

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

На правах рукописи

ДО НГОК ХОАН



**ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СОВМЕСТНОЙ ОТРАБОТКИ
УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН
(ВЬЕТНАМ) ГРУППОЙ РАЗРЕЗОВ**

Специальность 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и
строительная)

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени кандидата технических наук

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

Санкт-Петербург – 2020

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1 АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	10
1.1 АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ.....	10
1.2 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ ВЬЕТНАМА.....	18
1.3 ОСНОВНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЬЕТНАМА.....	22
1.4 ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 1.....	26
ГЛАВА 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГРУППОЙ РАЗРЕЗОВ.....	28
2.1 АНАЛИЗ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКШАУ, ДЕОНАЙ И КАОШОН.....	28
2.2 АНАЛИЗ И ОЦЕНКА ВЫБОРА ВЫСОТЫ УСТУПОВ ДЛЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ КОКШАУ, ДЕОНАЙ И КАОШОН.....	43
2.3 АНАЛИЗ И ОЦЕНКА ВЫБОРА ШИРИНЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК ДЛЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ КОКШАУ, ДЕОНАЙ И КАОШОН.....	50
2.4 ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 2.....	55
ГЛАВА 3 ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО ВАРИАНТА СОВМЕСТНОЙ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РАЗРЕЗАМИ ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН (ВЬЕТНАМ).....	56
3.1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ГРАНИЦ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН.....	56
3.2 ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ СОВМЕСТНОЙ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН (ВЬЕТНАМ).....	68
3.3 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГРУППЫ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ В ЕДИНОЙ СИСТЕМЕ.....	87
3.4 ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 3.....	90
ГЛАВА 4. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН.....	92
4.1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ.....	92
4.2 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИЁМНОЙ СПОСОБНОСТИ ОТВАЛОВ ПРИ СОВМЕСТНОЙ	

ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРУППОЙ РАЗРЕЗОВ.....	116
4.3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО ЗАЩИТЕ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ ГРУППЫ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ ОТ ВОДОПРИТОКОВ	131
4.4 ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 4.....	144
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	145
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	148

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования

Угольная промышленность Вьетнама занимает стратегическое положение в экономике страны. Правительство рассматривает новые планы для реализации угольных энергетических проектов, требующих увеличения объемов добычи угля на угольных разрезах и шахтах. Целью реализации угольных энергетических проектов является увеличение удовлетворения спроса на поставки электроэнергии в основные промышленные центры на севере и юге страны.

В 2005 году была основана компания VINACOMIN в результате слияния Vinacoal и Vietnam Mineral Corp. (Vimico). VINACOMIN Holding Corporation Ltd. обладает 54 угледобывающими предприятиями и является крупнейшей угледобывающей компанией во Вьетнаме.

Государственная компания VINACOMIN имеет 15 угольных разрезов, в том числе 5 крупных разрезов и 30 угольных шахт. Почти 95% объемов добычи угля во Вьетнаме приходится на компанию VINACOMIN.

Согласно Генеральному плану развития угольной промышленности Вьетнама до 2030 года общий объем добычи угля должен составить 60 млн. т (2020 год), 65 - 70 млн. т (2025 год) и 65 - 75 млн. т (2030 год). Кроме того, добычу угля во Вьетнаме осуществляет компания Вьетминдо, расположенная в районе Вангзань - Уонгби в провинции Куангнинь. Это совместное предприятие угольной компанией Uong-Bi (дочерняя компания VINACOMIN) и индонезийской компании.

Крупнейшими по геологическим запасам являются такие угольные месторождения как Кокшау (500 млн. т), Деонай (250 млн. т), Хату (350 млн. т), Каошон (400 млн. т), Маохе (381 млн. т), Вангзань (около 400 млн. т).

Открытая разработка угольных месторождений группой разрезов в единой горно-технологической системе позволяет обеспечить достижение установленной производительности и эффективности работы угледобывающего предприятия с учетом требований к качеству конечной продукции.

Однако, до настоящего времени не обоснованы технологии совместной отработки угольных месторождений группой разрезов в единой горно-

технологической системе, учитывающие сложные климатические, горнотехнические и горногеологические условия Вьетнама.

Предложенные ранее рекомендации по отработке угольных месторождений Вьетнама разрезми, как правило, имеют локальный характер, без учёта особенностей работы технологических комплексов горно-транспортного оборудования в единой горнотехнической системе группы разрезов.

Таким образом, обоснование и разработка технологии отработки угольных месторождений Вьетнама группой разрезов в единой горно-технологической системе, обеспечивающей достижение установленной производительности и эффективности работы угледобывающего предприятия, является актуальной научной задачей.

Степень разработанности темы исследования

Решением проблем разработки технологии отработки угольных месторождений группой разрезов занимались ряд ученых, среди которых можно отметить работы Веницкого К.Е., Ржевского В.В., Мельникова Н.В., Новожилова М.Г., Трубецкого К.Н., Анистратова Ю.И., Щадова М.И., Арсентьева А.И., С.И. Фомин, Холоднякова Г.А. и другие.

Целью работы является обоснование и разработка технологии отработки угольных месторождений Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам) группой разрезов в единой горно-технологической системе, на основе определения рациональных параметров системы разработки, обеспечивающей достижение установленной производительности и повышение экономической эффективности открытой геотехнологии.

Основная идея работы – обоснование и определение рациональных параметров технологических схем совместной открытой разработки угольных месторождений группой разрезов в единой горнотехнической системе должно базироваться на разработанных методах, с учетом горно-геологических, горнотехнических условий месторождений Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам), обеспечивающих повышение экономической эффективности технологических решений.

Основные задачи исследований:

- Анализ особенностей технологий открытой разработки угольных месторождений Вьетнама.
- Разработка технологических схем открытой разработки угольных месторождений Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам) в общей горнотехнической системе группой разрезов.
- Обоснование варианта совместной отработки угольных месторождений Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам) разрезами с учётом определения рациональных границ разрезов группы.
- Определение рациональных параметров технологических схем добычи угля с учётом горно-геологических и горнотехнических особенностей открытой разработки угольных месторождений Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам) группой разрезов.

Научная новизна:

- Обоснованы и разработаны технологические схемы ведения горных работ с использованием гидравлических экскаваторов для горно-геологических и горнотехнических условий открытой разработки угольных месторождений Вьетнама группой разрезов.
- Установлена закономерность, характеризующаяся увеличением эффективности работы единой горнотехнической системы-разрез по сравнению с отдельным разрезом группы.
- Обоснован показатель оценки экономической эффективности открытой разработки угольного месторождения в общей горнотехнической системе группой разрезов, с учётом технологических ограничений.

Теоретическая и практическая значимость работы:

1. Обоснована и разработана модель оценки эффективности реализации геотехнологии для горнотехнических условий открытой разработки группой разрезов угольных месторождений в единой административной системе.
2. Разработаны технологические схемы с учётом горно-геологических и горнотехнических особенностей открытой разработки угольных месторождений

Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам) группой разрезов, установленных рациональных параметров систем разработки добычи угля.

Методология и методы исследования

Для решения поставленных в диссертации задач применён системный анализ геотехнологий совместной открытой разработки угольных месторождений группой разрезов, горнотехнических и горно-геологических условий угольных разрезов Вьетнама, изучение и анализ технико-экономических показателей работы угледобывающих предприятий Вьетнама, горно-геометрический анализ, графоаналитический метод исследований развития рабочей зоны угольных разрезов, технико-экономические расчеты.

Соответствие паспорту специальности

Тема исследования соответствует п.1 «Изучение горно-геологических и горнотехнических условий и характеристик месторождений твердых полезных ископаемых.», п.4 «Создание и научное обоснование технологии разработки природных и техногенных месторождений твердых полезных ископаемых» области исследований паспорта специальности 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная)

Основные защищаемые положения:

1. Планирование разработки группы угольных разрезов Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам) в единой горно-технической системе должно проводиться с разделением процесса разработки месторождения на этапы по глубине и в плане, при максимально возможном сокращении текущего коэффициента вскрыши первого этапа отработки, обеспечивающим установленную производительность по углю, при использовании общих внешних и внутренних отвалов, единой взаимосвязанной дренажной системы, обеспечивающим повышение эффективности работы технологической системы.

