемы транспорта, так как затраты на транспорт составляют до 75% себестоимости добычи минерального сырья. С увеличением масштабов открытых горных работ усиливается роль карьерного

автомобильного транспорта, которым в настоящее время перевозится на предприятиях цветной металлургии около 60% горной массы, на железорудных карьерах – более половины, в горно-химической промышленности до 100%.

Для производительного использования горного и транспортного оборудования (экскаваторов и средств подвижного состава) необходимо взаимное согласование всех основных параметров. Основными требованиями, предъявляемыми к карьерному транспорту, являются: обеспечение заданного грузооборота; бесперебойность работы – точное соблюдение графика движения, особенно для средств циклического действия; возможно меньшая трудоемкость работ, благодаря применению механизации и автоматизации основных и вспомогательных процессов при транспортировании; безопасность движения и ведения работ. Одно из основных положений при выборе схем транспортирования – разделение грузопотоков вскрышных пород и полезных ископаемых, что целесообразно, например, в условиях большой и средней производственной мощности карьеров (если позволяют горно-геологические условия), так как обеспечивает ритмичную и бесперебойную работу всего предприятия. Выбор вида и средств карьерного транспорта определяется рядом факторов и, в первую очередь, характеристикой транспортируемого груза, расстоянием перевозки, масштабами работ и темпами их развития. От масштабов работ, объёмов грузооборота зависит мощность транспортных средств, а темпы ведения горных работ определяют требования к маневренности средств транспорта. Транспорт является важнейшим и наиболее трудоемким технологическим процессом при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Кроме того, по мере увеличения глубины разработки, сокращения параметров карьеров в плане происходит ухудшение горно-технических условий эксплуатации, и работа автомобильного транспорта приобретает ряд специфических особенностей. Вскрытие и подготовка новых горизонтов в глубинной части карьеров производится в стесненных условиях рабочего пространства разрезов и карьеров при большой концентрации погрузочного и транспортного оборудования с высокими темпами углубки горных работ. Характерным

при этом является повышение продольных уклонов карьерных автодорог, величина которых достигает на карьерах глубинного типа 10–12%, нагорного — 14–16%.

С внедрением на горнодобывающих предприятиях автосамосвалов грузоподъемностью 75, 110 и 180 т возникает необходимость уширения карьерных съездов и транспортных берм, что приводит к увеличению объемов вскрышных работ. Оптимизация удельной мощности карьерных автосамосвалов базируется на соотношении емкости ковша выемочно-погрузочного оборудования и дальности транспортировки горной массы. При выборе грузоподъемности автосамосвала учитывалось, что оптимальное соотношение между вместимостью кузова автомобиля и ковша экскаватора должно составлять от 4:1 до 10:1.

Кроме того, при выборе автотранспорта также принимаются во внимание анализ условий, опыт рациональной эксплуатации технологического автотранспорта на горнодобывающих предприятиях и используемые в проектной практике нормативы по параметрам движения автосамосвалов при повышенных уклонах карьерных автодорог. Увеличение высоты подъема горной массы и повышение продольного уклона дорог сокращает моторесурс автомобилей, увеличивает объемы работ по техническому обслуживанию и ремонту машин, повышает износ шин, расходы горюче-смазочных материалов, требует расширения транспортных берм для безопасной эксплуатации новых мощных крупногабаритных машин. Все это негативно сказывается на эксплуатации автотранспорта и, в целом, на эффективности добычи полезных ископаемых, преимущественно за счёт роста себестоимости конечной продукции. Несогласованность работы погрузочно-транспортного оборудования, обусловленная случайным характером протекания процессов экскавации и транспортирования, вызывает технологические и организационные простои экскаваторов и автосамосвалов. К простоям приводит неравномерность потоков автосамосвалов, неритмичность их загрузки. Простои погрузочно-транспортного оборудования возникают из-за необходимости выполнения вспомогательных работ в экскаваторном забое, остановки оборудования для устранения мелких неисправностей, организационных неувязок работы смежных участков, несвоевременности информации и пр. Повышение производительности экскаваторов и

автосамосвалов за счет сокращения перечисленных простоев возможно при организации работы автомобильного транспорта по открытому циклу, когда каждому автосамосвалу на каждый его рейс выдается собственный маршрут следования. Адресация автосамосвалов при работе в открытом цикле осуществляется в соответствии со сложившейся ситуацией в карьере и запланированными на смену объемами перевозок горной массы. Резервы повышения производительности погрузочно-транспортного оборудования достигают 20 % сменной выработки автосамосвалов и зависят от числа экскаваторов, участвующих в работе по открытому циклу. Организация совместной работы двух экскаваторов по открытому циклу позволяет повысить производительность каждого из них не более чем на 5 — 6 %. Если в карьере число автосамосвалов намного меньше установленного по нормам для экскаваторов, находящихся в работе, или превышает нормативное, то реализация имеющихся резервов весьма затруднительна, регулирование потоков автосамосвалов не исключает простои. Таким образом, автоматизация управления автомобильным транспортом эффективна только в определенной области соотношения числа экскаваторов и автосамосвалов. Анализ опыта работы разрезов и карьеров, а также результаты испытаний различных систем автоматизированного управления автомобильным транспортом на карьерах ряда комбинатов показал, что резервы повышения производительности экскаваторов и автосамосвалов составляют 7 — 11%. Так, на Сибайском карьере в отдельные смены повышение степени использования автосамосвалов составляло 15 — 20%. Внутрисменные резервы автомобильного транспорта зависят от обеспеченности экскаваторов автотранспортными средствами. Уровень сложившейся организации их работы в карьере и не превышает 10 — 12 % от достигнутой производительности. Резервы роста производительности экскаваторов и автосамосвалов реальны при условии их обеспечения автосамосвалами в пределах 80 — 130% нормативного количества.

Интенсивное и своевременное обновление парка автосамосвалов в настоящее время определяется экономическими критериями, так как в практике карьеров суммарные эксплуатационные расходы за срок эксплуатации нередко в 8 — 10 раз превышают первоначальную стоимость автомобиля, что

отрицательно отражается на себестоимости перевозок. Таким образом, высокая стоимость подвижного состава и значительная доля транспортных расходов в себестоимости добычи полезных ископаемых (более 60%) вызывают необходимость увеличения производительности автомобильно-экскаваторных комплексов и снижения себестоимости транспортирования. Это может быть достигнуто комплексом мероприятий, в том числе:

- рациональным сочетанием с учётом характеристик логистических схем оборудования в автомобильно-экскаваторных комплексах по мощности и количеству, обуславливающим высокую производительность как погрузочного, так и транспортного звена;
- выбором рациональных параметров и условий эксплуатации, исходя из конкретных горно-технических, природных и других факторов;
- выбором рационального режима работы отдельного автосамосвала на протяжении всего срока эксплуатации, благодаря чему обеспечивается меньшая интенсивность снижения его производительности из-за физического износа и старения;
- разработкой технических средств учета, позволяющих контролировать оптимальную загрузку автосамосвалов и вести оперативный учет показателей их работы.

Повышению производительности автосамосвалов способствует также совершенствование форм и методов управления, изучение и распространение передового опыта работы.

Основными преимуществами карьерного автотранспорта являются:

- мобильность и маневренность в различных условиях эксплуатации;
- широкий типоразмерный ряд моделей автосамосвалов с различной грузоподъемностью способствует рациональному распределению автотранспорта для наиболее эффективной работы экскаваторно-автомобильного комплекса;
- сравнительно небольшие затраты на строительство и обслуживание карьерных технологических дорог.

Основные недостатки автотранспорта – это цикличность и, как следствие, наличие порожних пробегов, зависимость от состояния и характеристик

автодорог, снижение производительности в сезон дождей, в гололедицу, снегопад, загрязнение атмосферы отработавшими газами, высокие энергоемкость и эксплуатационные затраты.

В современных рыночных условиях деятельность любого предприятия нацелена приносить прибыль, которая определяется соотношением доходов, получаемых при выполнении заданных объемов перевозок горной массы и оптимизации расходов на ее транспортирование. Поэтому одной из главных задач является повышение эффективности транспортного процесса, что позволяет прежде всего сократить расходы предприятия и, как следствие, повысить его прибыль. Повышение эффективности транспортного процесса на автомобильном карьерном транспорте осуществляется следующими путями:

- внедрением новых моделей карьерных самосвалов особо большой грузоподъемности и совершенствованием их конструкции за счет устранения недостатков, выявленных в процессе эксплуатации;
- исследованием закономерностей изменения показателей работы карьерных самосвалов в течение срока их эксплуатации в определенных условиях и рационализацией системы диагностирования, технического обслуживания и ремонта;
- совершенствованием режимов работы и движения автосамосвалов с целью их оптимизации и интенсификации в различных условиях эксплуатации на основе эффективного определения потребности в подвижном составе и рационального распределения его по маршрутам, внедрение систем автоматизированного управления, роботизированной техники [113].

Занятые на перевозке горной массы на разрезах Кузбасса большегрузные карьерные автосамосвалы в основном представлены машинами производства Белорусского автомобильного завода. Несмотря на довольно большое число модификаций разных моделей (более 25), основу парка составляют преимущественно автосамосвалы БелАЗ – 7555, БелАЗ -75131, БелАЗ-75306, БелАЗ-75600, а также их модификации. Из автосамосвалов импортного производства в Кузбассе эксплуатируются машины фирмы «Caterpillar» САТ-785В, грузоподъемностью 136 т, и фирмы "Komatsu"HD -1200, грузоподъемностью 120т. В 2017 году Компания заключила договор на поставку 70-ти новых ка-

рьерных машин белорусского производства: 22 породо- и углевоза, грузоподъемностью 130 тонн (БелАЗ-75131), и 48 БелАЗов -75306, грузоподъемностью 220 тонн.

В процессе эксплуатации автомобильного транспорта горно-технологические и технические факторы оказывают комплексное влияние на ресурс автосамосвала. Существенно влияют также такие показатели как перегруз автомобиля, уклон трассы на подъеме и другие, приведенные в табл. 3.3.

Таблица 3.3 – Факторы, влияющие на производительность автотранспорта

Горно-технологические	Технические
1. Состояние дорог	7. Мощность двигателя
2. Подъемы, спуски	8. Перегруз автосамосвала
3. Повороты	9. Скорость движения
4. Переезды	10. Пробег с начала эксплуатации
5. Уклон трассы на подъем	11. Исправность топливной системы
6. Расстояние перевозки	и двигателя

Зачастую увеличение расстояния транспортирования происходит вследствие понижения фронта горных работ, а, следовательно, сопутствует увеличению уклона трассы на подъем, поворотов и переездов. В условиях освоения запасов глубоких горизонтов приоритетным направлением обеспечения экологической и промышленной безопасности и повышения эффективности открытых горных работ является развитие роботизированных геотехнологий, исключающих непосредственное присутствие человека в опасной зоне ведения горных работ. Использование беспилотного автосамосвала (рис. 3.18) способно существенно расширить область эффективного применения открытых горных работ с принципиальным изменением сопутствующей инфраструктуры карьера.

Инновационная технология отработки высоких уступов с роботизированной горнотранспортной техникой влечет:

- совершенствование логистической схемы рудника;
- снижение протяженности транспортных путей;
- сокращение времени на перегон машин и оборудования;
- уменьшение количества рабочих площадок, перегрузочных пунктов и т.п.;
- сокращение количества техники на карьере;

- уменьшение технологических процессов;
- снижение негативного воздействия на окружающую среду.



Рисунок 3.18 – Использование беспилотного автосамосвала в условиях освоения запасов глубоких горизонтов карьера

Сравнительные показатели автомобильных дорог для механизированной и роботизированной техники представлены в таблице 3.4

Таблица 3.4 – Продольный уклон автомобильных дорог для механизированной и роботизированной техники, ‰

Характеристика автомобильной дороги	Вид горнотехнической системы	
	Механизированное	Роботизированное
Условия	местности	
- обычные	30-40	до 240*
- трудные	50-60	
- особо трудные	80-90	
- нагорные карьеры, характеризующиеся сложными климатическими	не более 70	
Покрытие	автомобильной дороги	
- твердое	30-170	до 240*
- грунтовое	30-130	

Примечание:* установление величины продольного уклона зависит от технических характеристик применяемого робота-автосамосвала

Поскольку движение роботизированных автосамосвалов осуществляется в автоматическом режиме, то скорость может быть выше. При этом изменяются требования к дорогам карьера включая обеспечение соответствующего качества дорожного полотна, так как при использовании роботизированных

транспортных технологий наличие неровностей в вертикальной плоскости автодороги, резких поворотов и других несоответствий показателей качества карьерных дорог от нормативных значений могут привести к изменению траектории, что, в конечном счете, отразится на безопасности движения. Основными критериями оценки качества дорожного покрытия являются: прочность, ровность, твердость, обеспечение требуемого сцепления колес с покрытием дороги.

Таким образом, использование автономного автоматического автосамосвала с интеллектуальным управлением способно существенно расширить область эффективного применения открытых геотехнологий с принципиальным изменением сопутствующей инфраструктуры карьера. Сокращение влияния человеческого фактора на уровне операционных процессов и повышение интеллектуальных функций оператора позволит существенно изменить количественные значения главных параметров карьера, отдельных элементов системы разработки и, прежде всего, высоту рабочих уступов для повышения экономической и экологической эффективности горного производства.

3.5 Влияние автоматизации производственных процессов на конструктивные и технологические параметры открытой геотехнологии с высокими уступами

Ведение горных работ в условиях глубоких горизонтов и постановки контура карьера в проектное положение, как правило, осуществляется в стесненных условиях с применением тупикового типа забоя (рисунок 3.19, а). В большинстве случаев, при наличии запасов за контурами карьера, их отработка возможна с использованием открытой геотехнологии с применением роботизированной техники. Поскольку данная техника не может работать при полном отсутствии персонала в зоне работы горного оборудования, на этапе разработки паспортов забоя экскаватора требуется корректировка параметров экскаваторного забоя тупикового типа, при этом необходимо основываться на сопоставлении характеристик выемочного и транспортного оборудования (рисунок 3.19, б). В соответствии с существующей методической базой, при проектировании рабочей площадки данного типа забоя, ее ширина определяется шириной заходки экскаватора и принимается равной двум радиусам черпания.

Предусматривается также выполнение условий безопасного маневрирования и подачи автосамосвала под погрузку [29].

При разработке приконтурных запасов механизированным горнотранспортным оборудованием определение ширины рабочей площадки для тупикового типа забоя математически может быть описано следующим выражением:

$$\begin{cases} Ш_{ПТ}^M = 2 \cdot R_q; \\ Ш_{ПТ}^M \geq 2 \cdot R_a. \end{cases} \quad (3.9)$$

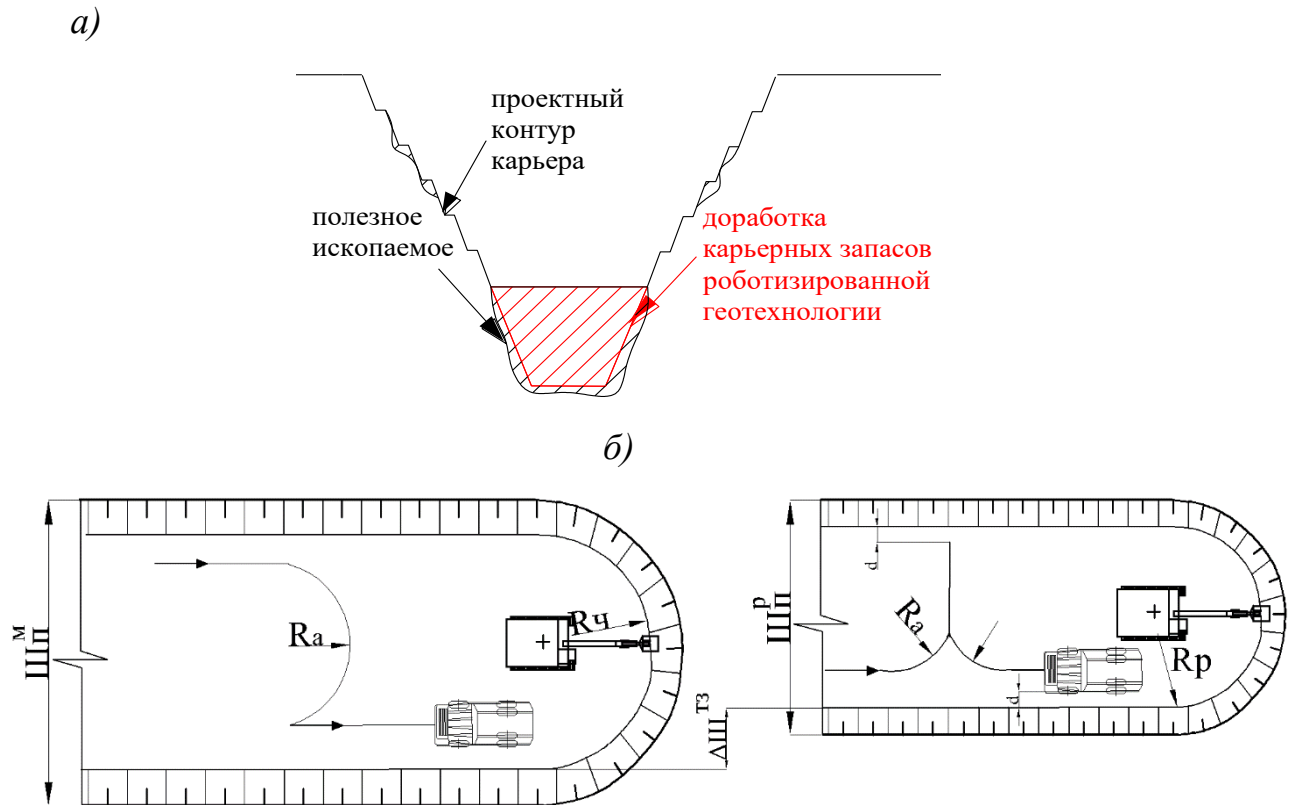


Рисунок 3.19 – Определение ширины площадки при тупиковом типе забоя: а) разрез месторождения с указанием доработки запасов полезного ископаемого для применения роботизированной техники; б) параметры и условные обозначения, определяющие ширину рабочей площадки. Условные обозначения; R_q – радиус черпания экскаватора, м; R_p – радиус разгрузки экскаватора, м; R_a – радиус разворота автосамосвала, м; $Ш_{ПТ}^M$ – ширина рабочей площадки при использовании механизированной горнотранспортной техники, м; $Ш_{ПТ}^P$ – ширина рабочей площадки при использовании роботизированной горнотранспортной техники, м; $\Delta Ш$ – изменение ширины рабочей площадки, м.

В данных выражениях двойная величина радиуса черпания экскаватора обеспечивают его максимальную производительность. При этом, две величины радиуса разворота автосамосвала гарантируют безопасность ведения горных

работ в стесненных условиях при управлении горнотранспортным оборудованием операторами. Величина пространства, обеспечивающего безопасное маневрирование автосамосвала, зависит от психофизического восприятия оператора, а также должна соответствовать принятым нормам проектирования и быть равной не менее двух радиусов разворота автосамосвала. Проведенные исследования [144] свидетельствуют о том, что в процессе ведения добычных работ у машиниста экскаватора формируется динамический стереотип, закрепленный системой условных рефлексов, лежащих в основе рабочих действий человека. Аналогичный стереотип формируется у водителя автосамосвала при работе в стесненных условиях. С уменьшением ширины площадки, соответственно, требуются другие модели автосамосвалов, следовательно, изменение габаритных размеров и цвета оборудования на психофизическом уровне приводит к долгой адаптации персонала к новым условиям работы, что влечет снижение производительности автомобильно-экскаваторного комплекса в целом.

При доработке запасов открытой геотехнологией с применением роботизированной техники предполагается, что ведение добычных работ будет осуществлено в пределах конструктивных параметров карьера в соответствии с проектом на добычу полезных ископаемых с применением механизированного горнотранспортного оборудования.

Использование роботизированного горнотранспортного оборудования обеспечивает возможность отработки запасов, находящихся за проектным контуром карьера. В этом случае величина ширины рабочей площадки определяется техническими параметрами применяемого оборудования с учетом ведения работ без участия персонала в выполнении горных работ непосредственно в забое. Поскольку роботизированное оборудование снабжено соответствующими датчиками, контролирующими пространственное положение рабочих органов и самой техники с учетом ее габаритов, требования к обеспечению минимальной ширины рабочей площадки должно исходить из минимальных технических параметров используемого технологического оборудования. Для условий отработки запасов за пределами проектного контура карьера, максимальное значение ширины рабочей площадки соответствует ширине дна карьера при механизированной горнотехнической системе. В этом случае

минимальная ширина рабочей площадки определяется минимальным радиусом поворота экскаватора. При этом обеспечение условий вывоза горной массы из забоя определяется возможностью маневрирования интеллектуального автосамосвала с автономным управлением с целью разворота и постановки его под погрузку. Определение ширины рабочей площадки для тупикового типа забоя с применением роботизированной техники математически описывается следующим выражением:

$$\begin{cases} Ш_{ИТ}^P = 2 \cdot R_p; \\ Ш_{ИТ}^P \geq R_a + 2d \\ d = k_m \cdot T \end{cases} \quad (3.10)$$

где $Ш_{ИТ}^P$ - ширина рабочей площадки при использовании роботизированной техники, м; R_p – радиус разгрузки экскаватора-робота, м; R_a – радиус разворота автосамосвала, м; d – величина охраняемого пространства роботизированного горнотранспортного оборудования, м; k_m – коэффициент, учитывающий точность позиционирования автосамосвалов; T – точность системы позиционирования роботизированной техники, м.

Габариты технологического оборудования при тупиковом забое представлены на рис. 3.20.

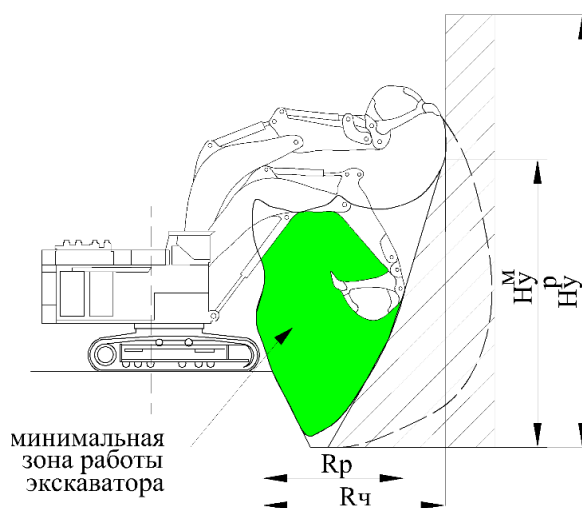


Рисунок 3.20 – Габариты выемочного оборудования, влияющие на ширину рабочей площадки

С целью определения количественного изменения ширины рабочей площадки при внедрении роботизированной техники, созданной на базе серийно выпускаемого горнотранспортного оборудования, был выполнен анализ паспортных характеристик карьерной техники. В соответствии с ГОСТ 26980-95, выемочное оборудование было дифференцировано по емкости ковша (табл.

3.5), транспортное оборудование систематизировано по габаритному радиусу поворота автосамосвала (табл. 3.6).

Таблица 3.5 - Характеристики карьерных одноковшовых экскаваторов

Вместимость ковша, м ³	Максимальный радиус черпания, м	Минимальный радиус поворота, м	Глубина черпания, м
до 5	9,4-13,3	3,3-6,5	6,7-9,2
5-15	13,7-15,7	4,5-13,8	9,3-10,4
15-30	15,2-20,2	9,9-15,4	10,4-12
свыше 30	от 21,5	от 12,2	от 12

Таблица 3.6 - Систематизация параметров карьерных автосамосвалов

Параметры	Габаритный радиус разворота автосамосвала			
	до 5 м	5-10	10-15	более 15
Грузоподъемность, т	24-39	30-55	90-240	360-450
Вместимость кузова, м ³	15-24	19,2-33,3	53,3-141,1	199-269,5
Высота автосамосвала, м	3,4-3,7	3,93-4,56	5,34-6,72	7,47-8,17

С учетом формул 3.9, 3.10 проведено математическое моделирование и подбор горнотранспортного оборудования с целью определения минимальных значений ширины рабочей площадки в соответствии с параметрами применяемого выемочного оборудования. В результате моделирования были получены зависимости ширины рабочей площадки от вместимости ковша экскаватора (рис. 3.21) [28].

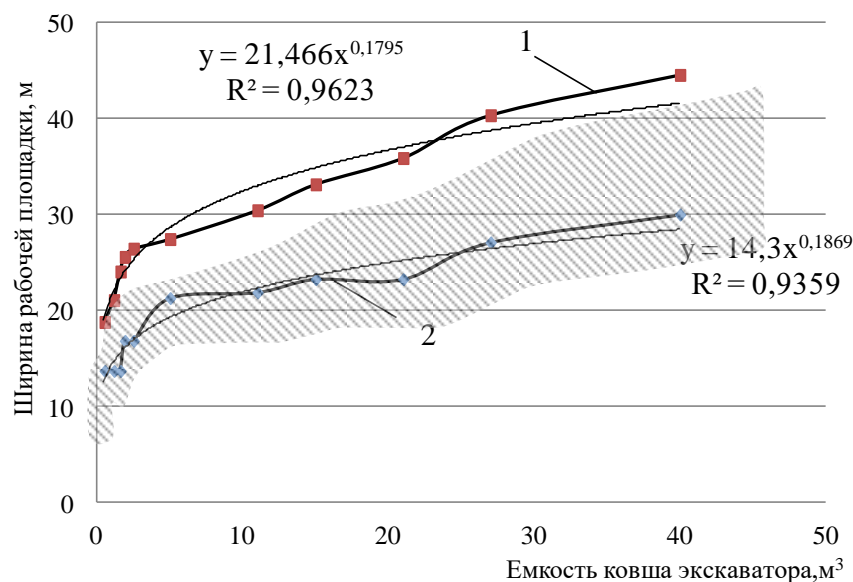


Рисунок 3.21 – Изменение ширины рабочей площадки в соответствии с вместимостью ковша при тупиковом типе забоя с использованием механизированной (1) и роботизированной (2) техники

Анализ данных, представленных на рисунке 3.21, позволяет сделать вывод о том, что с увеличением типоразмерного ряда выемочного оборудования

происходит рост ширины рабочей площадки по экспоненциальной зависимости.

При этом, наиболее резкий рост данного параметра наблюдается в диапазоне емкости ковша от 0,5 до 5 м³. Нужно отметить, что ведение добычных работ в стесненных условиях на дорабатываемых карьерах с использованием выемочной техники с емкостью ковша более 5 м³ не представляется целесообразным по технологическим причинам. В результате исследований установлено, что зависимость носит логарифмическая характер, и применение роботизированного выемочного оборудования позволяет сократить ширину рабочей площадки не менее чем в 2,2 раза при тупиковом типе забое, при условии использовании одного типоразмера выемочного оборудования. В связи с этим, использовании роботизированной техники позволяет обеспечить значительное уменьшение ширины рабочей площадки и за счет этого увеличить глубину карьера при доработке запасов, расположенных ниже его проектного контура.

Ориентация экскаватора относительно оси забоя влияет на производительность горнотранспортного оборудования и значение ширины заходки экскаватора. В связи с этим, при разработке месторождения полезных ископаемых в типовых условиях применяются боковой или фронтальный типы забоев. Фронтальный тип забоя экскаватора применяется редко, поскольку данный тип забоя не позволяет обеспечить заданную производительность экскаватора, вследствие необходимости частого перемещения транспортных коммуникаций. В этой связи в данной работе этот тип забоя не подлежал исследованию. Ширина забоя определяется суммированием следующих габаритных размеров элементов рабочей площадки: ширина заходки экскаватора, расстояние от нижней бровки уступа до проезжей части, ширина проезжей части, ширина полосы безопасности и расстояние от полосы безопасности до призмы возможного обрушения. Ограничивающим условием также является обеспечение возможности безопасного маневрирования автосамосвала. Определение ширины рабочей площадки для бокового и фронтального типа забоя с применением механизированной техники математически описывается условиями:

$$\begin{cases} Ш_{II}^M = A^M + c^M + П^M + z + Z^M; \\ Ш_{II}^M - c \geq 2 \cdot R_p. \end{cases} \quad (3.11)$$

где A^M – ширина заходки механизированного экскаватора, м; c^M – расстояние от нижней бровки уступа до проезжей части при использовании механизированной техники, м; Π^M – ширина проезжей части при использовании механизированной техники, м; Z – полоса безопасности, м; Z^M – ширина призмы возможного обрушения при использовании механизированной техники, м.

Основной задачей применения роботизированной техники в типовых условиях является обеспечение максимальной производительности горно-транспортного оборудования за счет минимизации затрат времени на выполнение технологических операций по добыче и транспортированию горной массы. При использовании роботизированной техники, вследствие отсутствия персонала в забое, имеется возможность минимизировать значения отдельных параметров и исключить определенные элементы конструкции карьера как горнотехнического сооружения, призванные обеспечить безопасность ведения горных работ, по сравнению с аналогичными условиями, но с присутствием горнорабочих в рабочей зоне. Так, предлагается минимизировать ширину проезжей части и гарантийное расстояние от транспортной полосы до призмы возможного обрушения, ширина которой, рассчитывается в соответствии со значениями сформированных углов откосов и высоты уступа, а также в этом случае возможно исключить из конструкции рабочей площадки полосу безопасности, поскольку его функциональное предназначение направлено на обеспечение безопасности нахождения персонала в забое. Ширина рабочей площадки бокового типа забоя при использовании механизированной роботизированной техники определяется по формуле 3.12

$$Ш_{П}^P = A^P + c^P + \Pi^P + Z^P \quad (3.12)$$

где A^P – ширина заходки роботизированного экскаватора, м; c^P – расстояние от нижней бровки уступа до проезжей части при использовании роботизированной техники, м; Π^P – ширина проезжей части при использовании роботизированной техники, м; Z^P – ширина призмы возможного обрушения при использовании роботизированной техники, м.

Уменьшение ширины проезжей части обосновывается возможностью исключения из конструкции карьерной автодороги предохранительного вала – элемента, основным назначением которого является обеспечение безопасно-

сти движения автомобиля, управляемого оператором, а также за счет сокращения ширины обочины. Сравнение схем для расчета ширины рабочей площадки при боковом и фронтальном типе забоя в случае применения механизированного и роботизированного транспорта представлено на рисунке 3.22.

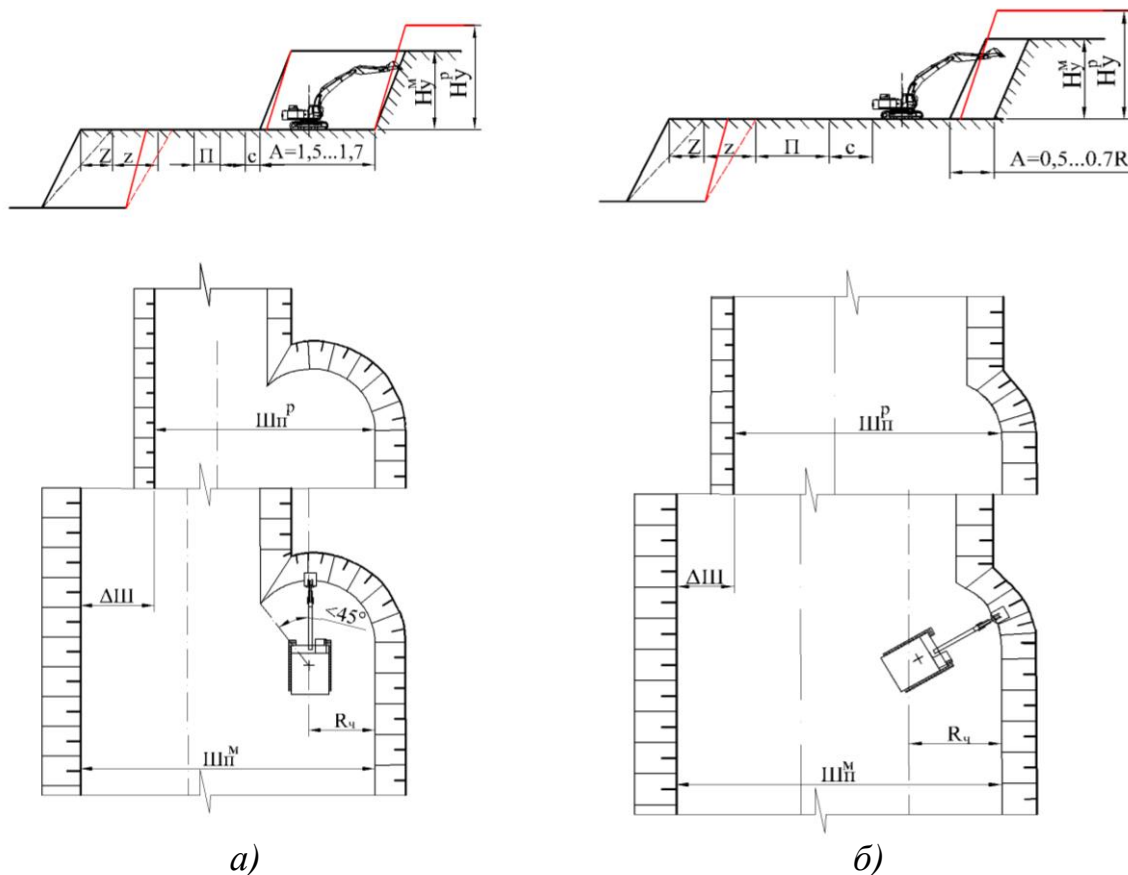


Рисунок 3.22 – Сравнительные схемы расчета ширины рабочей площадки при применении механизированного и роботизированного выемочного и транспортного оборудования: а) – боковой тип забоя; б) – фронтальный тип забоя: Условные обозначения; $Ш_{п}^M$ – ширина рабочей площадки при использовании механизированной горнотранспортной техники, м; $Ш_{п}^P$ – ширина рабочей площадки при использовании роботизированной горнотранспортной техники, м; $\Delta Ш$ – изменение ширины рабочей площадки

В работе произведено математическое моделирование ширины рабочей площадки для бокового забоя при условии ведения горных работ с применением роботизированной техники. С целью обеспечения эффективности выемки и транспортирования горной массы осуществлен подбор рациональных параметров комплекса горнотранспортного оборудования, в основу которого положены рекомендации проф. П.И. Томакова, относительно полноты загрузки кузова автосамосвала, его времени рейса и времени цикла экскаватора [123, 124]. Сравне-

ние минимальной ширины площадки при механизированном и роботизированном горнотранспортном оборудовании для бокового забоя представлено в таблице 3.7 и на рисунке 3.23.

Таблица 3.7 – Ширина рабочей площадки при механизированной и роботизированной техники

Емкость ковша экскаватора, м ³	Ширина рабочей площадки, м		Грузоподъемность автосамосвала, т
	механизированная техника	роботизированная техника	
до 5	24-41	12-24	90-130
5-12	41-45	24-30	160-180
12-30	45-56	30-36	220-360
Свыше 30	свыше 56	свыше 40	свыше 360

На основе проведенных исследований, получены сводные данные по возможному сокращению ширины рабочей площадки для тупикового и бокового типов забоя при использовании роботизированного горнотранспортного оборудования (рисунок 3.24).

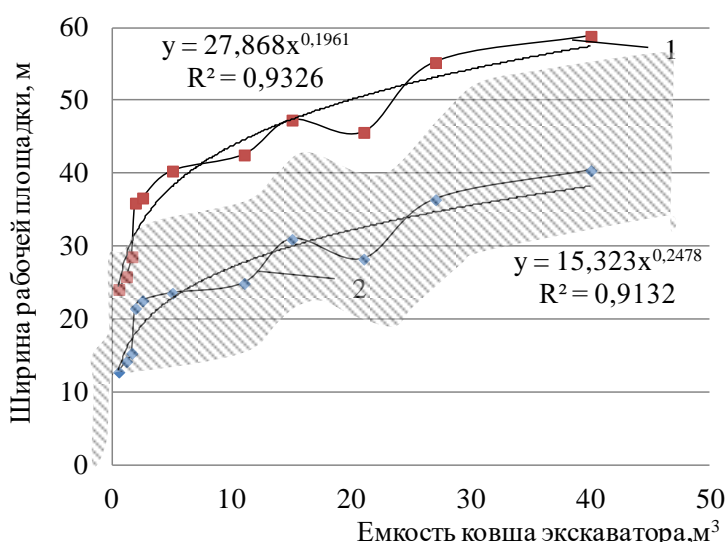


Рисунок 3.23 – Изменение ширины рабочей площадки в соответствии с вместимостью ковша при боковом типе забоя при использовании механизированной (1) и роботизированной (2) техники

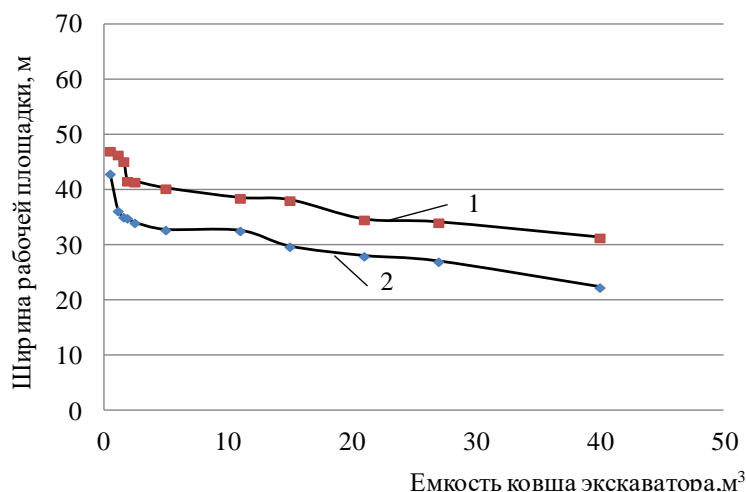


Рисунок 3.24 – Сокращение ширины рабочей площадки при использовании роботизированного горнотранспортного оборудования в зависимости от емкости ковша для тупикового (1) и бокового (2) типа забоя

Таким образом, проведенные исследования доказали что внедрение роботизированной горнотехнической системы обеспечивает возможность сокращения ширины рабочей площадки в среднем при тупиковом типе забоя на 32%, для бокового забоя на 40%, что, в свою очередь, позволяет использовать данные площадки для разработки законтурных запасов.

3.6. Геомеханическое обоснование параметров высоких вскрышных уступов в связи с особенностями их формирования и эксплуатации

Особого внимания при переходе к разработке карьера высокими вскрышными уступами требует оценка их устойчивости для обеспечения безопасных условий ведения горных работ. При этом учитывается угол падения залежи и структурных нарушений, глубина карьера на момент начала перехода, приращение максимальной глубины, физико-механические свойства и суммарная мощность породных прослоев и горизонтов, вовлекаемых в разработку. Эффективность и безопасность освоения месторождения, снижение негативного влияния горных работ на окружающую среду во многом зависит от надежности и правильности оценки геомеханического состояния массива горных пород, прогноза, контроля и управления его геомеханическим состоянием.

Переход к ведению открытых горных работ высокими уступами обеспечивает увеличение конечной глубины карьера и прирост дополнительных запасов без разноса бортов. Возрастающие с глубиной прочностные характеристики полускальных пород обеспечивают большой запас устойчивости откосов уступов. Так, в условиях Кузбасса в безугольной зоне на глубоких горизонтах высота устойчивого уступа при угле откоса борта 70° достигает 60 м и более.

Как указано ранее, выполненными исследованиями установлено, что максимальное увеличение конечной глубины карьера обеспечивается при переходе к отработке вскрышных пород высокими уступами в период равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши. При этом важной проблемой является обеспечение устойчивости уступов и бортов карьера в целом, определяемой с учетом структурного строения массива, тектонических нарушений,

особенностей залеганиях продуктивных слоев, а также сложившейся геомеханической и горнотехнической ситуации. Коэффициент запаса устойчивости борта карьера, при условии отсутствия во вскрышном массиве согласно падающих с откосом высокого уступа поверхностей ослабления, определяется с учетом сдвигающих и удерживающих откос сил, действующих по потенциальной поверхности скольжения. Для Кузбасса безопасность ведения горных работ по условию устойчивого состояния откосов высоких вскрышных уступов и рабочего борта разреза в целом будет обеспечивается при величине коэффициента запаса устойчивости не менее 1,2.

Эффективность и безопасность освоения месторождения, снижение негативного влияния горных работ на окружающую среду во многом зависит от надежности и правильности оценки геомеханического состояния массива горных пород, прогноза, контроля и управления его геомеханическим состоянием. Геомеханическое обоснование параметров горнотехнических систем с высокими уступами выполнялось с учетом особенностей их формирования и эксплуатации [140].