2. Обоснование рационального варианта открытой разработки угольных месторождений группой разрезов целесообразно проводить с использованием разработанной технико-экономической модели, при принятых технологических ограничениях, по критерию максимум чистой текущей стоимости (NPV), с учётом

горнотехнических условий отработки, обеспечивающей повышение эффективности принимаемых технических решений.

3. Технологические схемы открытой разработки, с учётом горно-геологических и горнотехнических условий угольных месторождений Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам), должны выбираться на основании определения рациональных параметров системы разработки при использовании гидравлических экскаваторов, результатов анализа горно-геологических и горнотехнических условий отработки, обеспечивающих достижение установленной производительности по углю и повышение экономической эффективности работы группы разрезов.

Достоверность научных положений, выводов и рекомендаций обеспечивается применением в исследованиях системного подхода к изучению геотехнологий открытой разработки угольных месторождений Вьетнама, обобщением и анализом результатов исследований других авторов по теме диссертации, использованием экономико-математического моделирования на персональных компьютерах, классических теорий и практики отработки угольных разрезов в современных условиях.

Апробация результатов работы: Результаты исследований найдут применение при эксплуатации, проектировании и планировании развития горных работ на разрезах по добыче угля Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам).

Защищаемые положения были представлены для обсуждения и апробации на следующих международных научных и научно-практических конференциях:

International conference on geo-spatial technologies and earth resources - GTER (Vietnam, 10/2017); международной научно-практической конференции «Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование» (Санкт-Петербург, 10/2017); IV международной научно-практической конференции «Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке (Санкт-Петербург, 10/2018).

Данные о публикациях автора

По результатам исследования опубликовано 8 работ, в том числе 3 статьи в

изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук (далее - Перечня ВАК), 1 - в изданиях, входящих в международные базы данных и системы цитирования;

Структура и содержание

Диссертация состоит из введения, четырех глав и заключения. Материалы работы изложены на 157 страницах машинописного текста, в том числе содержат 51 таблицы, 54 рисунков и список литературы из 102 наименований.

ГЛАВА 1 АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.1 АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Вопросы геотехнологии разработки угольных месторождений, методы определения параметров и показателей угольных разрезов, нашли отражение в работах многих специалистов: Виноцкого К.Е. [20, 21], Ржевского В.В. [53, 54], Мельникова Н.В. [44], Новожилова М.Г. [47], Трубецкова К.Н. [59], Анистратова Ю.И., Щадова М.И. [3, 59], Арсентьева А.И., Холоднякова Г.А. [74, 76, 77, 78] и др.

В работах [16, 50, 62] рассматривается метод определения оптимального разделения поля месторождения на группы карьеров, объединённые в единой организационно-технической системе. При разделении поля месторождения рассматриваются последовательность и вектор направления развития горных работ карьеров группы. Критерием при установлении последовательности строительства и эксплуатации карьеров группы является максимальная эффективность освоения месторождения открытым способом за счет ведения горных работ с минимальным коэффициентом вскрыши.

Площадь отрабатываемого месторождения зависит от объёмов промышленных запасов угля, протяжённости фронта горных работ, обеспечивающей установленную производительность разреза, с учётом принятой системы разработки и технологии [1, 2, 3, 5, 6, 11, 12, 59, 60].

Согласно результатам ряда исследований [13, 38, 57], объём финансирования объектов строительства горнодобывающих предприятий оценивается до 50% от объёма капитальных вложений в реализацию проекта разработки месторождения.

В работах акад. В.В. Ржевского [53, 54] обобщены сведения о технологиях, технологических схемах извлечения горной массы при открытой разработке горизонтальных и слабонаклонных залежей полезных ископаемых. Автором проведено сравнение и оценка различных технологических схем применения горно-транспортного оборудования при открытой разработке месторождений полезных ископаемых, выявлены наиболее эффективные комплексы оборудования для раз-

работки угольных месторождений открытым способом.

Одним из наиболее значимых параметров систем разработки угольных разрезов является длина экскаваторного блока и определяемая ей длина фронта горных работ. Длина фронта горных работ влияет на производительность угольного разреза. Ряд исследований посвящено обоснованию и определению длины экскаваторного блока для бестранспортных систем разработки с непосредственным перемещением вскрышных пород в выработанное пространство по критерию минимум эксплуатационных затрат [40, 41, 42, 64]. Определение оптимальной длины фронта горных работ, приходящегося на один экскаватор, рассмотрено в работе акад. Н.В. Мельникова [44].

В ряде работ [52, 67, 79, 92, 100] длину экскаваторного блока рекомендуется определять с учётом мощности угольного пласта [54]. Сокращение длины фронта горных работ, приходящегося на один экскаватор, приводит к увеличению простоев горного оборудования в конце заходки и уменьшению производительности, увеличению объёма переэкскавируемых вскрышных пород. С другой стороны, увеличение длины фронта горных работ вызывает рост дальности транспортирования, транспортной работы, увеличение длины внутрикарьерных путей, и в конечном итоге приводит к росту эксплуатационных затрат.

Автором [74] установлено для горногеологических условий протяжённых горизонтальных месторождений, что для уменьшения расстояния транспортирования горной массы целесообразно сокращать длину фронта горных работ, приходящуюся на один экскаватор.

Вопросы увеличения надёжности работы системы-карьер, формирования рабочей зоны карьеров управлением готовыми к выемке, подготовленными и вскрытыми запасами рассмотрены в работе [15]. Доказано, что повышение надёжности работы карьера, вероятности достижения уставленной производительности по полезному ископаемому достигается при неравномерном распределении этих видов запасов по высоте рабочего борта.

«На основе международного опыта оценки экономической эффективности инвестиций в строительство горнодобывающих предприятий Правительство РФ

утвердило методические рекомендации, с учётом дисконтирования доходов, затрат, разработаны критерии оценки (чистый дисконтированный доход; индекс доходности; внутренняя норма доходности; срок окупаемости капитальных вложений)» [45].

«Величину чистого дисконтированного дохода (ЧДД)» [45, 66] предлагается определять по выражению (1.1)

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \frac{1}{(1+E)^t} - K, \text{ руб.} \quad (1.1)$$

где R_t – финансовые итоги, полученные на t -ом этапе расчета, руб.;

Z_t – эксплуатационные затраты на t -ом этапе, руб.;

T – продолжительность этапа оценки, лет;

E – интерес, норма дисконтирования, доли единицы;

K – капитальные затраты (инвестиции в реализацию проекта), руб.

Под индексом доходности в рекомендациях [45, 66] понимается отношение суммы по годам приведенных экономических результатов к величине суммы дисконтированных капитальных вложений в реализацию проекта (1.2)

$$\text{ИД} = \frac{1}{K} \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \frac{1}{(1+E)^t}. \quad (1.2)$$

Авторы [25, 27] рассматривают особенности реализации технологий открытой разработки месторождений Вьетнама в условиях повышенных водопритоков в выработанное пространство глубоких угольных разрезов в период интенсивных осадков в районах разработки, позволяющих проводить эффективную эксплуатацию оборудования на нижних горизонтах.

В работах [56, 65, 76] проведён анализ методов определения эффективности и оценки проектного риска в условиях стохастического характера исходных данных для реализации проектов горнодобывающих предприятий.

Ряд авторов рассматривают особенности оценки эффективности инвестиций в реализацию проектов горнодобывающих предприятий с использованием критерияльного показателя Net Present Value (NPV) [34, 36].

В ряде работ проведён анализ различных способов вскрытия и подготовки горизонтов карьера с использованием траншей, описано проведение горных работ

при ряде технологических схем [37, 43, 44, 51, 58, 90].

«Доказано, что при применении бестранспортных систем разработки с непосредственной перевалкой вскрышных пород в выработанное пространство карьеров обеспечивает уменьшение затрат на транспортирование горной массы и полной себестоимости добычи с учётом вскрышных работ» [37, 43, 44, 51, 58, 90].

Многие авторы описывают применение различных технологий для широкого диапазона месторождений, методики определения параметров и показателей систем разработки в различных горно-технических условиях [7, 8, 22, 23, 24, 25, 35, 55, 56, 63, 77, 78, 97, 95, 101, 102].