Высокие уступы должны обеспечивать безопасность ведения горных работ на рабочих площадках и, прежде всего, от возможного их обрушения. Кроме того, необходимо проводить мероприятия, предотвращающие осыпи и вывалы отдельных кусков породы с откосов уступов. Устойчивость и минимальное осыпание пород с уступа зависят от большого числа факторов – геологических, гидрогеологических, технологических, климатических, а также от чистоты оборки откоса для исключения различных козырьков, нависей породы. Эти факторы определяют допустимые значения высоты и угла откоса уступа.

Коэффициент запаса устойчивости борта карьера, при условии отсутствия во вскрышном массиве согласно падающих с откосом высокого уступа поверхностей ослабления, определяется с учетом сдвигающих и удерживающих откос сил, действующих по потенциальной поверхности скольжения.

До сравнительно недавнего времени, проблема устойчивости бортов карьеров решалась лишь частично, ограничиваясь ее геомеханической частью, то есть изучались инженерно-геологические условия месторождения, и на основе этого изучения определялись углы наклона устойчивых бортов. Однако,

постоянно увеличивающиеся объемы и прогрессивное развитие открытых разработок, особенно в 60-90 годы прошедшего столетия, повлекшие за собой возрастание глубины карьеров, использование добычного и транспортного оборудования большой единичной мощности, внедрение крупномасштабных массовых взрывов, необходимость длительного (до нескольких десятков лет) поддержания стационарных бортов и вскрывающих выработок в устойчивом состоянии, потребовали иного - комплексного подхода к решению этой проблемы. Неотъемлемыми ее частями стали работы по снижению «вредного» влияния взрывов на приконтурные уступы и защите законтурного массива от их сейсмического действия, искусственному укреплению ослабленных участков уступов и бортов, оборке откосов и зачистке берм.

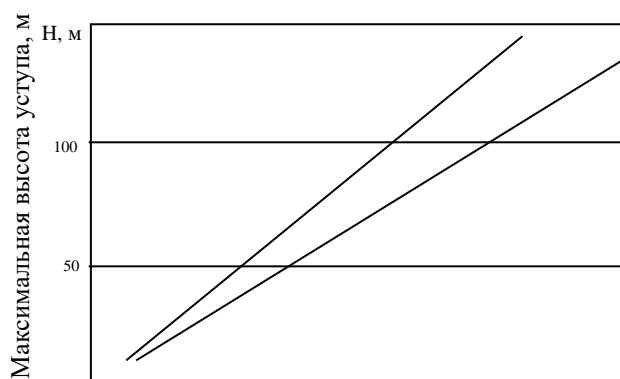
Так, в условиях Кузбасса угленосная толща разрезов состоит, в основном, из полускальных разностей пород. Это песчаники, алевролиты, аргиллиты, уголь.

Зона выветривания этих пород простирается на сравнительно незначительную глубину (20–30 м). В этой зоне сплошной массив пород нарушен, представлен в виде кусковатых отдельностей, хорошо дренирующих подземные воды. С углублением горных работ крепость пород возрастает и, следовательно, улучшаются условия устойчивости откосов уступов.

Для разрабатываемых пород характерна трещиноватость и, следовательно, блочность массива. Трещины, благодаря расположению фронта горных работ по простиранию и его подвиганию по падению пластов, преимущественно распространяются от плоскости откоса уступа вглубь массива. Локальных обрушений по этим трещинам не образуется.

Возможность широкого варьирования одним из основных параметров технологии, определяющим устойчивость уступа, – углом его откоса, позволяет на отдельных неблагоприятных участках фронта работ, не уменьшая высоты уступа, выполаживать угол откоса до требуемых по условиям безопасности величин. Максимальная по устойчивому состоянию (с коэффициентом запаса устойчивости 1,3) высота уступов, сложенных из основных типов пород Кузбасса, определенная по методике ВНИМИ [66] на основании данных о инженерно-геологических свойствах пород [77], представлена на рис. 3.25.

Как следует из рис. 3.25, прочностные характеристики пород достаточно велики. Например, даже затронутые выветриванием песчаники на глинисто-карбонатном цементе из зоны интенсивной линейной складчатости Присалаирской полосы Кузбасского бассейна обеспечивают устойчивое состояние уступа высотой 50–70 м при угле его откоса 80° и 50–70 м при угле откоса 75°. Песчаники с тем же составом цемента и так же затронутые выветриванием из Пригорношорской зоны Кузбасса обеспечивают устойчивое состояние уступа (при аналогичных углах его откоса) до 100 м и более.



Основные типы пород	Инженерно-геологические районы	Разновидности	Виды цемента	Временное сопротивление сжатию, кг/см ³	Угол внутреннего трения, град	Плотность, г/см ³
Песчаники	Пригорношорский	З	Г Г-К К	_____	36	2.62-2.67
		НЗ	Г Г-К К	_____		
	Присалаирский с интенсивн. складч.	З	Г Г-К К	_____	35	2.83-2.85
		НЗ	Г Г-К К	_____		
	Присалаирский с пологой складч.	З	Г Г-К К	_____	29-38	2.57-2.71
		НЗ	Г Г-К К	_____	33	
	Приколывань-Томский	З	Г - -	_____	31-34	2.65-2.80
		НЗ	Г Г-К	_____	32	

Алевролиты	Пригорно-шорский	З	Г Г-К -	28	2.65-2.80
		НЗ	Г Г-К К		
	Присалаирский с интенсивн. складч.	З	Г - -	28	2.54-2.68
		НЗ	Г Г-К К		
	Присалаирский с пологой складч.	З	Г Г-К К	17-28	2.53-2.71
		НЗ	Г Г-К К	25	
	Приколывань-Томский	З	Г - -	28	2.63-2.68
		НЗ	Г Г-К К		
	Аргиллиты	З	-	18-22	2.53-2.70
		Н	-	18	
Угли		-	22-28	1.37-1.55	

Рисунок 3.25 – Прочностные характеристики вскрышных пород различных районов Кузбасса, затронутые (З) и незатронутые (НЗ) выветриванием.

На рис. 3.25 также видно, что колебания значений прочностных характеристик пород, в зависимости от их литологического состава, вида цемента, степени выветренности для различных районов Кузбасского бассейна весьма большие.

Таким образом, к настоящему времени на разрезах Кузбасса созданы благоприятные предпосылки, которые способствуют переходу при транспортной технологии к работе с высокими уступами. К основным из них относятся:

1. Сравнительно высокие прочностные характеристики вмещающих пород и угля, обеспечивающие большой запас устойчивости откосов отдельных уступов и бортов выемки в целом.
2. Поступление на разрезы разных типов выемочных машин, позволяющих работать с верхним и нижним черпанием и погрузкой.

3. Появление буровых станков с глубиной бурения до 60 метров.
4. Вовлечение в отработку (в значительных объемах) глубинных и нагорных горизонтов разрезов.
5. Наличие излишнего на один экскаватор фронта горных работ, что при требуемой скорости его подвигания позволяет укрупнять уступы.
6. Анализ, накопленного опыта по сдваиванию уступов, послойной их отработке и оборке откосов, по применению драглайнов на погрузке горной массы в транспортные средства позволили сделать выводы.

Для Кузбасса безопасность ведения горных работ по условию устойчивого состояния откосов высоких вскрышных уступов и рабочего борта разреза в целом будет обеспечиваться при величине коэффициента запаса устойчивости не менее 1,2.

На глубоких горизонтах карьера при переходе на высокие вскрышные уступы приоритетным направлением обеспечения безопасности и повышения эффективности открытых горных работ является развитие интеллектуальных технологий геомеханического мониторинга состояния горного массива вблизи карьерного пространства. Как показала практика открытых разработок, наиболее перспективным решением является применение георадаров, которые позволяют заблаговременно (до 3 часов) надежно прогнозировать развитие критических деформаций бортов и откосов. Благодаря возможности оперативного получения данных по значительной площади, мониторинг состояния прибортового массива с использованием георадаров позволяет в режиме реального времени оценить вероятность развития критических скоростей деформирования прибортового массива, в программном режиме спрогнозировать обрушения откосов и своевременно вывести горно-транспортное оборудование из потенциально опасных зон, что в целом обеспечивает безопасность при разработке глубоких горизонтов карьера высокими вскрышными уступами.

Геомеханическое обоснование параметров горнотехнических систем с применением высоких вскрышных уступов должно быть выполнено с учетом особенностей их формирования и эксплуатации. Высокие уступы должны проектироваться с учетом обеспечения устойчивости на весь период эксплуатации карьера. Кроме того, необходимо проводить мероприятия, предотвраща-

ющие осыпи и вывалы отдельных кусков породы с откосов уступов. Устойчивость и минимальное осыпание пород с уступа зависят от большого числа факторов – геологических, гидрогеологических, технологических, климатических, а также от чистоты оборки откоса для исключения различных козырьков, нависей породы. Эти факторы определяют допустимые значения высоты и угла откоса уступа.

Возрастающие с глубиной прочностные характеристики полускальных пород обеспечивают большой запас устойчивости откосов уступов (рис. 3.26). С понижением на каждые 100 м объёмный вес пород увеличивается в среднем на $0,01-0,04 \text{ г/см}^3$, пористость уменьшается на $0,2-1,8 \%$. Так, в условиях Кузбасса в безугольной зоне на глубоких горизонтах высота устойчивого уступа при угле его откоса 70° достигает 60 м и более. Песчаники с тем же составом цемента и так же затронутые выветриванием из Пригорношорской зоны Кузбасса обеспечивают устойчивое состояние уступа (при аналогичных углах его откоса) до 100 м и более.

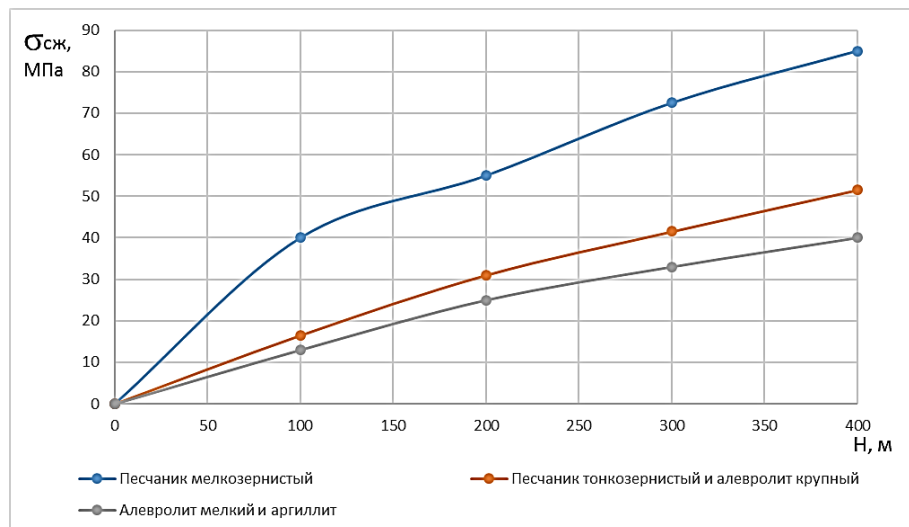


Рисунок 3.26 – Особенности физико-механических свойств угленосного комплекса

Оценка устойчивости уступов и бортов карьеров в целом выполняется с учетом объемно-напряженного состояния массива, структурного строения массива, тектонических нарушений, особенностей залегания продуктивных слоев, а также сложившейся геомеханической и горнотехнической ситуации. Коэффициент запаса устойчивости борта карьера, при условии отсутствия во вскрышном массиве согласно падающих с откосом высокого уступа поверх-

ностей ослабления, определяется с учетом сдвигающих и удерживающих откос сил, действующих по потенциальной поверхности скольжения. Для Кузбасса безопасность ведения горных работ по условию устойчивого состояния откосов высоких вскрышных уступов и рабочего борта разреза в целом будет обеспечиваться при величине коэффициента запаса устойчивости не менее 1,2.

При оценке устойчивости массива следует учитывать дополнительную пригрузку к призме упора уступа от складированной породы от предыдущей заходки, поскольку взрывание высоких уступов предусматривается сразу на полную высоту. Кроме того, вес экскаваторов должен учитываться как дополнительная нагрузка на откос развала породы, так как послойная отработка высокого вскрышного уступа предполагает размещение экскаватора, работающего по выемке породы из верхнего слоя, на развале взорванного массива.

Для обеспечения безопасности и повышения эффективности отработки глубоких горизонтов карьера высокими вскрышными уступами перспективным является применение интеллектуальных технологий геомеханического мониторинга состояния горного массива вблизи карьерного пространства.

Как показала практика открытых разработок, наиболее перспективным решением является применение георадаров, которые позволяют заблаговременно (до 3 часов) надежно прогнозировать развитие критических деформаций бортов и откосов. Применение георадарного мониторинга обеспечивает полное покрытие выбранной зоны без непосредственного доступа к склону, позволяет регистрировать сдвигения с точностью до 1 мм независимо от погодных условий в непрерывном режиме сканирования.

Для повышения качества прогноза необходимо установить закономерности и механизм развития деформационных процессов в рассматриваемых горно-геологических условиях и определить характерные точки контроля смещений массива. Определение вероятности обрушения борта осуществляется по динамике изменения скоростей развития деформаций массива. Достижение критических скоростей деформирования является критерием обрушения массива. Как показывает статистика использования георадарного мониторинга, в 50 % случаев появления сигнала о развитии критических деформаций происходит обрушение массива, в 50% – скорость деформирования снижается.

Оперативное получение данных по значительной площади позволяет в режиме реального времени оценить вероятность развития критических скоростей деформирования прибортового массива, в программном режиме прогнозировать обрушения откосов и своевременно вывести горнотранспортное оборудование из потенциально опасных зон, что в целом обеспечивает безопасность при разработке глубоких горизонтов карьера высокими вскрышными уступами.

Таким образом, применение автоматизированных систем и технологий при открытой разработке угольных месторождений высокими вскрышными уступами дает возможность перехода на эффективные конструктивные параметры карьеров, позволяет полностью отказаться от привлечения рабочего персонала в зону ведения горных работ и выполнении операционных процессов горных работ и обеспечивает качественный мониторинг деформационных процессов, обеспечивающий своевременное обнаружение признаков аварийных ситуаций. Очевидно, что для предотвращения негативных тенденций развития минерально-сырьевой базы страны необходим поиск новых путей реализации интеллектуальных геотехнологий и совершенствование технической, информационной и нормативной базы проектирования и программных средств управления комплексным освоением участка недр. Экономическое обоснование этих решений осуществляется на принципах экологической сбалансированной геотехнологий при соблюдении баланса народнохозяйственных интересов собственника недр с коммерческими интересами недропользователя и социальными интересами населения, как правило, промышленно развитых регионов страны.

Выводы по 3 главе

1. Доказано, что применение зарядов ВВ с воздушными промежутками позволяет управлять объемной концентрацией энергии, что становится важным при совместном взрывании различных по крепости и плотности смежных слоев горных пород. Определены параметры конструкции заряда, зависящие от коэффициента крепости взрывааемых пород и обводненности скважин.

2. Установлено, что при применении универсального запирающего устройства (УЗУ) для забойки скважин при взрывании пород с коэффициентом крепости от 2 до 13 относительное снижение объема используемого ВВ прямо пропорционально крепости взрывааемых пород и находится в диапазоне от 9,5 до 12,3 %.

3. Определена возможность управления запасами взорванной горной массы за счет применения разработанных конструкций скважинных зарядов в целях оптимизации работы выемочно-погрузочного и горнотранспортного оборудования при обеспечении требуемого качества взрывного дробления, а также для снижения негативного воздействия взрывных работ на окружающую среду и охраняемые объекты в границах санитарно-защитной зоны. Установлено, что рассредоточение зарядов в скважинах уменьшает негативное воздействие взрыва на окружающую среду и позволяет снизить удельный расход ВВ на величину до 15,8 %, при этом эффект увеличивается с ростом высоты взрываемого уступа. Получена экспоненциальная зависимость величины абсолютного снижения объема используемого ВВ от крепости взрывааемых пород f при взрывании для экскаваторов с емкостью ковша от 32 до 35 м³

4. Получены организационно-технические решения, направленные на формирование рассредоточенных зарядов в скважине, забойку взрывных скважин, а также осушение породугольного массива обеспечило снижение себестоимости процессов горного производства. Применение пневматических и подвесных скважинных затворов позволяет снизить удельный расход ВВ на 9,5-12,3 % за счет повышения эффективности использования энергии взрыва на разрушение при сохранении качества подготовленной горной массы к выемке без снижения производительности выемочно-погрузочного оборудования.

5. Доказано, что повышение эффективности открытой разработки месторождений Забайкалья на глубоких карьерах может быть достигнуто на основе оптимизации показателей работы карьерного оборудования с применением гибких технологических схем.

6. Предложены технологические решения по уменьшению объемов выемочного пространства, площади и продолжительности нарушения земель и, как следствие – обеспечение снижения техногенной нагрузки на окружающую

природную среду при разработке мощных месторождений с большой мощностью вскрышных пород.

7. Доказано, что применение роботизированной техники в типовых условиях обеспечивает максимальную производительность горнотранспортного оборудования за счет минимизации затрат времени на выполнение технологических операций по добыче и транспортированию горной массы. При использовании роботизированной техники, вследствие отсутствия персонала в забое, имеется возможность минимизировать значения отдельных параметров и исключить определенные элементы конструкции карьера, как горнотехнического сооружения, призванные обеспечить безопасность ведения горных работ.

8. Установлено, что к настоящему времени на разрезах Кузбасса созданы благоприятные предпосылки, которые способствуют переходу при транспортной технологии к работе с высокими уступами:

- сравнительно высокие прочностные характеристики вмещающих пород и угля, обеспечивающие большой запас устойчивости откосов отдельных уступов и бортов выемки в целом.
- поступление на разрезы разных типов выемочных машин, позволяющих работать с верхним и нижним черпанием и погрузкой.
- появление буровых станков с глубиной бурения до 60 метров.
- вовлечение в отработку (в значительных объемах) глубинных и нагорных горизонтов разрезов.
- наличие излишнего на один экскаватор фронта горных работ, что при требуемой скорости его подвигания позволяет укрупнять уступы.

9. Доказано, что применение высоких вскрышных уступов при открытой разработке наклонных и крутопадающих месторождений обеспечивает рост полноты освоения запасов месторождения при одновременном повышении безопасности и эффективности открытых работ и снижении экологической нагрузки на окружающую природную среду.

4. ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ ЭФФЕКТИВНОГО ПЕРЕХОДА НА ВЫСОКИЕ ВСКРЫШНЫЕ УСТУПЫ

4.1. Исследование условий влияния на эффективность перехода на высокие вскрышные уступы интересов инвесторов

Увеличение высоты вскрышного уступа положительно сказывается на эффективности горного производства в целом. При этом обеспечивается рост объемов дополнительно извлекаемых запасов полезных ископаемых, производственной мощности карьера, увеличение его глубины карьера без разноса бортов.

Экономическое обоснование принимаемых решений по отработке месторождений открытым способом должно осуществляться на принципах экологической сбалансированной геотехнологии при соблюдении баланса народнохозяйственных интересов собственника недр с коммерческими интересами пользователя недр. Главная цель инвестора - это доходность вложений, то есть получение максимально возможного эффекта от осуществленных усилий и предпринятых мер. Поскольку любая инвестиция должна приносить прибыль, либо благоприятный эффект, иначе просто теряется смысл инвестиции. Для достижения данной цели инвесторы используют различные инструменты, повышающие уровень доходности. Предпочтение к времени осуществления инвестиций у инвесторов преимущественно направлено на краткосрочный период, что дает возможность быстрого получения более высокого уровня прибыли. Кроме того, содержание и характер интересов инвестора могут быть связаны, как с динамикой спроса и потребностей рынка в добываемых полезных ископаемых (их ценности и качестве), так и с характером форм и средств освоения месторождений – применяемыми технологиями и используемым горно-транспортным оборудованием.

Известно, что жизненный цикл инвестиционного проекта состоит из пяти основных этапов:

- разработка инвестиционного проекта и строительство (реконструкция) карьера;
- освоение технологий и выход на полную мощность;
- нормальная эксплуатация и возврат вложенных средств;
- наработка дополнительной прибыли после однократной окупаемости;

- ликвидация и (или) продажа активов.

Критериями временной эффективности инвестиционного проекта являются минимум длительности первых трех этапов и максимальная продолжительность четвертого этапа. Инвестор, когда принимает решение вложения средств в конкретный проект разработки месторождения, в процессе поиска и выбора проекта руководствуется следующими мотивами:

- краткие сроки введения карьера в эксплуатацию или реконструкцию;
- сокращение срока выхода на проектную мощность;
- обеспечение окупаемости вложений при сокращении срока окупаемости;
- получение большей прибыли сейчас и в долгосрочной перспективе;
- снижение рисков вложений, при этом надежные инвестиции характеризуются низким уровнем риска и, как правило, не высоким уровнем дохода.

В существующих реалиях освоение месторождений во многом зависит от конкретных целей инвесторов, финансового положения, качества добываемых полезных ископаемых, спроса на рынке, комплексности использования добытой горной массы. Следовательно, и развитие карьера осуществляется с учетом поставленных целей: обеспечения максимальных доходов в кратчайшие сроки, но при этом, как правило, заранее известно, что часть полезных ископаемых будут оставлено в недрах. Зачастую, отсутствие у инвестора финансовой возможности приобретения необходимого нового более мощного горно-транспортного оборудования, позволяющего перейти к отработке высокими уступами, исключает возможность получения дополнительных объемов полезных ископаемых. В то же время, переход в нужный момент на высокоуступную технологию позволяет продлить срок эксплуатации карьера, обеспечить выемку дополнительных запасов полезного ископаемого и получить дополнительную прибыль. При этом следует учитывать, что увеличение высоты вскрышного уступа обеспечивает значительное повышение производительности горных работ.

Народнохозяйственные интересы собственника недр направлены на комплексное использование месторождений полезных ископаемых с максимальным извлечением всех ценных компонентов при минимальных потерях и

разубоживании. Изменение геологических и горнотехнических условий освоения обрабатываемых и перспективных месторождений, возрастающие потребности в минеральном рудном сырье и топливе влекут увеличение экологической нагрузки на окружающую среду. Неизменная тенденция роста ущерба, наносимого окружающей природной среде при увеличении глубины открытой добычи полезных ископаемых, предопределяет необходимость поиска новых решений по выбору эффективного варианта разработки месторождений с учетом инновационных технологических схем отработки месторождений, обеспечивающих минимальное воздействие на экосистему региона. Очевидна необходимость проведения мероприятий, направленных не только на повышение уровня добычи полезных ископаемых открытым способом, но и на уменьшение экологического вреда при проведении горных работ. Отработка наклонных и крутопадающих залежей высокими уступами обеспечивает рост полноты освоения запасов месторождения и снижает экологическую нагрузку на окружающую природную среду [114].

С позиции коммерческих интересов пользователя недр важнейшим, наряду с производственной мощностью предприятия и величиной его прибыльности, является срок эксплуатации карьера. Разработка месторождения открытым способом должна не только обеспечить добычу определенного объема полезных ископаемых заданного качества в установленные сроки. Степень экономической эффективности открытых горных работ характеризуется величиной технико-экономических показателей, основными из которых являются: прибыль, рентабельность, коэффициент вскрыши, себестоимость полезного ископаемого, капитальные удельные затраты, производительность труда, производительность основного горнотранспортного оборудования, ценность товарной продукции. Переход на отработку высокими уступами позволяет продлить срок эксплуатации карьера. При этом обеспечивается рост производственной мощности, увеличение глубины карьера, прирост дополнительных запасов карьера без разноса бортов [114].

Таким образом, интересы трех основных субъектов определяющих, разработку месторождения при имеющихся различиях во многом совпадают. Одной из основных задач определения эффективности нового горного предприятия

или реконструкции и перевооружения действующего является определение главных параметров карьера.

Эффективность отработки запасов месторождений открытым способом во многом зависит от правильности выбора технологических параметров и времени перехода на высокие вскрышные уступы. Исследования параметров систем отработки при переходе разреза на высокие вскрышные уступы проводились для условий освоения наклонных ($\varphi=16-45^\circ$) и крутопадающих ($\varphi=46-90^\circ$) месторождений угля Кузбасса.

Поставленная задача решалась в рамках продольной углубочной с внешними отвалами породы системы разработки и транспортной (с использованием автотранспорта) технологии ведения горных работ с определением границ карьера по методу, предложенному академиком В.В. Ржевским, в котором заложен принцип равенства граничного и текущего коэффициентов вскрыши ($K_{ГР} \geq K_T$) [105].

Для примера выбрано месторождение с наклонным ($\varphi = 40^\circ$) залеганием пласта угля с горизонтальной мощностью $m_r = 30$ м и длиной карьерного поля $L_k = 5000$ м и темпом углубки $U_r = 5$ м/год. Производственная мощность разреза составляет 1050 тыс. т угля в год. Граничный коэффициент вскрыши $K_{ГР} = 10,4$ м³/т. В этих условиях при выемке вскрышных пород уступами обычной высоты, т.е. равной высоте нарезанных горизонтов $h = 15$ м, ширине экскаваторной заходки $A = 15$ м, и ширине рабочей площадки $Ш_{р.п} = 45-48$ м равенство граничного и текущего коэффициентов вскрыши наступит на глубине 120 м, то есть после 24 лет работы разреза. Далее начинается период погашения горных работ с углом откоса борта $\gamma_{ног} = 40^\circ$ (рис.4.1).

Конечная глубина открытых работ при этом, увеличится до $H_{\max} = H_{15} + H_{\text{ног}} = 120 + 63 = 183$ м. Общие объемы вскрыши и угля в установленных границах разреза (с учетом периода погашения горных работ) составляют, соответственно, 207764 тыс. м³ и 38,43 млн. тонн, а срок службы предприятия – 37 лет.

Итак, установлены основные параметры и показатели (глубина работ, общие объемы вскрыши и угля, срок службы) разреза, который ведет разработку вскрышного массива уступами, равными высоте нарезанных рабочих

горизонтов, т.е. $h = 15$ м (базовый вариант) при угле падения пласта ($\varphi = 40^\circ$). Таким образом, базовый вариант разработки месторождения является ориентиром и, прежде всего, по глубине открытых работ и сроку существования разреза.

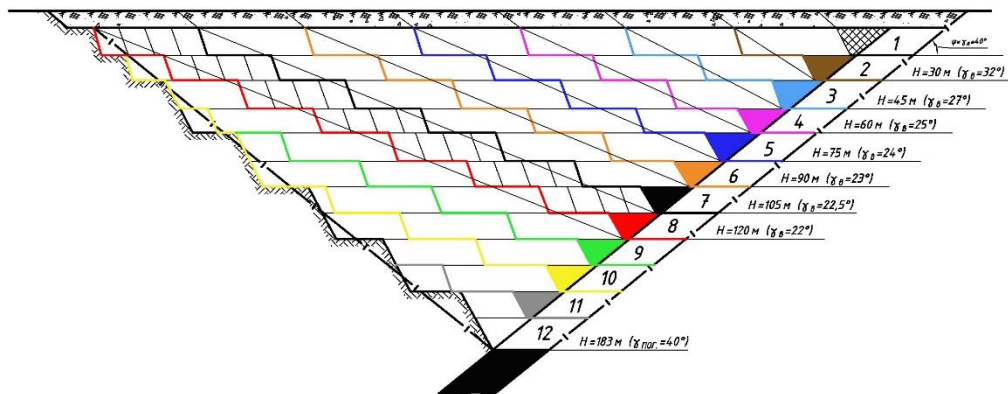


Рисунок 4.1 – Поперечное сечение разреза при разработке вскрышных пород уступами высотой $h=15$ м, равной высоте нарезанных на разрезе рабочих горизонтов (базовый вариант)

Далее задача сведена к выбору наиболее экономически обоснованного варианта периода перехода (во времени и пространстве) в заданных условиях разработки вскрышной толщи высокими ($h=30$ м, $A=20$ м, $Ш_{р.п.}=56-60$ м) уступами. Были рассмотрены следующие два варианта периода перехода на высокие вскрышные уступы: I - переход осуществляется в начальный период работы разреза после достижения глубины $H=60$ м до достижения граничного коэффициента вскрыши ($K_{ГР} > K_T$); II - переход осуществляется в период полного развития горных работ на разрезе с глубины $H=120$ м при достижении равенства граничного и текущего коэффициентов вскрыши ($K_{ГР} = K_T$).

Важно, чтобы во всех вариантах перехода на высокие вскрышные уступы соблюдались следующие условия: достижение текущим коэффициентом вскрыши граничного значения ($K_T \approx K_{ГР}$); наличие на каждом горизонте площадки требуемой ширины для размещения и бесперебойного функционирования горного и транспортного оборудования; обеспечение устойчивого состояния откоса высокого вскрышного уступа и рабочего борта в целом.

Прежде всего, для обоснования и выбора одного из двух вариантов перехода на высокие вскрышные уступы необходимо разработать и сопоставить между собой несколько конструкций рабочего борта разреза с различной группировкой высоких

уступов на каждом из вышерасположенных горизонтов и участвующих в формировании борта при углублении горных работ. Затем, для каждого из рассматриваемых вариантов перехода на высокие уступы ($h=30$ м) было построено поперечное сечение выработок с необходимыми для работы оборудования шириной вскрышной заходки $A=20$ м и шириной рабочей площадки $Ш_{р.п.}= 56-60$ м. Определены объемы вскрышных и добычных работ, а также значения текущего (K_T) коэффициента вскрыши по горизонтам (рис. 4.2 и 4.3). Полученные данные послужили основой для построения графиков изменения K_T во времени за весь период эксплуатации разреза.

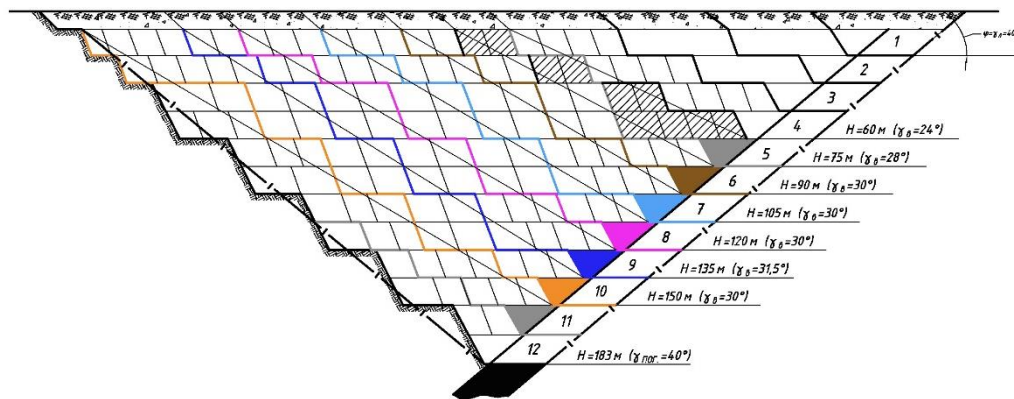


Рисунок 4.2 – Поперечное сечение разреза при разработке вскрышных пород высокими ($h=30$ м) уступами после достижения глубины $H=60$ м до достижения граничного коэффициента вскрыши ($K_{ГР} > K_T$) (вариант I)

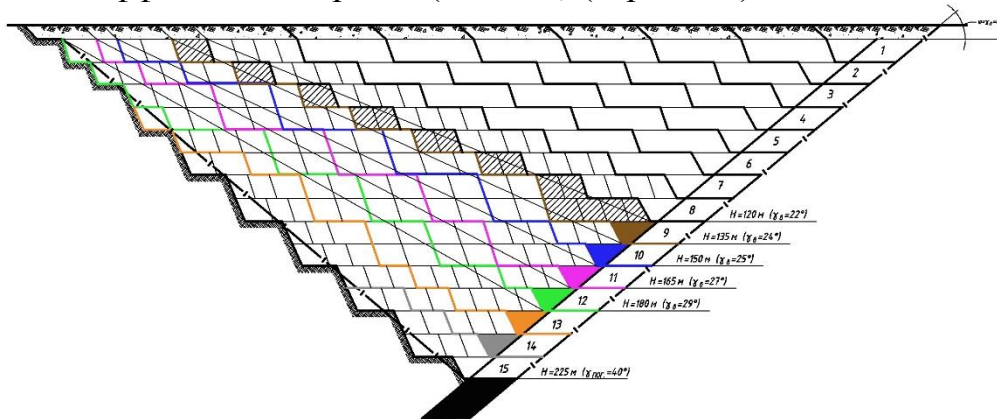


Рисунок 4.3 – Поперечное сечение разреза при переходе на высокие ($h=30$ м) вскрышные уступы в период полного развития горных работ на разрезе (после достижения глубины 120 м), когда $K_T = K_{ГР}$ (вариант II)

В таблице 4.1 определены основные параметры и показатели (глубина работ, общие объемы вскрыши и угля, срок службы) разреза, который ведет разработку вскрыши уступами с высотой, равной расстоянию между нарезанными рабочими горизонтами, то есть $h=15$ м (базовый вариант). Параметры и показатели по первому варианту также приведены в таблице 4.1. для сопоставления с базовым вариантом.

Таблица 4.1 – Изменение текущего коэффициента вскрыши (K_T) с увеличением глубины разреза при отработке вскрышных пород уступами разной высоты

Номер горизонта	Глубина отработки (разреза)	Годы отработки	Базовый вариант. Высота уступа равна высоте нарезанных рабочих горизонтов ($h=15\text{м}$, $A=15\text{м}$, $Ш_{р.п}=45-48\text{ м}$)			Переход на высокие уступы ($h=30\text{м}$, $A=20\text{м}$, $Ш_{р.п}=56-60\text{ м}$) происходит в начальный период работы разреза (после глубины $H=60\text{ м}$) ($K_{ГР} > K_T$) вариант I		
			Объем вскрыши, тыс. м ³	Добыча угля, тыс. тонн	K_T , м ³ /т	Объем вскрыши, тыс. м ³	Добыча угля, тыс. тонн	K_T , м ³ /т
1	15	1-3	1310	3150	0,42	1310	3150	0,42
2	30	4-6	5810	"	1,84	5810	"	1,84
3	45	7-9	10310	"	3,27	10310	"	3,27
4	60	10-12	14810	"	4,7	14810	"	4,7
5	75	13-15	19310	"	6,13	13010	"	4,13
6	90	16-18	23810	"	7,56	15185	"	4,82
7	105	19-21	28310	"	8,99	22205	"	7,05
8	120	22-24	32810	"	10,41	23435	"	7,44
9	135	25-27	28456	"	9,03	25955	"	8,24
10	150	28-30	23664	"	7,51	32585	"	10,34
11	165	31-33	13314	"	4,23	28648	"	9,09
12	183	34-37	5850	3780	1,55	9900	3780	2,62

Первоначально был рассмотрен вариант I, когда переход на высокие вскрышные уступы происходит впервые (т.е. после 12-го года) годы работы разреза и достижения им глубины $H=60$ м (рис. 4.2). Графики изменения текущего коэффициента вскрыши в базовом варианте и в первом варианте с высокими вскрышными уступами представлены на рисунке 4.4. Как видно из таблицы 4.1 и графика (рис. 4.4), в случае перехода на высокие уступы по варианту I, в работе разреза с 13-го до 15 года наблюдается незначительное (на $0,57 \text{ м}^3/\text{т}$) уменьшение текущего коэффициента вскрыши, а затем, вплоть по 30 год, включительно, то есть до начала погашения горных работ – резкое (с $4,13 \text{ м}^3/\text{т}$ до $10,34 \text{ м}^3/\text{т}$) его увеличение.

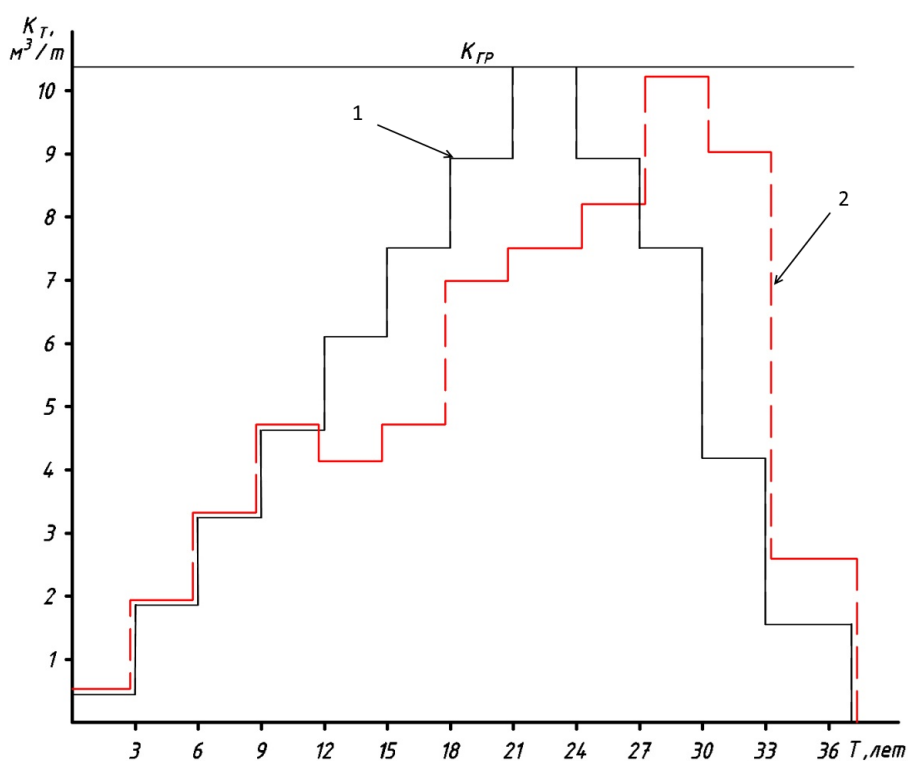


Рисунок 4.4 – Динамика текущего (K_T) коэффициента вскрыши по годам работы разреза (T): 1 – в базовом варианте ($h=15$ м, $A=15$ м, $Ш_{p.п}=45-48$ м); 2 – при отработке вскрышных пород высокими ($h=30$ м, $A=20$ м, $Ш_{p.п}=56-60$ м) уступами (вариант I); где $K_{ГР}$ - граничный коэффициент вскрыши

В варианте I равенство текущего и граничного коэффициентов вскрыши, которое определяет границы открытой разработки угля, достигается не после 24 лет работы разреза и глубине выработки 120 м (как это имеет место в базовом варианте), а после 30 лет работы предприятия при глубине 150 м.

В рассматриваемом варианте I переход на высокие уступы приводит не к уменьшению текущих объемов вскрышных пород, а к переносу части объемов вскрышных работ (порядка 34 млн. м³) в ранее установленных границах разреза, на более позднее время. Поэтому в варианте с отработкой вскрышных пород высокими (h=30 м) уступами конечная глубина разреза $H_{\max}=H_{15}+H_{30}+H_{\text{пог}}=60+90+33=183$ м, объем добытого угля и срок существования разреза остаются такими же, как и в базовом варианте с $h = 15$ м, то есть, соответственно, 183 м, 38,43 млн. т и 37 лет.

В варианте II (рис. 4.3) переход к разработке вскрышной толщи пород высокими уступами $h=30$ м осуществляется в период полного развития горных работ на разрезе (после 24-х лет эксплуатации месторождения при глубине разреза, равной 120 м, при достижении равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши $K_T = K_{ГР}$).

В результате перехода на отработку вскрышных пород высокими уступами в период полного развития горных работ на разрезе и при достижении равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши $K_T = K_{ГР}$, как следует из данных таблицы 4.2 и графиков (рис. 4.5), глубина открытых горных работ увеличивается с 183 м до 225 м: $H_{\max}=H_{15}+H_{30}+H_{\text{пог}}=120+60+45=225$ м, при этом приращение глубины составляет 42 м, объем добытого угля увеличивается с 38,43 млн. т до 47,25 млн. т, а срок службы предприятия – с 37 лет до 45 лет.

При этом, в первые три года работы разреза (с 25 по 27) после перехода на высокие уступы также, как и в варианте I, отмечается снижение текущего коэффициента вскрыши. Конкретно, в варианте II величина K_T снизилась с 10,41 м³/т до 6,59 м³/т.

Затем, текущий коэффициент вскрыши снова начинает увеличиваться и к концу 36 года работы разреза повторно достигает значения граничного коэффициента вскрыши $K_T \approx K_{ГР} \approx 10,52$ м³/т. После этого, начиная с 37 года, на разрезе ведется погашение горных работ.

Таблица 4.2 – Изменение текущего коэффициента вскрыши (K_T) и глубина открытых работ по варианту II перехода на высокие ($h=30$ м) вскрышные уступы

Номер горизонта	Глубина отработки (разреза)	Годы отработки	Вариант II периода перехода на высокие вскрышные уступы после достижения глубины разреза $H=120$ м (при полном развитии горных работ $K_{ГР}=K_T$)		
			Объем вскрыши, тыс. м ³	Добыча угля, тыс. тонн	K_T , м ³ /т
1	15	1-3	1310	3150	0,42
2	30	4-6	5810	"	1,84
3	45	7-9	10310	"	3,27
4	60	10-12	14810	"	4,7
5	75	13-15	19310	"	6,13
6	90	16-18	23810	"	7,56
7	105	19-21	28310	"	8,99
8	120	22-24	32810	"	10,41
9	135	25-27	20772	"	6,59
10	150	28-30	27339	"	8,68
11	165	31-33	31122	"	9,88
12	180	34-36	33147	"	10,52
13	195	37-39	29810	"	9,46
14	210	40-42	28535	"	9,06
15	225	43-45	10310	"	3,27

Исследования параметров перехода к работе высокими уступами проводились в условиях рассмотрения периода реконструкции карьера в различные моменты времени. Для этого строились графики динамики текущего коэффициента вскрыши при принятии высоты уступа $h = 15$ м (рис. 4.6) и при переходе к отработке вскрышных пород высокими уступами $h = 30$ м до того, как $k_{тек}=k_{гр.}$ (вариант I) (рис. 4.7). Также оценивалось распределение объемов вскрышных и добычных работ во времени для базового варианта (рис. 4.8) и варианта I (рис. 4.9). На данном этапе исследований граничный коэффициент вскрыши принят за постоянную величину $K_{гр} = 10,4$ м³/т.

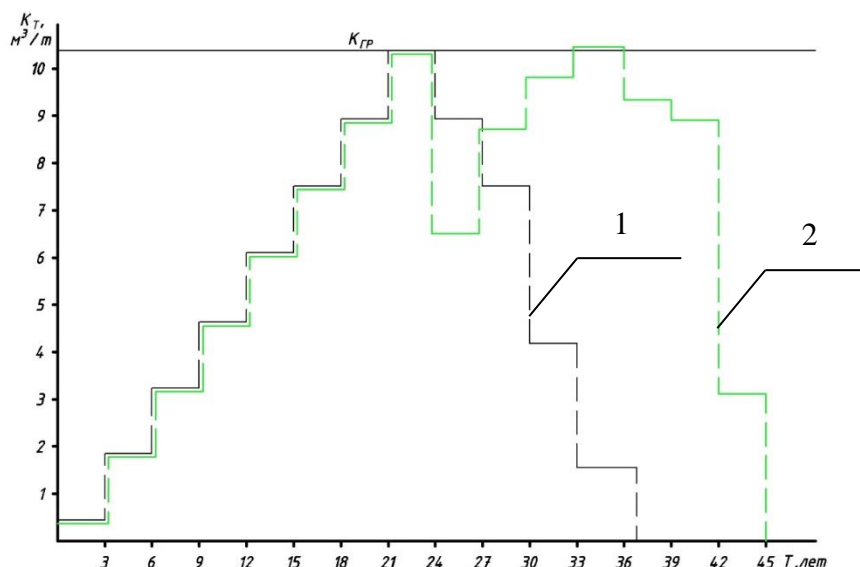


Рисунок 4.5. Динамика текущего (K_T)коэффициента вскрыши по годам работы разреза (T): 1- при базовом варианте ($h=15$ м, $A=15$ м, $Ш_{р.п.}=45-48$ м); 2 – при переходе на высокие вскрышные уступы ($h=30$ м, $A=20$ м, $Ш_{р.п.}=56-60$ м) в период полного развития горных работ на разрезе (после 24 лет работы и глубине выработки $H=120$ м) при достижении равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши $K_T=K_{ГР}$ (вариант II); где $K_{ГР}$ - граничный коэффициент вскрыши

Анализ графиков свидетельствует, что переход на работу высокими уступами во вскрышной зоне карьера позволяет перераспределить объемы вскрышных работ по времени, перенеся часть их на более поздний период, и, тем самым, снизить текущие объемы вскрыши а, как следствие, эксплуатационные затраты. При этом суммарная добыча полезных ископаемых остается неизменной, как при работе по традиционной технологии, так и при переходе к ведению горных работ высокими уступами.

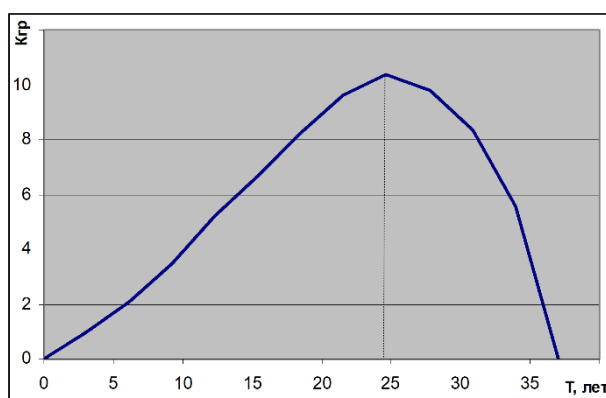


Рисунок 4.6 – Динамика $k_{тек}$ (m^3/T) при работе постоянной высотой уступа $h = 15$ м

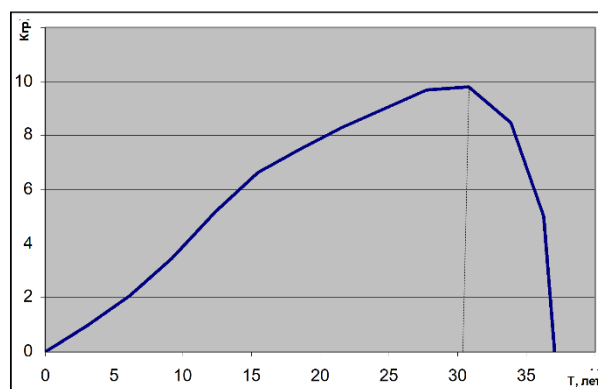


Рисунок 4.7 – Динамика $k_{тек}$ (m^3/T) при завершении перехода к отработке вскрышных пород высокими уступами до того, как $k_{тек}=k_{ГР}$..(вариант I)

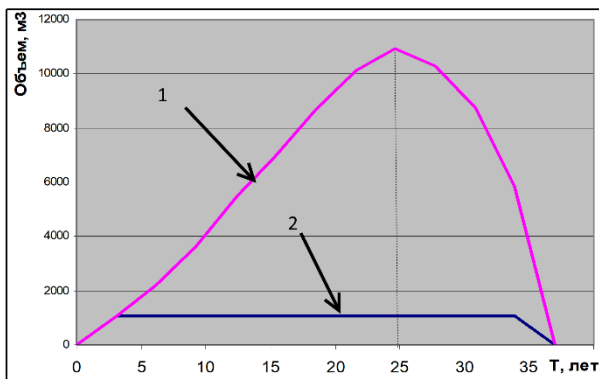


Рисунок 4.8 – Изменение объемов вскрышных (1) и добычных (2) работ при работе с постоянной высотой уступа (базовый вариант)

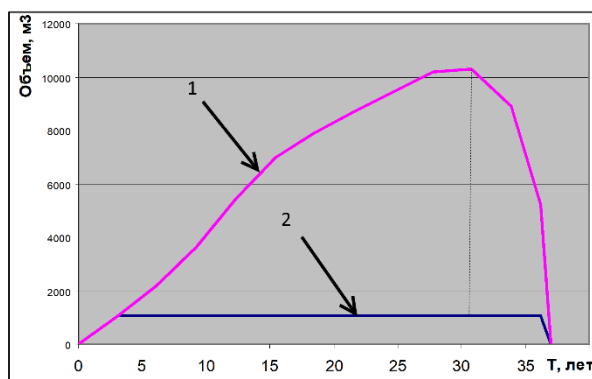


Рисунок 4.9 – Распределение объемов вскрышных (1) и добычных (2) работ при завершении перехода к отработке вскрышных пород высокими уступами до того, как $k_{тек}=k_{гр}$..(вариант I)

Экономическая эффективность перехода на высокие вскрышные уступы, оцененная в Национальном научном центре горного производства институте горного дела имени А. А. Скочинского достигает порядка 45–50 руб на 1 тонну добытого минерального сырья. Важно отметить, что указанный эффект имеет место только на протяжении отмеченного периода применения высоких уступов, то есть до момента достижения карьером полного развития. Таким образом, переход на высокие уступы до момента полного развития горных работ позволяет недропользователю увеличить доход в рассматриваемом случае в период с 24 года по 30 год (рис. 4.8 и 4.9) благодаря переносу части объемов вскрышных работ в ранее установленных границах разреза, на более позднее время. Значение текущего коэффициента вскрыши при этом остается меньше граничного равного $K_{гр} = 10,4 \text{ м}^3/\text{т}$ на протяжении всего срока эксплуатации (рис.4.9).

Таким образом, перенос пиковых объемов вскрышных работ на более поздний период времени при значении текущего коэффициента вскрыши, менее граничного, целесообразен в случае, если инвестор заинтересован в повышении доходности в ранние сроки эксплуатации карьера.

Подобное перераспределение объемов вскрышных работ снижает ведущую роль такого показателя, как граничный коэффициент вскрыши, поскольку конечная глубина, заложенная в проекте, достигается при меньшем

текущем коэффициенте вскрыши. Следовательно, переход на работу высокими уступами может быть рассмотрен как инструмент увеличения конечной глубины горных работ.

Для определения рационального времени перехода к работе высокими вскрышными уступами проводилось сравнение динамики текущего коэффициента вскрыши во времени при применении базовой технологии и технологии, предполагающей переход к работе высокими уступами до момента начала погашения горных работ (рис. 4.10).

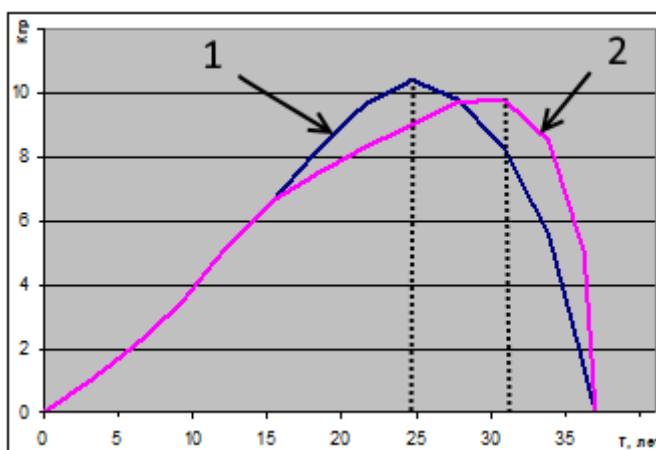


Рисунок 4.10 – Динамика $k_{тек}$ за период отработки месторождения при применении базовой технологии (1) и при переходе на высокие вскрышные уступы до момента достижения равенства $k_{тек}=k_{гр}$ (2)

Из графика (рис.4.10) следует, что переход к ведению работ высокими вскрышными уступами, начатый на 16 году эксплуатации карьера при $k_{гр} > k_{тек}$ (вариант I) позволяет достичь конечной глубины карьера $H_{max} = 183$ м при меньшем текущем коэффициенте вскрыши. Следовательно, появляется возможность продолжать развитие борта, получившегося в результате реконструкции начатой на 16 году эксплуатации, вплоть до достижения равенства $k_{тек}=k_{гр}$. Согласно динамике текущего коэффициента вскрыши во времени при достижении им значения граничного (рис. 4.11), срок эксплуатации карьера достигнет 39,5 лет, то есть увеличится на 2,5 года, что соответствует приросту конечной глубины на 15 м. ($H_{max} = 198$ м) и дополнительной добыче 2 625 тыс. т угля.

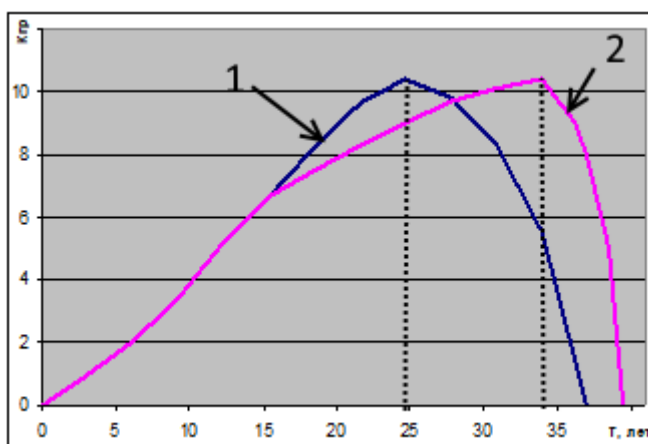


Рисунок. 4.11 – Динамика $k_{тек}$ за период отработки месторождения при применении базовой технологии (1) и дальнейшем развитии карьера до достижения $k_{тек}=k_{гр}$.(2)

Варианты перехода к работе высокими уступами во вскрышной зоне карьера, осуществляемые в различные моменты времени, при условии развития рабочего борта до момента достижения текущим коэффициентом вскрыши равенства с граничным с последующим погашением горных работ представлены на рисунке 4.12.

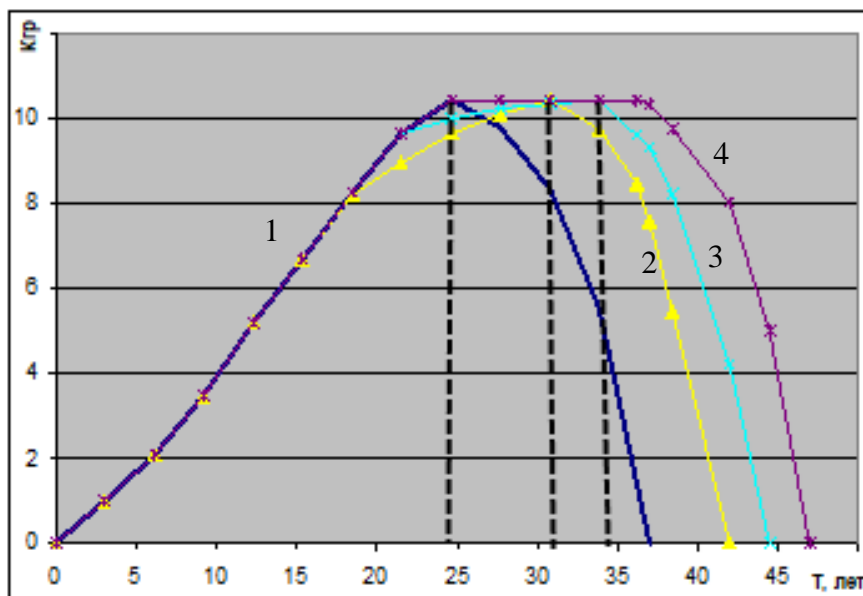


Рисунок 4.12 –Динамика $k_{тек}$ за период отработки месторождения при переходе к разработке вскрышных пород высокими уступами в различные моменты времени: 1 - при применении базовой технологии, 2 и 3 - при переходе на высокие вскрышные уступы до момента достижения равенства $k_{тек}=k_{гр}$, 4 -при переходе на высокоуступную технологию, когда начало перехода к отработке высокими уступами будет осуществляться в предельно поздний момент времени при $k_{тек}=k_{гр}$

Кривые на рисунке 4.12 отражают возможность, посредством изменения времени начала перехода к работе высокими уступами, обеспечить приращение конечной глубины карьера и увеличить срок его отработки. Из графика (рис. 4.12) следует, что срок эксплуатации месторождения от базового 37 лет может быть увеличен до 47 лет в зависимости от времени начала перехода на высокие вскрышные уступы. Таким образом, для получения наибольшей прибыли необходимо максимально продлить срок эксплуатации карьера за счет приращения его глубины. Это возможно в случае, если начало перехода к отработке высокими уступами будет осуществляться при $k_{\text{тек}}=k_{\text{гр}}$ (рис 4.12). Из графика следует, что продление срока эксплуатации карьера зависит от того, сколько времени карьер может работать в режиме равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши и, чем дольше это равенство сохраняется, тем больше может эффективность функционирования карьера. В реальности, сохранение равенства $K_{\text{тек}}$ и $K_{\text{гр}}$ на протяжении длительного периода эксплуатации карьера практически труднодостижимо по причине того, что объемы породы от горизонта к горизонту изменяются не непрерывно, а дискретно - скачками. Поэтому уместно говорить о примерном равенстве $K_{\text{тек}}$ и $K_{\text{гр}}$ на каждом этапе развития карьера. Кроме того, исследования доказали, что чем позднее переход к разработке вскрышных пород высокими уступами будет начат, при равенстве текущего и граничного коэффициентов, тем больше будет срок эксплуатации карьера (рис. 4.12, линия 4).

Зависимость приращения конечной глубины горных работ от момента перехода на работу высокими уступами (рис. 4.13) доказывает возможность управления глубиной карьера, что отражено на графике как увеличение срока его эксплуатации. На графике рассмотрен период эксплуатации карьера T , конгруэнтный времени перехода на высокие вскрышные уступы от момента, когда $k_{\text{гр}} > k_{\text{тек}}$ до момента достижения равенства $k_{\text{тек}}=k_{\text{гр}}$.

Полученная зависимость приращения глубины горных работ от момента перехода на работу высокими уступами - прямолинейная и носит возрастающий характер. Эффект снижения текущего коэффициента вскрыши при увеличении угла наклона рабочего борта становится более ярко выраженным с ро-

стом глубины карьера, с которой осуществляется переход на высокие вскрышные уступы. На рисунке 4.13 показано изменение приращения конечной глубины горных работ в зависимости от момента начала перехода на высокие уступы в диапазоне от 16^{го} до 25^{го} года эксплуатации карьера включительно.

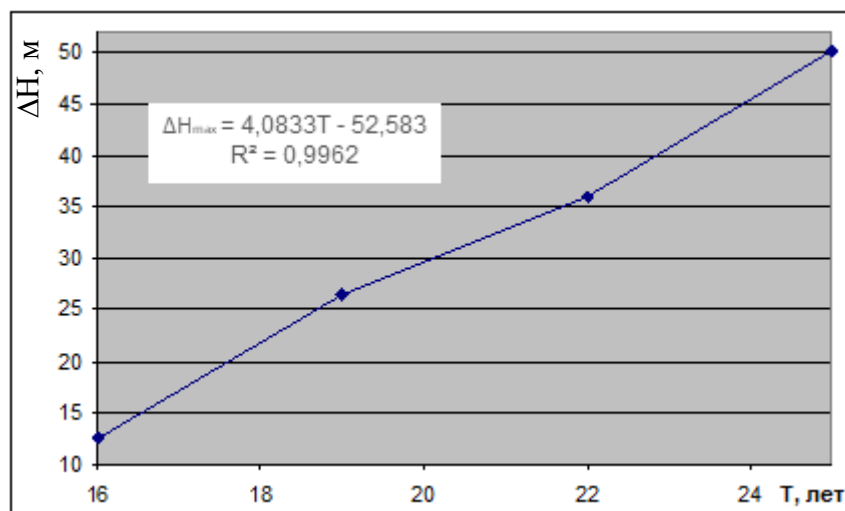


Рисунок 4.13 – Приращение конечной глубины горных работ в зависимости от момента перехода на работу высокими уступами

Выбор именно такого интервала для аргумента функции $\Delta H_{\max} = f(T)$ обусловлен тем, что в рассматриваемом примере к 16^{му} году эксплуатации карьер достиг своей производственной мощности. Двадцать пятый год эксплуатации является моментом равенства текущего коэффициента вскрыши и граничного. Соответственно, дальнейший рост текущего коэффициента вскрыши не возможен, и необходимо приступать, либо к погашению горных работ, либо к переходу на работу высокими уступами во вскрышной зоне карьера.

Установлено (рис. 4.14) изменение объемов вскрыши, переносимых на более поздний период в зависимости от момента перехода на отработку вскрышных пород высокими уступами. Рассматриваемая зависимость - прямолинейная и носит убывающий характер. В результате исследований определено, что переход к работе высокими уступами, завершаемый до начала погашения горных работ и не обеспечивающий увеличение конечной глубины ($T = 16$ лет), предполагает перераспределение максимальных объемов вскрыши путем переноса их на более поздний период. Это позволяет в процессе разработки месторождения добиться выравнивания режима горных работ, сделать

его более равномерным, тем самым предотвратить скачкообразные изменения объема вскрыши.

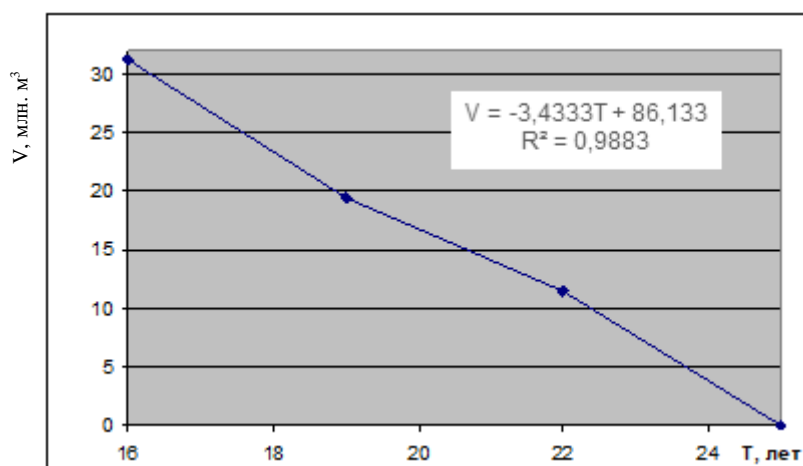


Рисунок 4.14 – Снижение объема вскрыши, переносимого на более поздний период, в зависимости от момента начала отработки вскрышных пород высокими уступами

Смещение начала перехода к моменту максимального развития горных работ при $T = 25$ лет уменьшает объем вскрыши, переносимый на более поздний период и, при этом позволяет увеличить конечную глубину карьера на 50м.

При выборе в пространстве и во времени параметров перехода к отработке вскрышных пород высокими уступами решение принимается исходя из долгосрочных и краткосрочных целей и задач инвестора собственника недр и недропользователя. Так, перенос перехода на высокие вскрышные уступы на 16^й год эксплуатации карьера, позволяет перенести 34 млн. м³ вскрыши перенести на последующие периоды разработки месторождения тем самым увеличивает доходы, но влечет уменьшение приращения глубины карьера до 13 м (рис 4.13). В то время как при переходе к отработке вскрышных пород высокими уступами в момент равенства текущего коэффициента вскрыши граничному обеспечивается максимальное приращение конечной глубины карьера, при этом объем вскрыши, оставляемой для отработки в более поздний период, сводится к минимуму. Полученные выводы особенно важно учитывать при разработке ценного минерального сырья с высоким содержанием полезных компонентов. В этом случае инвестор наиболее заинтересован в вовлечении в разработку запасов, не включенных ранее в проектное решение.

Исследование показало, что на стадии проектирования карьера при выборе стратегии освоения месторождения целесообразным является принятие инженерных решений, предусматривающих отнесение начала перехода к ведению горных работ высокими уступами на момент времени, в который текущий коэффициент вскрыши достигает равенства граничному, что позволяет достичь максимума экономической и социальной эффективности. Таким образом, растущие потребности в минеральном сырье должны удовлетворяться не только за счет новых месторождений, но и за счет экономичного расходования эксплуатируемых месторождений, а также за счет их комплексного использования. Наиболее привлекательным с экономической и экологической точки зрения вариантом периода перехода на высокие уступы является период полного развития горных работ, когда текущий коэффициент вскрыши достигнет значения граничного коэффициента вскрыши ($K_T = K_{ГР}$). При этом эффект достигается не за счет переноса части объемов вскрыши к разработке на более позднее время, а от увеличения добычи полезного ископаемого на данном месторождении за счет приращения глубины карьера $\Delta H = 50$ м (рис.4.13).

Несмотря на очевидный экономический эффект от применения высоких вскрышных уступов, большинство исследователей и практиков производства едины во мнении, что верхние горизонты карьеров следует отрабатывать уступами малой (10–15 м) высоты [13]. Это позволит построить карьер и освоить его производственную мощность в минимально короткие сроки. Применение малой высоты уступа в начальный период эксплуатации месторождений необходимо еще и потому, что породы вблизи поверхности подвержены процессам выветривания и не всегда могут обеспечить требуемый запас устойчивости откосов высоких вскрышных уступов. Позднее, при отработке более глубоких горизонтов, при условии достижения производственной мощности карьера, когда с глубиной повысятся прочностные характеристики вмещающих пород и монолитность горного массива в целом, можно переходить на высокие вскрышные уступы [112]. .

Исследованиями доказано, что наибольшее приращение осваиваемых запасов, достигается при переходе на отработку высокими вскрышными усту-

пами, осуществляемом в период максимального развития горных работ в условиях равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши при условии обеспечения требуемого запаса устойчивости уступов и бортов карьера в целом, при этом объем вскрыши, оставляемой для отработки в более поздний период, сводится к минимуму [46]. Осуществление перехода в более ранний срок сопровождается увеличением объемов вскрыши, переносимых на последующие периоды разработки месторождения, но уменьшением приращения глубины горных работ. Продолжительность перехода определяется исходя из производственной мощности карьера и зависит от горно-геологических условий (мощность залежи, угол падения пласта, прочностные характеристики пород) и от производственных условий (граничного коэффициента вскрыши, производственной мощности, положения борта на момент достижения максимального развития горных работ) [112].

Таким образом, для достижения в минимально короткие сроки производственной мощности карьера, верхние горизонты рекомендуется отрабатывать уступами малой высоты. Переход на высокие вскрышные уступы целесообразно осуществлять при условии выхода на проектную мощность и равенстве текущего коэффициента вскрыши граничному [111]. Важно отметить, что с глубиной повышаются прочностные характеристики вмещающих пород, и это способствует устойчивости высоких уступов.

Переход на отработку высокими вскрышными уступами, осуществляемый в период максимального развития горных работ в условиях равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши, обеспечивает наибольшее приращение осваиваемых запасов при сокращении объема вскрыши. Осуществление перехода на технологию отработки карьера высокими уступами в более ранний срок сопровождается увеличением объемов вскрыши, переносимых на последующие периоды разработки месторождения, при этом изменяются возможности по приращению глубины горных работ.

4.2. Исследование влияния горно-геологических факторов на параметры эффективного перехода на высокие вскрышные уступы

Применительно к условиям освоения минеральных ресурсов открытым способом, были исследованы возможности эффективного перехода карьера на работу высокими вскрышными уступами, с учетом особенностей залегания полезных ископаемых. В зависимости от различных горно-геологических условий был проведен анализ параметров технологии такого перехода. Рассматривались горно-геологические условия, влияющие на параметры технологии и горно-геологические конструкции. Исследовались: угол падения угольного пласта или рудного тела (γ); нормальная мощность полезного ископаемого (m_n); граничный коэффициент вскрыши ($K_{гр}$); прочностные характеристики вмещающих пород; глубина залегания полезных ископаемых протяженность рудного тела или пласта по падению и простиранию.

Исследования проводились с применением графического и графоаналитического методов, в результате чего были построены графики зависимостей влияния изучаемых факторов на время и глубину эффективного перехода к отработке месторождения высокими уступами. Рассматривалось условное месторождение при варьировании мощности пласта в диапазоне 15 – 45 м при изменении углов падения залежи от 15 до 45 градусов, что соответствует однобортной системе разработки. Изменение приращения конечной глубины карьера от горизонтальной мощности угольного пласта для различных углов падения приведено на (рис.4.15).

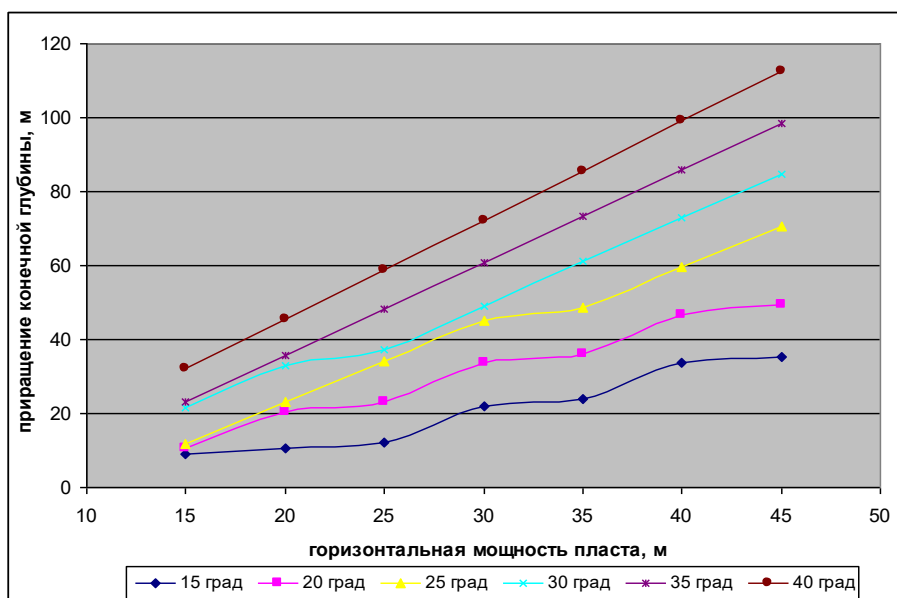


Рисунок 4.15 – Влияние горизонтальной мощности пласта угля при различных углах его падения на приращение конечной глубины карьера

Полученная зависимость приращения конечной глубины карьера с ростом горизонтальной мощности пласта - прямолинейная и носит возрастающий характер.

Поскольку горизонтальная мощность пласта не в полной мере дает представление о величине залежи, то для более глубокого исследования рассматриваемой зависимости изучено изменение приращения конечной глубины карьера от нормальной мощности пласта (рис. 4.16).

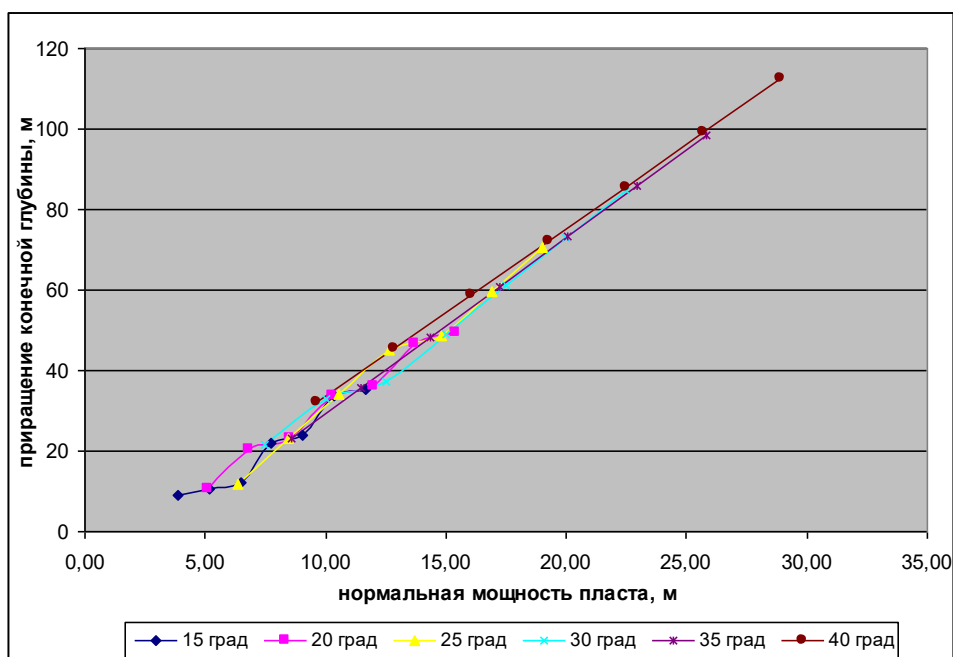


Рисунок 4.16 – Влияние нормальной мощности пласта угля при различных углах его падения на приращение конечной глубины карьера

Кривые, показанные на рисунке 4.16, с достаточной точностью аппроксимируются прямой и позволяют однозначно заключить о линейной зависимости между приращением конечной глубины карьера и нормальной мощностью пласта, при этом исследуемая функция не зависит от угла падения угольного пласта при его изменении в диапазоне 15–40°, при однобортовой системе разработки.

Аналогичные зависимости были рассмотрены для более широкого диапазона углов падения пласта – 15–90°, т. е. расчеты были произведены как для однобортовой системы разработки, так и для двухбортовой (рис. 4.17). Анализ изменения приращения глубины карьера от нормальной мощности пласта позволил сделать вывод, что для углов падения пласта до 40° при одно-

бортовой системе разработки, исследуемая зависимость имеет линейный характер вида $y = 4,31 \cdot x - 12, .$ При этом угол падения пласта не влияет на величину приращения глубины карьера. При двухбортовой системе разработки величина приращения конечной глубины карьера увеличивается с ростом нормальной мощности пласта и уменьшается по мере увеличения угла падения угольного пласта, также изменяется по линейной зависимости. В то же время результаты исследования показали, что отношение приращения глубины ΔH к первоначальной глубине карьера H_0 есть величина постоянная, которая составляет примерно $0,22 \div 0,25H_0$.

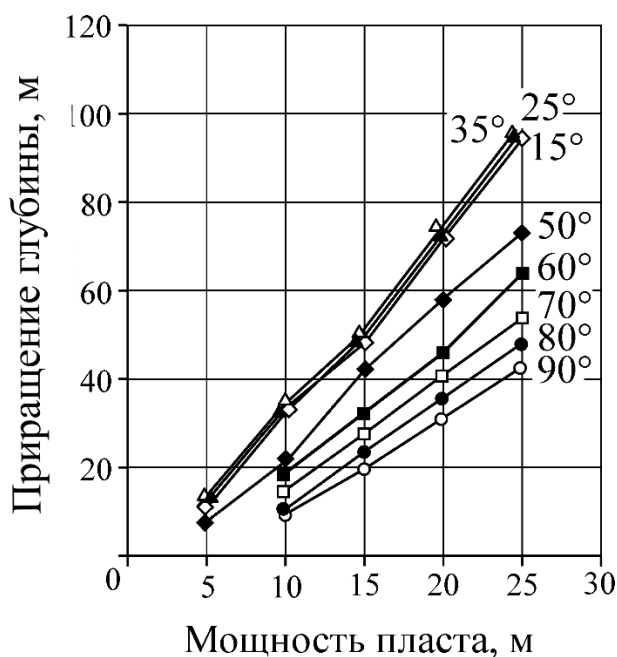


Рисунок 4.17. Влияние нормальной мощности пласта угля при различных углах его падения на приращение конечной глубины карьера 15–90°

Так, если мощность пласта равна 25 м, то приращение глубины карьера составит 74 м при угле падения 50° и 41 м - при угле падения залежи 90°. Кроме того, из графика (рис.4.17) следует, что чем больше мощность пласта, тем большего приращения глубины карьера можно достичь. Это объясняется тем, что с увеличением угла падения пласта сокращается объем минерального сырья, заключенного в одном горизонте. Так, если угол падения пласта 25°, то при нормальной мощности пласта 15 м и высоте горизонта 15 м каждый дополнительно вовлекаемый горизонт будет предоставлять возможность добыть $533,2 \text{ м}^3$ полезного ископаемого на 1 м фронта горных работ ($15/\sin(25^\circ) * 15 = 533,2 \text{ м}^3$). Если угол падения пласта 40°, то в аналогичных условиях (нормальная мощность пласта 15 м и $h=15 \text{ м}$), каждый дополнительный горизонт

даст возможность добыть $15/\sin(40^\circ) * 15 = 350 \text{ м}^3$ полезного ископаемого на 1 м фронта горных работ. При угле падения пласта 70° будет добыто 239 м^3 полезного ископаемого. При угле падения пласта 90° , соответственно, 225 м^3 . Таким образом, чем больше угол падения залежи, тем меньше объем запасов каждого дополнительного горизонта, а, следовательно и полезных ископаемых, и тем быстрее будет достигаться значение граничного коэффициента вскрыши.

Кроме того, при применении двубортовой системы разработки возникает необходимость формирования второго рабочего борта. Это влечет дополнительные объемы выемки вскрыши, которые в сочетании со снижением объема руды или угля в горизонте (по сравнению со случаями, когда залегание пласта под меньшими углами), приводит к гораздо более интенсивному росту текущего коэффициента вскрыши. Поэтому при разработке маломощных крутопадающих залежей приращение глубины карьера практически равно нулю.

При формировании второго рабочего борта величина приращения конечной глубины карьера увеличивается с ростом нормальной мощности пласта и уменьшается по мере увеличения угла падения залежи.

В реальных условиях выбор эффективного перехода зависит одновременно от нескольких горно-геологических факторов. Используя алгоритм расчета приращения глубины разреза при переходе на высокие уступы в период полного развития горных работ ($k_T=k_{гр}$) (см. гл 2, п. 2.5), в качестве примера были построены графики определения глубины разреза (Н) с которой эффективно осуществлять переход на высокоуступную технологию (рис 4.18). В результате исследований установлено, что с увеличением граничного коэффициента вскрыши, можно достичь большей глубины разреза при постоянной мощности залежи полезных ископаемых. При сравнении различных вариантов отработки условного угольного месторождения, общим является то, что с увеличением нормальной (m_n) мощности пласта угля и уменьшением угла его падения (φ), а также с улучшением качества угля и снижением затрат на добычу возрастает величина $k_T=k_{гр}$ и, следовательно, увеличивается глубина разреза (Н), с которой целесообразно переходить на работу с высокими ($h=30 \text{ м}$ и $h=20 \text{ м}$) вскрышными уступами [143].

На рисунке 4.18 (а) показано возможное изменение глубины карьера при мощности пласта от 5 до 25 м и граничном коэффициенте вскрыши от 7 до 20 м³/т. Угол падения пласта полезного ископаемого в исследуемых условиях составляет $\varphi = 60^\circ$.