Методология проектирования строительства и эксплуатации угольных разрезов и рудных карьеров отражена в трудах Е.Ф.Шешко, В.В. Ржевского и К.Н. [1, 5, 12, 32, 42, 56, 59, 60, 74, 81, 83, 87, 88].

Организация и технология строительства карьеров, разрабатывающих крутопадающие месторождения, описана в работах многих учёных [81, 82, 83, 84, 85, 91, 93].

Вопросы, связанные с разработкой горизонтальных и слабонаклонных угольных месторождений рассмотрены рядом авторов [6, 10, 53, 58, 60].

В работах [40, 86] освещены некоторые технологические аспекты использования различных горных выработок и комплексов горнотранспортного оборудования при строительстве карьеров.

Представляют интерес для специалистов предложенные в работах [10, 37, 59, 64] технологические схемы организации строительства карьеров, применение которых позволяет оптимизировать процесс горнокапитальных работ и сократить срок достижения установленной в проекте производительности карьера.

На основании анализа результатов отработки большой группы карьеров-аналогов установлено, что, как правило, установленные в проекте сроки достижения производственной мощности карьеров не выполнялись и что приводило в конечном счете к ухудшению экономических показателей [9].

В исследованиях [33, 34] рассматриваются особенности открытой разработки сложноструктурных месторождений при разделении рабочей зоны на выемоч-

ные блоки. Определение особенностей и характерных черт структуры, отрабатываемых карьерными месторождениями, целесообразно проводить по особенностям залегания пластов, горногеологических условий и физико-механических свойств горной массы.

В работе [50] рассматриваются технологии отработки месторождений группой карьеров в условиях плановой модели экономики, позволяющие проводить отработку месторождения несколькими карьерами одновременно.

Ряд авторов предложили экономические определения последовательности отработки месторождения карьерами группы [17, 18, 38, 39].

В работах [59, 98] исследован процесс дисконтирования экономических показателей реализации проектов (1.3) и (1.4):

Для будущих затрат

$$Z_{\text{пр}} = Z_{\text{T}} (1 + E)^{t-1}, \quad (1.3)$$

для прошлых затрат

$$Z_{\text{пр}} = \frac{Z_{\text{T}}}{(1 + E)^t}, \quad (1.4)$$

где $Z_{\text{пр}}$ - приведенные к t -му году эксплуатационные затраты, руб.;

Z_{T} - эксплуатационные затраты проводимые в текущем году, руб.;

E - коэффициент дисконтирования.

Ряд авторов предлагают методы сравнения вариантов открытой разработки месторождений по критерию минимум эксплуатационных затрат [13, 21, 51].

При сопоставлении различных видов затрат по вариантам реализации проектных решений в качестве базового рассмотрен вариант развития рабочей зоны карьера с поддержанием минимальной ширины рабочих площадок на вскрышных горизонтах.

Как показали исследования [10, 11, 12] формирование временно нерабочего борта карьера на определённых этапах отработки карьера позволяет в отдельные периоды сократить текущий коэффициент вскрыши и сократить эксплуатационные затраты. Однако, разнесение временно нерабочего борта карьера потребует привлечения дополнительных средств.

Обоснование строительства в карьере временно нерабочего борта (ВНБ) проводится по критериальному показателю (1.5) [5]

$$C_{\text{пр}} = Z_{\text{пр}} - Z_{\text{рк}} \rightarrow \max, \quad (1.5)$$

где $C_{\text{пр}}$ - уменьшение приведённых затрат, на момент реконструкции карьера, руб.;

$Z_{\text{пр}}$ - уменьшение приведённых затрат на строительство временно нерабочего борта, руб.;

$Z_{\text{рк}}$ - увеличение приведённых затрат на ликвидацию ВНБ, руб.

В работах [13, 16] авторами предлагается методика определения срока окупаемости инвестиций в реализацию проекта карьера. Экономический эффект от реализации проекта (1.6)

$$\sum_{t=1}^T \Pi_t = K, \quad (1.6)$$

где T - время окупаемости инвестиций, лет;

Π_t - годовая прибыль от разработки месторождения, достигнутая в t -м году, руб.;

K - объём инвестиций в отработку карьера, руб.

Метод оценки эффективности принимаемых решений предполагает использование в качестве критериев максимум суммарной дисконтированной прибыли $\Sigma \Pi_{\Pi i}$ (1.7) и минимум суммарных дисконтированных затрат за время рассмотрения от реализации проектных решений $\Sigma Z_{\Pi i}$ (1.8) [51, 75].

$$\max \Sigma \Pi_{\Pi i} = \Sigma \Pi_{\Pi i} - \Sigma Z_{\Pi i}, \quad (1.7)$$

$$\min \Sigma Z_{\Pi i} = \Sigma K_{\Pi i} + \Sigma \Delta_{\Pi i}, \quad (1.8)$$

где $\Sigma K_{\Pi i}$ - «суммарные приведённые капитальные вложения за срок оценки по i -му варианту, руб.» [51, 75];

« $\Sigma \Delta_{\Pi i}$ - суммарные приведённые эксплуатационные затраты за срок оценки по i -му варианту, руб.» [51, 75];

« $\Sigma \Pi_{\Pi i}$ - суммарная приведённая ценность продукции предприятия за срок оценки по i -му варианту, руб.» [51, 75].

В ряде работ разработаны технологические схемы и рекомендации по опре-

делению параметров систем разработки при отработке угольных месторождений разрезами при различных горногеологических условиях залегания пластов угля [40, 41, 42].

Основные принципы формирования выемочно-погрузочных комплексов и технологических схем, с учётом условий залегания угольных пластов и видов горно-транспортного оборудования рассмотрены в работе [41].

Авторами [41, 42] рассмотрены и обобщены вопросы вскрытия и подготовки рабочих горизонтов карьеров. Изложены требования к технологическим схемам проведения траншей. Приведены методики определения параметров траншей. Представлены технологические схемы проведения капитальных и разрезных траншей, схемы расширения разрезных траншей и переэкскавации отвалов. Рассмотрены технологические группировки угольных разрезов по горнотехническим факторам и степень их влияния на формирование схем проведения вскрывающих выработок.

Выбор технологических схем отработки разрезов по добыче угля, с учётом горно-геологических, горнотехнических и климатических условий Вьетнама, требует методического обоснования.

Обоснование технических решений по открытой разработке угольных месторождений группой разрезов, для горнотехнических и горно-геологических условиях отработки угольных месторождений Вьетнама, должно базироваться на системном анализе развития во времени рабочей зоны разрезов единой группы.

Таким образом, выбор технологических схем по разработке угольных месторождений Вьетнама должен отвечать следующим требованиям:

1. Соответствовать горнотехническим и горно-геологическим условиям угольного месторождения.
2. Схемы должны соответствовать конкретным типоразмерам и моделям выемочно-погрузочного и горно-транспортного оборудования угольных разрезов.
3. Схема должна соответствовать условиям их применения, параметрам и показателям системы разработки.

4. Показатели и параметры технологических схем должны отвечать требованиям нормативных документов и правилам безопасности ведения открытых горных работ.

5. Схемы должны позволять достичь высокий коэффициент использования и наработку на отказ.

6. Результаты определения параметров технологических схем должны быть не ниже достигнутых на разрезах-аналогах.

7. Типы и модели горно-транспортного оборудования угольных разрезов, включаемых в технологические схемы, следует выбирать традиционные для Вьетнамской горнодобывающей промышленности, выпускаемое сирийно.

8. В схемах основные технологические процессы должны быть взаимосвязаны, обеспечивать соблюдение закономерностей формирования выработанного пространства разрезов, минимизацию потерь и разубоживание.

9. Применение технологических схем должно обеспечивать минимум капиталовложений в строительство разрезов, сроков проведения горнокапитальных работ.

1.2 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ ВЬЕТНАМА

Вьетнам обладает значительными ресурсами и запасами угля, которые оцениваются в более, чем 10 млрд. т. Основные крупные месторождения угля расположены в северной и северо-восточной части страны.

Однако, в структуре импорта Вьетнама уголь занимает второе место в категории топливных ресурсов. Объёмы импорта угля во Вьетнам в денежном выражении оцениваются в 1900 млн. долл. США.

Согласно статистическим данным и оценкам экспертов Вьетнам импортировал около 23 млн. т высококачественного угля за первое полугодие 2019 года, что составило в денежном выражении 2,17 млрд. долл. США. Главными импортёрами угля во Вьетнам являются Австралия, Индонезия, Россия, Канада и Мозамбик.

Объём импорта угля увеличился на 108% в объемном выражении и на 69,5% по сравнению с аналогичным периодом прошлого года. Согласно оценкам импорта угля во Вьетнам, выявлены более высокие темпы роста импорта угля, чем в стоимостном выражении, поскольку цена на импортный уголь снизилась до 95,2 долл. США за тонну со 117 долл. США за аналогичный период прошлого года. Следует отметить, что общий объем импортируемого угля за первое полугодие 2019 года превысил объем, импортируемый в течение всего 2018 года, примерно на 57 тыс. т.

Наблюдается увеличение внутреннего спроса на уголь, особенно потребления на тепловых электростанциях. Согласно «плану развития угольной промышленности Вьетнама до 2030 года, суммарная мощность электростанций должна достигнуть 146800 МВт, а к 2030 году 51,6% выработанной электроэнергии будет производиться тепловыми электростанциями» [49, 31]. Для достижения планируемых показателей на тепловые электростанции необходимо поставить с угледобывающих предприятий около 65 млн. т угля в 2020 году и 130 млн. т в 2030 году [49, 31].

Правительство Вьетнама планирует увеличить количество угольных электростанций. Согласно плану развития угольной отрасли, во Вьетнаме будет уве-

лично количество угольных электростанций до 32 к 2020 году и до 51 к 2030 году. Планируется, что 32 электростанции, работающие на угле, к 2020 году будут потреблять до 63 млн. т угля в год.

Экспортно-импортная политика угля определяется рядом факторов. В последнее время во Вьетнаме добывается около 44 млн. т угля в год. При этом спрос на внутреннем рынке составляет около 19 млн. т в год, остальной объём угля отправляется на экспорт.

Из-за высокого качества вьетнамского угля цены на него на внешнем рынке выше, чем когда он реализуется на внутреннем рынке, что позволяет датировать угольный сектор страны.

По информации правительственных органов Вьетнама, в стране разведано шесть угольных бассейнов, крупнейшими из которых являются бассейны Куангнинь и Красная река.

В бассейне Куангнинь объём утверждённых запасов угля составляет 3,46 млрд. т при глубине залегания 400 м. Запасы этого бассейна позволят вести добычу в течение следующих 60 лет. Общий объём ресурсов бассейна составляет около 18,43 млрд. т с глубиной залегания до 1500 м. Тепловая энергия для угля бассейна Куангнинь составляет 7800 - 8600 ккал / кг.

В бассейне Красной реки объём утверждённых запасов угля составляет 36,9 млрд. т при глубине залегания 1700 м. Тепловая энергия для угля бассейна Красной реки составляет 5300 - 7300 ккал / кг.

По информации государственного горнодобывающего предприятия Vinacomin прогнозные ресурсы угля на континентальном шельфе бассейна Красной реки составляют около 202,3 млрд. т.

Таким образом, Вьетнам обладает значительными ресурсами и запасами угля для развития угольной отрасли и промышленности стран в целом.

Согласно «планам развития угольной отрасли Вьетнама в перспективе до 2030 года, использование добываемого угля в промышленности должно возрасти» [49, 31] (таблица 1.1, рисунок 1.1).

Таблица 1.1 – Данные по потреблению угля промышленностью Вьетнама до 2020 г. и с перспективой до 2030 г. [31]

Год	2015	2020	2025	2030
Потребление всего, млн.т	56,2	112,3	145,5	220,3
Тепловые электростанции, млн.т	33,6	82,8	112,7	181,3
Остальные области, млн.т	22,6	29,5	32,8	39,0

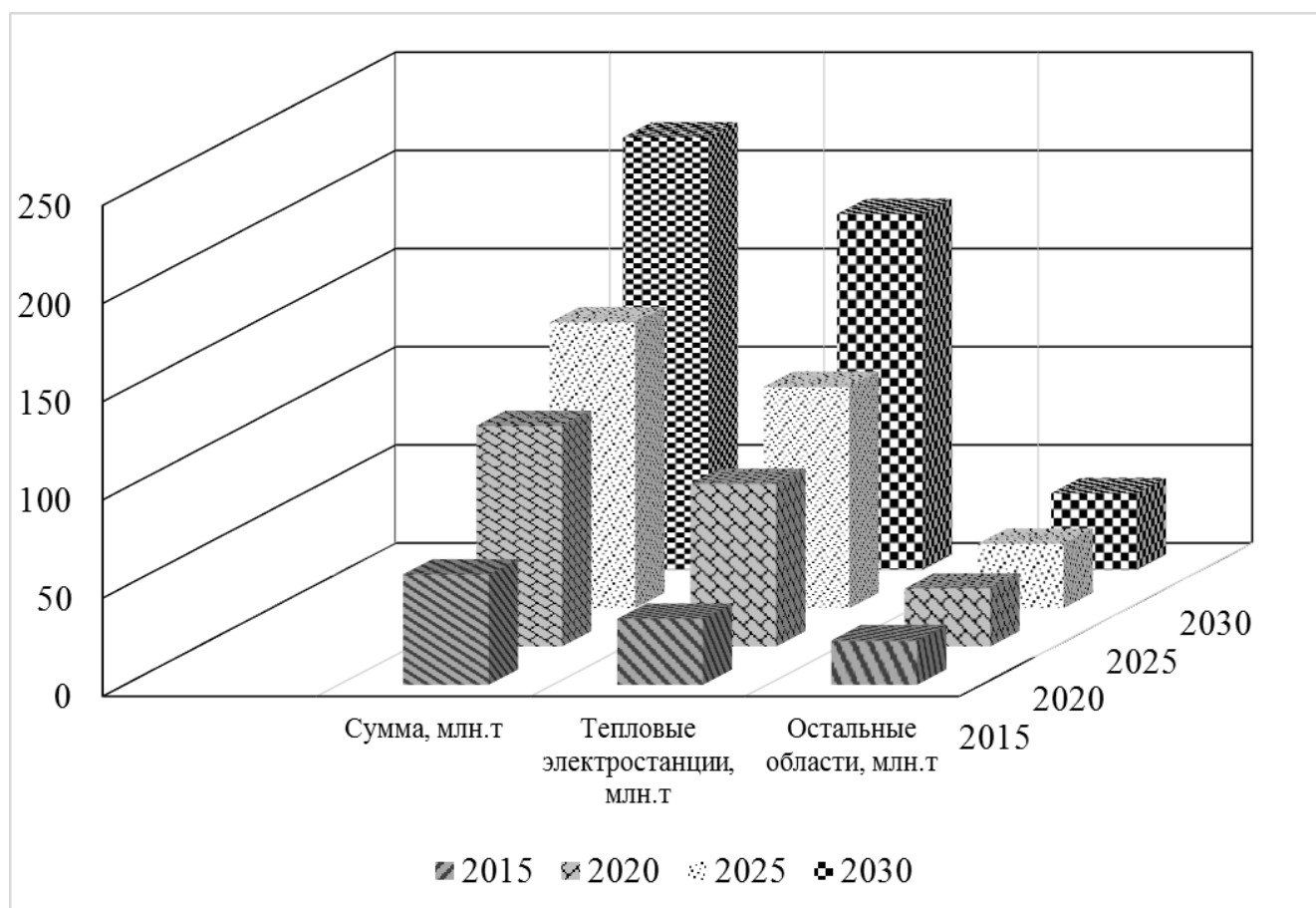


Рисунок 1.1 – Диаграмма потребления угля промышленностью Вьетнама

Рост спроса на внутреннем рынке угля опережает предложение, поэтому для обеспечения энергетической стабильности страны, темпов роста экономического развития требуется проводить импорт качественного угля.

Большинство угольных разрезом и шахт по добыче высококачественного угля находятся на севере Вьетнама.

Запасы угля северного региона оцениваются в величину более 6 млрд.т, таблица 1.2.