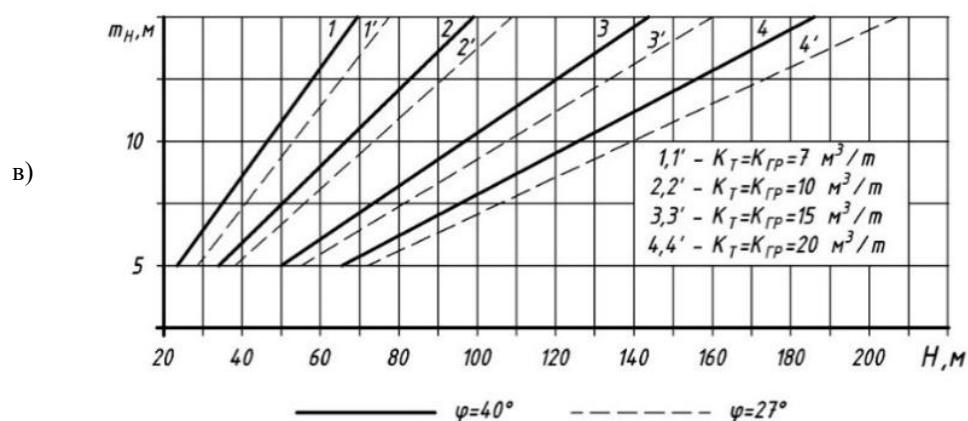
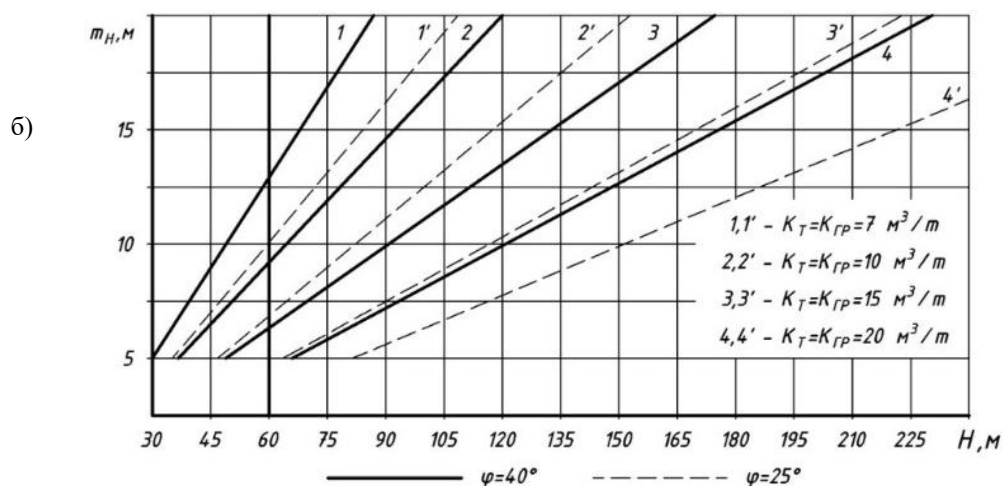
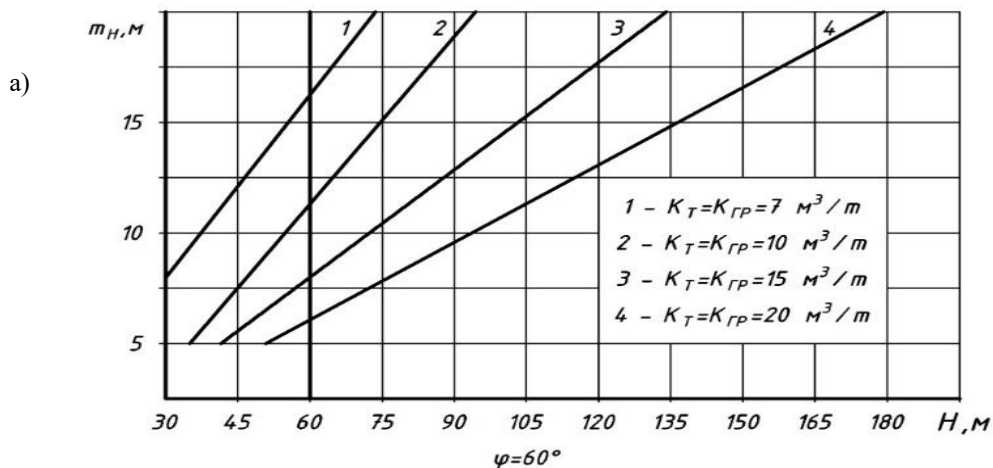


Рисунок 4.18 – Графики определения глубины разреза (H) в период достижения равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши: а,б – при переходе с высоты уступов $h=15\text{м}$ на высокие уступы $h=30\text{м}$; в– при переходе с высоты уступов $h=10\text{м}$ на высокие уступы $h=20\text{м}$

Чтобы установить динамику изменения эффективной глубины разреза (Н) при переходе с высоты уступа $h=15$ м на высокие уступы $h=30$ м исследовались также углы падения пласта $\varphi = 40^\circ$ и $\varphi = 25^\circ$ в период полного развития горных работ и достижения равенства $K_t=K_{gr}$

Для различных значений граничного коэффициента вскрыши и угла падения пласта геометрически можно определить, на какой глубине значение текущего коэффициента вскрыши сравнивается собственно с граничным. Это позволяет установить область перспективного применения высоких уступов, ограничив ее по глубине разреза.

Таким образом, для определения максимума приращения глубины разреза, фиксировалась глубина, когда текущий коэффициент вскрыши достигал равенства с граничным при различной мощности пласта и углов его падения. От своевременности перехода к разработке вскрышных пород высокими уступами зависит прирост глубины разреза, так как эффект снижения текущего коэффициента вскрыши от увеличения угла наклона рабочего борта становится более ярко выраженным с ростом глубины карьера, с которой такой переход осуществляется. Наибольшего срока эксплуатации можно достичь, если начинать переход на работу высокими уступами в момент полного развития горных работ.

Следовательно, момент эффективного перехода на высокие вскрышные уступы прямо пропорционально зависит как от мощности добываемого полезного ископаемого, так и от граничного коэффициента вскрыши.

Из рисунка 4.18 (а) следует, что при мощности 5 м равенство достигается уже при глубине $H=52$ м, а при мощности 20 м – при глубине карьера $H=180$ м. Это позволило обозначить область применения высоких уступов, ограничив их по глубине. Так можно отделить чертой, параллельной оси ординат, некоторую глубину, на которой высокие уступы не могут быть построены, допустим, по причине недостаточной устойчивости вмещающих пород. На рисунке такая черта проведена на глубине 60 метров. Тогда, максимально выгодно переходить на высокие уступы при шестидесяти метровой глубине карьера и $K_{gr} = 20 \text{ м}^3/\text{т}$, если мощность разрабатываемого пласта не менее 6 м. В противном случае на глубине 60 м не будет достигнуто равенство текущего и граничного

коэффициентов вскрыши, а значит не будут обеспечены условия для получения максимальной эффективности обработки месторождения. Если $K_{гр} = 7 \text{ м}^3/\text{т}$, то эффективным будет переход, при разрабатываемой залежи мощностью 16,5 м и более. В противном случае равенство текущего и граничного коэффициентов не может быть достигнуто на 60-метровой глубине. Таким образом, на основании использования разработанных номограмм могут быть обоснованы границы эффективного применения высоких уступов в различных горно-геологических условиях.

На рисунке 4.18 показаны результаты исследований по определению глубины карьера при переходе на высокие вскрышные уступы при многообразии горно-геологических условий.

При отработке пласта угля мощностью $m_n=20 \text{ м}$, углом падения $\gamma=40^\circ$ и граничном коэффициенте вскрыши равном $k_{гр}=10,4 \text{ м}^3/\text{т}$, полное развитие горных работ и достижение $k_t=k_{гр}$ происходит на глубине разреза $H=120 \text{ м}$, с которой рекомендуется переход на работу с уступами $h=30 \text{ м}$, а при отработке пласта угля мощностью $m_n=15 \text{ м}$ - переход на работу с уступами $h=30 \text{ м}$ рекомендуется осуществлять уже с глубины $H=90 \text{ м}$. Следовательно, чем меньше мощность залежи, тем раньше достигается полное развитие горных работ и раньше следует переходить к работе высокими уступами (рис 4.18 б). Если угол падения пласта будет не $\varphi=40^\circ$, а $\varphi=25^\circ$ при прочих равных условиях, то переход на работу с уступами $h=30 \text{ м}$ рекомендуется осуществлять уже с глубины $H=150 \text{ м}$ и с глубины $H=120 \text{ м}$ при мощности пласта $m_n=20 \text{ м}$ и $m_n=15 \text{ м}$, соответственно. Следовательно, чем меньше угол падения пласта, тем позже при прочих равных условиях достигается полное развитие горных работ и позже следует переходить к работе высокими уступами,

.При отработке пласта с меньшей мощностью ($m_n=15 \text{ м}$) и с тем же углом падения ($\varphi=40^\circ$), но с лучшим качеством минерального сырья ($k_{гр}=15 \text{ м}^3/\text{т}$), переход на высокие ($h=30 \text{ м}$) вскрышные уступы следует осуществлять уже с глубины $H=135 \text{ м}$. Из вышеизложенного можно заключить, что чем качественнее добываемое полезное ископаемое, тем позднее наступает момент полного развития горных работ и переход на высокие вскрышные уступы (рис. 4.18, б). На рисунке (4.18, б) также, как и на рисунке (4.18,а) обозначена глубина, до

которой высокие уступы не могут быть применены по каким-либо причинам, чаще всего из-за низких прочностных характеристик вмещающих пород, В рассматриваемом случае такая черта также выбрана на глубине 60 метров и используется для определения области эффективного применения высоких уступов при меняющихся условиях залегания пласта..

Исследование нахождения глубины разреза (Н) для перехода с высоты уступа $h=15$ м на высокие уступы $h=30$ м, и перехода с $h=10$ м на высокие уступы $h=20$ м в период полного развития горных работ и достижения равенства $K_t=K_{гр}$ показало, что при мощности пласта $m_n=20$ м, угле падения залежи $\varphi=40^\circ$ и $K_{гр}=15$ м³/т переход на высокие уступы эффективнее осуществлять с глубины $H=172$ м, а при $\varphi=25^\circ$ -с глубины $H=225$ м.

В то время как при тех же условиях переход с $h=10$ м на высокие уступы $h=20$ м следует осуществлять с глубины $H=145$ м и с $H=160$ м для углов падения пласта $\varphi=40^\circ$ и $\varphi=27^\circ$, соответственно. В таком случае, при переходе с высоты уступа $h=15$ м на высокие уступы $h=30$ м, полное развитие горных работ достигается позже и соответственно позднее следует переходить к работе высокими уступами, чем при переходе с уступов $h=10$ м на высокие уступы $h=20$ м. Графическое сравнение проведено для различных комбинаций горно-геологических условий и подтвердило характер выявленной тенденции.

Максимального срока эксплуатации карьера можно достичь, если начинать переход на работу высокими уступами в момент максимального развития горных работ, что особенно важно при значительной протяженности рудного тела или пласта по падению и простиранию. При малой глубине залегания полезного ископаемого не требуется проведения углубочных работ. В этом случае переход на работу высокими вскрышными уступами может ограничиться появлением всего лишь одного высокого уступа. В этой связи при нецелесообразности приращения глубины разреза, например, когда ниже попросту нет угля, переход на высокие уступы до момента равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши не будет эффективным.

Таким образом, исходя из конкретных горно-геологических условий, для достижения максимума приращения глубины карьера при различной мощ-

ности пласта и углах его падения устанавливается глубина, при которой текущий коэффициент вскрыши достигал бы равенства с граничным. Чем позднее переход к разработке вскрышных пород высокими уступами будет начат, тем больший прирост глубины можно получить, так как эффект снижения текущего коэффициента вскрыши от увеличения угла наклона рабочего борта становится более ярко выраженным с ростом глубины карьера, с которой такой переход осуществляется [138].

В результате исследований установлено, что с увеличением граничного коэффициента вскрыши, можно достичь большей глубины разреза при постоянной мощности залежи полезных ископаемых [142]. При сравнении различных вариантов отработки условного угольного месторождения, общим является то, что с увеличением нормальной (m_n) мощности пласта угля и уменьшением угла его падения (φ), а также с улучшением качества угля и снижением затрат на добычу возрастает величина $k_t = k_{гр}$ и, следовательно, увеличивается глубина разреза (H), с которой целесообразно осуществлять переход на высокие ($h=30$ м и $h=20$ м) вскрышные уступы.

Таким образом, доказано, что максимальное увеличение конечной глубины карьера обеспечивается при переходе к отработке вскрышных пород высокими уступами в момент равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши. При этом объем вскрыши, обрабатываемой в более поздний период, сводится к минимуму. Обоснован выбор высоты вскрышного уступа на основе зависимости изменения эксплуатационных затрат от высоты разрабатываемого слоя. Определены рациональные технологические параметры отработки угольных месторождений высокими вскрышными уступами в зависимости от значений граничного коэффициента вскрыши, мощности и угла падения пласта полезного ископаемого.

4.3 Исследование влияния горнотехнических факторов на параметры эффективного перехода на высокие вскрышные уступы

Продолжительность перехода на высокие вскрышные уступы определяется, исходя из производственной мощности карьера, и зависит, кроме горно-геологических условий месторождения также от горнотехнических условий

(граничного коэффициента вскрыши, высоты уступа, производственной мощности, положения борта на момент достижения максимального развития горных работ и др.). В связи с этим, были исследованы возможности эффективного перехода карьера на работу высокими вскрышными уступами в различных горнотехнических условиях и проведен анализ параметров такого перехода. Рассмотрены горнотехнические факторы, влияющие на параметры перехода: высота уступов (h); высота подступа (слоя) ($h_{сл}$); число горизонтов, дополнительно вовлекаемых в разработку, до начала погашения горных работ (n); ширина рабочей площадки ($Ш_{р.п.}$); годовая производственная мощность карьера (Q); угол наклона рабочего борта на момент максимального развития горных работ (α); угол наклона рабочего борта, достигаемый посредством увеличения высоты рабочего уступа при условии безопасного ведения горных работ (β).

Поиск решения о выборе высоты уступа при переходе на высокие уступы основывается на том, что конечной целью является достижение выгодного для инвестора сочетания приращения глубины разреза и объема породы, перенесенного на более поздний период. Что, в свою очередь, предусматривает изменение конструкции борта с высокими уступами, и позволяет обеспечить увеличение угла наклона рабочего борта, регулируя текущие объемы вскрыши. Другими словами увеличение высоты уступа - это средство или инструмент для повышения эффективности отработки месторождений. В то же время, увеличение высоты рабочего уступа необходимо рассматривать только в комплексе с сопутствующим увеличением ширины рабочей площадки. Поскольку рост угла наклона рабочего борта технически достигается за счет перехода на работу высокими уступами. Высота и количество подступов определяется на основании выбора технологических схем (см. главу 2).

Поскольку, при увеличении высоты уступа меняется также угол откоса конечного борта, то во многих случаях возможно существенно увеличивая углы наклона бортов, получить значительную экономию средств, ввиду того,

что каждый градус наклона борта длиной 1 км приводит к снижению объема вскрышных пород на 3-4 % от их общего объема [62].

Проведенные исследования позволили установить возможность продления срока эксплуатации карьеров и увеличить объем извлекаемых запасов полезных ископаемых. Разработан способ определения границ карьеров при работе высокими вскрышными уступами [90 92]. Способ применяется следующим образом. Оработку месторождения начинают, расширяя карьер с первоначальным углом откоса рабочего борта до глубины H_1 и момента времени T_1 , при достижении которой текущий коэффициент вскрыши становится равным граничному ($K_{гр}$). После чего переходят к увеличению угла откоса рабочего борта до угла погашения борта на глубине H_2 в момент времени T_2 , таким образом, что текущий коэффициент вскрыши остается равен граничному. Затем осуществляют погашение горных работ. Увеличение угла откоса рабочего борта в период времени с T_1 до T_2 происходит не одноактно, переход осуществляется поэтапно таким образом, чтобы текущий коэффициент вскрыши в течение всего периода оставался равным граничному. Величина угла откоса борта определяется в соответствии с прочностными характеристиками массива вмещающих пород по условиям обеспечения безопасности ведения горных работ. При этом технологически увеличение угла откоса рабочего борта определяется увеличением высоты уступа и осуществляется поэтапно. Каждый этап перехода характеризуется вовлечением в разработку дополнительного горизонта до начала погашения горных работ. Решение о вовлечении дополнительного горизонта принимается при выполнении двух условий:

- $K_{тек} \leq K_{гр}$;
- дальнейшее увеличение угла откоса рабочего борта карьера безопасно для продолжения ведения горных работ, т.е. соблюдается требуемый запас устойчивости.

Каждое из приведенных условий в отдельности является необходимым, но недостаточным для принятия решения о продолжении перехода. После осуществления перехода при невозможности соблюдения хотя бы одного из условий приступают к погашению горных работ.

Получить максимальное приращение конечной глубины можно за счет того, чтобы как можно дольше проработать с $K_{тек} = K_{гр}$. Если сразу перейти на высокие уступы на всей рабочей зоне, то угол откоса рабочего борта резко увеличится, соответственно упадет текущий объем вскрыши, это в свою очередь сократит часть возможного приращения глубины. Именно поэтому необходимо постепенно вовлекать новые горизонты в отработку после достижения момента $K_{тек} = K_{гр}$. Следовательно, на каждом новом горизонте в идеале необходимо подобрать такое сочетание высоких уступов и уступов нормальной высоты, чтобы управляя углом наклона рабочего борта, удерживать $K_{тек}$ максимально близким по значению к $K_{гр}$. Для выполнения цели необходимо несколько лет (периодов отработки) на то, чтобы, вовлекая горизонт за горизонтом, полностью по всей рабочей зоне перейти на высокие уступы. Для того, чтобы подчеркнуть продолжительность перехода, поскольку это процесс длительный, в терминологии используется период перехода. Уместно уточнить, что в определенных условиях (при малой глубине залегания или при недостаточной прочности отрабатываемых пород) переход на работу высокими вскрышными уступами может ограничиться появлением всего лишь одного высокого уступа. В этих случаях логично говорить о переходе, а не о периоде перехода, но количество таких случаев очень ограничено.

Таким образом, предложенный автором способ открытой отработки месторождения с изменением границ карьера позволяет придавать бортам карьера углы откоса, равные углам откоса рабочих бортов и расширять карьер до тех пор, пока текущий коэффициент вскрыши достигнет величины граничного коэффициента вскрыши. Точки верхнего контура карьера фиксируются в конечном положении, затем по известному положению верхних бровок опреде-

ляется конечная глубина карьера, а углам откоса бортов придается максимально возможная величина на момент погашения открытых работ. В момент равенства текущего коэффициента вскрыши граничному осуществляется увеличение угла откоса рабочего борта при условии, что текущий коэффициент вскрыши равен граничному. Величина угла откоса борта определяется в соответствии с прочностными характеристиками массива вмещающих пород и условия обеспечения безопасности ведения горных работ. При этом технологически увеличение угла откоса рабочего борта определяется увеличением высоты уступа [92].

Изложенный способ перехода к рабочему борту с увеличенным углом откоса позволяет расширить границу карьера по верху, увеличить конечную глубину карьера на величину приращения ΔH и, как следствие, увеличить продолжительность эксплуатации месторождения открытым способом. Кроме того, применение данного способа позволяет управлять профилем рабочего борта карьера в процессе разработки месторождения и добиться выравнивания режима горных работ, сделать его более равномерным, тем самым предотвратить скачкообразные изменения объема вскрыши. Техническим результатом изобретения [92] является расширение границ карьера, а также создание более равномерного режима горных работ. Это наиболее важно для карьеров с относительно коротким сроком эксплуатации, особенно в слабо освоенных районах страны.

Ввиду изложенного, справедливо связывать не продолжительность равенства $K_{\text{тек}}$ и $K_{\text{гр}}$, а количество горизонтов, дополнительно вовлеченных в отработку до начала погашения горных работ. То есть, чем больше дополнительных горизонтов будет вовлечено в отработку до начала погашения горных работ, тем больше будет приращение конечной глубины. Число таких горизонтов определяется глубиной начала перехода на высокие уступы и шириной диапазона между углом откоса рабочего борта до перехода и максимальным углом откоса рабочего борта, который обеспечивается той или иной конструкцией борта. Следовательно, на каждом новом горизонте в идеале необходимо

подобрать такое сочетание высоких уступов и уступов нормальной высоты, чтобы управляя углом наклона рабочего борта, удерживать Ктек максимально близким по значению к Кгр. Для выполнения цели необходимо несколько лет (периодов отработки) на то, чтобы, вовлекая горизонт за горизонтом, полностью по всей рабочей зоне перейти на высокие уступы. Для того, чтобы подчеркнуть продолжительность перехода, поскольку это процесс длительный, в терминологии используется период перехода.

Значительный интерес представляет поведение результирующего спрямления угла наклона рабочего борта с развитием карьера, то есть угла между горизонтом и линией, соединяющей верхнюю бровку верхнего уступа и нижнюю бровку нижнего уступа. Как изменяется результирующий угол наклона рабочего борта в зависимости от глубины разреза и конструкции борта, было раскрыто в главе 2 (рис.2.9) на основании разработанного программного модуля.

На рисунке 4.19 показано изменение угла наклона рабочего борта при работе с уступами высотой 15 м и 30 м (соответственно кривые 1 и 2).

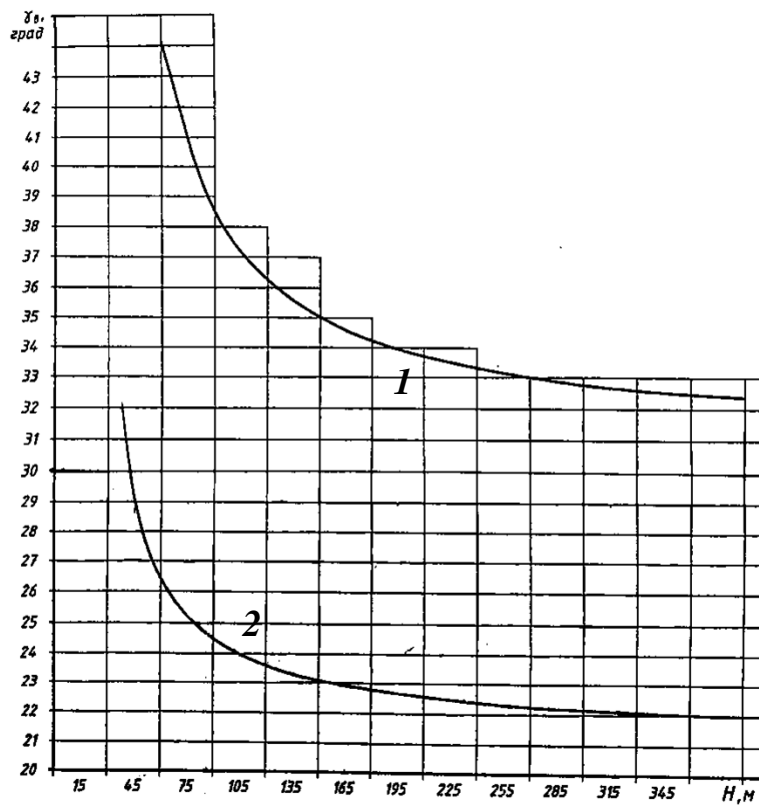


Рисунок 4.19 – Изменение угла наклона рабочего борта в зависимости от глубины карьера при работе уступами высотой 15 метров (1) и 30 метров (2)

Имея исходные параметры можно осуществлять переход в рабочей зоне с уступов высотой 15 м на уступы высотой 30 м. Поскольку ранее определено, что, задача поставлена по определению максимума приращения, то необходимо определить глубину, при которой текущий коэффициент вскрыши станет равен граничному для различных условий. Условиям, определяющими искомую величину являются мощность и угол падения пласта. То есть, становится возможным геометрически определить для разных значений граничного коэффициента вскрыши и угла падения пласта на какой глубине значение текущего коэффициента вскрыши сравняется собственно с граничным (рис 4.18). Это позволяет установить область эффективного применения высоких уступов На графиках (рис. 4.19) показано, как изменяется результирующий угол наклона рабочего борта в зависимости от глубины разреза и конструкции борта. Чем глубже карьер, тем меньше угол наклона борта. Чем больше высота уступа при соответствующей ширине рабочей площадки, тем больше будет и угол откоса рабочего борта.

В свою очередь, зная момент начала перехода, как было описано в алгоритме (глава 2), можно инициировать формирование высоких уступов, последовательно вовлекая в отработку новые горизонты. Разработанная методика позволяет исследовать связи между группами параметров и однозначно сделать заключение о степени их взаимовлияния и дает возможность построить графики для различных условий. Изменение угла наклона рабочего борта при переходе на работу высокими уступами при переменных угла падения и мощности пласта, а также счетом разного качества добываемого угля рассмотрено в главе 5.

Таким образом, с помощью разработанной программы (см. гл. 2) стало возможно в автоматическом режиме анализировать изменения главных параметров карьера на различных стадиях разработки месторождения и на основе этого выбирать оптимальное сочетание горнотехнических и технологических

параметров задавая критерии оптимальности параметров перехода на отработку месторождений высокими вскрышными уступами.

4.4. Определение параметров основных технологических схем перехода на высокие вскрышные уступы

Разработанная методика определения конечных контуров карьера, приращения его глубины и запасов полезных ископаемых в зависимости от горно-геологических условий и горнотехнических факторов позволила исследовать связи между параметрами горнотехнической системы и определить тесноту их связи и функциональные зависимости.

Основными параметрами горнотехнических систем отработки месторождения высокими вскрышными уступами являются высота высокого вскрышного уступа и высота извлекаемого слоя, глубина эффективного перехода на высокие вскрышные уступы, время этого перехода, приращение глубины карьера и запасов в новых контурах, увеличение периода эксплуатации месторождения открытым способом. На их значение влияют: тип экскаватора, тип и параметры залежи полезного ископаемого (мощность, угол падения пласта, длина по простиранию и падению, физико-механическая характеристика, качество полезного ископаемого и его цена. Исследование влияния указанных факторов на основные параметры технологических схем отработки с высокими вскрышными уступами проводилось на основе экономико-математического моделирования (см. гл.2).

Увеличение высоты вскрышного уступа положительно сказывается на эффективности горного производства в целом. При этом обеспечивается рост объемов дополнительно извлекаемых запасов полезных ископаемых, производственной мощности карьера, увеличение его глубины карьера без разноса бортов. Условиями вовлечения в эксплуатацию дополнительного нижележащего горизонта являются не превышение коэффициента вскрыши граничного

значения, наличие на каждом горизонте площадки требуемой ширины для размещения и бесперебойного функционирования горнотранспортного оборудования и соблюдение требуемого запаса устойчивости откосов.

Высота уступа влияет на ряд общекарьерных показателей: скорость продвижения фронта, качество дробления породы, вследствие увеличения времени воздействия на массив, темп углубления горных работ, производительность карьера, срок его строительства, объем горно-капитальных работ, угол откоса рабочих и нерабочих бортов. Совершенствуется и логистическая схема: снижается протяженность транспортных путей и коммуникаций, сокращается количество техники на карьере и время на перегон машин и оборудования, уменьшается количество технологических процессов, рабочих площадок, перегрузочных пунктов, что в целом снижает негативное воздействие горных работ на окружающую среду в основном за счет уменьшения количества и объемов выбросов в атмосферу пыли и газов.

Основными параметрами горнотехнических систем обработки месторождения высокими вскрышными уступами являются высота высокого вскрышного уступа и высота извлекаемого слоя, глубина эффективного перехода на высокие вскрышные уступы, время этого перехода, приращение глубины карьера и запасов в новых контурах, увеличение периода эксплуатации месторождения открытым способом. Исследованиями доказано, что повышение эффективности открытой разработки рудных месторождений Забайкалья на глубоких карьерах может быть достигнуто на основе оптимизации показателей работы карьерного оборудования с применением гибких технологических схем.

Установлено, что достижение равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши ($k_T = k_{гр}$) при полном развитии горных работ на разрезах зависит от нормальной мощности и угла падения пласта, затрат на добычу угля и качества реализуемой угольной продукции [142].

Разработка высокого вскрышного уступа производится в один или два слоя (подуступами). При разработке высокого уступа в два слоя одновременно

экскаватор, находящийся в верхнем слое, должен работать с опережением экскаватора, работающего в нижнем слое. Скорость подвигания экскаваторных забоев в верхнем и нижнем подступах вдоль фронта горных работ должна быть одинаковой. В процессе подготовки полускальных пород к экскавации взрывание высоких уступов производится сразу на полную их высоту. При одновременном перемещении экскаваторных забоев в верхнем и нижнем слоях, вдоль фронта горных работ образуется единый откос высокого уступа. Экскаваторная погрузка взорванной породной массы в автосамосвалы производится одновременно на верхней и нижней площадках уступа или только на нижней площадке-концентрационном горизонте.

Применительно к углубочной системе разработки, варианты технологических схем ведения вскрышных работ на уступе при различной комбинации комплексов вскрышного оборудования рассмотрены в главе 2, причем отличительной особенностью технологии является взрывание высокого вскрышного уступа сразу на полную высоту, а выемка породы из развала — в два слоя.

Экономическое обоснование высоты вскрышного уступа для различных типов экскаваторов по эксплуатационным затратам на выполнение трех основных технологических процессов— бурение и взрывание скважин, выемочно-погрузочные работы и транспортирование (подъем породы) на верхнюю площадку уступа – производилось на базе различных вариантов комплектов оборудования. Рассматривались следующие виды оборудования: буровой станок ДМЛ-1200, экскаватор-драглайн (ЭШ) с вместимостью ковша 10 – 15 м³ и длиной стрелы 50 – 70 м, экскаваторы типа механические лопаты (прямые механические ЭКГ, РН и обратные гидравлические Gat) с вместимостью ковша 10 – 33 м³ и автосамосвалы грузоподъемностью 120 – 220 т [139].

В качестве критерия оптимизации при определении рациональной высоты отрабатываемого уступа приняты суммарные эксплуатационные затраты на 1 м³ вскрыши по указанным процессам. Так как себестоимость учитывает затраты на оборудование через амортизацию, капитальные затраты отдельно не включены в сравнение, а приведение по времени не имеет смысла, поскольку

приобретение оборудования при переходе на высокие вскрышные уступы осуществляется одновременно (рис. 4.20). Очевидно, что для комплексов с экскаваторами типа прямая механическая лопата, оптимальная высота уступа соответствует высоте черпания экскаватора, что отвечает требованиям нормативных и методических документов отрасли [97, 160-164].

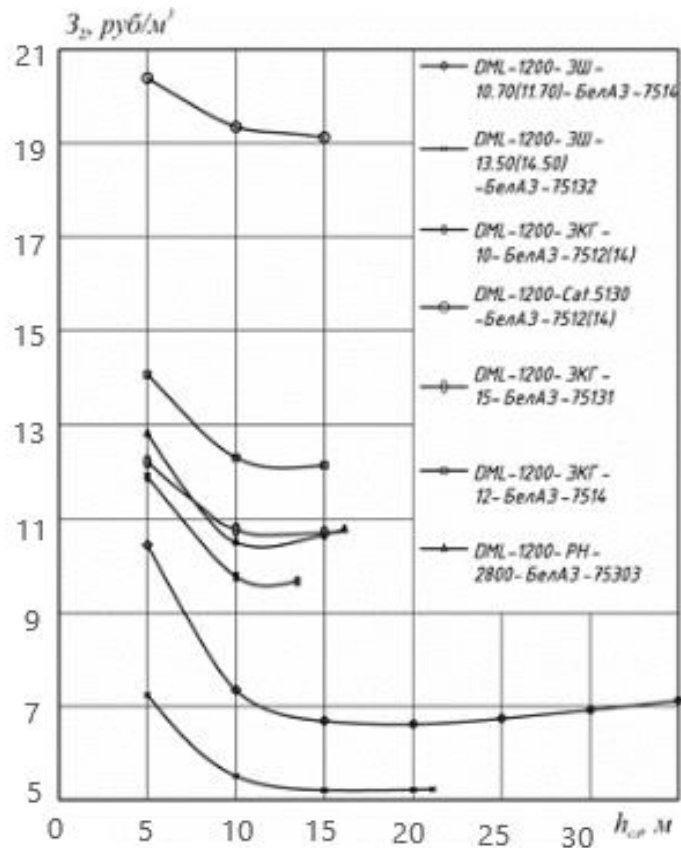


Рисунок 4.20 – Зависимость эксплуатационных затрат на 1 м³ вскрыши от высоты разрабатываемого слоя для разных вариантов горнотранспортного оборудования

Для драглайнов ЭШ-10.70 и ЭШ-14.50 (рис. 4.20) высота вскрышного уступа, полученная по минимальным эксплуатационным затратам комплекса оборудования, находится в пределах 15–20 м, несмотря на то, что максимальная глубина черпания этих выемочно-погрузочных машин составляет 35 и 21 м, соответственно. Это связано с тем, что с увеличением высоты уступа у драглайнов возрастает время цикла черпания за счет увеличения продолжительности операции подъема породы в ковше на верхнюю площадку уступа. Этим объясняется снижение производительности экскаваторов и увеличение в целом эксплуатационных затрат.

Высота обрабатываемого слоя зависит от конструкции и технологических возможностей применяемого погрузочного оборудования и не превышает 16 м, поскольку, как установлено в ходе исследования, переход с уступов высотой 15 м на высокие уступы 30 м не обеспечивается простым сдваиванием, так как при переходе в зоне сочленения (буферной или переходной зоне) возникают определенные специфические особенности (например, чередование числа заходов с вводом новых горизонтов при углублении карьера) (см. гл. 2). Особенность формирования буферной зоны заключается в том, что при переходе на ведение вскрышных работ высокими уступами, формирование первого, равно как и каждого последующего высокого уступа, не может быть обеспечено простым сдваиванием уступов. Имеет место последовательное чередование выполнения строго определенного объема вскрышных работ по горизонтам при углублении карьера и формирование выпуклого профиля рабочего борта после начала перехода на работу высокими вскрышными уступами, имеет следующее следствие. При отработке первого горизонта имеет место резкое падение текущего объема вскрышных работ. Это происходит потому, что в случае решения плоской задачи, объем вскрыши, заключенный между прямым профилем рабочего борта, который выстраивается при работе с постоянной высотой уступа, равной высоте нарезанных горизонтов, и выпуклым профилем, который формируется при переходе на высокие вскрышные уступы в момент достижения максимального развития горных работ, гораздо меньше объема вскрыши, заключенного между рабочими бортами, имеющими одинаковую форму профиля (прямой и прямой, либо выпуклый и выпуклый) на смежных горизонтах. В связи с этим проблематично технологически обеспечить процесс страивания или учетверения уступов. Поэтому в дальнейшем будем рассматривать формирование высокого уступа из двух подуступов.

Для всех типов экскаваторов и буровых станков с уменьшением высоты извлекаемого слоя наблюдается немонотонная зависимость суммарных эксплуатационных затрат от высоты обрабатываемого слоя с точкой экстремума, определяющей оптимум. Рост эксплуатационных затрат связан с сокращением

полезного времени использования оборудования на основной работе и, как следствие, снижением производительности. Кроме того, при взрывании вскрышных уступов малой высоты существенно сокращается выход горной массы с 1 пог. м скважины [128, 135, 161].

Ведение вскрышных работ гидравлическими экскаваторами обратного черпания характеризуется чрезмерно высокими эксплуатационными затратами ввиду высокой стоимости экскаваторов данного типа при работе на вскрыше. Применение гидравлических экскаваторов обратного черпания на чистой вскрыше, помимо высоких прямых эксплуатационных затрат, влечет за собой необходимость снижения высоты уступа либо требует отработки его слоями. Также, применение гидравлического экскаватора влечет потребность более мелкого дробления пород, поскольку удельная масса ковша гидравлического экскаватора на единицу емкости ковша ниже, чем у прямых механических лопат, и при высокой крупности дробления пород гидравлический экскаватор не способен вычерпать развал. Область рационального применения гидравлических экскаваторов обратного черпания ограничивается работой в сложных угольно-породных забоях. Преимущество таких экскаваторов в более низких нормативных потерях угля при работе на добыче. В этих условиях гидравлические экскаваторы обратного черпания компенсируют все свои минусы дополнительным объемом добываемого угля.

Очевидно, что применение для разработки уступа, высотой 30 м, только драглайна ЭШ-10.70 (рис. 4.20) неэффективно экономически, а также нецелесообразно из-за низкой интенсивности ведения вскрышных работ (скорость подвигания забоя экскаватора вдоль фронта составляет не более 2,5 м в смену). На данном этапе развития технического прогресса в области открытых горных работ, исходя из горнотехнических условий целесообразно рассматривать технологические схемы, предусматривающие разработку высокого вскрышного уступа слоями (в основном в два слоя) с использованием различных комбинаций горнотранспортного оборудования.

С учетом изложенного можно сделать вывод, что эксплуатационные затраты на разработку 1 м³ вскрышных пород находятся в гиперболической зависимости от мощности разрабатываемых слоев, что позволяет установить высоту отрабатываемого слоя при соблюдении равенства скорости подвигания забоя в верхнем и нижнем слоях [112, 138, 161].

Применение инновационных систем обработки угольных месторождений с высокими вскрышными уступами способствует росту полноты освоения запасов месторождения при одновременном обеспечении безопасности, повышении эффективности открытых горных работ и снижении экологической нагрузки на окружающую природную среду. Доказано, что максимальное увеличение конечной глубины карьера обеспечивается при переходе к обработке вскрышных пород высокими уступами в момент равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши. При этом объем вскрыши, отрабатываемой в более поздний период, сводится к минимуму. Обоснован выбор высоты вскрышного уступа на основе зависимости изменения эксплуатационных затрат от высоты разрабатываемого слоя. Определены рациональные технологические параметры обработки угольных месторождений высокими вскрышными уступами в зависимости от значений граничного коэффициента вскрыши, мощности и угла падения пласта полезного ископаемого.

Таким образом, выполненными исследованиями доказано, что переход к ведению открытых горных работ высокими уступами обеспечивает увеличение конечной глубины карьера и прирост дополнительных запасов без разноса бортов. Установлено, что максимальное увеличение конечной глубины карьера обеспечивается при переходе к обработке вскрышных пород высокими уступами в период равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши с учетом обеспечения устойчивости бортов карьера.

Установлено, что величина приращения конечной глубины карьера на наклонных и крутопадающих месторождениях при применении высоких уступов прямо пропорциональна нормальной мощности продуктивного пласта, не

зависит от угла его падения при угле наклона от 15 до 40° и снижается при увеличении угла падения пласта в диапазоне 40÷90°.

Эксплуатационные затраты на разработку 1 м³ вскрышных пород находятся по параболической зависимости от высоты разрабатываемых слоев, что позволяет при проектировании карьеров установить минимальную высоту вскрышного уступа при соблюдении равенства скоростей подвигания забоя в верхнем и нижнем слоях.

Кроме того, увеличение угла откоса рабочего борта карьера посредством роста высоты разрабатываемого уступа позволяет управлять текущими объемами вскрышных работ. Продолжительность перехода к ведению вскрышных работ высокими уступами определяется, исходя из горно-геологических условий (мощность залежи, угол падения, прочностные характеристики пород) и горнотехнических факторов (граничного коэффициента вскрыши, производственной мощности, положения борта на момент достижения максимального развития горных работ).

Исследованиями доказано, что повышение эффективности открытой разработки рудных месторождений Забайкалья на глубоких карьерах может быть достигнуто на основе оптимизации показателей работы карьерного оборудования с применением гибких технологических схем. Предложены технологические решения по уменьшению объемов выработанного пространства, площади и продолжительности нарушения земель и, как следствие – обеспечение снижения техногенной нагрузки на окружающую природную среду при разработке крупноплощадных месторождений с большой мощностью вскрышных пород. Одним из наиболее перспективных технологических решений, направленных на сбережение ресурсов при открытой добыче минерального сырья, является ведение горных работ с внутренним отвалообразованием, которое широко применяется в угольной промышленности при разработке месторождений большой протяженности, особенно в Кузнецком бассейне, на отдельных карьерах которого объем внутреннего отвалообразования достигает практически 100 %.

Таким образом, применение высоких вскрышных уступов при открытой разработке наклонных и крутопадающих месторождений обеспечивает рост полноты освоения запасов месторождения при одновременном повышении безопасности и эффективности открытых работ и снижении экологической нагрузки на окружающую природную среду.

Выводы по 4 главе

1. Установлено, что в зависимости от критериев, выдвигаемых инвесторами, переход на отработку карьера высокими уступами может осуществляться в различные периоды времени и при разной глубине карьера. Однако, наиболее привлекательным с экономической и экологической точки зрения вариантом периода перехода на высокие уступы является период полного развития горных работ, когда текущий коэффициент вскрыши достигнет значения граничного коэффициента вскрыши ($K_T=K_{ГР}$). При этом эффект достигается не за счет переноса части объемов вскрыши к разработке на более позднее время, а от увеличения добычи полезного ископаемого на данном месторождении за счет приращения глубины карьера.

2. Доказана целесообразность переноса пиковых объемов вскрышных работ на более поздний период времени при величине значений текущего коэффициента вскрыши менее граничного. Установлено, что смещение момента начала перехода к работе высокими уступами во вскрышной зоне разреза на более поздний период эксплуатации позволяет управлять приращением глубины горных работ. Выбор периода перехода к работе высокими уступами обуславливает также возможность управления приращением конечной глубины горных работ и объемами вскрыши, которые могут быть перенесены на более поздний период отработки месторождений.

3. Доказано, что чем позднее переход к разработке вскрышных пород высокими уступами будет начат, тем больший прирост глубины можно получить, так как эффект снижения текущего коэффициента вскрыши от увеличения угла наклона рабочего борта становится более ярко выраженным с ростом глубины карьера, с которой такой переход осуществляется. Максимального

срока эксплуатации можно достичь, если начинать переход на работу высокими уступами в момент максимального развития горных работ.

Для получения наибольшей прибыли необходимо максимально продлить срок эксплуатации карьера за счет приращения его глубины. Это возможно в случае, если начало перехода к отработке высокими уступами будет осуществляться при $k_{\text{тек}}=k_{\text{гр}}$

4. Установлено, что момент эффективного перехода на высокие вскрышные уступы прямо пропорционально связан как с мощностью добываемого полезного ископаемого, а так и с граничным коэффициентом вскрыши. При равной мощности пласта переход на высокие уступы нужно осуществлять тем позже, чем больше будет граничный коэффициент вскрыши.

5. Определены области эффективного применения высоких уступов в различных горно-геологических условиях. Исходя из конкретных горно-геологических условий, для определения максимума приращения глубины карьера при различной мощности пласта и углах его падения устанавливается глубина, при которой текущий коэффициент вскрыши достигал бы равенства с граничным. Чем позднее переход к разработке вскрышных пород высокими уступами будет начат, тем больший прирост глубины можно получить, так как эффект снижения текущего коэффициента вскрыши от увеличения угла наклона рабочего борта становится более ярко выраженным с ростом глубины карьера, с которой такой переход осуществляется.