Таблица 1.2 – Запасы угля по категориям разведанности [31]

Бассейны	Запасы, тыс.т	Утверждённые запасы угля по категориям, тыс.т				
		A + B + C	A + B	C ₁	C ₂	P
Всего	6 140 683	5 629 252	356 789	2 264 480	3 007 983	511 431
Бассейн Куангнинь	4 121 745	4 121 745	301 335	1 508 643	2 311 767	0
Бассейн Красной реки	1 580 956	1 088 481	0	52 4871	563 610	492 475
Остальные	202 544	183 588	55 454	102 139	25 995	18 956
Месторождения торфа	235 438	235 438	0	128 827	106 611	0

Угольная провинция Куангнинь (Quảng Ninh), расположенная в северо-восточной части Вьетнама, является важнейшим источником угля для энергетики и промышленности страны. В угольную провинцию Куангнинь входят шесть крупных угольных месторождений.

Месторождение представлено более 10 пластов угля мощностью до 8 м и более 20 пластов угля мощностью до 40 м. Качество угля определяется влажностью до 3%, зольностью до 15%, содержание серы – до 1,2% при теплоте сгорания до 40 МДж/кг.

«Таким образом, наряду с ростом потребления угля в последние годы наблюдается снижение темпа добычи, которое отрицательно влияет на развитие экономики Вьетнама. Несмотря на достижения в угледобывающей промышленности существуют актуальные проблемы в добыче угля для обеспечения энергетической безопасности, устойчивого роста экономики и сохранения окружающей среды. Решение этих проблем требует содействия государства и угледобывающих компаний» [31].

1.3 ОСНОВНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЬЕТНАМА

Основным источником получения энергетического сырья во Вьетнаме является уголь различного качества. В настоящее время разведано более 100 угольных месторождений на территории страны. По экспертным оценкам прогнозные ресурсы угля Вьетнама составляют более 70 млрд. т (в т.ч. каменные угли – 20 млрд. т, бурые угли – 50 млрд. т).

Основным источником получения каменного угля для промышленности Вьетнама является угольная провинция Куангнинь, расположенная на северо-востоке страны. Геологическое строение угольной провинции Куангнинь характеризуется наличием до 20 угольных пластов мощностью до 40 м, разделённых пропластками вскрышных пород.

Угли провинции Куангнинь представлены антрацитами с влажностью до 3%, зольностью до 15%, содержанием серы до 1,2%. Запасы угля провинции Куангнинь оцениваются в 3,6 млрд т.

Коксующиеся угли залегают преимущественно в западной части провинции Куангнинь.

Подготовка вскрышных горных пород к выемке, при разработке угольных месторождений Вьетнама открытым способом, осуществляется, как правило, буро-взрывным способом.

Залегание и строение пластов угля на разрабатываемых месторождениях характеризуются наличием различного рода геологических нарушений, сбросов, изменчивостью истинной мощности и углов падения угольных пластов.

При разработке нагорных угольных месторождений фиксируются различные деформационные процессы, селевые потоки, оползни на бортах разрезов, карстовые процессы, осложняющие проведение горнодобычных и вскрышных работ. При разработке равнинных угольных месторождений наблюдаются явления заболачивания и размыва, фильтрация в бортах разрезов высоконапорных вод, значительные вопритоки в сезон дождей, что требует применения специальных техно-

логий отработки придонной части разрезов, дополнительных затрат на водоотлив и водопонижение.

Районы угледобычи находятся в сейсмоопасных зонах с землетрясениями магнитудой до 7 - 9 баллов по шкале Рихтера, что необходимо учитывать при проектировании разрезов и планировании развития горных работ, выборе параметров систем разработки.

Сложные горнотехнические условия эксплуатации горнодобывающего и горно-транспортного оборудования угольных разрезов приводят к значительному физическому износу, сокращению сроков эксплуатации техники.

На разрезах по отработке угольных месторождений Вьетнама применяются, как правило, традиционные технологии ведения выемочно-погрузочных работ с использованием карьерных мехлопат типа прямая лопата и гидравлических экскаваторов. Для транспортирования горной массы, в основном, применяются карьерные автосамосвалы различной грузоподъёмности.

Система-разрез является консервативной и инертной с точки зрения реализации принимаемых технологических решений во времени и необходимости соблюдать закономерности формирования рабочей зоны разрезов.

Восполнение выбывающих мощностей при отработке угольных месторождений требует значительного времени, составляющего до 5 и более лет, на проведение горно-строительных и горно-капитальных работ по проходке вскрывающих и подготовительных выработок, углубке разреза.

Открытая разработка угольных месторождений обеспечивает лучшие технико-экономические показатели, чем при подземном способе разработки. Поэтому повышения удельного веса открытого способа разработки угольных месторождений является перспективным направлением для повышения экономической эффективности угольной отрасли Вьетнама.

Срок эксплуатации горной техники, используемой в очистных забоях, как правило, не превышает 5 - 7 лет, поэтому на угледобывающих предприятиях требуется своевременно проводить реновацию горно-транспортного оборудования с учётом сроков амортизации.

При отработке угольных месторождений группой разрезов необходимо планировать развитие горных работ и формирование рабочей зоны в единой административно и организационно-технической системе, обеспечивающей требования к производительности по углю и качеству конечной продукции системы-разрез.

Надежность работы, повышение вероятности достижения установленной производительности системы-разрез, при поддержании заданных параметров и показателей системы разработки, обеспечивается за счет достижения высокого уровня готовности элементов составляющих техническую систему, поддержания оптимальных объёмов запасов по степени готовности к выемке, резервов горного оборудования и запасов на складах угля.

Обоснованная технико-экономическая оценка эффективности работы угледобывающих предприятий возможна только на основе системного рассмотрения специфических особенностей отрасли: горно-геологических, горнотехнических, организационно-технических, климатических и социально-экономических.

Обоснование и разработку технологических схем отработки угольных месторождений открытым способом следует проводить с учётом геологического строения пластов угля и структуры комплексов выемочно-погрузочного оборудования разрезов.

Структура комплексов выемочно-погрузочного оборудования угольных разрезов определяется рядом факторов:

1. Величины технической производительности всех механизмов состоящих в технологической цепи должны быть соразмерными.
2. Возможность эксплуатации горного оборудования в близких по условиям горно-геологических, горнотехнических, организационно-технических и климатических условиях открытой разработки угольных месторождений.
3. Использование однотипного энерго привода горного оборудования, составляющих выемочно-погрузочный комплекс разреза.
4. Возможность осуществлять оперативное перемещение горного оборудования в рабочей зоне разрезов между забоями и по высоте рабочего борта по уступам.

5. Обеспечение минимума потерь и засорения угля. Для снижения потерь угля целесообразно разделение добычного уступа на подступы.

6. Максимально возможное использование параметров горного оборудования, составляющего выемочно-погрузочный комплекс разреза.

7. Обеспечение требований по безопасности эксплуатации горного оборудования, составляющего выемочно-погрузочный комплекс разреза.

8. Достижение максимально возможных значений коэффициентов использования горного оборудования, составляющего выемочно-погрузочный комплекс.

9. Годовая производительность угольного разреза должна соответствовать пропускной способности транспортных коммуникаций и провозной способности транспортного комплекса.

10. Формирование выемочно-погрузочного комплекса, составленного из минимально возможного количества типов и моделей выемочно-погрузочного и горно-транспортного оборудования.

Поточные технологические схемы и комплексы горного оборудования позволяют достичь непрерывности перемещения горной массы от забоев до мест складирования, потребления или переработки на поверхности.

Поточные технологические схемы обеспечивают возможность комплексной механизации основных технологических процессов в разрезе, высокие коэффициенты использования горнодобывающего и горнотранспортного оборудования, комплексную автоматизацию процессов горного производства, улучшение экономических показателей работы разреза. При открытой разработке угольных месторождений Вьетнама комплексы поточной технологии пока не нашли широкого применения.

В современных условиях, для повышения эффективности отработки угольных разрезов, целесообразно стремиться применять совмещение технологических операций по подготовке к выемке, экскавации, транспортированию и размещению горных пород на складах или отвалах с использованием пневмоколёсных погрузчиков.

Определение целесообразности использования карьерных пневмоколёсных погрузчиков осуществляется с учётом дальности транспортирования горной массы, транспортной работы, производительности разреза.

При циклических технологических схемах отработки угольных разрезов, получивших наибольшее распространение во Вьетнаме, операции выполняются относительно независимо: выемочно-погрузочные работы - экскаваторами или погрузчиками, транспортирование горной массы - карьерными автосамосвалами, отвалообразование и складирование – бульдозерами или экскаваторами.

Производительность каждого технологического звена комплекса должна обеспечивать установленную производственную мощность угольного разреза или группы разрезов, отрабатывающих месторождение.

Необходимо внедрять новые технологические схемы, технологии отработки угольных месторождений, обеспечивающие, в условиях ограниченного объёма финансирования угольной отрасли Вьетнама и невозможности привлечения крупных внешних инвестиций, повышение экономической эффективности и привлечение крупных инвесторов на приемлемых условиях.

Экономическая оценка вариантов реализации технологических схем отработки угольных месторождений должна проводиться на основе определения чистого дисконтированного дохода от разработки за весь срок отработки месторождения.

1.4 ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 1

Основными организационно-техническими проблемами в развитии угледобывающей отрасли Вьетнама являются:

- Недостаточное развитие транспортных коммуникаций в районах расположения угольных месторождений, инфраструктуры угледобывающих бассейнов.
- Низкий уровень инвестиций в развитие угледобычи Вьетнама. Возможность привлечения инвестиций главным образом из иностранных источников.
- Проблемы с технической оснащённостью угледобывающих предприятий современным высокопроизводительным горным оборудованием. Основное горное оборудование разрезов является импортным.

- Сложные горно-геологические, горнотехнические, инженерно-геологические и климатические условия разработки угольных месторождений.
- Увеличение глубины разрезов приводит к росту эксплуатационных затрат на разработку, увеличению дальности транспортирования горной массы, объёма горно-строительных и горно-подготовительных работ.
- Циклическая волатильность цен на финансовых рынках, мировых и региональных рынках угля, влияющая на финансовый риск.

ГЛАВА 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГРУППОЙ РАЗРЕЗОВ

2.1 АНАЛИЗ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКШАУ, ДЕОНАЙ И КАОШОН

В районе месторождений Деонай и Кокшау представлены 3 угольных пласта. Залегание пластов (снизу-вверх): мощный пласт (2), промежуточный пласт (3) и пласт G (4), в том числе пласт G (4) и мощный пласт (2) обладают большими запасами. Мощный пласт (2) разделяется на 6 кластеров: (снизу-вверх) кластеры 1, 2, 3, 4, 5 и 6. Пласт G(4) делится на 4 кластера: GI, GII, GIII, GIV.

Промышленный пласт G(4) пласт имеет очень сложную структуру, широко распространяется по всей территории месторождений Деонай и Кокшау и включает в себя пропластки GI.1, GI.2, GI.3, GI.4, GII.1, GII.2, GII.3, GII.4.

Пласт G(4) в районе месторождений Деонай – Кокшау имеет 19 пропластков, например, пропласток GI.3a (1) не имеет выхода на поверхность. Мощность пропластка изменяется от 0,98 до 61 м, средняя мощность – 12,53 м. Мощность угольного пропластка изменяется от 0,98 до 29,98 м, средняя мощность – 6,88 м. Средний угол падения угольного пласта достигает 38°. В пропластке имеются 16 породных прослойков, мощность прослойков от 0 до 31 м. Кровля и почва пропластка обычно представлены алевролитами, иногда аргиллитами.

Пропласток GI.3a (2) залегает над GI.3a (1) и имеет мощность от 9 до 16 м. Простираение пласта составляет около 2200 м. Угол падения изменяется от 5° до 78°, среднее значение составляет 33°. Мощность прослоев вскрышных пород достигает 21 м при средней мощности – 3,8 м. Кровля и почва пропластка представлены алевролитами и аргиллитами.

- Пропласток GI.3b залегает над GI.3a (2) и имеет мощность от 20 до 35 м. Простираение пласта составляет около 1200 м. Угол падения изменяется от 18° до 70°, среднее значение составляет 40°. Мощность прослоев вскрышных пород достигает 7 м. Кровля и почва пропластка представлены алевролитами и аргиллитами.

Кроме угольных пластов на месторождении встречаются образования в виде линз, имеющие малое промышленное значение.

В таблице 2.1 представлены характеристики угольных пластов месторождений Деонай – Кокшау.

Таблица 2.1 – Характеристики угольных пластов месторождений Деонай – Кокшау

Пласт	Индекс пласта	Мощность (м)		Прослойки		Угол падения, град. <u>Макс-мин</u> средняя
		<u>Полная</u> <u>мощность</u> <u>пласта</u> <u>Макс-мин</u> <u>средняя</u>	<u>Мощность</u> <u>угольных</u> <u>пачек</u> <u>Макс-мин</u> <u>средняя</u>	<u>Толщина</u> <u>(м)</u> <u>Макс-мин</u> <u>средняя</u>	<u>Кол. слой</u> <u>Макс-мин</u> <u>средняя</u>	
G(4)	GIV	<u>1.45-46.76</u> 15.89(15)	<u>1.45-44.55</u> 11.62	<u>0-19.55</u> 4.27	<u>0-8</u> 3	<u>15-65</u> 34
	GI3	<u>0.92-39.05</u> 13.34(32)	<u>0.48-29.58</u> 10.43	<u>0-21.35</u> 2.91	<u>0-11</u> 3	<u>5-70</u> 36
	GI2(1)	<u>0.77-50.79</u> 16.04(62)	<u>0.77-36.37</u> 10.66	<u>0-22.79</u> 5.38	<u>0-24</u> 4	<u>5-70</u> 36
	GI1	<u>0.78-86.11</u> 14.39(86)	<u>0.78-73.81</u> 9.44	<u>0-46.48</u> 4.95	<u>0-24</u> 3	<u>8-65</u> 34
	GI3F	<u>0.52-3.56</u> 1.92(6)	<u>0.52-2.68</u> 1.5	<u>0-1.48</u> 0.42	<u>0-2</u> 1	<u>20-36</u> 29
	GI3e	<u>0.09-6.35</u> 1.7(10)	<u>0.09-5.37</u> 1.54	<u>0-0.98</u> 0.16	<u>0-3</u> 1	<u>30-75</u> 43
	GI3d	<u>0.3-19.56</u> 3.4(13)	<u>0.3-14.81</u> 2.72	<u>0-4.75</u> 0.68	<u>0-7</u> 1	<u>18-70</u> 39
	GI3c	<u>0.51-58.11</u> 4.36(23)	<u>0.51-23.04</u> 2.55	<u>0-35.07</u> 1.81	<u>0-16</u> 1	<u>20-70</u> 41
	GI3b	<u>0.56-16.27</u> 3.34(28)	<u>0.4-9.78</u> 2.44	<u>0-6.49</u> 0.9	<u>0-6</u> 1	<u>18-70</u> 40
	GI3A(2)	<u>0.15-56.27</u> 11.11(87)	<u>0.15-35.01</u> 7.3	<u>0-21.26</u> 3.81	<u>0-20</u> 4	<u>5-78</u> 33
	GI3A(1)	<u>0.98-61</u> 12.53(13)	<u>0.98-29.98</u> 6.88	<u>0-31.02</u> 5.65	<u>0-16</u> 3	<u>16-55</u> 38

Структура угольных пластов месторождения Каошон характеризуется двумя пачками пластов: нижние пачки пластов - от V.1 до V.8, средние пачки пластов - от V.9 до V.14.

На месторождении Каошон в открытой разработке пласты, приуроченные к средним пачкам (от пласта 10 до пласта 14-5). Характеристики угольных пластов месторождения Каошон:

Пласт 10 залегает над пластом 9 от 14 до 140 м, среднее значение - 53 м. Мощность угольного пласта достигает 24 м. Средняя мощность - 4,80 м. Угольные пласты имеют сложное строение. Пласты разделены пропластками пород вскрыши мощностью до 4,50 м при средней мощности 0,50 м. Средний угол падения угольного имеет величину 26° . Прослойки пласта очень тонкие, мощность в нескольких точках составляет более 1 м. Кровля и почва представлены алевролитами.

Пласт 11 залегает над пластом 10. Мощность пласта изменяется от 0,25 до 20,5 м. Средняя мощность составляет 3,45 м. Средний угол падения угольного имеет величину 27° . Угольный пласт имеет сложное строение, в пласте имеется до 6 породных прослоек, их мощность изменяется от 0 до 7,2 м со средней мощностью 0,34 м. Прослойки представлены аргиллитами, алевролитами, иногда углистыми глинами.