6. Предложен способ определения границ карьера позволяющий придавать бортам карьера углы откоса, равные углам откоса рабочих бортов и расширять карьер до тех пор, пока текущий коэффициент вскрыши достигнет величины граничного коэффициента вскрыши. При этом величина угла откоса борта определяется в соответствии с прочностными характеристиками массива вмещающих пород и условиями обеспечения безопасности ведения горных работ. Технологически увеличение угла откоса рабочего борта определяется увеличением высоты уступа в сочетании с шириной рабочей площадки. Способ перехода к рабочему борту с увеличенным углом откоса позволяет рас-

ширить границу карьера поверху, увеличить конечную глубину карьера на величину и, как следствие, увеличить продолжительность эксплуатации месторождения. Кроме того, его применение позволяет управлять профилем рабочего борта карьера в процессе разработки месторождения и добиться выравнивания режима горных работ, сделать его более равномерным, тем самым предотвратить скачкообразные изменения объема вскрыши.

7 Для различных значений граничного коэффициента вскрыши и угла падения пласта геометрически можно определить, на какой глубине значение текущего коэффициента вскрыши сравнивается собственно с граничным. Это позволяет установить область эффективного применения высоких уступов, ограничив ее по глубине разреза.

8. Для определения максимального приращения извлекаемых запасов фиксировалась глубина разреза, когда текущий коэффициент вскрыши достигал равенства с граничным при различных значениях мощности пласта и углов его падения. От своевременности перехода к разработке вскрышных пород высокими уступами будет зависеть прирост глубины разреза, так как эффект снижения текущего коэффициента вскрыши при росте угла наклона рабочего борта становится более ярко выраженным с увеличением глубины карьера, с которой такой переход осуществляется. Доказано, что наибольшего срока эксплуатации можно достичь, если начинать переход на работу высокими уступами в момент полного развития горных работ.

9. Доказано, что максимальное увеличение конечной глубины карьера обеспечивается при переходе к отработке вскрышных пород высокими уступами в момент равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши. При этом объем вскрыши, отрабатываемой в более поздний период, сводится к минимуму. Обоснован выбор высоты вскрышного уступа на основе зависимости изменения эксплуатационных затрат от высоты разрабатываемого слоя. Определены рациональные технологические параметры отработки угольных месторождений высокими вскрышными уступами в зависимости от значений граничного коэффициента вскрыши, мощности и угла падения пласта полезного ископаемого.

10. Выполненными исследованиями доказано, что переход к ведению открытых горных работ высокими уступами обеспечивает увеличение конечной глубины карьера и прирост дополнительных запасов без разноса бортов. Установлено, что максимальное увеличение конечной глубины карьера обеспечивается при переходе к отработке вскрышных пород высокими уступами в период равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши с учетом обеспечения устойчивости бортов карьера.

11. Переход на отработку высокими вскрышными уступами, осуществляемый в период максимального развития горных работ в условиях равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши, обеспечивает наибольшее приращение осваиваемых запасов при сокращении объема вскрыши. Осуществление перехода на технологию отработки карьера высокими уступами в более ранний срок сопровождается увеличением объемов вскрыши, переносимых на последующие периоды разработки месторождения, при этом изменяются возможности по приращению глубины горных работ.

12. Предложен новый принцип формирования общерудничной добычи полезных ископаемых на уровне перспективного планирования горных работ при эксплуатации месторождения открытым способом. Принцип воплощен в методику, которая позволяет определить рациональную последовательность и параметры развития горных работ, исследовать закономерности их динамику и определить объем прироста запасов извлекаемых полезных ископаемых в заданных границах карьерного поля и горного отвода. Предложены технологические решения по уменьшению объемов остаточного выработанного пространства, площади и продолжительности изъятия нарушенных земель и, как следствие, снижение техногенной нагрузки на окружающую природную среду при разработке крупноплощадных месторождений с большой мощностью вскрышных пород. Одним из наиболее перспективных технологических решений, направленных на сбережение ресурсов при открытой добыче минерального сырья, является ведение горных работ с внутренним отвалообразованием, которое широко применяется в угольной промышленности при разработке месторождений большой протяженности, в частности, в Кузнецком бассейне.

5. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОБОСНОВАНИЯ КОНЦЕПЦИИ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ ВЫСОКИХ ВСКРЫШНЫХ УСТУПОВ

5.1. Принципы формирования концепции перехода на отработку месторождения с применением высоких вскрышных уступов

Условием вовлечения в эксплуатацию дополнительного нижележащего горизонта является не превышение коэффициента вскрыши граничного значения, наличие на каждом горизонте площадки требуемой ширины для размещения и бесперебойного функционирования горнотранспортного оборудования и соблюдение требуемого запаса устойчивости откосов. Осуществление перехода на технологию отработки карьера высокими уступами в более ранний срок сопровождается увеличением объемов вскрыши, переносимых на последующие периоды разработки месторождения, при этом изменяются возможности по приращению глубины горных работ .

Основой деятельности горнодобывающего предприятия является проект на разработку месторождения. Насколько он совершенен в принятых технико-технологических решениях, настолько эффективны в экономическом отношении будут и результаты его освоения. Кроме того, проектирование должно всегда обеспечивать (в порядке авторского надзора) надежное функционирование добывающих предприятий и при этом быстро реагировать на изменение горно-геологических условий, на совершенствование техники и технологии, на изменение спроса и предложения на рынке минерального сырья и т.д. При этом довольно часто выявляется несовершенство существующих методов проектирования, что требует их ревизии, корректировки и даже разработки новых. Таким образом, проектирование, безусловно, лежит в основе обеспечения высокой эффективности работы добывающих предприятий, их конкурентоспособности в условиях новых экономических отношений. За последние десятилетия в сфере развития открытых горных работ существенно изменились подходы к оценке горнотехнической и геомеханической ситуации, появилось множество новых программных комплексов и компьютерных разработок, принципиально изменились возможности экспериментальных методов сбора

исходных данных, их обработки, обоснования допустимых параметров бортов карьеров. При этом следует отметить, что стратегическими задачами проектирования являются: определение границ карьеров; выбор и обоснование схем вскрытия и систем разработки; определение направления развития горных работ; определение развития производительности карьеров по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе.

Кроме этого, при проектировании карьеров на новых месторождениях или реконструкции и перевооружении действующих предприятий определяются главные параметры карьера: конечная глубина, углы наклона бортов карьера в рабочей зоне и при погашении, максимальные границы карьера на уровне дневной поверхности, объём горной массы в контурах карьера, запасы полезного ископаемого в контуре карьера, максимально возможная производительность карьера по полезному ископаемому и по вскрыше. Эти параметры определяют капитальные вложения на освоение месторождения и эффективность его эксплуатационного периода, а, следовательно, и все важнейшие экономические показатели.

Известно, что открытый способ добычи имеет ряд недостатков, связанных с негативным воздействием на окружающую среду. Тем не менее, сегодня отказаться от него не представляется возможным, так как другие способы добычи не удовлетворяют требованиям по экономичности, количеству, качеству и полноте извлечения полезных ископаемых.

Обобщение исследований условий эффективного перехода на высокие вскрышные уступы в разнообразных ситуациях позволило выработать методику обоснования концепции освоения месторождения с применением высоких вскрышных уступов. Основными отличительными чертами методики являются: введение открытых горных работ с применением гибких технологических схем и детальное изучение возможностей перехода на высокие вскрышные уступы с определением его рациональных значений в параметрах времени и пространства. При этом немаловажную роль играют интересы инвестора. Последующая финансовая и экономическая оценка, маркетинговое

обоснование добываемых объемов полезного ископаемого; выделение на ближайшие годы первоочередных и перспективных границ разработки, исходя из экономической ситуации и структуры затрат предприятия; управление режимом горных работ при разработке на больших глубинах, этапная реконструкция объектов горного производства и вложение средств в доработку месторождения; периодический пересмотр или корректировка проектных решений с пересмотром главных параметров карьеров в соответствии с изменившимися экономическими условиями эксплуатации, вплоть до обоснования целесообразности прекращения разработки, – все это задачи, решение которых направлено на комплексное освоение недр.

Отработка наклонных и крутопадающих месторождений руд и углей с применением высоких вскрышных уступов является одним из перспективных направлений повышения эффективности открытых горных работ. Под высокими понимаются уступы, имеющие единую плоскость откоса, параметры которых превышают возможности погрузочно-доставочной техники, подготавливаемые взрыванием скважин на всю высоту и извлекаемые отдельными слоями – подуступами. Высота подустапа определяется техническими возможностями применяемого выемочно-погрузочного оборудования.

Увеличение высоты вскрышного уступа обеспечивает совершенствование логистической схемы рудника и позволяет уменьшить общее количество горнотранспортных средств на карьере, при этом сокращается время на перегон машин и оборудования, уменьшается количество рабочих площадок, снижается протяженность транспортных путей, количество перегрузочных пунктов, увеличивается эффективная глубина открытых горных работ. Все это также снижает их негативное воздействие на окружающую среду.

Последовательность решения поставленной задачи предполагает заблаговременное определение, какой результат желательно получить: добычу полезного ископаемого при минимальных вложениях, максимальную прибыль в

кратчайшие сроки или комплексное освоение недр с продлением срока существования карьера и извлечением дополнительного объема полезного ископаемого за счет приращения глубины карьера.

Наибольшее приращение осваиваемых запасов за счет увеличения глубины карьера достигается при переходе на отработку высокими вскрышными уступами в момент равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши – в период максимального развития горных работ. При этом объем вскрыши, обрабатываемой в более поздний период, сводится к минимуму.

Развитие карьера осуществляется с учетом поставленных целей: обеспечение максимальных доходов в кратчайшие сроки, но при этом заведомо известно, что инвестор, либо не готов вкладывать дополнительные средства на приобретение нового более мощного горно-транспортного оборудования, позволяющего перейти к отработке высокими уступами, а значит часть полезных ископаемых будут оставлена в недрах, либо инвестор готов к затратам, чтобы извлечь дополнительные объемы полезных ископаемых; перейти в нужный момент на высокоуступную технологию и, тем самым, продлить срок эксплуатации карьера и получить дополнительную прибыль, либо готов вложить дополнительные средства, но в более поздний период. При этом всегда следует иметь в виду, что увеличение высоты вскрышного уступа обеспечивает значительное повышение производительности горного производства.

Как доказано ранее, выбирая на стадии проектирования карьера инженерные решения, предусматривающие отнесение начала осуществления перехода к ведению горных работ высокими уступами на момент времени, в который текущий коэффициент вскрыши достигает граничного, можно ожидать достижения максимального эффекта. Решение о вовлечении дополнительного горизонта принимается при выполнении двух условий: 1) $k_{\text{тек}} \leq k_{\text{гр}}$; 2) дальнейшее увеличение угла откоса рабочего борта карьера безопасно для продолжения горных работ, то есть соблюдается требуемый запас устойчивости откосов уступов и бортов карьеров. Каждое из условий в отдельности является необхо-

димым для принятия решения о переходе на новую технологию. После осуществления перехода на высокие уступы, при невозможности соблюдения хотя бы одного из условий, приступают к погашению горных работ.

Одной из основных задач определения эффективности инвестиций в сооружение нового или реконструкции и перевооружения действующего также остается определение главных параметров карьера.

С учетом конкретных горно-геологических и горнотехнических условий месторождения, а также интересов инвестора, исследуются параметры такого перехода: – угол наклона рабочего борта на момент максимального развития горных работ (α); – угол наклона рабочего борта, достигаемый посредством увеличения высоты рабочего уступа при условии безопасного ведения горных работ (β); – глубина горных работ на момент начала перехода (H); – число горизонтов, дополнительно вовлекаемых в разработку, до начала погашения горных работ (n); – приращение конечной глубины горных работ (ΔH_{\max}); – приращение границ карьера поверху (ΔB); – продолжительность перехода ($T_{\text{пер}}$); – объем угля дополнительно добываемый на месторождении (ΔQ); – дополнительный срок эксплуатации месторождения (ΔT).

С привлечением разработанной и представленной в главе 2 экономико-математической модели эффективного перехода на отработку высокими уступами с использованием разработанного программного комплекса исследуются горно-геологические условия конкретного месторождения и устанавливаются возможные горнотехнические параметры разработки карьера, определяется высота вскрышных уступов, угол наклона рабочего борта, количество и последовательность вовлечения высоких вскрышных уступов в разработку а, прежде всего, глубина и время перехода карьера на высокоуступную технологию.

В результате оценки эффективности различных вариантов разработки высокого вскрышного уступа установлено, что предпочтительной является схема отработки высокого вскрышного уступа в два слоя с использованием комплекта выемочно-погрузочных машин в составе экскаватора нижнего чер-

пания (типа драглайн), устанавливаемого на верхней площадке уступа и осуществляющего отработку верхнего слоя с погрузкой на уровне своего расположения, и прямой механической лопаты, ведущей отработку нижнего слоя с погрузкой горной массы на нижний транспортный горизонт. Далее осуществляется выбор выемочно-погрузочного комплекса и проводится технико-экономическая оценка принимаемых решений.

Схематично исследуемые параметры перехода карьера на отработку высокими уступами можно представить следующим образом:

Первоочередными являются горно-геологические условия залегания угольного месторождения. Угол падения угольного пласта имеет определяющее значение при выборе системы разработки (одно/двухбортная), что в свою очередь влияет на выбор метода расчета параметров перехода. Другим предопределяющим параметром является мощность угольного пласта, в значительной мере влияющим на конечную глубину отработки месторождения, а также находящимся в тесной взаимосвязи с горнотехническими факторами. При ведении горных работ, особенно с увеличенной высотой уступа, необходимо особое внимание уделить прочностным характеристикам вмещающих пород, ввиду того, что обеспечение безопасности персонала на карьере является первостепенной задачей. Описанная выше группа горно-геологических условий обозначена на рис. 5.1. как 1.1.

Горнотехнические параметры в известной мере определяются горно-геологическими условиями, но в то же время могут варьироваться в зависимости от уровня развития техники и технологии, а также потребностей недропользователя. Особое внимание уделяется вопросу выбора высоты уступа и граничного коэффициента вскрыши. Такие производственные параметры, как годовая производственная мощность и темп углубки также находятся в известной зависимости с горно-геологическими условиями. Группа горнотехнических параметров обозначена 1.2 (рис. 5.1). К ней можно также отнести глубину горных работ на момент начала перехода, угол откоса рабочего борта до и после перехода, число горизонтов, дополнительно вовлекаемых в разработку до начала погашения горных работ

Безусловно, главными параметрами перехода на отработку высокими уступами, результатами его осуществления являются объем угля, дополнительно добываемый на месторождении, а также дополнительный срок его эксплуатации открытым способом (группа 4).

В группу 3 выделены параметры: приращение конечной глубины карьера, приращение границ карьера поверху, продолжительность перехода. Взаимозависимость групп параметров 1–4 обозначена на схеме (рис. 5.1).

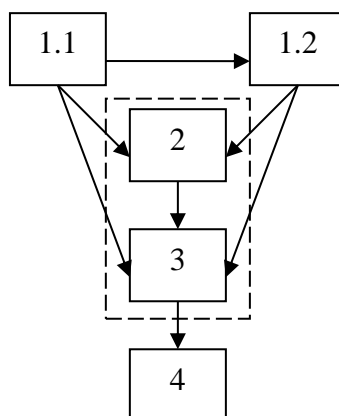


Рисунок 5.1 – Схема групп исследуемых параметров перехода

Приведенная выше схема позволяет четко разделить все исследуемые параметры на уровни, так, горно-геологические и горнотехнические (группы 1.1 и 1.2) составляют первый уровень – стоят в начале схемы, как предопределяющие. Второй уровень (группа 2) – это промежуточные параметры, в свою очередь, зависящие от параметров первого уровня и влияющие на третий и четвертый уровни, которые являются результатом осуществляемого перехода.

5.2. Оценка возможности увеличения глубины карьера и срока эксплуатации месторождения открытым способом за счет рационального перехода на технологию отработки высокими вскрышными уступами

Выбор оптимальных вариантов разработки месторождений открытым способом на завершающей стадии эксплуатации карьера обеспечивается предлагаемой экономико-математической моделью ресурсосберегающей открытой технологии на основе критериев, учитывающих комплексное использование недр, минимальные эксплуатационные затраты на основные технологические

процессы при соблюдении всех эколого-экономических ограничений. В качестве физических критериев эффективности перехода на технологию отработки высокими вскрышными уступами в модели рассматриваются прирост балансовых запасов полезных ископаемых в карьерном поле, а также дополнительный срок функционирования карьера (10-15 лет).

Согласно принципу определения конечной глубины открытых горных работ, опирающемуся на равенство граничного и текущего коэффициента вскрыши, бортам карьера придают углы откоса, равные углам откоса рабочих бортов, и расширяют карьер до тех пор, пока текущий коэффициент вскрыши достигнет величины граничного коэффициента вскрыши. Описанный момент равенства граничного и текущего коэффициентов вскрыши справедливо называть моментом максимального развития горных работ, т. к. именно в этот момент в разработку вовлечено наибольшее количество уступов и объем обрабатываемой вскрыши достигает максимума. Дальнейшее развитие горных работ при сохранении угла откоса рабочего борта на прежнем уровне экономически нецелесообразно, поэтому переходят к погашению горных работ (рис. 5.2).

Рисунок 5.2 наглядно иллюстрирует принцип определения конечной глубины открытых горных работ, который получил наибольшее распространение в настоящее время. До момента максимального развития горных работ (обозначенного точкой М) соблюдается неравенство $k_{\text{тек}} \leq k_{\text{гр}}$: $\frac{V_1}{Q_1} \leq \frac{V_2}{Q_2} \leq \frac{V_3}{Q_3} \leq \frac{V_4}{Q_4} \leq k_{\text{гр}}$, при этом $\frac{V_4}{Q_4} \approx k_{\text{гр}}$ и $\frac{V_5}{Q_5} > k_{\text{гр}}$. Точка М является границей горных работ на поверхности, по достижении которой приступают к погашению горных работ, при этом максимальная глубина карьера составит H_{max1} .

Переход к отработке рабочего борта высокими уступами осуществляется поэтапно. Каждый этап перехода характеризуется вовлечением в разработку дополнительного горизонта до начала погашения горных работ. Следует обратить внимание, что после осуществления очередного этапа перехода угол наклона рабочего борта карьера будет составлять величину, лежащую в диапазоне $(\alpha, \beta]$. Конечная глубина карьера составит H_{max2} . При этом граница карьера поверху расширится на величину B .

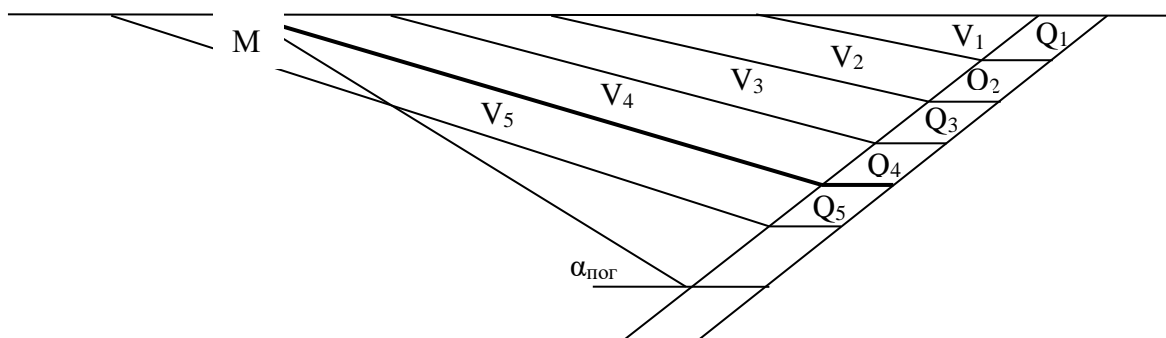


Рисунок 5.2 – Схема определения конечной глубины горных работ по традиционной технологии

Для расчета максимальной глубины карьера, приращения максимальной глубины карьера, приращения границы карьера по верху, количества горизонтов, вовлекаемых дополнительно в разработку до начала погашения горных работ, используем схему, изображенную на рис. 5.3.

Показать точку L на рисунке и ΔH_{\max}

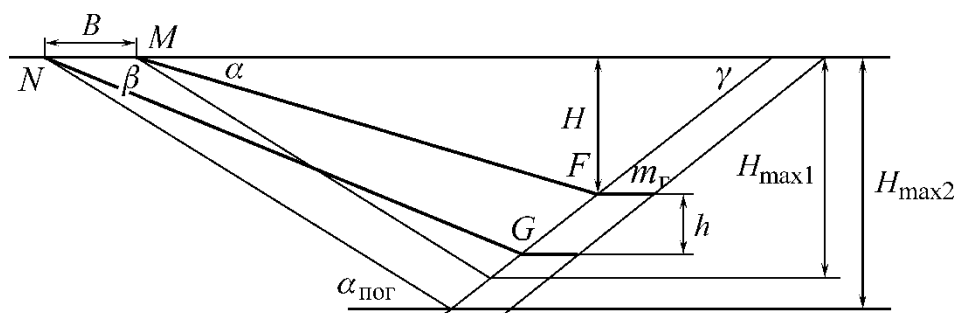


Рисунок 5.3 – Схема к определению приращения конечной глубины разреза при переходе на высокие вскрышные уступы: α , β — углы откоса рабочего борта карьера до и после перехода к ведению горных работ высокими уступами, град; γ — угол падения пласта, град; $\alpha_{\text{пог}}$ — угол погашения горных работ, град; M — граница карьера при достижении максимального развития горных работ по базовому проекту; N - граница карьера при работе высокими уступами до начала погашения горных работ; H — глубина карьера на момент начала перехода на высокие вскрышные уступы, м; h — суммарная мощность горизонтов, дополнительно вовлекаемых в разработку, м; B — приращение размеров карьера по верху, м; $H_{\max 1}$, $H_{\max 2}$ — максимальная глубина горных работ по базовому варианту и при переходе на высокие уступы, м; G – положение нижней бровки дна карьера со стороны висячего бока; L – положение нижней бровки дна при работе с высокими вскрышными уступами, F - положение дна карьера до начала погашения горных работ при работе по базовому варианту; ΔH_{\max} - приращение глубины при переходе на высокие уступы.

Допущения, принятые при расчете:

1. Расчет производится для углубочной продольной однобортовой системы разработки.
2. Суммарная горизонтальная мощность залежи одинакова на всей глубине (m_r).

Исходя из первого допущения, для расчета возможно использовать плоскую схему карьера, подразумевая, что карьер имеет некоторую протяженность, равную длине карьерного поля.

Например, переход осуществляется в один этап. Тогда согласно основному принципу перехода, соблюдается условие

$$S_{MNGF} \approx k_{zp} \cdot m_r \cdot h, \quad (5.1)$$

где m_r – суммарная горизонтальная мощность пластов месторождения, м,
 h – высота дополнительно вовлекаемого горизонта, м.

При этом угол наклона рабочего борта изменяется от α до β .

Максимальная глубина карьера составит

$$H_{\max} = (H + h) \cdot \frac{ctg\beta + ctg\gamma}{ctg\alpha_{noz} + ctg\gamma}, \text{ м}, \quad (5.2)$$

где H – глубина карьера в момент начала перехода, м,
 α_{noz} – угол погашения горных работ, град,
 γ – угол падения пласта, град.

Приращение границы карьера поверху составит

$$B = (H + h) \cdot (ctg\beta + ctg\gamma) - H \cdot (ctg\alpha + ctg\gamma), \text{ м}, \quad (5.3)$$

Рассмотрим случай, когда переход осуществляется за n этапов. В этом случае на первом этапе перехода должно выполняться условие

$$S_{MN_1G_1F} \approx k_{zp} \cdot m_r \cdot h_1, \quad (5.4)$$

Это соотношение выполняется при угле β_1 равном

$$\beta_1 = \arctg \left[\frac{(H_1 + h_1)^2}{2 \cdot k_{zp} \cdot m_r \cdot h_1 + H_1^2 \cdot ctg\alpha + H_1^2 \cdot ctg\gamma - (H_1 + h_1)^2 \cdot ctg\gamma} \right] \quad (5.5)$$

$$H_1 = H \quad (5.6)$$

При этом первоначальным углом откоса рабочего борта является α , по завершении этапа откос рабочего борта карьера займет положение под углом $\beta_1, \beta_1 \in (\alpha, \beta]$.

Если условие (5.1) выполняется и слагающие породы способны обеспечить требуемый запас устойчивости, тем самым обеспечивается возможность безопасно продолжить работу оборудования и персонала, то следует оценить возможность дальнейшего перехода.

На втором этапе перехода должно выполняться условие

$$S_{M_1 N_2 G_2 F_1} \approx k_{ep} \cdot m_{\Gamma} \cdot h_2 \quad (5.7)$$

$$\beta_2 = \arctg \left[\frac{(H_2 + h_2)^2}{2 \cdot k_{ep} \cdot m_{\Gamma} \cdot h_2 + H_2^2 \cdot ctg \alpha_1 + H_2^2 \cdot ctg \gamma - (H_2 + h_2)^2 \cdot ctg \gamma} \right] \quad (5.8)$$

$$H_2 = H_1 + h_1 \quad (5.9)$$

при этом положение, которое занимает рабочий борт в конце первого этапа, является его положением в начале второго, т.е. $\alpha_1 = \beta_1$.

На n-ном этапе перехода

$$S_{M_n N G F_n} \approx k_{ep} \cdot m_{\Gamma} \cdot h_n \quad (5.10)$$

$$\beta_n = \arctg \left[\frac{(H_n + h_n)^2}{2 \cdot k_{ep} \cdot m_{\Gamma} \cdot h_n + H_n^2 \cdot ctg \alpha_{n-1} + H_n^2 \cdot ctg \gamma - (H_n + h_n)^2 \cdot ctg \gamma} \right], \quad (5.11)$$

$$H_n = H_{n-1} + h_{n-1} \quad (5.12)$$

Положение, которое занимает рабочий борт в конце n-1 этапа, является его положением в начале n-го этапа, угол β есть угол откоса рабочего борта в конце заключительного n-го этапа перехода.

Таким образом, при переходе в n этапов суммарная глубина дополнительно вовлекаемых в разработку горизонтов до начала погашения горных работ составит $\sum_{i=1}^n h_i$, где h_i – глубина i-го горизонта, вовлекаемого в разработку.

Максимальная глубина карьера составит

$$H_{\max} = \left(H + \sum_{i=1}^n h_i \right) \cdot \frac{ctg \beta + ctg \gamma}{ctg \alpha_{noz} + ctg \gamma}, \text{ м.} \quad (5.13)$$

Приращение границы карьера поверху составит

$$B = (H + h) \cdot (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma) - H \cdot (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \gamma), \text{ м.} \quad (5.14)$$

Приращение максимальной глубины карьера составит

$$\Delta H_{\max} = \frac{1}{(\operatorname{ctg} \alpha_{\text{noz}} + \operatorname{ctg} \gamma)} \cdot \left[\left(H + \sum_{i=1}^n h_i \right) \cdot (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma) - H \cdot (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \gamma) \right]. \quad (5.15)$$

Рассуждая в аналогичной последовательности, можно определить максимальную глубину карьера, приращение максимальной глубины, приращение границ карьера поверху, количество горизонтов вовлекаемых дополнительно в разработку до начала погашения горных работ для углубочной продольной двубортовой системы разработки.

Проведенные исследования позволили установить возможность продления срока эксплуатации карьеров и увеличить объем извлекаемых запасов полезных ископаемых за счет приращения границ карьера. Разработан способ определения границ карьеров при работе высокими вскрышными уступами.

Приращение глубины горных работ является функцией глубины начала перехода и чем с большей глубины осуществляется переход, тем больше будет приращение. В свою очередь отношение приращения глубины к глубине начала перехода или к максимальной глубине горных работ, определенной по базовому варианту без перехода, является величиной практически постоянной. Для самого широкого диапазона условий (мощности, угла падения пласта и K_{gr} отношение приращения глубины к глубине начала перехода колеблется в диапазоне 0,226-0,233. Выявлено, что оно зависит от конфигурации принимаемых допущений - конструкции борта (деление на зоны, соотношения высоты уступа и ширины рабочей площадки, угла погашения горных работ).

Исследованием установлено, что достижение равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши ($k_t = k_{gr}$) при полном развитии горных работ на разрезах происходит на различной глубине и зависит от нормальной мощности и угла падения пласта, затрат на добычу угля и качества реализуемой угольной продукции.

С ростом глубины влияние того, что при переходе на высокие уступы вверху всегда остаются уступы нормальной высоты, а также внизу есть буферная зона (см. гл. 2), состоящая из 15-ти метровых уступов, то результирующий угол наклона снижается.

Это также является одним из следствий того, что переход на высокие уступы никогда не бывает полным и окончательным. По сути это временное и весьма ограниченное техническое решение. Объяснение заключается в том, что высокие уступы в рабочей зоне ограничены малыми уступами (или уступами нормальной высоты) с трех сторон:

1. Со стороны поверхности. Так как в затронутых выветриванием породах высокие уступы не устойчивы.
2. Со стороны пласта угла. Так как добычные работы не могут эффективно вестись высокими уступами.
3. Со стороны конечного контура разреза. Так как погашение и постановка в предельное положение борта разреза не всегда может быть выполнено высокими уступами.

Для определения изменения результирующего угла наклона рабочего борта в зависимости от глубины разреза и конструкции борта был разработан отдельный программный модуль. Результаты расчета представлены на рисунках 5.4-5.6.

Алгоритм принятия решений о времени перехода на отработку высокими вскрышными уступами и условиями управления параметрами рабочей зоны, представлены в виде методики автоматизированных расчетов, обеспечивающей целевой характер принятия решений, что гарантирует получение результатов, близких к оптимальным.

Были рассмотрены разнообразные условия с изменением мощности пласта и угла его падения.

Так, если мощность пласта 20 м, угол его падения 40° , граничный коэффициент вскрыши $10 \text{ м}^3/\text{т}$, согласно рисунку 5.4 переход следует начинать со 120 м, угол рабочего борта $\beta=23,5^\circ$. То есть до глубины 120 метров рабочая

зона формируется уступами высотой 15 метров. Закончится переход на глубине 180 м, при этом угол наклона рабочего борта достигнет значения $\beta=29^\circ$. Далее следует переходить к погашению горных работ, этап погашения горных работ на графике не показан, так как не является предметом исследования.

При той же мощности пласта и угле падения пласта $\gamma=40^\circ$, но разном качестве добываемого угля (значения – $K_T=K_{гр}$ меняются от 7 до 20 м³/т;) по графику можно определить какого угла наклона рабочего борта можно достичь значения и когда следует переходить к погашению горных работ.

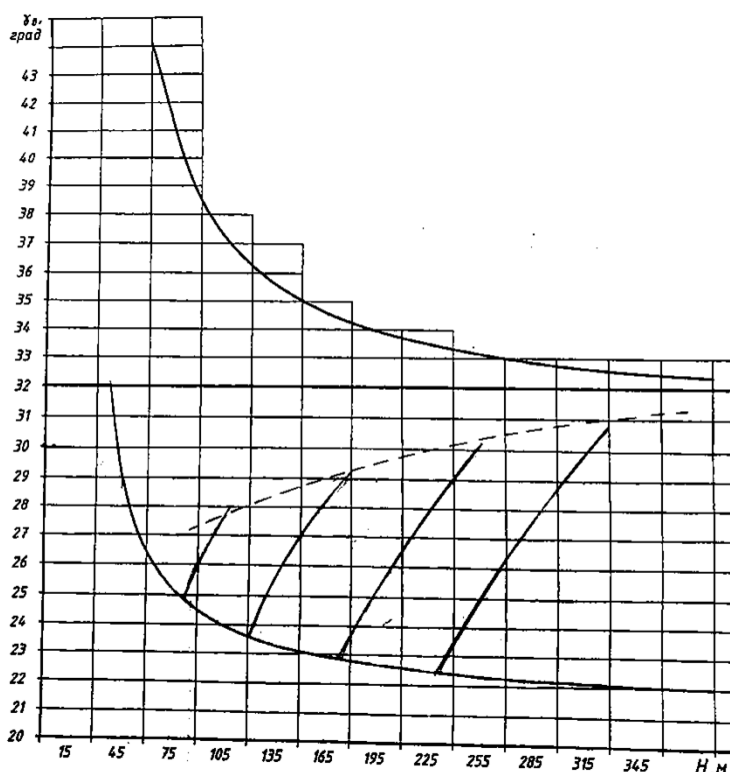


Рисунок 5.4 – Изменение угла наклона рабочего борта при переходе на работу высокими уступами с $h=30$ м при: угле падения пласта угля $\phi = 40^\circ$ и мощности пласта угля $m=20$ м:

- 1 – $K_T=K_{гр}=7$ м³/т;
- 2 – $K_T=K_{гр}=10$ м³/т;
- 3 – $K_T=K_{гр}=15$ м³/т;
- 4 – $K_T=K_{гр}=20$ м³/т

Так из рисунка 5.4 следует, что при – 1 - $K_T=K_{гр}=7$ м³/т - угол рабочего борта β меняется от 25 до 28°, 2 – $K_T=K_{гр}=10$ м³/т- угол рабочего борта β меняется от 23,5 до 29°, 3 – $K_T=K_{гр}=15$ м³/т - угол рабочего борта β меняется от 23 до 30°, 4 – $K_T=K_{гр}=20$ м³/т- угол рабочего борта β меняется от 22,5 до 31°. Аналогичные графики показаны для условий изменения: угла падения пласта угля $\phi=40^\circ$ и мощности пласта угля $m=15$ м (рис.5.5), угла падения пласта угля $\phi=40^\circ$ и мощности пласта угля $m=10$ м.(рис.5.6), угла падения пласта угля $\phi=25^\circ$ и мощности пласта угля $m=20$ м (рис. 5.7) и угла падения пласта угля $\phi=25^\circ$ и мощности пласта угля $m=10$ м. (рис. 5.8).

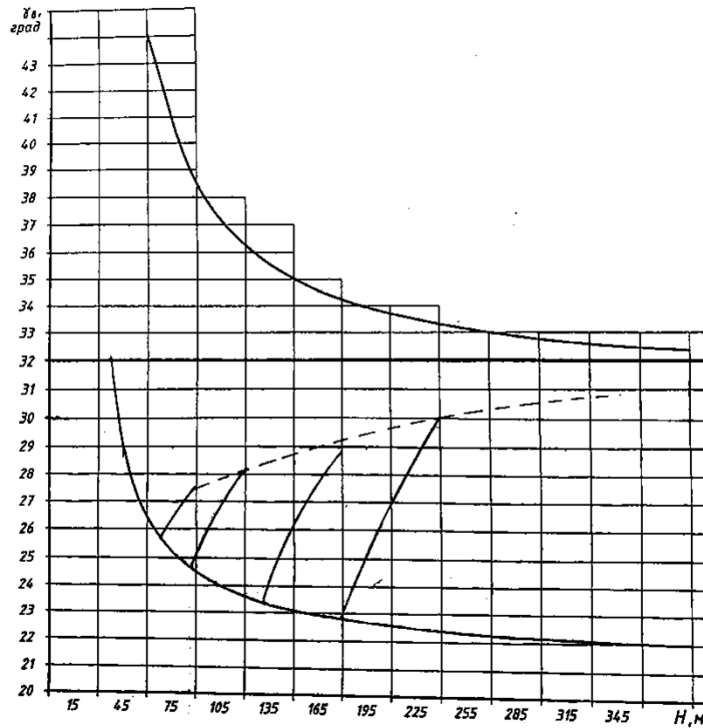


Рисунок 5.5 – Изменение угла наклона рабочего борта при переходе на работу высокими уступами с $h=30$ м при: угле падения пласта угля $\varphi=40^\circ$ и мощности пласта угля $m=15$ м: 1 – $K_T=K_{TP}=7$ м³/т; 2 – $K_T=K_{TP}=10$ м³/т; 3 – $K_T=K_{TP}=15$ м³/т; 4 – $K_T=K_{TP}=20$ м³/т.

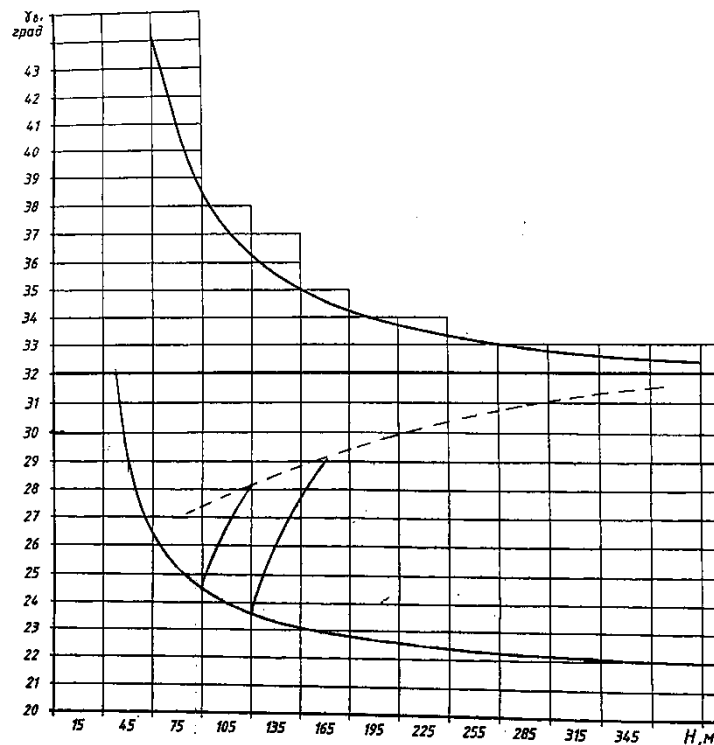


Рисунок 5.6 – Изменение угла наклона рабочего борта при переходе на работу высокими уступами с $h=30$ м при: угле падения пласта угля $\varphi=40^\circ$ и мощности пласта угля $m=10$ м: 1 – $K_T=K_{TP}=7$ м³/т; 2 – $K_T=K_{TP}=10$ м³/т; 3 – $K_T=K_{TP}=15$ м³/т; 4 – $K_T=K_{TP}=20$ м³/т.