Рельеф поверхности месторождения представлен устойчивой равниной. Результаты анализа образцов пород четвертичных отложений показывают, что гранулометрический состав изменяется от 0,5 до 1 мм. Плотность составляет 1,63 - 1,97 т/м³. Коэффициент сцепления - от 0,25 до 1,3 т/м². Угол внутреннего трения составляет от 9 - 31° . Эти результаты характеризуют слабую устойчивость покрывающих пород четвертичного периода.

В угольных отложениях породы относятся к конгломератам, гравелитам, песчаникам, алевролитам, аргиллитам, углистым глинам.

Гравелиты распространены по всем месторождениям, средняя толщина составляет 12 -16 м. Гравелиты имеют серый, светло-серый, темно-серый цвет, массивную структуру с крепостью до 12.

В таблице 2.2 представлены характеристики угольных пластов месторождения Каошон.

Конгломераты имеют среднюю мощность до 15 м. Конгломераты серого, светло-серого и темно-серого цвета, имеют массивную структуру, неоднородные частицы зерен.

Таблица 2.2 – Характеристики угольных пластов месторождения Каошон

Пласт	Мощность пластов (м)			Количество Слоек Макс-мин средняя	Угол падения Макс-мин средняя	Строение Пласта
	Общая мощность пласта Макс-мин средняя	Мощность угольных Пачек Макс-мин средняя	Мощность прослоек Макс-мин средняя			
V14-5	<u>0,24-38,87</u> 6,06(350)	<u>0-27,37</u> 5,31	<u>0-11,5</u> 0,59	<u>0-9</u> 1	<u>3-60</u> 27	Очень сложное
V14-4	<u>0,27-13,29</u> 2,83(377)	<u>0-13,02</u> 2,48	<u>0-5,08</u> 0,23	<u>0-5</u> 1	<u>3-70</u> 27	Относительно сложное
V14-2	<u>0,18-15,5</u> 3,22(424)	<u>0-13,16</u> 2,86	<u>0-4,13</u> 0,27	<u>0-7</u> 1	<u>3-60</u> 25	Сложное
V14-1	<u>0-8,67</u> 1,68(210)	<u>0-5,98</u> 1,53	<u>0-3,12</u> 0,11	<u>0-2</u> 0	<u>3-70</u> 25	Относительно простое
V13-2	<u>0,27-19,11</u> 3,73(444)	<u>0-15,62</u> 3,25	<u>0-5,73</u> 0,36	<u>0-9</u> 1	<u>0-75</u> 26	Очень сложное
V13-1	<u>0,19-28,9</u> 4,24(489)	<u>0-21,23</u> 3,5	<u>0-9,52</u> 0,66	<u>0-12</u> 1	<u>3-74</u> 26	Очень сложное
V12	<u>0,1-11,01</u> 1,73(399)	<u>0-8,4</u> 1,56	<u>0-2,61</u> 0,13	<u>0-6</u> 0	<u>3-63</u> 25	Сложное
V11	<u>0,35-16,32</u> 3,32(310)	<u>0-12,23</u> 3,02	<u>0-4,09</u> 0,28	<u>0-5</u> 1	<u>0-75</u> 26	Относительно сложное
V10	<u>0,28-24,17</u> 4,88(229)	<u>0-20</u> 4,32	<u>0-4,45</u> 0,52	<u>0-8</u> 1	<u>5-67</u> 26	Очень сложное

В зависимости от степени выветривания, размер зерен, средняя крепость - 10. Трещины развиваются по простиранию и падению пласта. Песчаники широко распространяется по всем месторождениям, мощность составляет от 10 до 15 м. Песчаники имеют массивную структуру. Песчаник мелкозернистый, среднезернистый и иногда крупнозернистый. Цвет темно-серый, светло-серый. Крепость песчаников изменяется по степени выветривания, текстуры и глубины. Средняя крепость до 11.

Алевролиты приурочены к кровле и почве угольных пластов. Цвет зелено-серый, темно-серый. Алевролиты мелкозернистые. Трещины развиваются по простиранию и падению пласта. Алевролиты имеют большую мощность, многослойные, твердые, плотные средней крепости.

Физико-механические характеристики горных пород представлены в таблицах 2.3 и 2.4.

Таблица 2.3 – Физико-механические характеристики горных пород месторождений Деонай и Кокшау

Горные породы	Сопротивление сжатию (кГ/см ²)	Сопротивление растяжению (кГ/см ²)	Сцепление (кГ/см ²)	Угол внутреннего трения	Плотность (т/м ³)	Удельный вес (т/м ³)
	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя
Конгломераты	<u>36-2384</u> 1014	<u>35-165</u> 93,5	<u>80-496</u> 280,4	<u>33⁰00'-39⁰30'</u> 35 ⁰ 17'	<u>2,42-2,97</u> 2,59	<u>2,53-2,88</u> 2,66
Гравелиты	<u>48-2825</u> 1156	<u>17-257</u> 103	<u>36-720</u> 352	<u>31⁰30'-39⁰36'</u> 35 ⁰ 27'	<u>2,32-3,00</u> 2,62	<u>2,58-3,00</u> 2,67
Песчаники	<u>113-2567</u> 1070	<u>20,8-334,8</u> 120,7	<u>36-790</u> 349,29	<u>25⁰15'-39⁰36'</u> 34 ⁰ 23'	<u>1,73-3,00</u> 2,64	<u>2,13-3,04</u> 2,64
Алевролиты	<u>57-2630</u> 570	<u>13,5-235</u> 56,25	<u>14-529</u> 136,3	<u>25⁰15'-39⁰36'</u> 30 ⁰ 12'	<u>1,68-3,05</u> 2,63	<u>2,1-3,06</u> 2,70
Аргиллиты	<u>74-1546</u> 434,7	<u>18,19-130,9</u> 49,4	<u>37-248</u> 92,6	<u>28⁰24'-39⁰42'</u> 34 ⁰ 23'	<u>1,3-2,96</u> 2,4	<u>1,4-3,0</u> 2,42

Таблица 2.4 – Физико-механические характеристики горных пород месторождения Каошон

Горные породы	Сопротивление сжатию (кГ/см ²)	Сопротивление растяжению (кГ/см ²)	Сцепление (кГ/см ²)	Угол внутреннего трения	Плотность (т/м ³)	Удельный вес (т/м ³)
	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя	<u>Макс-мин</u> средняя
Конгломераты, Гравелиты	<u>2862,7-219,7</u> 1237,23	<u>2210,8-22,7</u> 124,58	<u>900-44</u> 447	<u>36⁰06'-23⁰09'</u> 34 ⁰ 28'	<u>2,83-2,34</u> 2,60	<u>2,93-2,58</u> 2,67
Песчаники	<u>3215,7-71,4</u> 1023,03	<u>1313,7-1,22</u> 103,96	<u>1.128-53</u> 398	<u>37⁰45'-20⁰00'</u> 34 ⁰ 16'	<u>3,18-2,26</u> 2,66	<u>3,24-2,57</u> 2,72
Алевролиты	<u>3171,7-21,1</u> 480,25	<u>788,3-2,1</u> 55,95	<u>1.035-19</u> 158	<u>39⁰15'-21⁰24'</u> 32 ⁰ 36'	<u>3,28-1,76</u> 2,68	<u>3,35-2,36</u> 2,75
Аргиллиты	<u>1485,2-20,3</u> 310,17	<u>271,0-11,4</u> 42,17	<u>335-27</u> 85	<u>38⁰37'-25⁰34'</u> 31 ⁰ 48'	<u>3,48-2,36</u> 2,67	<u>3,50-2,50</u> 2,75

Аргиллиты распространены над кровлей и под почвой угольных пластов. Аргиллиты темно-серого или черного цвета. Аргиллиты мелкозернистые, среднезернистые, имеют среднюю крепость. Углистые глины распространены по всем месторождениям незначительно. Глины залегают е кровле и почве угольных пла-

стов. Мощность углистых глин составляет от 0,2 до 2 м. Углистые глины имеют темно-серый цвет и легко набухают при взаимодействии с водой. Результаты подсчета запасов месторождений угля Вьетнама показаны в таблице 2.5, рисунок 2.1.