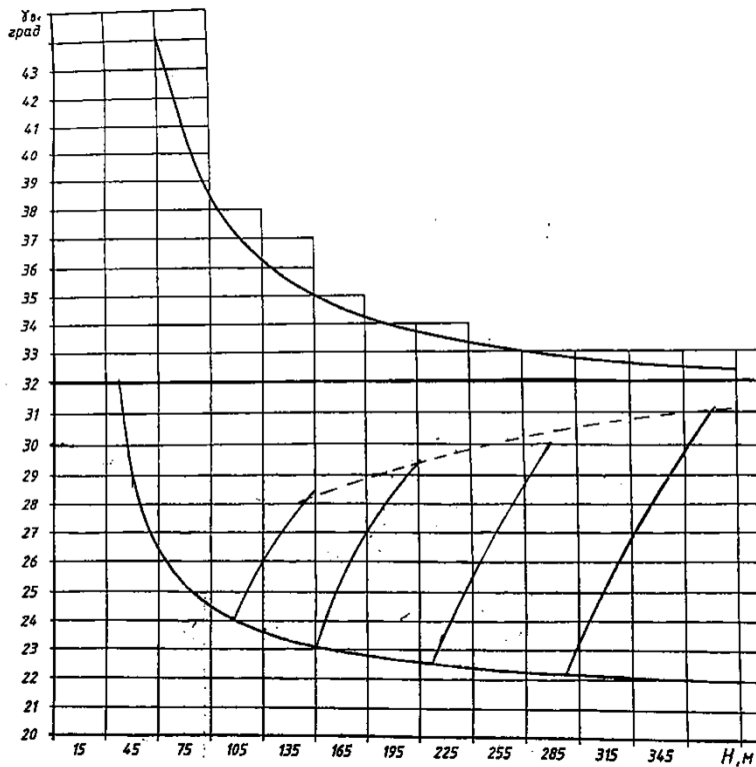


Рисунок 5.7 – Изменение угла наклона рабочего борта при переходе на работу высокими уступами с $h=30$ м при: угле падения пласта угля $\varphi=25^\circ$ и мощности пласта угля $m=20$ м:

- 1 – $K_T=K_{TP}=7$ $\text{м}^3/\text{Т}$;
- 2 – $K_T=K_{TP}=10$ $\text{м}^3/\text{Т}$;
- 3 – $K_T=K_{TP}=15$ $\text{м}^3/\text{Т}$;
- 4 – $K_T=K_{TP}=20$ $\text{м}^3/\text{Т}$

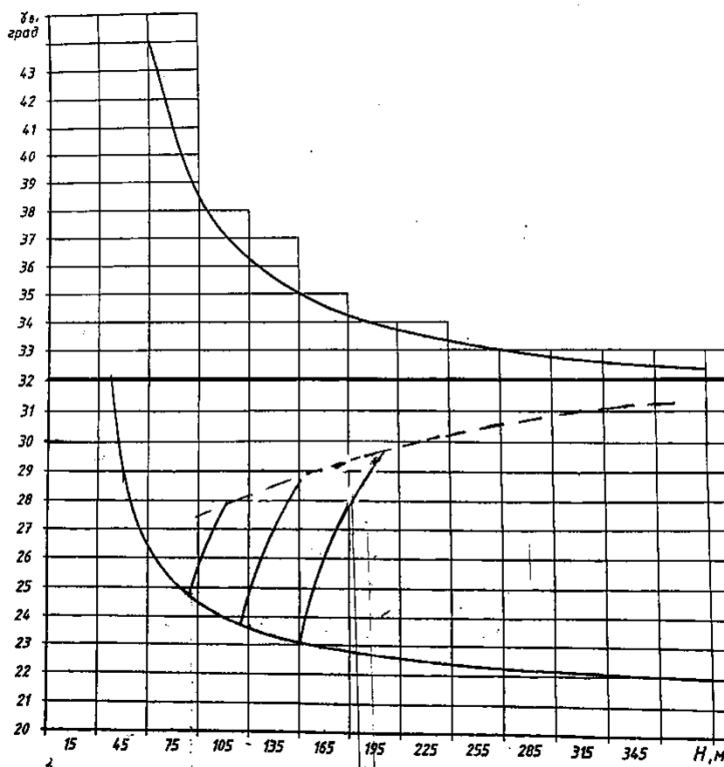


Рисунок 5.8 – Изменение угла наклона рабочего борта при переходе на работу высокими уступами с $h=30$ м при: угле падения пласта угля $\varphi=25^\circ$ и мощности пласта угля $m=10$ м:

- 1 – $K_T=K_{TP}=7$ $\text{м}^3/\text{Т}$;
- 2 – $K_T=K_{TP}=10$ $\text{м}^3/\text{Т}$;
- 3 – $K_T=K_{TP}=15$ $\text{м}^3/\text{Т}$;
- 4 – $K_T=K_{TP}=20$ $\text{м}^3/\text{Т}$

Таким образом, с помощью разработанного программного комплекса, задавая условия конкретного месторождения возможно определить угол рабочего борта при работе с высокими вскрышными уступами.

5.3. Определение зависимости показателей экономической эффективности от своевременного перехода на высокие вскрышные уступы

Как правило, определение экономических показателей разработки производится после выполнения горно-геометрических и инженерных расчетов. Однако, структура сложившихся на предприятии эксплуатационных затрат, определяющих финансовые показатели деятельности, ограничивает объем добычи, текущие коэффициенты вскрыши и, соответственно, определяют параметры и конструкцию рабочей зоны карьера. Поэтому предварительный расчет экономически допустимых параметров разработки становится важным элементом при поиске рациональной стратегии ведения горных работ.

В настоящее время при интенсивном развитии информационно-вычислительных технологий широкое распространение получил метод вариантов, подразумевающий использование специализированных алгоритмов для моделирования на ЭВМ конечных контуров карьера и принятия решений на основе оптимизации потоков денежных средств. При этом подобные методологические и аппаратные решения при проектном обосновании контуров карьера не исключают необходимость расчета граничного коэффициента вскрыши и последующего оперирования им при обосновании рациональных границ карьера.

Для определения влияния высоты уступа на угол наклона рабочего борта и оценки технической возможности эффективности горных работ при работе высокими уступами были детально рассмотрены варианты отработки вскрышных пород с уступами высотой $h=30$ м и $h=60$ м.

Изначально, до перехода на высокие уступы, разрез отрабатывается уступами, высотой, равной высоте нарезанных горизонтов $h=15$ м, при этом ширина рабочей площадки составляла $Ш_{р.п}=45-48$ м при ширине буровзрывной заходки 15 м. При такой конфигурации параметров, угол наклона рабочего борта с ростом глубины будет приближаться и в конечном итоге достигнет 22° . После перехода на высокие уступы с $h=30$ м, $Ш_{р.п}=58-60$ м и $A=20$ м, угол откоса рабочего борта будет стремиться к значению 32° (рис. 5.9). Следовательно, при увеличении высоты уступа в 2 раза рабочая площадка увеличилась

в 1,25-1,3 раза, что обеспечивает требуемое увеличение угла откоса рабочего борта.

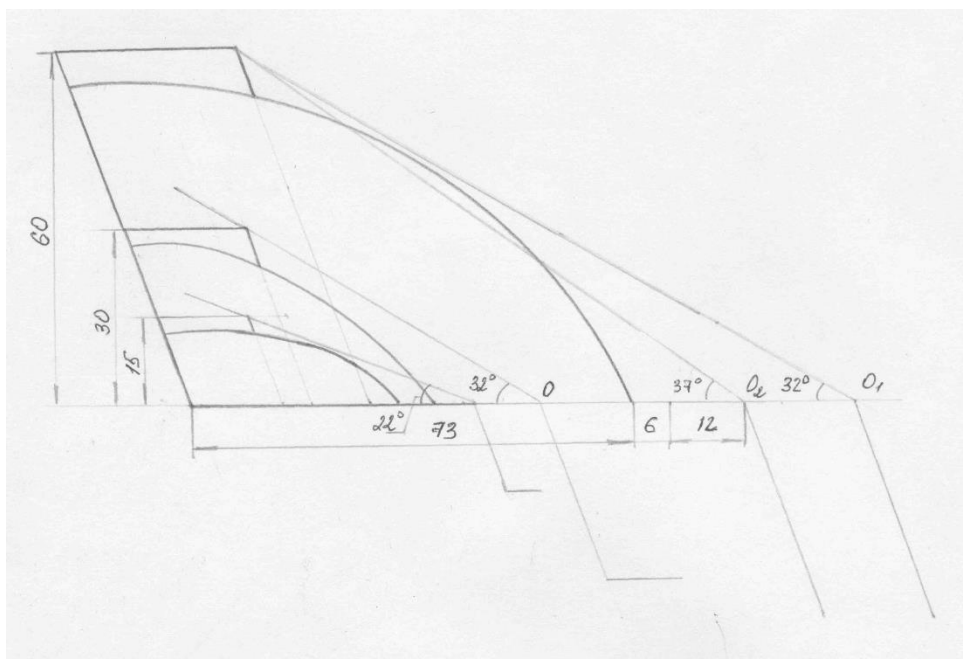


Рисунок 5.9 – Схема определения ширины рабочей площадки для уступа высотой 60 м

Далее рассматривалась возможность дальнейшего увеличения высоты уступа до 60 метров. Для того, чтобы увеличение высоты уступа не приводило к сужению диапазона регулирования параметров рабочей зоны и обеспечивало аналогичные результаты в приращении глубины горных работ, необходимо, чтобы новая конструкция рабочего борта обеспечивала аналогичный угол его наклона, а именно 32° . На рисунке 5.9 положение верхней бровки нижнего уступа обозначено точкой O_1 . Однако, в таком случае, будут получены результаты, равные уже достигнутым, при том, что сложность при отработке такого уступа по транспортной технологии, как отмечалось в главе 3, возрастет.

Поэтому, для того чтобы дальнейшее увеличение высоты рабочего уступа являлось целесообразной мерой, необходимо, чтобы оно обеспечивало бы рост угла наклона рабочего борта свыше 32° . Значимым принят рост 15%. В таком случае угол наклона рабочего борта при ширине буровзрывной заходки 30 м должен составить 37° .

На рисунке 5.9 точкой O_2 показана верхняя бровка нижнего уступа. По построению получено, что оставив берму безопасности 12 м и полосу для размещения дополнительного оборудования 6 м, развал породы при взрывании уступа высотой 60 метров должен уместиться на участке шириной 73 метра, соответственно, ширина рабочей площадки составит 91 м.

Согласно расчетам параметров БВР для экскаватора с емкостью ковша 15 м^3 , высотой уступа 60 м, и крепостью пород 9, при использовании рассредоточенного заряда с двумя промежутками, ширина развала составит 56,6 м. При варьировании схемой коротко-замедленного взрывания (КЗВ), величиной промежутков рассредоточения обеспечивается рациональная степень взрывного дробления и компактный развал взорванной ширины горной массы в пределах требуемой ширины рабочей площадки. Уместно отметить, что взрывание не с одним, а с двумя промежутками в конструкции заряда повлечет за собой удорожание добычи за счет необходимости установки дополнительного боевика в скважину, а также сооружения второго промежутка. Это приведет к увеличению себестоимости на 1-1,5 руб./ м^3 . Рассчитано удорожание следующим образом. В расчете принята сетка скважин 5×6 м. При высоте уступа 60 м глубина скважин составит 63,9 м. В таком случае одна скважина срабатывает на разрушение $63,9 \times 6 \times 5 = 1917 \text{ м}^3$ вскрыши. При этом дополнительные затраты составят порядка 1 тыс. руб. на сооружение дополнительного промежутка (устройство и работа) и 1,5 тыс. руб. на дополнительный боевик и волновод. Итого $(1000+1500)/1917=1,3 \text{ руб./}\text{м}^3$.

После оценки технической реализации создания достаточно компактного развала горной массы отдельно был рассмотрен вопрос безопасности такого технического решения, связанный с устойчивостью рабочего борта. Величина угла наклона рабочего борта 37° является значением, явно не лежащим в границах безопасного диапазона. Опираясь на данные, полученные с разрезов Кузбасса, угол погашения горных работ составляет 36° - 40° . Это данные определены для постановки борта в предельное положение при условии, что

на борту не ведутся работы. Следовательно, для рабочего борта с регулярными буровзрывными работами значение угла откоса 37° является завышенным.

Далее рассматривался вопрос технической возможности и эффективности отработки уступа высотой 60 метров по транспортной схеме с использованием автотранспортной технологии.

В результате буровзрывной подготовки уступа высотой 60 м в целях последующей его отработки по транспортной технологии формируется развал, высотой 54-57 м. Отработать развал такой высоты в один слой не представляется возможным, так как глубина черпания шагающих экскаваторов, используемых в настоящее время, недостаточна. Глубина черпания ЭШ-25/120 составляет 52,4 м, а ЭШ-15/110 52 м. Кроме того, подобные развалы по транспортной схеме отрабатывать не целесообразно в связи тем, что при обеспечении развала необходимой высоты погрузка экскаватором с длиной стрелы 120 метров в средства транспорта не возможна.

Таким образом, исследование целесообразности перехода на высокие уступы, высотой $h=60$ м, определило возможность буро-взрывной подготовки горной массы требуемого качества к выемке, однако, в условиях карьеров Кузбасса обеспечение устойчивости рабочего борта весьма проблематично. Кроме того, для отработки такого высокого уступа в один слой не существует выемочно-погрузочного оборудования, позволяющего осуществлять черпание на глубину 60 м и прицельную погрузку в автотранспортные средства. Поэтому был рассмотрен вариант отработки пород двумя подступами без организации промежуточного горизонта, а также тремя слоями с организацией промежуточного горизонта и со сбросом породы. При этом необходимо особо отметить, что при отработке развала слоями, наиболее важным условием при выборе сочетания оборудования является условие обеспечения равенства скоростей подвигания забоя в слоях.

Отработка двумя слоями (рис. 5.10) технически осуществима с применением сочетания шагающего экскаватора, отрабатывающего верхний слой с погрузкой на верхнюю площадку уступа, и прямой мехлопаты, отрабатывающей

нижний слой с погрузкой на уровне стояния экскаватора (технологические схемы отработки рассмотрены в главе 2). Но при таком варианте для того, чтобы обеспечить равенство скоростей подвигания верхнего и нижнего слоя, необходимо для отработки нижнего слоя выбрать экскаватор с малой производительностью (типа ЭКГ-5). Причина заключается в том, что оставляя нижний слой максимальной высоты, доступной для отработки механической лопатой (15 м), объем породы верхнего слоя составляет 73,5 % от общего объема.

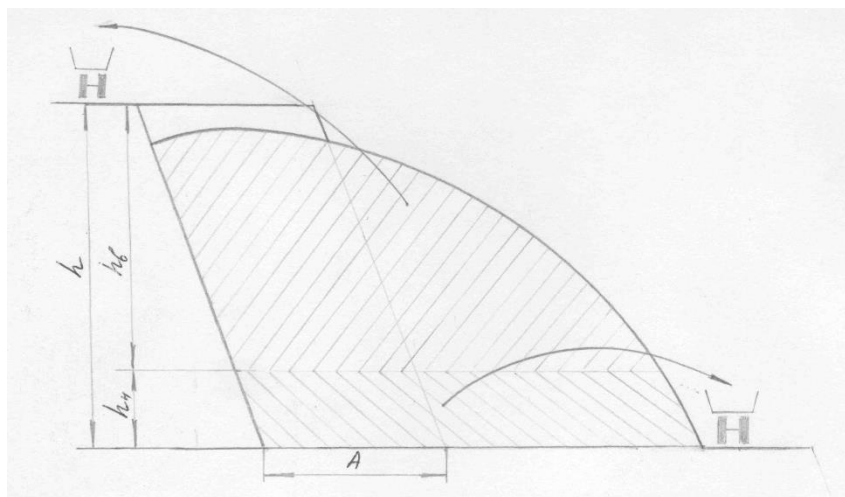


Рисунок 5.10. Схема разработки высокого вскрышного уступа в два слоя

В таком случае необходимо выбрать наиболее производительный экскаватор из тех, что обладает достаточной глубиной черпания (40-42 м) при этом емкость ковша не превышает 15 м³, поскольку ковшом большего объема крайне затруднительно выполнять прицельную погрузку в средства транспорта (если это вообще возможно со стрелой длиной 80 м).

Таким экскаватором является ЭШ-15/80 с емкостью ковша 15 м³, глубиной копания 40 м и сменной производительностью 2000 м³/смену. Для обеспечения синхронности подвигания верхнего и нижнего слоев необходимо, чтобы производительность прямой механической лопаты, обрабатывающей нижний слой, составляла 721 м³/смену. Это на 30% меньше сменной производительности экскаватора ЭКГ-5.

Скорость подвигания забоя является параметром, требующим самостоятельной оценки. Для сочетания экскаваторов ЭШ-15/80 и ЭКГ-5 скорость подвигания забоя составляет 1,1 м/смену. С такой скоростью потребуется 1 год

и 4 месяца для того, чтобы отработать 1 км продвижения фронта горных работ. При средней протяженности карьерных полей 3-5 км, потребуется от 4 до 6,5 лет для того, чтобы отработать одну буровзрывную заходку на всю длину. Для того, чтобы создать условия для нарезки нового горизонта таких заходок необходимо отработать две заходки. То есть абсолютно очевидно, что срок от 8 до 13 лет для углубления на 1 горизонт является неприемлемо малым.

Опираясь на вышесказанное, отработка уступа высотой 60 метров двумя слоями является неэффективной из-за низкой производительности оборудования, что определяет неприемлемо малый темп углубки горных работ.

5.4 Разработка алгоритма выбора параметров эффективного перехода на высокие вскрышные уступы на мощных угольных месторождениях

Для того, чтобы правильно выбрать основные технологические параметры карьера был составлен алгоритм определения комплекса оптимальных параметров карьера при отработке высокими вскрышными уступами. Алгоритм сводится к последовательному формированию вариантов технологических схем разработки вскрышного уступа с различным сочетанием главных параметров горнотехнических систем. Увеличение высоты уступа обеспечивает прирост дополнительно извлекаемых запасов, рост производственной мощности, увеличение глубины карьера без разноса его бортов. Правильный выбор технологии, способа процессов открытых горных работ и горно-транспортного оборудования во многом определяет производительность и эффективность разработки месторождения. Выбор параметров технологии отработки высокими вскрышными уступами осуществляется традиционно, хотя имеет свои особенности, обусловленные требованиями к рациональному использованию ресурсов, экологичности технологии, экономичности и срокам окупаемости капиталовложений. Выбор технологии, технологического процесса: взрывания и подготовки горных работ, выемочно-погрузочных работ, перемещения горной массы, отвальных работ, механизации и организации основных и вспомогательных работ на карьере основаны на анализе исходных данных состояния и свойств горных пород, их технологических характеристик

условий залегания полезных ископаемых (мощность по простиранию и падению, длина, угол падения, структура залежи, содержание полезных ископаемых, гидрогеологических и климатических условий).

Согласно принципу определения конечной глубины открытых горных работ, опирающемуся на равенство граничного и текущего коэффициентов вскрыши, бортам карьера придают углы откоса, равные углам откоса рабочих бортов, и расширяют карьер до тех пор, пока текущий коэффициент вскрыши достигнет величины граничного коэффициента вскрыши. Дальнейшее развитие горных работ при сохранении угла откоса рабочего борта на прежнем уровне экономически нецелесообразно, поэтому именно в этот период переходят к погашению горных работ. Точка М является границей горных работ на поверхности, по достижении которой приступают к погашению горных работ, при этом максимальная глубина карьера составит $H_{\max 1}$.

Переход к отработке рабочего борта высокими уступами осуществляется поэтапно. Каждый этап перехода характеризуется вовлечением в разработку дополнительного горизонта до начала погашения горных работ.

Аналогично определяются параметры: максимальная глубина карьера, приращение максимальной глубины, приращение границ карьера поверху, количество горизонтов, вовлекаемых дополнительно в разработку до начала погашения горных работ.

Приращение глубины горных работ является функцией глубины перехода к высоким уступам. Отношение возможного приращения глубины карьера к глубине начала перехода или к максимальной глубине горных работ, определенной по базовому варианту (без перехода), является величиной практически постоянной. Для самого широкого диапазона условий (мощности, угла падения пласта и $k_{гр}$) отношение приращения глубины к глубине начала перехода колеблется в диапазоне 0,226-0,233. Выявлено, что оно зависит от конструкции борта (деление на зоны, соотношения высоты уступа и ширины рабочей площадки, угла погашения горных работ).

Для определения изменения результирующего угла наклона рабочего борта в зависимости от глубины карьера и конструкции борта был разработан отдельный программный модуль (рис.5.11).

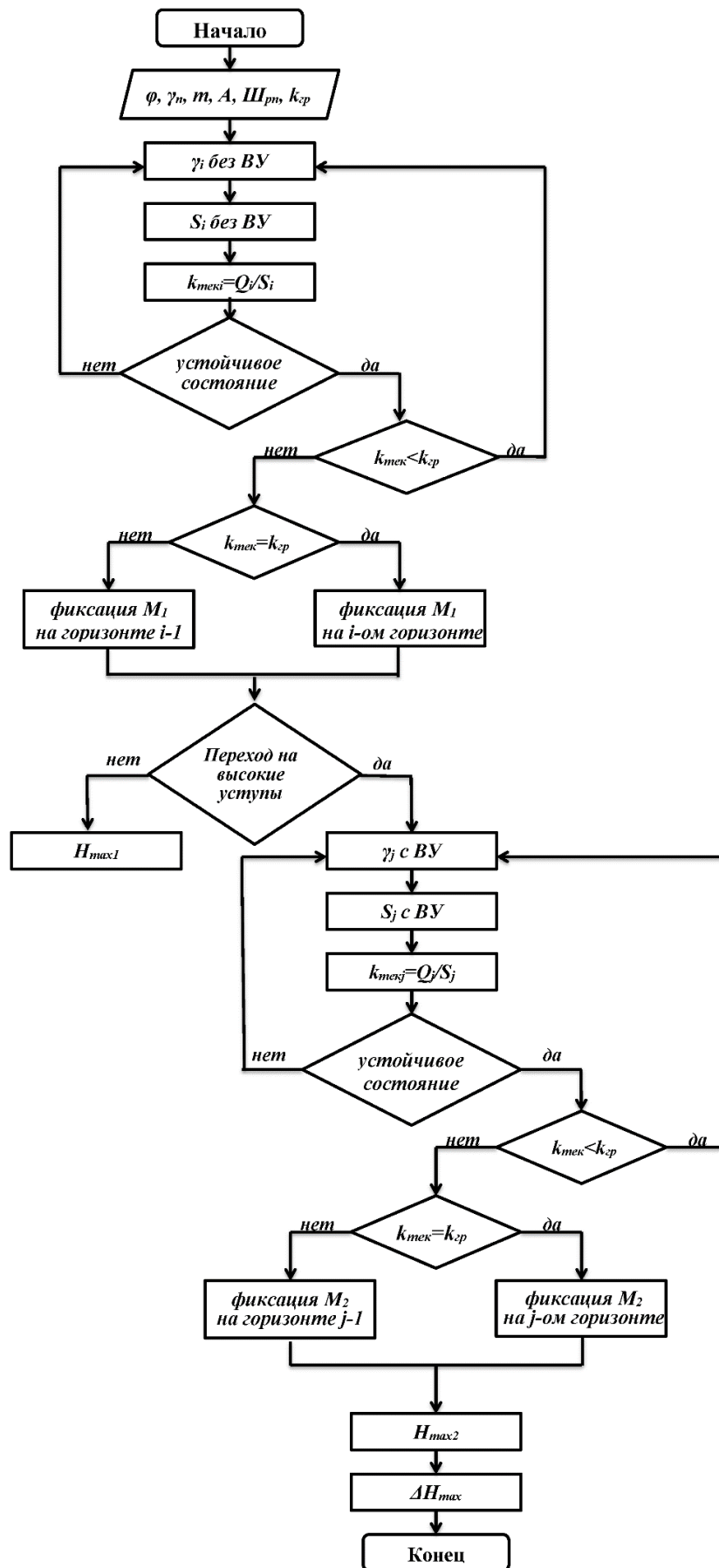


Рисунок 5.11 – Блок-схема алгоритма определения приращения конечной глубины горных работ

Алгоритм определения эффективного перехода к отработке карьера высокими вскрышными уступами.

- I. Анализ горно-геологических условий (мощность, длина, площадь залежи ценности полезного ископаемого), обоснование максимальной годовой производительности по полезному ископаемому (Q)
- II. Выбор m_{ax} (базовой) глубины $H_{m_{ax}}$:– аналитическим расчетом; графически
- III. Определение срока отработки карьера T с глубиной $H_{m_{ax}}$
- IV. Определение годовых объемов вскрыши и построение календарных графиков ведения горных работ $V = (T)$
- V. Определение удельных капитальных (K_3) и эксплуатационных затрат (Σz), обоснование цены реализации руды (Σ)
- VI. Формирование вариантов главных параметров карьера
- VII Направленное принятие решений об изменении высоты уступа H и ширины рабочей площадки
- VIII Выбор горно-транспортного оборудования
- XI. Принятие решения с учетом затрат на охрану окружающей среды, рекультивацию земель, охрану труда и здоровья трудящихся и подготовку кадров, доля которых в общих производственных затратах составляет около 10 %, что позволяет сделать оценку варианта разработки социально значимой.

Используя данный алгоритм технико-экономических повариантных расчетов с варьированием параметров карьера, технологии ведения буровзрывных работ, оборудования для погрузки горнорудной массы, видов и схем ее транспортировки, можно выбрать наиболее эффективную технологию разработки рудных месторождений открытым способом.

Таким образом, используя алгоритм технико-экономических повариантных расчетов с варьированием параметров карьера, технологии ведения буровзрывных работ, оборудования для погрузки горно-рудной массы, видов и схем ее транспортировки можно выбрать наиболее эффективную технологию

разработки месторождений высокими вскрышными уступами. Для анализа изменения главных параметров карьера на различных стадиях освоения месторождения разработана программа, позволяющая установить наиболее оптимальное сочетание параметров перехода при различных критериях оптимальности. Программа автоматизирует процесс оптимизации параметров горнотехнических конструкций, технологических процессов и средств их механизации при отработке угольных месторождений высокими уступами, позволяет в автоматическом режиме анализировать изменения главных параметров карьера и на основе этого выбирать оптимальное сочетание горнотехнических и технологических параметров при переходе на высокие вскрышные уступы в зависимости от принятых критериев оптимальности, определяемых в соответствии с заданным уровнем риска реализации принятых технологий.

Предложен новый принцип формирования общерудничной добычи полезных ископаемых на уровне перспективного планирования горных работ при эксплуатации месторождения открытым способом. Принцип воплощен в методику, которая позволяет определить рациональную последовательность и параметры развития горных работ, исследовать закономерности их динамику и определить объем прироста запасов извлекаемых полезных ископаемых в заданных границах карьерного поля и горного отвода. Предложены технологические решения по уменьшению объемов остаточного выработанного пространства, площади и продолжительности изъятия нарушенных земель и, как следствие, снижение техногенной нагрузки на окружающую природную среду при разработке крупноплощадных месторождений с большой мощностью вскрышных пород. Одним из наиболее перспективных технологических решений, направленных на сбережение ресурсов при открытой добыче минерального сырья, является ведение горных работ с внутренним отвалообразованием, которое широко применяется в угольной промышленности при разработке месторождений большой протяженности, в частности, в Кузнецком бассейне.

Выводы по 5 главе

1. Установлено, что разработанный алгоритм расчета приращения глубины разреза при переходе на высокие уступы в период полного развития горных работ ($k_T=k_{Tp}$) позволяет осуществлять выбор параметров эффективного перехода на высокие вскрышные уступы на мощных угольных месторождениях. По итогам расчета установлено, что достижение равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши ($k_T=k_{Tp}$) при полном развитии горных работ на разрезах происходит на различной глубине и зависит от нормальной мощности и угла падения пласта, затрат на добычу угля и качества реализуемой угольной продукции.

2. Разработана программа для ЭВМ, позволяющая оптимизировать параметры горнотехнической системы при отработке угольных месторождений высокими уступами. Программа автоматизирует процесс оптимизации параметров горнотехнических конструкций, технологических процессов и средств их механизации при отработке угольных месторождений высокими уступами. Программа позволяет в автоматическом режиме анализировать изменения главных параметров карьера на различных стадиях отработки месторождения и на основе этого выбирать оптимальное сочетание горнотехнических и технологических параметров при переходе на высокие вскрышные уступы в зависимости от принятых критериев оптимальности.

6. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА И РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ВНЕДРЕНИЮ ВЫСОКИХ УСТУПОВ НА УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КУЗБАССА

6.1. Характеристика объектов внедрения открытой геотехнологии с высокими уступами и основные проектные решения

Добыча угля открытым способом в Кузбассе характеризуется рядом особенностей и на протяжении всего срока своего существования производилась при изменении в широком диапазоне горно-геологических условий. С развитием горных работ на месторождениях вовлекались в разработку глубинные и нагорные части, осваивались новые участки, но уже с более сложным геологическим строением. В ходе разработки месторождений идет постоянное изменение как основных параметров рабочей зоны разреза в целом, так и параметров технологии отработки отдельных участков, угольно-породных блоков и уступов сложного строения. В частности, изменяются такие параметры, как угол откоса рабочего борта разреза, количество уступов и транспортных площадок, ширина рабочих площадок и заходов, общая протяженность фронта горных работ и его подвигание. На ряде разрезов для обеспечения годового объема добычи угля используется только часть (50–60 %) длины нарезанного фронта горных работ, что свидетельствует о наличии его резерва.

При разработке пологих, наклонных и крутопадающих месторождений характерным является изменение рабочей зона разреза по высоте и ее размеров в плане за относительно короткий период, что связано с вовлечением в разработку новых выемочных слоев с иной расстановкой выемочно-погрузочного оборудования.

Тенденция в обновлении на предприятиях открытой угледобычи горной и транспортной техники в последние годы характеризуется внедрением более мощных карьерных экскаваторов типа прямая и обратная лопата с ковшом вместимостью 24, 26, 28, 30 54 м³, а также автосамосвалов грузоподъемностью 130, 200, 220, 320 т [130].

Вместе с тем, применяемые на разрезах схемы ведения вскрышных работ при транспортной технологии в своем большинстве однообразны и за длительный период не претерпели существенных изменений. В основном преобладают схемы отработки вскрышных пород уступами, равными высоте нарезанных на разрезе горизонтов, т. е. 10, 15, 16 м, прямыми мехлопатами с погрузкой в автосамосвалы на уровне установки экскаватора. При этом мощные гидравлические обратные лопаты разрабатывают вскрышной уступ слоями малой высоты.

Увеличение высоты вскрышного уступа оказывает влияние на порядок и последовательность вскрытия новых горизонтов, проведение вскрывающих выработок.

На угольных разрезах Кузбасса, где разрабатывается не один, а свита пластов с различной мощностью и углами падения и где протяженность карьерных полей составляет 5–7 км, всегда имеется резерв фронта вскрышных работ. Использование общего фронта работ по отдельным участкам разрезов в различные годы колеблется в диапазоне 50–80 % [66].

Кроме того, транспортной (с использованием автотранспорта) технологией ведения горных работ на разрезах предусматривается разработка высокого ($h=30$ и 32 м) вскрышного уступа в два слоя с применением комплекта из двух мощных экскаваторов, суммарная вместимость ковшей которых достигает 30–40 м³. Поэтому нет оснований полагать, что на разрезах бассейна с переходом к разработке вскрышных пород высокими уступами будет иметь место снижение темпов углубки горных работ.

Несмотря на очевидный экономический эффект от применения высоких вскрышных уступов на угольных разрезах, большинство исследователей и практиков производства едины во мнении, что верхние горизонты разрезов следует отрабатывать уступами малой (10–15 м) высоты. Это позволит быстрее построить предприятие открытой угледобычи и освоить его производственную мощность в минимально короткие сроки.

При углублении горных работ на разрезе, когда уже достигнута производственная мощность разреза и повышаются прочностные характеристики вмещающих пород, появляется возможность перехода на высокие вскрышные уступы.

Исследованиями установлено, что значения $K_{ГР}$ по районам бассейна, где ведутся открытые разработки угля, различны и колеблются в пределах 7–15 м³/т. Причем, наименьшие из указанных значения $K_{ГР}$ характерны для месторождений юга бассейна (Томь-Усинский и Мрасский районы) с довольно сложными условиями для ведения открытых горных работ из-за гористого рельефа поверхности и высокой крепости вмещающих уголь пород, а наибольшие – для Бачатского, Ленинского и Кемеровского геолого-экономических районов.

В результате проведенных исследований [74] также выявлено, что использование различных методов расчета граничного коэффициента вскрыши и полнота охвата факторов оказывают незначительное влияние на изменение абсолютной величины $K_{ГР}$. Поэтому, несмотря на некоторые колебания значений $K_{ГР}$ по годам, средняя его величина за достаточно длительный анализируемый период времени практически осталась постоянной.

Рассмотрим пример расчета граничного коэффициента вскрыши применительно к условиям разрезов Кузбасса. Предположим, что разрезом добывается энергетический уголь. Цена реализации товарной продукции составляет 1044 руб. за 1 тонну. Себестоимость добычи угля (без учета затрат на вскрышу) составляет 222 руб/т, а удельные затраты на вскрышные работы – 79 руб/м³. Тогда граничный коэффициент будет равен

$$K_{ГР} = \frac{1044 - 222}{79} = \frac{822}{79} = 10,4, \text{ м}^3/\text{т}. \quad (6.1)$$

Таким образом, несмотря на использование в расчетах граничного коэффициента вскрыши различных методов и полноты охвата основных показателей, подход к определению конечной глубины разреза остается прежний, т.е.

последняя устанавливается, когда текущий коэффициент вскрыши достигнет граничного ($K_T=K_{ГР}$).

Однако, поскольку в этом равенстве участвуют два коэффициента вскрыши – текущий и граничный, то на разрезах, применяющих продольную углубочную систему разработки., глубина открытых горных работ может быть скорректирована (в сторону увеличения) также и за счет технологических решений, а именно, в результате перехода на отработку вскрышных пород высокими уступами карьерными экскаваторами типа прямая мехлопата.

Техническая характеристика последних представлена в табл. 6.1. Указанные в таблице экскаваторы работают с верхним черпанием ($H_{чmax} = 10 - 16$ м) породы из забоя и отгружают её в автосамосвалы на уровне своего стояния.

Однако, данный тип экскаваторов не может обрабатывать высокие уступы, так как с ростом высоты уступа повышается опасность в проведении выемочно-погрузочных работ. Для этих экскаваторов высота уступа строго регламентируется правилами безопасности и технической эксплуатации.

Поэтому на верхних горизонтах разреза высота рабочих горизонтов, нарезанных много лет тому назад на карьерах Кузбасса, как была, так и остается равной 10, 15, 16 м.

Поскольку вскрышные породы на действующих разрезах Кузбасса, применяющих транспортную технологию, обрабатываются уступами, равными высоте нарезанных горизонтов, т.е. 10, 15, 16 м, то желательно, чтобы высокий уступ увеличивался кратно по отношению к высоте горизонтов и составлял, соответственно, 20, 30 и 32 м.

Так, на разрезах компании, разрабатывающих свиту крутопадающих и наклонных пластов угля, при проходке разрезных траншей фактически уменьшился объем породы, отсекаемый в кровле пласта. Благодаря применению на отработке пологих пластов сложного строения обратных лопат, появилась реальная возможность проведения качественной селекции в забое при выемке угольных пачек и прослойков породы малой мощности.

Таблица 6.1 – Техническая характеристика карьерных экскаваторов типа прямая лопата отечественного и зарубежного производства

Фирма (страна)	Марка экскаватора	Вместимость ковша (E_k), м ³	Высота копания наибольшая ($H_{ч\ max}$), м	Радиус копания на уровне стояния ($R_{ч.у}$), м	Радиус копания наиболь- ший ($R_{ч\ max}$), м	Радиус разгрузки наиболь- ший ($R_p\ max$), м	Высота разгрузки наиболь- шая ($H_p\ max$), м	Продол- житель- ность цикла экс- кавации ($t_{ц}$), с	Габарит- ный радиус по поворот- ной плат- форме, м	Масса экскава- тора ра- бочая (G), т
механические										
ИЗ-КАРТЭКС (Россия)	ЭКГ-12К	12	15,0	12,6	18,6	16,5	9,0	26	7,9	410
ИЗ-КАРТЭКС (Россия)	ЭКГ-18Р	20	16,0	15,5	21,7	18,7	10,2	27	10	710
ИЗ-КАРТЭКС (Россия)	ЭКГ-32Р	32	19,0	16,0	24,0	21,0	10,5	30	10,06	1030
(США)	РН-2800ХРВ	33	16,15	15,85	23,9	20,85	9,45	н.д.	9,96	1033
(КНР)	WK-35	35	16,2	15,8	24,0	20,9	9,4	30	9,95	1080
(США)	РН-4100ХРВ	56	16,8	16,0	23,9	н.д.	9,5	н.д.	9,8	1459
гидравлические										
«Хитачи» Япония	EX 3600-6	21	16,3	13,92	15,22	н.д.	10,99	н.д.	6,78	361
«Комацу» Япония	PC 5500	28	19,0	15,0	16,5	н.д.	13,5	н.д.	7,55	549

Более широкий диапазон технологических возможностей гидравлических обратных лопат, по сравнению с прямыми мехлопатами пока, не используется в полной мере. Прежде всего это касается их работы в угленасыщенной зоне разрезов. Здесь обратные лопаты могут иметь применение при осуществлении подъема горной массы в ковше с погрузкой ее в транспортные сосуды на уровне или выше уровня установки экскаватора, что на разрезах с углубочной системой разработки ведет к сокращению расстояния транспортирования при отработке уступа в 2 слоя сразу на полную высоту без сооружения дополнительной транспортной площадки на промежуточном горизонте и др.

Кроме того, значительный эффект может быть получен от использования гидравлических обратных лопат в технологических схемах совместно с экскаваторами типа прямая механическая лопата. Так, осуществляя проходку разрезных траншей с отработкой пластов угля, нарезку новых горизонтов, выемку угля из сложных и маломощных пластов, т. е. разрабатывая наиболее сложные участки карьерного поля, обратная лопата создает простые условия для высокопроизводительной работы мощных прямых мехлопат.

Технологические схемы разработки высоких вскрышных уступов на новом горизонте при продвижении рабочего борта и схемы отработки пласта угля имеют свои особенности.

Технологическая схема нарезки нового вскрышного горизонта (уступа) в зоне углубочной системы разработки показана на рис. 6.1. Согласно схеме, новый горизонт при разработке месторождения угля с пологим ($\varphi = 12^\circ$) залеганием нарезается гидравлической обратной лопатой EX1900-6 ($E_k = 6,5-7 \text{ м}^3$) фирмы Хитачи (Япония) за два продольных прохода.

После проведения буровзрывных работ экскаватор устанавливается на развале взорванной породы и первоначально, как при первом, так и при втором проходах, он занимается подготовкой своей рабочей площадки. Затем, работая с нижним черпанием и с нижней погрузкой породы в автотранспорт, обратная

лопата проходит траншеей, шириной (В), ширина дна которой по условию тупиковой схемы подъезда автосамосвалов марки БелАЗ-7555В должна быть не менее 23 м.

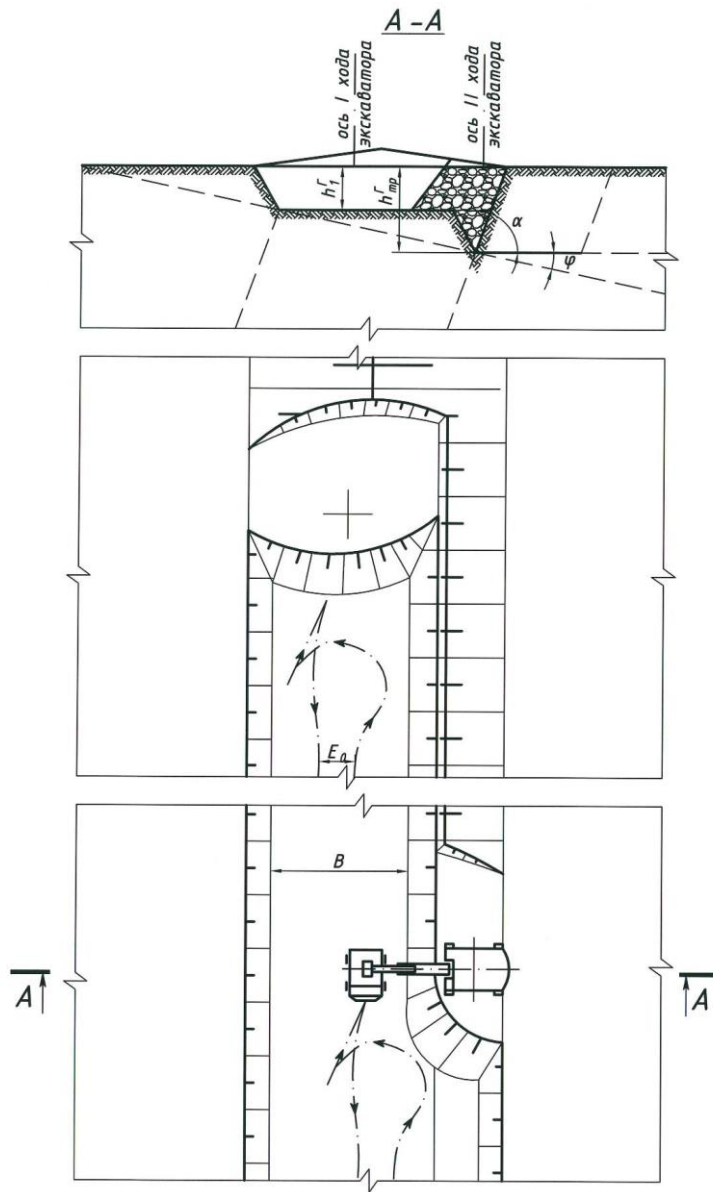


Рисунок 6.1 – Технологическая схема нарезки нового вскрышного горизонта (уступа) гидравлическим экскаватором типа обратная лопата марки EX1900-6

Вторым ходом, также с нижним черпанием и нижней погрузкой породы в автосамосвалы, дорабатывается оставшаяся часть объемов вскрышных пород по нарезке нового горизонта (уступа). Для размещения и нормального функционирования горного и транспортного оборудования при отработке вскрышных пород из вновь нарезанного уступа требуется рабочая площадка, которая создается путем отгона борта в зоне углубочной системы разработки на ширину, равную $\text{Ш}_{р.п}^{\Gamma, \text{ост}}$ или $2A^{\Gamma}$.

Особенность технологических схем продвижения непосредственно нарезанного уступа $h_{mp}^Г$ (рис. 3.3, 3.4) на ширину двух заходок $A_1^Г$ и $A_2^Г$ (блоков) заключается в том, что по горнотехническим условиям для отработки породы из каждого блока необходимо применение различных комплексов выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

На рисунке 6.2 представлена схема разработки первого из двух породного блока с поперечным сечением ($A_1^Г \times h_{mp}^Г$) и длиной равной длине фронта работ ($L_{фр}$), с использованием комплекса оборудования, состоящего из гидравлической обратной лопаты EX1900-6 и автосамосвалов-породовозов БелАЗ-7555В.

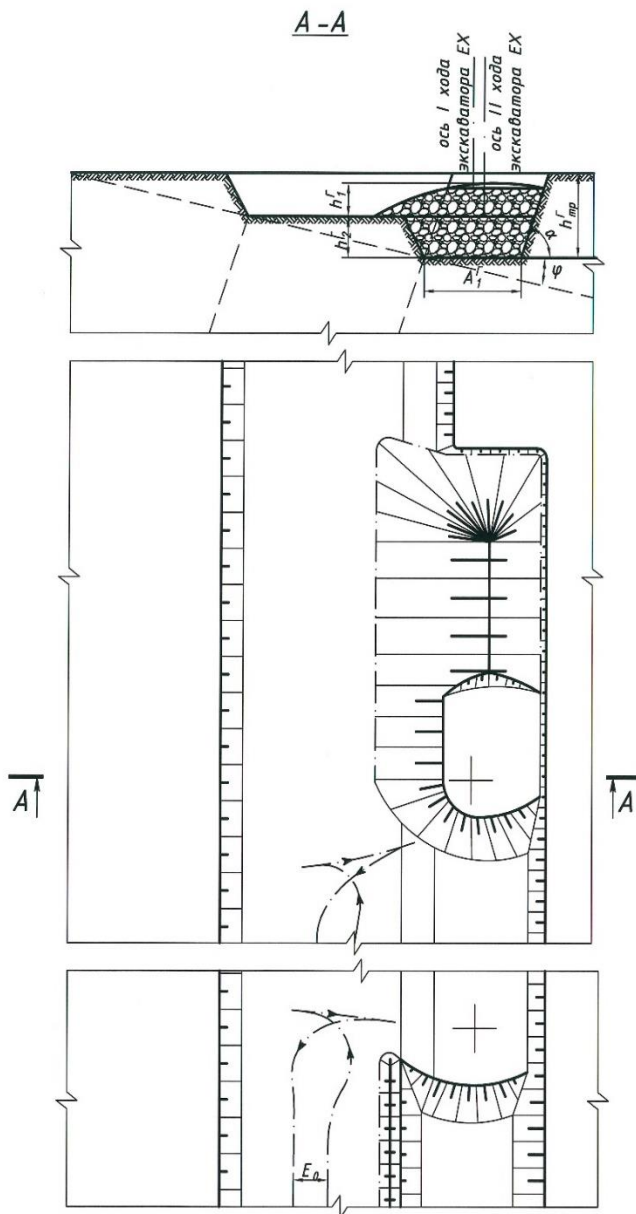


Рисунок 6.2 – Технологическая схема отработки первого породного блока (по отгону нарезанного уступа) с применением гидравлической обратной лопаты EX-1900-6 и автосамосвалов-породовозов БелАЗ-7555В

Обратная лопата разрабатывает вскрышной уступ в два слоя за два продольных прохода. При первом прямом проходе экскаватор располагается на развале взорванной породы и, работая с нижним черпанием и нижней погрузкой, отрабатывает верхний $h_1^Г$ слой уступа. Затем, обратная лопата возвращается в исходное положение и вторым, также прямым ходом, разрабатывает с нижним черпанием и погрузкой породы в автосамосвалы на уровне своего стояния нижний $h_2^Г$ слой уступа. Технологическая схема отработки вскрышных пород из второго блока с поперечным сечением ($A_1^Г \times h_{mp}^Г$) при отгоне нарезанного уступа на нижнем горизонте показана на рисунке 6.3. Это классическая схема работы прямой мехлопаты ЭКГ-12 (14) в комплексе с автосамосвалами БелАЗ-75131. По этой схеме разрабатываются все вышерасположенные вскрышные уступы в зоне углубочной системы разработки.

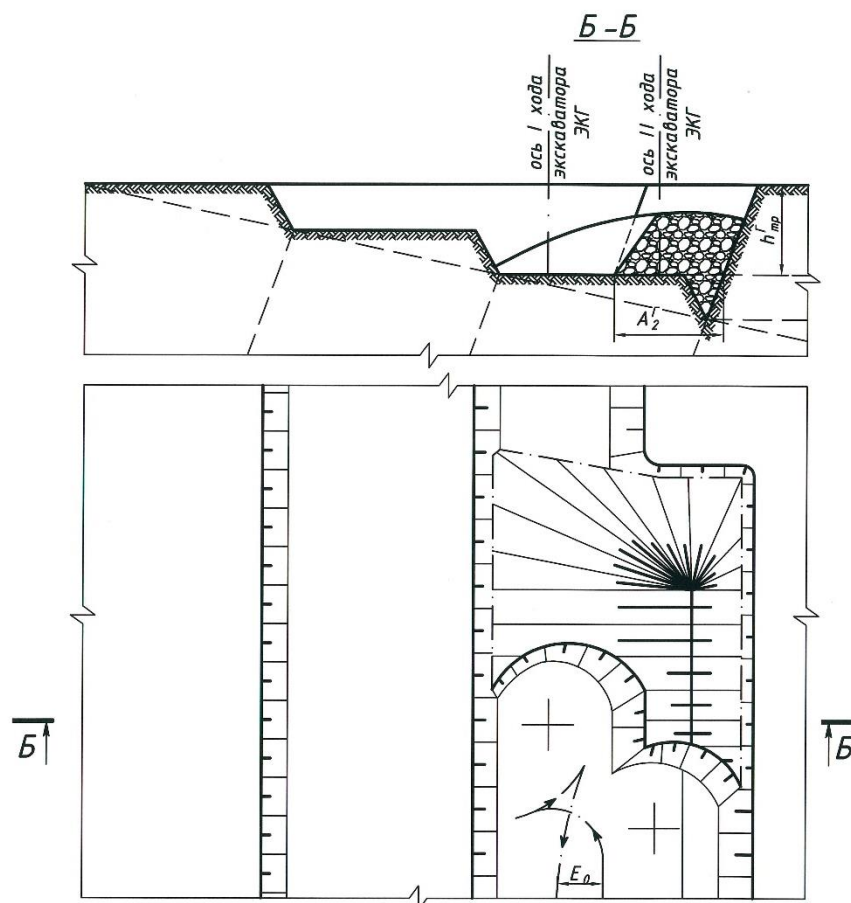


Рисунок 6.3 – Технологическая схема отработки второго породного блока (по отгону нарезанного уступа) прямой мехлопаты ЭКГ-12 (14) в комплексе с автосамосвалами БелАЗ-75131

Технологическая схема разработки пологозалегающего ($\varphi=12^\circ$) пласта угля гидравлической обратной лопатой марки EX 1900-6 с погрузкой в автосамосвалы-углевозы БелАз-7555Д представлена на рисунке 6.4.

Экскаватор типа обратная гидравлическая лопата за два продольных прохода в прямом и обратном направлении обрабатывает полосу угля, шириной 37 м, подготовленную драглайном, удаляющим вскрышные породы из наклонного уступа по бестранспортной технологии в зоне сплошной системы разработки. При этом обратная лопата работает, в основном, с нижним черпанием угля, а загрузку автосамосвала производит как на уровне, так и ниже уровня своего стояния. Только при первом проходе во время подготовки своей рабочей площадки экскаватор незначительную часть пласта обрабатывает с верхним черпанием.

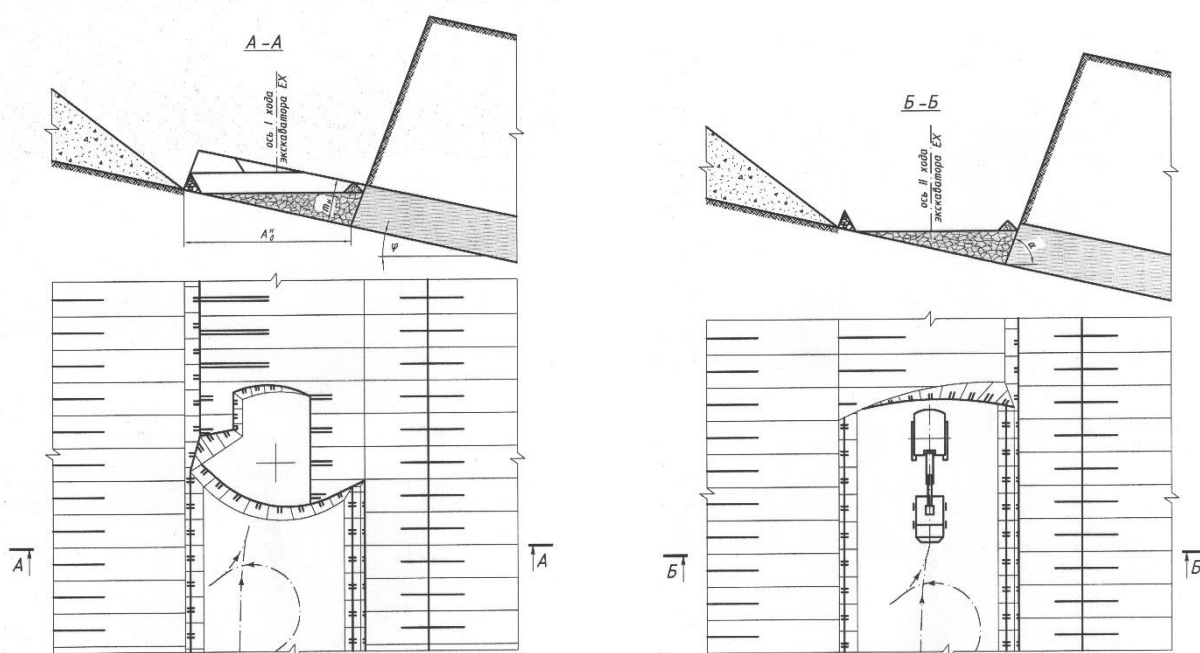


Рисунок 6.4 – Технологическая схема разработки пологозалегающего ($\varphi=12^\circ$) пласта угля за два продольных прохода гидравлической обратной лопатой EX 1900-6

Технологические схемы, представленные на рис.6.3 и 6.4, эффективны в условиях, когда экскавируемая горная масса – полускальная порода из вскрышных уступов при продвижении рабочего борта, а угол падения пласта на обрабатываемом месторождении составляет 5-15°.

Характеристика выемочно-погрузочных работ: черпание – ниже и выше уровня установки экскаватора (ЕХ 1900-6), выше (ЭКГ); погрузка – ниже (ЕХ 1900-6) и на уровне (ЕХ и ЭКГ) установки экскаватора. Схема подъезда автосамосвалов – тупиковая.

Технико-технологические параметры и расчетные технико-экономические показатели представлены в табл. 6.2 и 6.3.

Таблица 6.2 – Технико - технологические параметры к рис. 6.3, 6.4

Показатель	Обозначение	Экскаватор	
		ЕХ 1900–6	ЭКГ-12 (14)
		Автосамосвал	
		БелАЗ-7555В (Д)	БелАЗ-75131
Угол падения пласта угля, град	φ	12	
Мощность пласта угля, м	m_n	9,6	
Ширина обрабатываемой полосы угля (равной ширине вскрышной заходки при бес-транспортной технологии), м	$A_D^H = A^H$	37	
Высота породного уступа, м	h_{mp}^r	16	
Мощность обрабатываемого слоя породы, м	h_1^r	6	-
	h_2^r	8	-
Угол откоса рабочего уступа, град.	α_0	70	
Ширина породной заходки при отгоне рабочего борта в зоне углубочной С.Р., м	A_1^r, A_2^r	20	
Расстояние между осями автодорог, м	E_0	7	9

Таблица 6.3 – Расчетные технико-экономические показатели к рис. 6.3, 6.4

Показатель	Экскаватор			
	ЕХ 1900–6	ЭКГ-12 (14)		
	Автосамосвал			
	БелАЗ-7555Д	БелАЗ-7555В	БелАЗ-75131	
Эксплуатация и транспортирование				
Эксплуатируемая горная масса	Уголь	Полускальная порода	Полускальная порода	
Объем породы (в плотном теле), м ³ :	– в ковше экскаватора	5,2	4,7	9,24
	– в кузове автосамосвала	39,3	20,9	47,47
Продолжительность цикла экскавации, с	30/36	34/40	35,8	
Время загрузки автосамосвала, мин.:	3,5/4,2	2,5/3,0	3,8	
Производительность экскаватора:	– сменная ($T_{см} = 480$ мин), м ³	2510/2195	2000/1762	3540
	– годовая, тыс. м ³	2236/1956	1782/1570	2930

Примечание: до черты – при нижнем черпании и погрузке ниже уровня установки экскаватора; после черты – при нижнем черпании и погрузке на уровне установки экскаватора.

После рассмотрения отличительных особенностей, которые имеют место при открытой разработке месторождений угля, было исследовано изменение параметров систем разработки высокими уступами при принятии решения о приращении границ карьеров.

Порядок и последовательность выполнения работ следующий. Для подготовки нового горизонта высотой $h=15$ м, в кровле верхнего пласта угля по породе проходится разрезная траншея. Проведение траншеи, а также разработка угольно–породного блока, состоящего из двух пластов угля и междупластия породы, ведется в два слоя, высотой по 7,5 м, продольными заходками гидравлическим экскаватором обратная лопата марки EX 1900-6 ($E_k = 8 \text{ м}^3$) фирмы Хитачи. Верхний слой отрабатывается за три, а нижний – за два прохода экскаватора.

Рыхление полускальных пород производится послойно уловзрывным способом (БВР). При проведении БВР по породе в зажатой среде пласты угля за счет сотрясательного воздействия взрыва также разрушаются, но без смещения своих контактов с породой в почве и кровле кровле.

Выемка угля и породы производится отдельно.

Последовательность выполнения работ в верхнем слое (h_B):

1. После проведения буровзрывных работ обратная лопата при первом (прямом) проходе, размещаясь на развале породы, осуществляет, прежде всего, планировку своей рабочей площадки. Затем, используя нижнее черпание, занимается проходкой разрезной траншеи по породе с одновременной зачисткой кровли угольного пласта. Вся порода от указанных видов работ отгружается в автосамосвалы БелАЗ-7514 на уровне установки экскаватора.
2. При втором (также прямом) ходе обратная лопата нижним черпанием отрабатывает верхний пласт угля и частично породу из междупластия. Погрузка угля и породы производится, соответственно, в автосамосвалы БелАЗ-7555Д и БелАЗ-7514, расположенные ниже уровня установки экскаватора.

3. Третьим (обратным) ходом экскаватор, также с нижним черпанием и с нижней погрузкой, дорабатывает оставшуюся часть породы из междупластия, зачищает кровлю и ведет выемку угля из верхнего слоя нижнего пласта.

Последовательность выполнения работ в нижнем слое (h_n) по подготовке проводятся в аналогичной вышеописанной последовательности. После буровзрывного рыхления пород в этом слое обратная лопата с использованием нижнего черпания и нижней погрузки за два продольных прохода в прямом и обратном направлениях отдельно отрабатывает весь объем угольно-породной массы из нижнего слоя. При этом во время первого прямого прохода экскаватора проводится следующий комплекс работ: планировка рабочей площадки, выполняются проходка разрезной траншеи по породе, зачистка кровли верхнего угольного пласта, выемка угля и частично породы из междупластия.

Обратным ходом экскаватор отрабатывает оставшуюся часть породы из междупластия, зачищает кровлю нижнего пласта и производит выемку угля из этого пласта.

Аналогично представленной выше технологической схеме, представленной на рис. 6.4, ведется отработка угленасыщенной зоны на разрезе, когда количество пластов угля в свите более двух и когда карьерная выработка в поперечном сечении имеет плоское горизонтальное дно. Тогда смешанные угольно–породные уступы, равные высоте ранее нарезанных рабочих горизонтов ($h = 10, 15, 16$ м), разрабатываются слоями с использованием обратных лопат или комплектов экскаваторов, состоящих их обратных гидравлических и прямых механических лопат [15].

В рамках продольной углубочной системы разработки, которая широко применяется на всех разрезах Кузбасса, как единственная система или в комбинации со сплошной системой разработки, при переходе горных работ на более глубокие горизонты расширяются границы транспортной системы, в основном с использованием автотранспорта.

6.2. Экономическая эффективность внедрения технологических рекомендаций

На разрезах Кузбасса при переходе к разработке более глубоких горизонтов по автотранспортной технологии имеются все предпосылки к применению высоких вскрышных уступов в безугольной зоне. К основным из этих предпосылок относятся:

- высокие прочностные характеристики полускальных пород, которые растут с глубиной и обеспечивают большой запас устойчивости откосов уступов (высота уступа при угле откоса $\alpha = 70^\circ$ может достигать 50–70 м) [13];
- наличие буровых станков с глубиной бурения до 53–60 м;
- наличие на разрезах различных типов выемочно-погрузочных машин в том числе и экскаваторов, которые могут работать с нижним и верхним черпанием и погрузкой породы в автосамосвалы на уровне, ниже и выше уровня установки экскаватора;

К настоящему времени транспортная (с использованием автосамосвалов) технология ведения горных работ на разрезах Кузбасса занимает доминирующее положение. Так, например, в «УК «Кузбассразрезуголь» в 2015 году автотранспортом было перевезено 93,2 % объема вскрышных пород и вся годовая добыча угля (44,392 млн. тонн). (рис. 6.5).

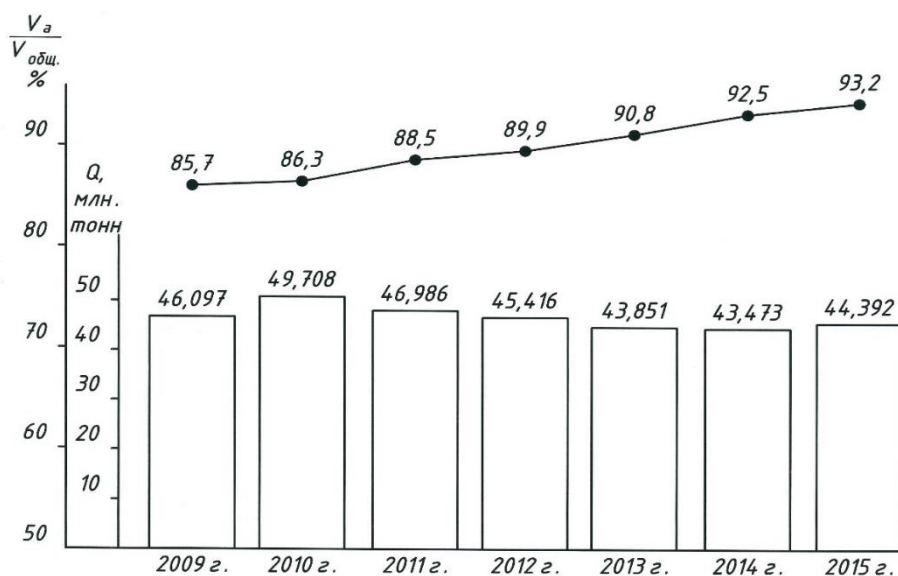


Рисунок 6.5 – Динамика объемов добычи (Q) и вскрыши ($V_a/V_{общ}$), переработанных по транспортной (с использованием автотранспорта) технологии на разрезах «УК «Кузбассразрезуголь»

Из рисунка 6.5 также видно, что доля вскрыши перерабатываемая по транспортной (с использованием автотранспорта) технологии, постоянно растет. За шесть лет (2009 – 2015 г.г.) по разрезам «УК КРУ» она увеличилась с 85,7 % до 93,2 %. При этом производственниками за многие годы работы по прицельной погрузке породы драглайнами в кузов автосамосвала накоплен богатый положительный опыт.

После рассмотрения отличительных особенностей, которые имеют место при открытой разработке месторождений угля с пологим залеганием пластов, осуществлялся (в период полного развития горных работ, т.е. когда текущий коэффициент вскрыши достигнет значений граничного $K_T=K_{гр}$) выбор вариантов перехода на высокие вскрышные уступы. В первую очередь, необходимо было определить величину граничного коэффициента вскрыши для условий разработки месторождения с пологим залеганием пласта угля.

В качестве примера выбираем пласт с углем марки D_p (длиннопламенный рядовой), крупностью 0-200 мм. Отпускная цена угля равна 976 руб за 1 тонну. Себестоимость добычи угля (без учета затрат на вскрышные работы) равна 250 руб/т, а средневзвешенные затраты на вскрышу - 62 руб/м³. При этом граничный коэффициент вскрыши составляет:

$$K_{гр} = \frac{976 - 250}{62} = 11,71, \text{ м}^3/\text{т}.$$

Далее, исходя из того, что длина нарезаемой части нового вскрышного уступа (в зоне углубочной системы разработки) в основном зависит от угла падения (φ) залежи, при достижении равенства $K_T=K_{гр}$ было рассмотрено три условия перехода на высокие вскрышные уступы: вариант I ($\varphi = 6^\circ$); вариант II ($\varphi = 12^\circ$); вариант III ($\varphi = 14^\circ$).

Несмотря на то, что при эксплуатации пологих месторождений угля на разрезе одновременно, как правило, применяются две системы разработки, переход на высокие вскрышные уступы осуществляется только в зоне углубочной системы разработки. В зоне сплошной системы разработки высота вскрышного уступа ($h_{б.мп}^H$) остается неизменной на весь срок отработки месторождения.

Для сопоставления результатов перехода на высокие вскрышные уступы каждого из вариантов с базовыми показателями и сравнения данных, полученных по вариантам (по условию залегания пласта угля) между собой, были построены поперечные сечения карьерных выработок, определены общие объемы вскрыши по системам разработки, а также объемы добычи угля, рассчитаны значения текущего (K_T) коэффициента вскрыши по годам работы разреза.

Оценка экономической эффективности вариантов перехода к отработке породной толщи высокими уступами (в рассматриваемых примерах) для наклонных и пологих месторождений Кузбасса проводилась по величине приведенных (с учетом фактора времени) затрат, по вскрышным работам, приходящихся на 1 т добываемого угля [59, 61].

Суммарные приведенные затраты по вскрышным работам за весь срок существования разреза (Z_{np}) и их удельная величина, приходящаяся на 1 т добываемого угля (Z^e_{1m}), определились по формулам:

$$Z_{np} = \sum \frac{C \cdot V_t^e}{(1 + E)^{t-1}}, \text{ руб.}, \quad (6.2)$$

$$Z^e_{1m} = \frac{Z_{np}}{V_y}, \text{ руб/т}, \quad (6.3)$$

где C – удельные затраты по вскрышным работам при транспортной (с использованием автотранспорта) технологии на разрезах, руб/м³ (при отработке наклонных и крутопадающих месторождений $C=79$ руб/м³, а – пологих – $C=62$ руб/м³); V_t^e – годовой объем вскрыши, м³; E – норма дисконта ($E=8\%$); t – номер шага расчета или порядковый номер года принятого периода оценки ($t=0,1,2,3,\dots,T$); V_y – общий объем добытого угля, т.

Результаты расчетов основных технико-экономических показателей для базового варианта отработки наклонного ($\varphi=40^\circ$) месторождения и двух рассматриваемых вариантов периода перехода на высокие вскрышные уступы, выполненные по указанным выше формулам, представлены в табл. 6.4.

Таблица 6.4 – Техничко-экономические показатели по вариантам перехода на высокие вскрышные уступы при разработке месторождения угля с наклонным ($\varphi=40^\circ$) залеганием пласта

Показатели	Базовый вариант ($h=15$ м, $A=15$ м, $Ш_{р.п}=45-48$ м)	Варианты периода перехода на высокие вскрышные уступы ($h=30$ м, $A=20$ м, $Ш_{р.п}=56-60$ м)	
		I с $H=60$ м $K_{ГР} > K_T$	II с $H=120$ м $K_T = K_{ГР}$
Объем вскрышных работ за весь период отработки, тыс. м ³	207764	207764	317515
Объем добытого угля, тыс. т	38430	38430	47250
Сумма приведенных затрат на производство вскрышных работ, тыс. руб.	4237710	3838895	4733269
Величина приведенных затрат по вскрышным работам, приходящаяся на 1 т угля, руб/т	110,27	99,90	100,17

Техничко-экономические показатели (ТЭП), представленные в табл. 6.4, а также анализ результатов расчетов в целом, свидетельствуют о том, что наиболее эффективным из двух рассматриваемых вариантов перехода к отработке вскрышных пород высокими уступами следует считать вариант II. Он экономически более выгоден, даже несмотря на то, что величина приведенных затрат по вскрыше на 1 тонну угля выше на 27 коп., чем в варианте I. Этот вариант перехода не сводится только к перераспределению объемов вскрыши в установленных границах разреза с отнесением их к отработке в более позднее время, как это имеет место в варианте I.

Благодаря переходу на высокие вскрышные уступы в период полного развития горных работ на разрезе и при достижении равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши $K_T = K_{ГР}$, т.е. по варианту II, обеспечивается:

– за счет приращения глубины открытых работ на 42 м появляется возможность увеличения добычи открытым способом с данного месторождения 8,82 млн. т угля;

– отпадает необходимость строительства нового разреза (в другом месте и возможно с углями худшего качества) с производственной мощностью 1 млн. т угля в год и привлечения дополнительно приведенных капитальных вложений в размере около 160 млн. руб.;

– сохраняются от нарушения открытыми горными разработками угля порядка 200 га земельных угодий;

– увеличивается, более чем на 8 лет, срок существования разреза и, следовательно на это время сохраняется за работниками основных профессия (их число составляет около 400–450 чел.) рабочие места на данном предприятии.

Вместе с тем, следует отметить, что углубление горных работ на разрезах, разрабатывающих наклонные и крутопадающие месторождения угля, предполагает увеличение дальности перевозки горной массы автосамосвалами, а это скажется на росте транспортных затрат.

Поэтому, в некоторых случаях при переходе на высокие вскрышные уступы в период полного развития горных работ на разрезе возможно потребуются дополнительные расчеты по корректировке ранее полученных значений граничного коэффициента вскрыши.

ТЭП по трем вариантам разработки пологих ($\varphi=6^\circ$, $\varphi=12^\circ$, $\varphi=14^\circ$) месторождений угля с переходом в зоне углубочной системы разработки на высокие вскрышные уступы (в период, когда K_T достигает значений $K_{ГР}$) представлены в табл. 6.5.

Прежде всего стоит отметить, что рассматриваемые варианты различаются между собой в 2–2,5 раза по таким базовым показателям, как объемы вскрышных и добычных работ, и, следовательно, по срокам существования предприятия. Это естественно, потому что с увеличением угла падения пласта угля быстро растет текущий коэффициент вскрыши и в более короткий срок достигается конечная глубина открытых работ.

Таблица 6.5 – Техничко-экономические показатели по вариантам перехода на высокие вскрышные уступы при разработке месторождений угля с пологим залеганием пласта

Показатели	Варианты разработки пологих месторождений угля с различными углами залегания пласта (φ) при применении вскрышных уступов разной высоты (h_{mp}^r) в зоне углубочной С.Р. и транспортной технологии ведения горных работ					
	$\varphi=6^\circ$		$\varphi=12^\circ$		$\varphi=14^\circ$	
	Базовый вариант $h_{tr}^r = 16$ м, $A^r = 20$ м, $\Pi_{p.n}^r = 60$ м	Вариант I с переходом на высокие вскрышные уступы $h_{mp}^r = 32$ м, $A^r = 20$ м, $\Pi_{p.n}^r = 60$ м	Базовый вариант $h_{mp}^r = 16$ м, $A^r = 20$ м, $\Pi_{p.n}^r = 60$ м	Вариант II с переходом на высокие вскрышные уступы $h_{mp}^r = 32$ м, $A^r = 20$ м, $\Pi_{p.n}^r = 60$ м	Базовый вариант $h_{mp}^r = 20$ м, $A^r = 20$ м, $\Pi_{p.n}^r = 60$ м	Вариант III с переходом на высокие вскрышные уступы $h_{mp}^r = 40$ м, $A^r = 20$ м, $\Pi_{p.n}^r = 60$ м
Объем вскрышных работ за все годы отработки, тыс. м ³	169 223	187 172	75 837	92 775	55 743	74 451
Объем добытого угля, тыс. тонн	21 789	23 403	9 684	11 298	7 263	8 877
Сумма приведенных затрат на производство вскрышных работ, тыс. руб	3 807 548	3 941 954	2 945 984	3 360 238	2 443 307	3 014 676
Величина приведенных затрат по вскрышным работам, приходящаяся на 1 т угля, руб/т	174,75	168,44	304,21	297,42	336,4	339,6

Дополнительные объемы добычи угля, получаемые при переходе разреза на работу с высокими вскрышными уступами, для всех вариантов одинаковые и составляют 1614 тыс. тонн.

Как видно из табл. 6.5, абсолютная величина приведенных затрат по вскрышным работам, приходящаяся на 1 т угля, после перехода на высокие уступы в зоне углубочной системы разработки, по вариантам I и II уменьшаются, соответственно, на 6,31 руб/т и 6,79 руб/т. Поэтому экономическую эффективность этих двух вариантов перехода к отработке вскрышных пород высокими ($h_{mp}^{\Gamma} = 32$ м) уступами можно считать практически равнозначной и доказанной.

В варианте III, где предполагается переход с высоты уступа $h_{mp}^{\Gamma} = 20$ м на $h_{mp}^{\Gamma} = 40$ м, приведенные затраты по вскрышным работам возрастают на 3,2 руб/т. Учитывая рост затрат, а также отсутствие в настоящее время оборудования для выемки и погрузки породы из уступа высотой $h_{mp}^{\Gamma} = 40$ м, наиболее целесообразным при разработке вскрышных пород в зоне углубочной системы разработки на месторождениях с $\varphi=14^{\circ}$ и более, по нашему мнению, будет применение уступов высотой $h_{mp}^{\Gamma} = 20$ м, которые, по определению данной работы, также являются высокими.

Таким образом, на основании результатов проведенных исследований (с использованием конкретных примеров) можно сделать вывод о целесообразности перехода разрезов, работающих в различных горно-геологических условиях и применяющих углубочную систему разработки, на высокие вскрышные уступы.

Наиболее экономически обоснованным вариантом периода перехода на высокие уступы является период полного развития горных работ на разрезе, когда текущий коэффициент вскрыши достигнет значения граничного коэффициента вскрыши ($K_{\Gamma}=K_{\Gamma P}$).

Однако, наряду с положительной экономической оценкой применения на разрезах высоких вскрышных уступов, также важными являются вопросы

обеспечения безопасности ведения горных работ. Поэтому для окончательного принятия решения о переходе на высокие уступы и установления области их эффективного применения необходимо провести расчеты по определению устойчивого состояния не только откосов этих уступов, но и бортов разреза в целом.

Обоснование экономической целесообразности применения организационно-технических решений для формирования рациональной конструкции заряда и забойки заряженных скважин было проведено для различных конкретных производственных условий.

Установка скважинных затворов, наряду с установкой универсальных запирающих устройств (УЗУ), подразумевает дополнительные затраты материальных средств и труда. При всей очевидности преимуществ использования специальных устройств, необходимо оценить экономическую целесообразность их применения в различных производственных условиях. Для этого следует рассмотреть граничный случай, при котором экономический эффект от установки устройств выше, либо равен затратам на установку скважинных затворов. То есть:

$$\frac{\mathcal{E}_{уст}}{Z_{уст}} \geq 1 \quad (6.4)$$

где $\mathcal{E}_{уст}$ - экономический эффект от рассредоточения заряда в скважине, $Z_{уст}$ - затраты на установку специальных устройств, руб.

Ввиду того, что природа экономического эффекта при использовании скважинных затворов и скважинной забойки различна, рассматривать его следует отдельно.

Экономический эффект от рассредоточения заряда формируется за счет замены водоустойчивого эмульсионного ВВ на неводоустойчивое, а также за счет сокращения удельного расхода ВВ, таким образом

$$\mathcal{E}_{уст}^{затв} = \mathcal{E}_{зам} + \mathcal{E}_q; \quad (6.5)$$

$$\mathcal{E}_{зам} = M_{ВВ}^{зам} \cdot (C_{ВВ}^{ев} - C_{ВВ}^{нев}); \quad (6.6)$$

$$\mathcal{E}_q = C_{BB} \cdot h \cdot \eta \cdot \Delta q_{затв} \quad (6.7)$$

где $M_{BB}^{зам}$ - масса водоустойчивого ВВ, заменяемого на неводоустойчивое, кг;
 $C_{BB}^{ев}$, $C_{BB}^{нев}$ - цена водоустойчивого и неводоустойчивого ВВ соответственно,
руб/кг; $\Delta q_{затв}$ - уменьшение удельного расхода ВВ при использовании сква-
жинных затворов, кг/м³; h - глубина скважины, м; η - выход горной массы с
одного п.м. скважины, м /п.м.

В свою очередь, экономический эффект от использования универсаль-
ных запирающих устройств при буровзрывной подготовке горных пород к вы-
емке формируется за счет сокращения объема буровых работ и снижения
удельного расхода ВВ:

$$\mathcal{E}_{уст}^{уз} = \mathcal{E}_{бур} + \mathcal{E}_{BB}; \quad (6.8)$$

$$\mathcal{E}_{бур} = C_{бур}^{1пм} \cdot \left(\frac{1}{\eta_0} - \frac{1}{\eta_1} \right); \quad (6.9)$$

$$\mathcal{E}_{BB} = C_{BB} \cdot \Delta q_{уз}, \quad (6.10)$$

где $C_{бур}^{1пм}$ - себестоимость бурения одного метра скважины, руб/м; $\Delta q_{уз}$ - умень-
шение удельного расхода ВВ при использовании универсальных запирающих
устройств т/м³; C_{BB} - цена 1 тонны ВВ, руб/т; η_0 , η_1 - выход горной массы с од-
ного п.м. скважины до и после использования УЗУ соответственно, м³/п.м.

Таким образом, при известных затратах на установку скважинных затво-
ров и УЗУ для конкретных производственных условий, оперируя приведен-
ным выше отношением (1), возможно однозначно дать оценку экономической
целесообразности рассредоточения заряда в скважине.

Анализ результатов промышленного внедрения организационно-
технических решений по формированию рассредоточенных зарядов,
скважинной забоки показывает, что с учетом стоимости скважинных затворов
и УЗУ, экономически целесообразно применение скважинных затворов с
глубины скважины 8-9 метров и более, а универсальных запирающих
устройств (УЗУ) с глубины 9-10 метров и более, и экономический эффект от

их использования находится в линейной зависимости от высоты одновременно взрываемого уступа.

Результаты исследований приняты к использованию ООО «Сибгеопроект», ООО «КРУ Взрывпром», ПАО «Кузбасская топливная компания», ОАО «УК «Кузбассразрезуголь». В рамках опытно-промышленных испытаний было проведено более 430 массовых взрывов с применением разработанных универсальных запирающих устройств, скважинных затворов и придонных компенсаторов (Приложения 1, 2).

Испытаниями, выполненными в период 2012-2017 гг. на разрезах Краснобродский (Краснобродское поле, Новосергеевское поле, Вахрушевское поле), Талдинский (Таллинское поле, Таежное поле, Ерунаковское поле), Бачатский, Кедровский, Виноградовский, Калтанский (Осинниковское поле, Калтанское поле) и Моховский (Моховское поле, Сартакинское поле, Караканское поле), показали, что разработанные организационно-технические решения представляют собой новые способы и устройства для их осуществления и позволяют повысить эффективность использования энергии взрыва за счет совершенствования конструкции скважинного заряда. Внедренные результаты исследования позволяют более эффективно осуществлять буровзрывную подготовку вскрышных уступов, высотой до 30 метров и более.

Применение универсальных запирающих устройств для забойки скважин при взрывании пород, крепостью от 2 до 13, подтвердило снижение объема используемого ВВ в диапазоне 9,5 до 12,3 % в зависимости от крепости взрывааемых пород. Экономия времени на выполнение скважинной забойки с применением УЗУ прямо пропорциональна количеству забоек, выполненных одним работником за смену, и изменяется от 1,2 до 3 мин на одну скважину.

Установлено существенное улучшение фракционного состава взорванной горной массы, что важно для последующей экскавации породы, так как при этом значительно увеличивается выход фракции, размером +100÷+400 мм, и снижается выход негабаритных кусков. Отмечено также уменьшение выхода

мельчайших фракций, размером до +40÷+70 мм, что способствует снижению запыленности рабочих зон горных выработок.

При этом, рассредоточение зарядов в скважинах уменьшает негативное воздействие взрыва на окружающую среду и позволяет снизить удельный расход ВВ на величину до 15,8 %, эффективность которого увеличивается с ростом высоты взрываемого уступа.

Применение УЗУ позволяет снизить негативное воздействие взрыва на окружающую среду и одновременно увеличить объем горной массы, который возможно одновременно подготовить к выемке буровзрывным способом, не нарушая действующих нормативных требований в области безопасности ведения горных работ и охраны окружающей среды.

В целом, экономический эффект от внедрения технологии совершенствования конструкции заряда за период 2012-2017 гг. (установлено 5,5 млн устройств) составил 1,053 млрд руб. Для Тешского участка Осинниковского поля разреза Калтанский в результате перехода на высокие вскрышные уступы прогнозируется увеличение добычи на 7,66 млн т. за весь период отработки, что в целом при минимизации воздействия на окружающую среду обеспечивает продление срока эксплуатации разреза на 3,5 года.

Важной проблемой при переходе к отработке вскрышных пород высокими уступами в период равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши является обеспечение устойчивости уступов и бортов карьера в целом, определяемых с учетом структурного строения массива, тектонических нарушений, особенностей залегания продуктивных слоев, а также сложившейся геомеханической и горнотехнической ситуации. Коэффициент запаса устойчивости борта карьера, при условии отсутствия во вскрышном массиве согласопадающих с откосом высокого уступа поверхностей ослабления, определяется с учетом сдвигающих и удерживающих откос сил, действующих по потенциальной поверхности скольжения. Как указывалось ранее, для рудников Кузбасса безопасность ведения открытых горных работ по условию устойчивого состояния откосов высоких вскрышных уступов и рабочего борта

разреза в целом будет обеспечиваться при величине коэффициента запаса устойчивости не менее 1,2.

На глубоких горизонтах разрезов при переходе на высокие вскрышные уступы приоритетным направлением обеспечения безопасности и повышения эффективности открытых горных работ является развитие интеллектуальных технологий геомеханического мониторинга состояния горного массива вблизи карьерного пространства. Как показала практика открытых разработок, наиболее перспективным решением является применение георадаров, которые позволяют заблаговременно (до 3 часов) надежно прогнозировать развитие критических деформаций бортов и откосов. Благодаря возможности оперативного получения данных по значительной площади, мониторинг состояния прибортового массива с использованием георадаров позволяет в режиме реального времени оценить вероятность развития критических скоростей деформирования прибортового массива, в программном режиме спрогнозировать обрушения откосов и своевременно вывести горно-транспортное оборудование из потенциально опасных зон, что в целом обеспечивает безопасность при разработке глубоких горизонтов карьера высокими вскрышными уступами.

Выводы по 6 главе

1. На основании выполненных исследований обоснована целесообразность перехода на разрезах Кузбасса к производству вскрышных работ высокими уступами. Это позволит увеличить конечную глубину карьера и объем отрабатываемых запасов угля, улучшить режим горных работ и технико-экономические показатели работы разрезов.

2. Максимальное увеличение конечной глубины карьера обеспечивается при переходе к отработке вскрышных пород высокими уступами в момент равенства текущего и граничного коэффициентов вскрыши. При этом объем вскрыши, отрабатываемой в более поздний период, сводится к минимуму.

3. Сравнение экономической эффективности перехода к ведению вскрышных работ высокими уступами на различных этапах эксплуатации разреза

также показало, что начало такого перехода следует связывать с периодом времени, когда текущий коэффициент вскрыши достигает равенства с граничным.

4. Обосновано, что высокий вскрышной уступ целесообразно обрабатывать в два слоя. Оптимальным является применение комплекса оборудования, включающего экскаватор типа драглайн для отработки верхнего слоя с нижним черпанием и погрузкой в транспортные средства на уровне своего стояния и экскаватор типа прямая механическая лопата для отработки нижнего слоя.

5. Обоснованы решения по переходу к производству вскрышных работ высокими уступами на разрезах Кузбасса, что позволит увеличить объем обрабатываемых запасов угля и улучшить технико-экономические показатели.

6. Подтвержденный экономический эффект от внедрения технологии совершенствования конструкции заряда за период 2012-2017 гг. (установлено 5,5 млн устройств) составил 1,053 млрд руб. Для Тешского участка Осинниковского поля разреза Калтанский в результате перехода на высокие вскрышные уступы прогнозируется увеличение добычи на 7,66 млн т. за весь период отработки, что в целом при минимизации воздействия на окружающую среду обеспечивает продление срока эксплуатации разреза на 3,5 года.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации предложены актуальные научно-технические решения по обоснованию условий и сроков эффективного перехода к отработке мощных угольных месторождений высокими вскрышными уступами с учетом горно-технических возможностей и установленных закономерностей изменения параметров систем разработки и приращения границ карьеров, что имеет важное социально-экономическое значение для развития горной промышленности России.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Определены область и границы эффективного применения открытой геотехнологии с высокими вскрышными уступами при различных условиях залегания полезных ископаемых. Доказано, что для углубочной системы разработки с использованием автотранспорта при переходе на работу с высокими вскрышными уступами приоритетными являются горнотехнические системы с непосредственной погрузкой породы в автосамосвалы, либо с предварительным сбросом породы (из верхнего слоя) на концентрационный транспортный горизонт для последующей погрузки всего объема вскрыши из верхнего и нижнего слоев высокого уступа в автосамосвалы.

2. Разработаны и систематизированы технологические схемы отработки высокого вскрышного уступа с использованием автотранспорта с учетом характеристики массива пород, условий погрузки породы, последовательности отработки слоев и сочетания выемочно-погрузочного оборудования. Предпочтительными являются схемы отработки высокого вскрышного уступа двумя слоями: верхнего – с использованием шагающего экскаватора для отработки верхнего слоя с погрузкой на уровне его стояния, нижнего – экскаватором прямой механической лопаты.

3. Обоснован критерий оптимальности технологических решений, предусматривающий отнесение начала осуществления перехода к ведению горных работ высокими вскрышными уступами на момент времени, в который

текущий коэффициент вскрыши достигает граничного значения при соблюдении требуемого запаса устойчивости откосов для безопасного ведения работ при дальнейшем увеличении угла рабочего борта, что позволяет, не превышая значений граничного коэффициента вскрыши, увеличить глубину открытых разработок и извлечь дополнительно проектных запасов полезных ископаемых на 18-23 %.

4. Определены требования к обоснованию параметров механизированных и роботизированных горнотехнических систем при применении высоких уступов: ширины рабочей площадки, ширины транспортных берм, высоты слоев и уступов, угла откоса уступа. Разработана программа для ЭВМ, автоматизирующая процесс оптимизации параметров горнотехнических конструкций, технологических процессов и средств их механизации, позволяющая при отработке угольных месторождений высокими вскрышными уступами установить и визуализировать параметры горнотехнической системы, такие как глубина карьера, положение и угол наклона рабочего борта в момент начала перехода на высокие уступы, количество и порядок формирования высоких вскрышных уступов на каждом этапе перехода, угол наклона рабочего борта на каждом этапе перехода, приращение границ карьера по глубине и по верху, объем отрабатываемой вскрыши и добываемого угля на каждом этапе перехода.

5. Доказано, что подготовку высоких вскрышных уступов целесообразно вести с применением зарядов ВВ с воздушными промежутками для управления объемной концентрацией энергии и улучшения качества подготовки массива к выемке. Определены оптимальные параметры конструкции заряда, зависящие от коэффициента крепости взрывааемых пород и обводненности скважин. Установлено, что при применении универсального запирающего устройства для забойки скважин при взрывании пород с коэффициентом крепости от 2 до 13 относительное снижение объема используемого ВВ прямо пропорционально крепости взрывааемых пород и изменяется в диапазоне от 9,5 до 12,3 %.

6. Установлено, что рассредоточение зарядов в скважинах уменьшает негативное воздействие взрыва на окружающую среду и позволяет снизить удельный расход ВВ до 15,8 %, при этом эффект увеличивается с ростом высоты взрываемого уступа. Получена экспоненциальная зависимость величины абсолютного снижения массы используемого ВВ от крепости взрывае- мых пород f при взрывании для экскаваторов с емкостью ковша 32÷35 м³.

7. Предложены технологические решения по уменьшению объемов выработанного пространства, площади и продолжительности нарушения земель и, как следствие, снижению техногенной нагрузки на окружающую природную среду при разработке мощных месторождений с большой мощностью вскрышных пород с использованием высоких уступов. Установлено, что выбор периода перехода к работе высокими уступами позволяет управлять приращением конечной глубины открытых горных работ и объемами вскрыши, которые могут быть перенесены на более поздний период отработки месторождения. При этом приращение конечной глубины открытых горных работ и объем породы, переносимой на более поздний период отработки, зависят от момента начала перехода на высокие вскрышные уступы и являются величинами обратно пропорциональными.

8. Обоснованы рекомендации по выбору рациональной технологии отработки высоких вскрышных уступов различными комплексами выемочно-погрузочного и горнотранспортного оборудования на разрезах Кузбасса, что позволит увеличить объем отрабатываемых запасов угля и улучшить технико-экономические показатели. Достигнутый экономический эффект, подтвержденный актами внедрения, составил 1,053 млрд руб.

Литература

1. Абдуллаев М.Д. Обоснование методики определения высоты уступа при проектировании открытой разработки крутопадающих месторождений. // Дисс. на соиск. уч. степени к.т.н. – С-Пб., НМСУ «Горный». – 2015. 169с.
2. Авдеев П. Б. Совершенствование экономико-математической модели выбора оптимального варианта открытой разработки месторождений // Вестник ЧитГУ. – 2010. – №4. С. 94-99
3. Агошков М.И. Определение производительности рудника. // Metallurgizdat. – 1948.
4. Акутин Г.К. Степень дробления и высота уступа // Горный журнал. – 1947. №7.
5. Алексеев Ф.К., Мордовой Н.С., Малый И.С. Ведение буровзрывных работ спаренными уступами на карьере Ингулецкого горно-обогатительного комбината // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра. – 1964. – № 54/11. С. 246 – 253.
6. Анистратов К. Ю. Разработка стратегии технического перевооружения карьеров // Горная промышленность. – № 4. – 2012. С. 2-8.
7. Анистратов К. Ю., Градусов М. С., Стремиллов В. Я., Тетерин М. В. Экономико-математическая модель функционирования предприятия технологического карьерного транспорта // – Горная промышленность». – № 1. – 2007. С. 20-24.
8. Анистратов К.Ю. Разработка метода формирования структуры комплексной механизации горных работ на карьерах // Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук. – Апатиты. – ГоИ КНЦ РАН. – 2013. 42 с.
9. Анистратов Ю.И. Методы расчета главных параметров карьера / Учебное пособие // М.: РГГРУ. – 2008.
10. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Проектирование карьеров // М.: Изд. НПК «ГЕМОС Лимитед». – 2003. 176 с.
11. Арсентьев А.И. Вскрытие и система разработки карьерных полей / М.: Недра. – 1981. 280 с.
12. Арсентьев А.И. Определение главных параметров карьеров // М.: Недра. – 1976. 213 с.
13. Арсентьев А.И. Стратегия и тактика проектирования открытых горных работ // Горный журнал. – 2008. – №11. С 54.
14. Арсентьев А.И. Техничко-экономические особенности поэтапной отработки карьерных полей. Развитие теории открытых горных работ // М.:МГИ. – 1991. 321 с.
15. Арсентьев А.И., Полищук А.К. Развитие методов определения границ карьеров // Ленинград: Наука. – 1967. 96 с.

16. Арсентьев А.И., Холодняков Г.А. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений // М.: Недра. – 1994. 336 с.
17. Арсеньев А.И. Определение производительности и границ карьеров // М.: Недра. – 1970. 320 с.
18. Аршавский В.В., Вильгинский В.Б., Корнейчук В.И., Малюгин А.М., Удовичский В.В. Состояние и перспективы совершенствования взрывных работ // Горный журнал. – 2001. – №2. С. 21.
19. Астахов А.С, Малышев Ю.Н., Яновский А.Б. Экономика горного предприятия // М.: Изд. АГН. – 1998. 135 с.
20. Баулин А.В. Обоснование параметров технологии отработки вскрышных пород высокими уступами при транспортной системе разработки на угольных разрезах. – Автореф. канд. дисс. – Москва. – 2002. 23 с.
21. Безопасность при взрывных работах // Сб. докл. кол. авт.; ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». – 2-е изд., испр. и доп. – М. – 2002. 252 с.
22. Березняк М.М., Васильев Е.И., Дранников С.А., Калинин А.В. Открытая разработка свиты наклонных и пологих пластов наклонными уступами // Проектирование и строительство угольных предприятий. – Реф. сб. – 1962. – № 10.
23. Билин А. Л. Развитие методов определения границ карьеров для залежей различной протяженности // Дис. канд. техн. наук. – Апатиты: ГоИ КНЦ РАН. – 1995. 198 с.
24. Бирюков А.В., Кузнецов В.И., Ташкинов А.С. Статистические модели в процессах горного производства // Кемерово: Кузбассвузиздат. –1996. 228с.
25. Бойко Г.Х., Цветков В.И. Новое в производстве и освоении кранлайнов. // Горный журнал.-2001.- №1. С. 51-52.
26. Буткевич Г.Р. О высоких уступах на нерудных карьерах // Горный журнал. – 2000. – №2. С 15.
27. Вайнонен Н. С. Обоснование методики определения границ карьеров при проектировании открытой разработки комплексных рудных месторождений // Дисс. на соиск. уч.степени к.т.н. – С-Пб., НМСУ «Горный». – 2015. 110с.
28. Викторов С.Д. Закалинский В.М. Основы технологии разрушения высоких уступов крупномасштабными взрывами // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2008. – №5. С.196-199.
29. Владимиров Д.Я. Обоснование параметров роботизированных горнотехнических систем при открытой разработке месторождений полезных ископаемых // Автореферат канд. дисс. – Магнитогорск, МГТУ. – 2016. 22 с.
30. Владимиров Д.Я., Клебанов А.Ф. Система управления горно-транспортным

- комплексом "карьер": основные направления модернизации и развития // Горное оборудование и электромеханика. – 2006. – № 8. С. 10-17.
31. Гавришев С.Е. Обоснование организационно-технологических методов повышения надежности и эффективности работы карьеров // Дис. докт. техн. наук. – Магнитогорск. – 2002. 305 с.
32. Гавришев С.Е., Корнилов С.Н., Мельников И.Т., Пыталев И.А. Формирование и освоение горнотехнических сооружений при открытой разработке месторождений полезных ископаемых с целью экологически безопасного размещения промышленных отходов Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – №6. С. 56-66
33. Ганченко М.В., Акишев А.Н., Бахтин В.А. Определение границ и оптимизация технологических параметров открытых горных работ // Горный журнал. – 2005. – №7. С. 77.
34. Гуменик И. Л., Шпортько В. П., Пономорев А. В. Изыскание эффективной технологии отработки высоких уступов на карьерах Докучаевского флюсодоломитного комбината // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2003. – №1.
35. Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И., Терещенко А.А. и др. Дробление горных пород при взрывании спаренных уступов на Центральном и Ингулецком ГОКах в Криворожском бассейне // Сб. «Взрывное дело». – №53/10. – 1963.
36. Друкованный М.Ф., Комир В.М., Кузнецов В.М. Действие взрыва в горных породах // Киев.: Наукова думка. – 1973. 184 с.
37. Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И., Новожилов М.Г., Терещенко А.А. Взрывание высоких уступов // – М.: Недра. – 1964. 108 с.
38. Друкованный М.Ф., Комир В.М., Кузнецов В.М. Действие взрыва в горных породах // Киев.: Наукова думка. – 1973. 184 с.
39. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом: ПБ 03-498-02.
40. Епифанова М.В., Федоров С.А., Козырев А.А., Рыбин В.В., Волков Ю.И. Инженерно-геологические аспекты проектирования глубокого карьера Ковдорского ГОКа // Горный журнал. – 2007. – №9. С 30.
41. Иванов Е.Д. Обоснование режима горных работ и главных параметров карьеров при открытой разработке сближенных алмазоносных кимберлитовых трубок // Автореф. канд. диссерт. – М. – 2011.
42. Инструкция о порядке разработки, согласования утверждения и составления проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений. СНиП – 01 – 95. – Минстрой России, 1995. – 13 с.
43. Истомин В.В. Главные параметры карьера проблемы установления // Горный журнал. – 2004. – №2.

44. Калинин А.В. Исследование технологии разработки угольных месторождений Южного Кузбасса // Автореф. канд. дисс. – Кемерово. – 1965.
45. Клевцов И.В., Федоренко П.И. Схемы взрывания на карьерах и качество дробления горной массы // К.: Техника. – 1981. 104 с.
46. Ковалев В.А., Федотеко В.С. Технологические аспекты перехода разрезов Кузбасса на ведение работ высокими вскрышными уступами // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – №5. С. 5-14.
47. Колесников В.Ф., Корякин А.И., Селюков А.В. Обоснование высоты вскрышного уступа при переходе из угленасыщенной зоны в безугольную. // Сб. трудов XII Международной научно-практич. конфер. «Энергетическая безопасность России: новые подходы к развитию угольной промышленности». – Кемерово. – 2010. С.140 – 143.
48. Корнилков С.В. Управление рабочей зоной действующих и проектируемых глубоких карьеров // автореферат дис. ... доктора технических наук. – Екатеринбург/ – 1997. 35 с.
49. Кортелев О.Б., Молотилов С.Г., Норри В.К. Интенсификация горных работ на карьерах // Горный журнал. – 2005. – №12. С 115.
50. Кузнецов В.И., Ермолаев В.А., Ташкинов А.С., Ненашев А.С. Новые решения в технологии ведения горных работ на разрезах Кузбасса // Кемеровское книжное издательство. – Кемерово. – 1994. 152 с.
51. Кузнецов И.А. Основные расчеты при разработке рудных месторождений. Часть вторая: открытые работы // М - Л. Горгеолгиз. – 1932. 246 с.
52. Кузнецов И.А. Разработка рудных месторождений, Т.І. Вскрытие месторождений // М. – Л.: Госгориздат. – 1932. 248 с
53. Линев В.П., Рубенштейн С.Б., Холодняков Г.А. Регулирование текущего коэффициента вскрыши углом наклона рабочих бортов карьера // Горный журнал. – 2001. – №5. С 23.
54. Марков Е.Е. Граничный коэффициент вскрыши при комплексном освоении месторождений. Проектирование открытой разработки месторождений // Сб. науч. трудов. – Л.:ЛГИ. – 1984. С. 15-19.
55. Мартыненко В.П. Обоснование рациональных параметров горных работ глубоких карьеров при внутреннем отвалообразовании // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 1998. – №3. 146-150
56. Матва С.В, Кокин С.В., Литвин Ю.И., Протасов С.И., Корнев Г.Н., Федотенко В.С. Совершенствование способов буровзрывной подготовки пород на предприятиях ОАО «УК «Кузбассразрезуголь». // Уголь. – 2015. –№12. С.24-31.
57. Мельников Н.В. Влияние конструкции заряда на результаты взрывных работ // Разрушение и механика горных пород. – Госгортехизда. – 1962.

58. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам // М.: Недра. – 1982. 414с.
59. Мельников Н.В. Теория и практика открытых горных разработок // М.: Недра. – 1975.
60. Мельников Н.В., Марченко И.А., Жариков И.Ф., Сеинов Н.П. Метод улучшения дробления пород взрывом // ФТПРПИ. – 1979. – №6. С. 32-34.
61. Мельников Н.В., Фадеев Б.В. К решению научных и технических проблем глубоких карьеров // В кн.: Глубокие карьеры. – Киев: Наукова думка. – 1970. 453 с.
62. Мельников Н.Н., Козырев А.А., Решетняк С.П. и др. Оптимизация конструкций бортов карьеров Кольского полуострова в конечном положении // Сб. тр.Инновационный потенциал Кольской науки. – Апатиты. –КНЦ РАН. – 2005. С. 65–70.
63. Методика стоимостной оценки запасов твердых полезных ископаемых // М. – 2004. 42 с.
64. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов // Утв. 21.06.1999 N ВК 477.
65. Научные основы проектирования карьеров // Под общей редакцией Ржевского В.В., Новожилова М.Г., Юматова Б.П. и др. – М.: Недра. – 1971. 600 с.
66. Ненашев А.С., Ермолаев В.А., Усенко С.П., Федотенко С.М., Гойхман Э.Э., Ташкинов А.С. Технологические схемы разработки высоких уступов на разрезах Кузбасса // Кузнецкий филиал НИИОГР. – ПО «Кемеровоуголь». – Кемерово. – 1987. 94с.
67. Ненашев А.С., Проноза В.Г., Федотенко В.С. Технология ведения горных работ на разрезах при разработке сложноструктурных месторождений // Учебное пособие. – Кемерово: Кузбассвузиздат. – 2010. 248 с.
68. Ненашев А.С., Федотенко В.С. Технология проведения скользящего съезда (выездной траншеи) экскаватором «обратная лопата» // Вестник КузГТУ. – 2011. – № 5. С. 23 – 27.
69. Ненашев А.С., Федотенко С.М., Федотенко В.С. Система разработки с внутренним отвалообразованием для крутопадающих и наклонных угольных месторождений Кузбасса // ТЭК и ресурсы Кузбасса. – 2013. – №4. С. 48-54.
70. Новожилов М.Г. Открытые горные работы // М.: Госгортехиздат. – 1961. 476 с.
71. Новожилов М.Г., Друкованный М.Ф., Комир В.М. Исследование эффективности зарядов с воздушными промежутками // Сб. Взрывное дело. – №54/11. – Госгортехиздат. – 1963.

72. Новожилов М.Г., Друкованый М.Ф., Ефремов Э.И., Шестаков М.М., Терещенко А.А., Пильник И.Л. Опыт взрывания высоких уступов на КДГОКе // Горный журнал. – 1963. – № 11.
73. Новожилов М.Г., Друкованый М.Ф., Тартаковский Б.Н., Ефремов Э.И., Гаврилюк И.И. К вопросу о целесообразности применения высоких уступов на флюсовых карьерах // Труды УкрНИИПроекта. – Киев. – 1963.
74. Новожилов М.Г., Куценко В.И., Дриженко А.Ю. Оптимизация параметров высоких уступов при разработке глубоких горизонтов карьеров // Горный журнал. – N 2. – 1983. С.14-18.
75. Новожилов М.Г., Хохряков В.С., Пчелкин Г.Д. и др. Технология и комплексная механизация // В кн.: Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. – Ч. 2. – М.: Недра. – 1971. 552 с.
76. Оверченко М. Н. Рациональные конструкции зарядов эмульсионных ВВ, обеспечивающие эффективное дробление горных пород на высоких уступах карьеров // Автореферат канд. дисс. – М., МГГУ. – 2004. 22 с.
77. Ольховатенко В.Б. Инженерно-геологические условия строительства крупных карьеров в Кузнецком угольном бассейне // Томск.: Издательство томского университета. – 1976. 212 с;
78. Опанасенко П.И. Обоснование технологических схем высокоуступной технологии вскрышных работ с применением выемочно-погрузочных драглайнов при транспортных системах разработки // Автореф. канд. дисс. – М. – 2010.
79. Панченко А. В. Маркшейдерская оценка устойчивости криволинейного в плане борта карьера / Дисс. на соиск. уч. степени к.т.н. – СПб. – НМСУ «Горный». – 2014. 119 с.
80. Пастихин Д.В., Аникин К.В., Толипов Н.У., Иванов Е.Д. Обоснование конструкции рабочего борта глубоких карьеров // М.: Издательство «Горная книга». – 2011. 22 с.
81. Патент РФ на изобретение 2235971 Российская Федерация. Способ рассредоточения заряда в скважине / Федотенко С. М.; // Оpubл. 10.09.2004. – Бюл. №25.
82. Патент РФ на изобретение 2319924. Способ рассредоточения заряда в скважине / Федотенко С. М., Федотенко В. С. // Оpubл. 20.03.2008. – Бюл. №8.
83. Патент РФ на изобретение 2379621. Способ рассредоточения заряда в скважине / Федотенко С. М., Федотенко В. С. Федотенко Н. А. // Оpubл. 20.01.2010. – Бюл. №2.
84. Патент РФ на изобретение 2401416 Российская Федерация. Подвесная скважинная забойка / Федотенко С. М., Федотенко В. С. Федотенко Н. А./ Оpubл. 10.10.2010. – Бюл. №28.

85. Патент РФ на изобретение 2490463 2371671 Подвесная скважинная забойка / Федотенко С. М., Федотенко В. С. Федотенко Н. А.// Оpubл. 27.10.2009, Бюл. №30.
86. Патент РФ на изобретение 2498210. Способ ведения взрывных работ / В. С. Федотенко, А. С. Ташкинов, В. П. Макшеев, С. М. Федотенко, С. В. Кокин, Д. А. Поклонов. – Оpubл. 10.11.2013, Бюл. № 31.
87. Патент РФ на изобретение № 2319924 Способ рассредоточения заряда в скважине / С.М. Федотенко, В.С. Федотенко. – Оpubл. 20.03 2008, Бюл. № 8.
88. Патент РФ на изобретение № 2374603 Способ рассредоточения заряда в обводненной скважине и устройство для его осуществления / С.М. Федотенко, С.В. Кокин, И.В. Стрельников, В.А. Митюковский, В.С. Федотенко. – Оpubл. 27.11.2009. – Бюл. № 33.
89. Патент на полезную модель 140585 РФ. Устройство для рассредоточения заряда взрывчатого вещества в скважине / В. С. Федотенко, Н. В. Елесина, Н. А. Федотенко, С. М. Федотенко. – Оpubл. 10.05.2014, Бюл. № 13.
90. Патент РФ на изобретение № 2490463. Способ отработки рабочего борта карьера высокими уступами / В.С. Федотенко, А.С. Ненашев, В.П. Макшеев. – Оpubл. 20.08.2013. – Бюл. № 23.
91. Патент РФ на изобретение №2079609. Погрузочный экскаватор-драглайн // Авт.: Трубецкой К.Н. Малышев Б.Н., Сеинов Н.П., Киселев Н.Н., Сидоренко И.А., Домбровский А.Н. и др. Оpubл. 20.06.1997г.
92. Патент РФ на изобретение №2492324. Способ определения границ карьера / Федотенко В.С., Ненашев А.С// Оpubл. 10.09.2013г. – Бюл. №25.
93. Перников В. В. Эколого-экономическая оценка эффективности открытой разработки месторождений энергетических углей с учетом ценности запасов // Дисс. на соиск. уч.степени к.т.н. – М., МГГУ. – 2009. 106 с.
94. Пешков А.А. Управление развитием горных работ на глубоких карьера // Автореферат докт. дисс. – ИПКОН. – 1997.
95. Полтаращенко Д.С. Определение параметров буровзрывных работ, обеспечивающих качественное разрушение уступов увеличенной высоты. / Вестник КДПУ им. М. Остроградского. – Выпуск 2. –2008 (49). С. 106-108.
96. Попов С.И. Современное определение угла погашения и глубины открытых работ // Сб. «Горное дело». Тр. Горно-металург. инст. – Metallurgizdat. – Свердловск. – 1951.
97. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом: ПБ 05-619-03.
98. Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К. Целесообразная технология открытой разработки месторождений с применением автотранспорта // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – №7. С. 64-70

99. Репин Н.Я. Буровзрывные работы на угольных разрезах / Н.Я. Репин, В.П. Богатырев, В.Д. Буткин, А.В. Бирюков, А.А. Звонов, И.А. Паначев, А.С. Ташкинов. – М.: Недра, 1987, 254с.
100. Репин Н.Я. Подготовка горных пород к выемке // М.:МГГУ. – 2009. 200с.
101. Репин Н.Я. Ташкинов А.С., Богатырев В.П. и др. Буровзрывные работы на угольных разрезах // М.: Недра. – 1987. 254 с.
102. Ржевский В.В. Открытые горные работы. 4.2.Технология и комплексная механизация // М.: Недра. – 1985. 550 с.
103. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1 // М.:Недра. – 1985. 512с.
104. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 2 // М.:Недра. – 1985. 549с.
105. Ржевский В.В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды // М.: Углетехиздат. – 1957. 200 с.
106. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ // М.: Недра. – 1980. 624 с.
107. Рунова С. В. Создание метода определения главных параметров карьера путём объёмно-поэтапного моделирования рабочей зоны карьера в интерактивном режиме на ЭВМ // Дис. .канд. техн. наук. – М.: РГГРУ. – 2011. 120 с.
108. Рыльникова М. В., Федотенко В. С., Есина Е. Н. Применение автоматизированных систем и технологий при открытой разработке угольных месторождений высокими вскрышными уступами // Горный журнал. – 2018. – №1. – С. 32-36.
109. Рыльникова М. В., Федотенко В. С., Есина Е. Н. Совершенствование нормативно-правовой базы обеспечения экологической и промышленной безопасности горных работ – основа внедрения инновационных геотехнологий // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2018. – №5.
110. Рыльникова М.В. и др. Роботизированные геотехнологии как путь повышения эффективности и экологизации освоения недр // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 1. С. 92–101.
111. Рыльникова М.В., Федотенко В.С. Обоснование параметров горнотехнических систем на завершающей стадии эксплуатации месторождения при применении роботизированной геотехнологии с высокими вскрышными уступами // Комбинированная геотехнология: ресурсосбережение и энергоэффективность. – Труды Международной научно-технической конференции. – Магнитогорск. – 2017. С. 117-120.

112. Рыльникова М.В., Федотенко В.С., Есина Е.Н. Обоснование параметров эффективного перехода на высокие вскрышные уступы для повышения полноты освоения месторождения открытым способом и экологической безопасности горных работ // Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность – 2017: Сборник статей по материалам научно-практической конференции с международным участием «Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность – 2017» / Севастополь: СевГУ. – 2017. С. 1302-1305.
113. Рыльникова М.В., Федотенко В.С., Есина Е.Н. Применение автоматизированных систем и технологий при открытой разработке угольных месторождений высокими вскрышными уступами / Сб.тезисов докладов Международной научно-практической конференции, посвященной 185-летию кафедры "Горное искусство" «Горное дело в 21 веке: технологии, наука, образование». – СПб: Санкт-Петербургский горный университет. С. 63-64
114. Рыльникова М.В., Федотенко В.С., Есина Е.Н. Эколого-экономическая эффективность открытой разработки наклонных и крутопадающих месторождений высокими вскрышными уступами / Материалы международной научно-практической конференции «Проблемы и решения в экологии горного дела». – М: ВНИИПромтехнологии. – 2017. С.24-28.
115. Савицкий Е.В. Обоснование технологических параметров разработки глубоких железорудных карьеров высокими уступами // Автореферат канд. дисс. – М., РУДН. – 1996. 20 с.
116. Саканцев Г.Г. Геотехнологические основы внутреннего отвалообразования при разработке глубокозалегающих месторождений ограниченной длины // Дисс. на соиск. уч.степени доктора технических наук. – Екатеринбург. – ИГД УО РАН. – 2012. 206 с.
117. Саканцев М. Г. Оптимизация границ глубоких карьеров цветной металлургии // Дис. . канд. техн. Наук. – Свердловск. – 1983. 246 с.
118. Сапрыкин Е.И. Федотенко С.М., Гришин С.В. и др. Оптимизация взрывных работ на разрезах угольной компании "Кузбассразрезуголь" // Горный журнал. – 2006. – №11.
119. Сеинов Н.П., Жариков И.Ф. Ведение взрывных работ на угольных разрезах // М.: ИГД им. Скочинского. – 1984. 28 с.
120. Соколовский А.В. Методология проектирования технологического развития действующих карьеров // Дис. ...докт. техн. наук. – М., 2009. – 262 с.
121. Терминологический словарь Горное дело // М.: Горная книга. – 2016. 642 с.
122. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах // НИИОГР. – Челябинск. – 1991. 328 с.

123. Томаков П. И. Интенсификация использования оборудования на карьерах // М.: Недра. – 1980. 219 с.
124. Томаков П.И., Лоханов Б.Н., Ненашев А.С. О целесообразности полной завалки выработанного пространства разрезов // Сб. тр. «Совершенствование технологии и организации открытой угледобычи в Кузбассе». – УкрНИИПроект. – Киев. – 1973. С. 14 – 21.
125. Томаков П.И., Манкевич В.В. Открытая разработка угольных и рудных месторождений // М.: МГТУ. – 1995. 365 с.
126. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ // М.:Недра. – 1978. 296с.
127. Трубецкой К.Н., Сеинов Н.П., Киселев Н.Н., Сидоренко И.А., Кранлайны – техника открытых горных работ XXI века. // Уголь. – 1999. – №11. С.46-49.
128. Трубецкой К.Н. Справочник. Открытые горные работы // Москва. – 1994.
129. Трубецкой К.Н., Владимиров Д.Я., Пыталев И.А., Попова Т.М. Роботизированные горнотехнические системы при открытой разработке месторождений полезных ископаемых // Горный журнал. – 2016. – №5.
130. Трубецкой К.Н., Домбровский А.Н., Котровский М.Н., Федоров А.В., Шорохов В.П., Кисляков В.Е., Бобров С.А., Никитин А.В. Модернизация выемочно-погрузочных работ при применении кранлайнов на угольных разрезах Канско-Ачинского бассейна // Журнал СФУ. Серия «Техника и технология». – 2012. – т. 5. – №4. С 382-388.
131. Трубецкой К.Н., Домбровский А.Н., Сидоренко И.А., Сеинов Н.П., Киселев Н.Н. Высокоуступная технология открытых горных работ на основе применения кранлайнов // Горный журнал. – 2005. – №4. С 40.
132. Трубецкой К.Н., Домбровский А.Н., Сидоренко И.А., Сеинов Н.П., Киселев Н.Н. Высокоуступная технология открытых горных работ на основе применения кранлайнов // Горный журнал. – 2005. – № 4. С. 40 – 43.
133. Трубецкой К.Н., Киселев Н.Н., Домбровский А.Н., Сидоренко И.А. и др. Кранлайн – новый вид шагающего драглайна. // Горная промышленность. – 1999. – №3. С.32-35.
134. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров: Учеб. для вузов в 2 т. // 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство академии горных наук. – 2001. – Т. 1. – 519 с.
135. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров // М. – 2009. 694 с.
136. Трубецкой К.Н., Сидоренко И.А., Сеинов Н.П., Самородов Ю.П. Технология отработки вскрыши высокими уступами с применением экскаваторов-кранлайнов. // Горный журнал. – 2000. – №3. С.31-34.

137. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых", Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 11.12.2013
138. Федотенко В. С., Рыльникова М. В., Есина Е. Н. Влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на параметры горнотехнических систем отработки угольных месторождений с высокими вскрышными уступами / Горный информационно-аналитический бюллетень. – Специальный выпуск №38. – 2017. – С. 166-180.
139. Федотенко В. С. Выбор комплексов горного и транспортного оборудования для отработки высокого вскрышного уступа // Вестн. КГТУ. — 2012. — № 2.
140. Федотенко В.С. Есина Е.Н. Специфика геомеханического обеспечения перехода на отработку угольных месторождений высокими уступами // Комбинированная геотехнология: ресурсосбережение и энергоэффективность. Труды Международной научно-технической конференции. – Магнитогорск. – 2017. С. 160-162.
141. Федотенко В.С. Обоснование проектных решений по производству вскрышных работ высокими уступами на разрезах Кузбасса // Диссертация канд.техн.наук. – М., МГГУ. – 2012. 157 с.
142. Федотенко В.С., Есина Е.Н. Определение рациональных технологических параметров отработки угольных месторождений высокими вскрышными уступами // 50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли. Материалы Международной научно-практической конференции. 13-16 ноября 2017 г. – М: ИПКОН РАН. – 2017. С 331-335.
143. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов // 2-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра. – 1965. 378 с.
144. Фишер Ф. Природа критического состояния // М.: Мир. –1968. 222с.
145. Холодняков Г.А. Методология проектирования основных параметров открытой разработки комплексных месторождений полезных ископаемых // Автореф. дис. . д-ра техн. Наук. – Л. – 1988. 45 с.
146. Холодняков Г.А., Абдуллаев М.Д Основные горнотехнические факторы, определяющие рациональную высоту уступа в карьере // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – №6. С. 147-149
147. Холодняков Г.А., Вайнонен Н.С., Обожин А.А Определение границ открытой разработки комплексных месторождений по контурному коэффициенту добычи // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – №6. 125-128
148. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М. – 1992. 383 с.
149. Хохряков В.С. Исследование этапов развития и экономичности открытых горных работ в глубоких карьерах // Автореф. докт. дисс. М. – 1966.

150. Хохряков В.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок. / Уральская Гос. Горно-геолог. академия. – Екатеринбург. – 1996. 180с.
151. Чурилов Н.Г., Семенов В.В., Рыбаков В.П. Современное состояние и перспективы развития карьера и отвалов // Горный журнал. – 2001. – №6. С 32.
152. Шешко Е.Ф. Основы проектирования угольных карьеров // М.: Углетехиздат. – 1950. 335с.
153. Шешко Е.Ф., Ржевский В.В. Основы проектирования карьеров // М.: Углетехиздат. –1958. 338с.
154. Шибаетов Е.В. Оценка эффективности работы угольных предприятий с открытым способом добычи // Горный журнал. – 2001. – №1. С 19.
155. Шпанский О.В. Развитие основ горно-геометрического моделирования карьеров при проектировании разработки крутопадающих месторождений // Дисс. на соиск. уч.степени доктора технических наук. – Санкт-Петербург, СПбГГИ. – 1999. 324 с.
156. Юматов Б.П. Использование нового метода определения экономической эффективности капитальных вложений для обоснования границ карьеров и их производительности // Тр. Всесоюзн. межвуз. научн. Конфер. – Изд. «Высшая школа». – М. – 1962.
157. Юматов Б.П. Определение экономической эффективности капиталовложений и глубины карьера при комбинированной разработке месторождений // Горный журнал. – 1961. – №2.
158. Яковлев В.Л., Саканцев М.Г., Артемьев Э.П., Ермаков Н.И., Контеев О.Ю. Совершенствование технологии постановки уступов и бортов карьеров в конечное положение // Горный журнал. – 2005 – №12. С 95.
159. Яковлев В.Л., Саканцев М.Г., Саканцев Г.Г. Границы карьеров при проектировании разработки сложноструктурных месторождений // Екатеринбург. – УрО РАН. – 2009. – 302 с.
160. Beale G. and Read J. Guidelines for Evaluating Water in Pit Slope Stability // CSIRO. – 2013. 615 p.
161. Kovalev V.A., Fedotenko V.S. Technological aspects of transition to high bench stripping in Kuzbass // Journal of Mining Science. – 2015. – Т. 51. – № 5. С. 865-872.
162. Read J., Stacey P. Guidelines for Open pit slope design // CSIRO 2009. – 496p.
163. Thompson R., Hahn S., Pastor S. Development of mine haul road surfacing condition monitoring through digital image processing // Mining Engineering. – 2015. –Vol. 67. –No. 9. P. 34-45.
164. Tonderai Chiwaye H. A comparison of the limit equilibrium and numerical modeling approaches to risk analysis for open pit mine slopes // Dissertation for to degree of Master of Science in Engineering. – Johannesburg : University of the Witwatersrand. – 2010. 145 p.



ОТКРЫТОЕ АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО
«УГОЛЬНАЯ КОМПАНИЯ «КУЗБАССРАЗРЕЗУГОЛЬ»

Пионерский бульвар, 4а, г. Кемерово, Россия, 650054
Тел (3842)44-03-00 факс (3842)44-06-58 E-mail: office@kru.ru
ОКПО 14788090 ОГРН 1034205040935 ИНН/КПП 4205049090/424950001



_____ № _____
на № _____ от _____

УТВЕРЖДАЮ

Заместитель директора
– технический директор
ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»



Матва С.В.
2018 г.

АКТ

внедрения результатов диссертационного исследования
«Обоснование параметров и разработка технологии
эффективного перехода к отработке мощных угольных месторождений
высокими вскрышными уступами», автор Федотенко В.С.

1. Перечень внедренных организационно-технических решений

Универсальные запирающие устройства.
Скважинные затворы.
Придонные компенсаторы.

2. Новизна

В рамках исследования проведено 429 массовых опытно-промышленных взрывов.
Разработанные организационно-технические решения представляют собой новые
способы и устройства для их осуществления, позволяющие повысить эффективность
использования энергии взрыва за счет совершенствования конструкции скважинного заряда.
Внедренные результаты исследования позволяют более эффективно осуществлять
буровзрывную подготовку вскрышных уступов высотой до 60 метров.

3. Место установки

Филиалы ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»:
«Бачатский угольный разрез»;
«Калтанский угольный разрез» (Осинниковское поле, Калтанское поле);
«Кедровский угольный разрез»;
«Краснобродский угольный разрез» (Краснобродское поле, Новосергеевское поле,
Вахрушевское поле);
«Моховский угольный разрез» (Моховское поле, Сартакинское поле, Караканское поле);
«Талдинский угольный разрез» (Талдинское поле, Таежное поле, Ерунаковское поле).

4. Продолжительность промышленного использования внедренных решений С 2012 года по настоящее время

5. Техническая эффективность

При применении УЗУ для забойки скважин при взрывании пород крепостью от 2 до 13 относительное снижение объема используемого ВВ прямо пропорционально крепости взрываемых пород и находится в диапазоне 9,5 до 12,3 %.

Применение УЗУ позволяет снизить негативное воздействие взрыва на окружающую среду и одновременно увеличить объем горной массы, который возможно одновременно подготовить к выемке буровзрывным способом не нарушая действующих нормативных требований в области безопасности ведения горных работ и охраны окружающей среды.

Экономия времени на выполнение скважинной забойки с применением УЗУ прямо пропорциональна количеству забоек, выполненных одним работником за смену и изменяется от 1,2 до 3 мин на одну скважину.

Установлено, что рассредоточение зарядов в скважинах уменьшает негативное воздействие взрыва на окружающую среду и позволяет снизить удельный расход ВВ на величину до 15,8 %, при этом эффект увеличивается с ростом высоты взрываемого уступа.

6. Экономическая эффективность

Заключается в фактическом снижении массы применяемых взрывчатых веществ за период 2013 – 2017 годы в размере порядка 62 тыс. тонн, что в стоимостном выражении составляет 1 млрд руб.

Генеральный директор
ООО «КРУ Взрывпром»



С.В. Кокин



**Кузбасская
топливная компания**

УТВЕРЖДАЮ:
Технический директор
ПАО «Кузбасская топливная
компания»

Публичное акционерное общество
«Кузбасская Топливная Компания»
Россия, 650991, Кемерово, ул. 50 лет Октября, 4
Телефон: +7 (3842) 77 18 80
E-mail: company@oaotk.ru
Сайт: ktk.company



_____ А.А. Поклонов

_____ 2018 г.

От _____ № _____

На № _____ от _____

АКТ

внедрения результатов диссертационного исследования
«Обоснование параметров и разработка технологии
эффективного перехода к отработке мощных угольных месторождений
высокими вскрышными уступами».
(автор Федотенко В.С.)

1. Перечень внедренных организационно-технических решений

Универсальные запирающие устройства.

Скважинные затворы.

Придонные компенсаторы.

2. Новизна

Разработанные организационно-технические решения представляют собой новые способы и устройства для их осуществления, позволяющие повысить эффективность использования энергии взрыва за счет совершенствования конструкции скважинного заряда. Внедренные результаты исследования позволяют более эффективно осуществлять буровзрывную подготовку вскрышных уступов высотой до 30 метров.



3. Место установки

Разрез «Виноградовский».

4. Продолжительность промышленного использования

С 2015 года по настоящее время.

5. Техническая эффективность

Применение УЗУ позволяет снизить негативное воздействие взрыва на окружающую среду и одновременно увеличить объем горной массы, который возможно одновременно подготовить к выемке буровзрывным способом, не нарушая действующих нормативных требований в области безопасности ведения горных работ и охраны окружающей среды.

Установлено, что рассредоточение зарядов в скважинах уменьшает негативное воздействие взрыва на окружающую среду и позволяет снизить удельный расход ВВ, при этом эффект увеличивается с ростом высоты взрываемого уступа.

6. Экономическая эффективность

Заключается в фактическом снижении массы применяемых взрывчатых веществ за период 2015 – 2017 годы в размере 3,25 тыс. тонн, что в стоимостном выражении составляет 52,44 млн руб.

Начальник Управления перспективного
развития горного производства

В.П.Жариков