Таблица 2.5 – Данные по геологическим запасам угольных месторождений Вьетнама

№	Месторождения	Запасы, т	Ресурсы, т	Глубина подсчета запасов, м
1	Каошон	79354988	79354988	325
2	Деонай	9604933	9758804	225
3	Кокшау	15833610	15990948	300
4	Деонай-Кокшау	26869993	29225305	350
5	Всего	131663524	134330045	-

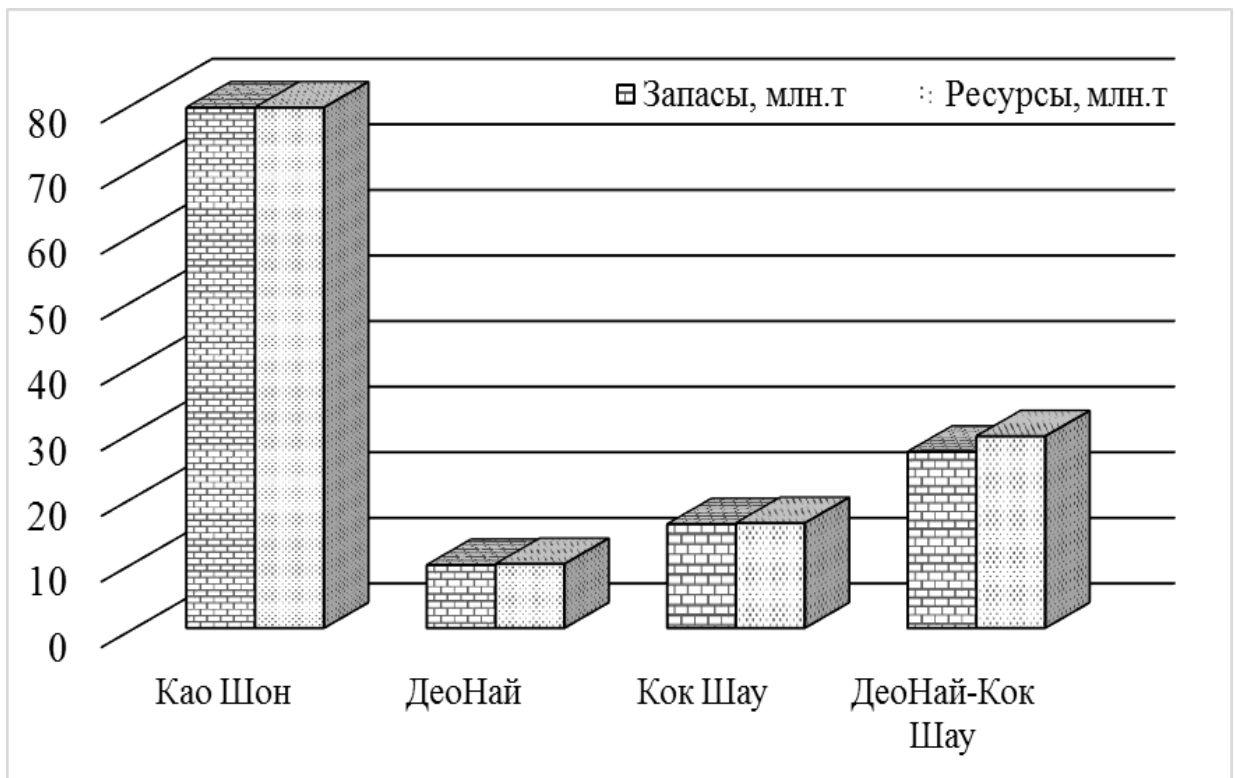


Рисунок 2.1 – Диаграмма запасов и ресурсов угольных месторождений

Параметры системы разработки разреза Кокшау представлены в таблице 2.6.

Таблица 2.6 – Параметры системы разработки разреза Кокшау

№	Параметры	Единицы измерения	Значение
1	Высота уступа	м	5÷16
2	Высота подступа	м	5÷7,5
3	Ширина рабочей площадки	м	26÷50
4	Ширина нерабочего уступа	м	5÷15
5	Количество добычных уступов в группе	-	2÷3
6	Угол откоса рабочего борта разреза	град.	21÷25
7	Угол откоса уступа	град.	50÷65

Параметры и показатели системы разработки разреза Кокшау представлены в таблице 2.7.

Таблица 2.7 – Параметры и показатели системы разработки разреза Кокшау

№	Показатели	Единицы измерения	год			
			2012	2013	2014	2015
1	Производительность разреза по горным породам отходам	тыс.м ³	37,352	36,001	34,873	31,722
2	Производительность разреза по полезному ископаемому	тыс.т	3,260	2,886	2,906	2,644
3	Дальность транспортирования пород отходов	км	3,93	4,03	3,93	4,42
4	Дальность транспортирования полезного ископаемого	км	3,22	2,85	2,75	3,35
5	Отметка дна	м	-165	-180	-200	-215
6	Коэффициент вскрыши	м ³ /т	11,46	12,47	12,00	12,00

Разработка месторождений ведётся по цикличной технологической схеме с применением автомобильного транспорта. Система разработки – смешанная (углубочно-сплошная), двухбортная с внешними отвалами. Отработка месторождения предусматривается сверху вниз горизонтальными слоями. Параметры системы разработки разреза Деонай представлены в таблице 2.8 [26].

Таблица 2.8 – Параметры системы разработки разреза Деонай

№	Параметры	Единицы измерения	Значение	
			Главная фабрика	Район Намлочи
1	Высота уступа	м	5÷16	10÷15
2	Высота подступа	м	5÷7,5	5÷7,5
3	Ширина рабочей площадки	м	25÷45	25÷45
4	Ширина берм	м	5÷15	-
5	Количество добычных уступов в группе	-	2÷4	-
6	Угол откоса рабочего борта разреза	градус	20÷25	13÷15
7	Угол откоса уступа	градус	55÷65	55÷65

Параметры и показатели системы разработки разреза Деонай представлены в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Параметры и показатели системы разработки разреза Деонай

№	Параметры	Единицы измерения	год					
			Главная фабрика			Район Намлочи		
			2013	2014	2015	2013	2014	2015
1	Производительность разреза по горным породам отходам	тыс.м ³	13,550	13,720	12,889	4,575	4,280	4,938
2	Производительность разреза по полезному ископаемому	тыс.т	1,352	1,190	1,137	98	310	413
3	Дальность транспортирования пород отходов	км	4,655		4,801	4,315		5,853
4	Дальность транспортирования полезного ископаемого	км	3,721		3,440	3,608		4,369
5	Отметка dna	м	-132	-142	-145	-	+113	+100
6	Коэффициент вскрыши	м ³ /т	-	-	11,34	-	-	11,96

Параметры системы разработки разреза Каошон представлены в таблице 2.10.

Таблица 2.10 – Параметры системы разработки разреза Каошон

№	Параметры	Единицы измерения	Значение
1	Высота уступа	м	8÷16
2	Высота подступа	м	5÷7,5
3	Ширина рабочей площадки	м	25÷45
4	Ширина берм	м	15÷20
5	Количество добычных уступов в группе	-	2÷4
6	Угол откоса рабочего борта разреза	град.	20÷26
7	Угол откоса уступа	град.	55÷65

Параметры и показатели системы разработки разреза Деонай представлены в таблице 2.11.

Таблица 2.11 – Параметры и показатели системы разработки разреза Каошон

№	Исходные данные	Единицы измерения	год		
			2013	2014	2015
1	Производительность разреза по горным породам отходам	тыс.м ³	30,230	28,062	33,375
2	Производительность разреза по полезному ископаемому	тыс.т	3,687	3,066	3,250
3	Дальность транспортирования вскрышных пород	км	-	-	6,57
4	Дальность транспортирования полезного ископаемого	км	-	-	3,85
5	Отметка дна	м	-70	-80	-90
6	Коэффициент вскрыши	м ³ /т	8,2	9,15	10,27

Для транспортирования вскрышных пород до внешних отвалов используются карьерные автосамосвалы различных производителей грузоподъемность 31 ÷ 96 т. Для транспортирования угля от месторождения до складов углей применяются карьерные автосамосвалы различных производителей грузоподъемность

31 ÷ 40 т. Объем удаляемой из разреза вскрыши составляет 34÷35 млн.м³/год. Основной объем вскрышных работ проводится на восточном участке разреза Каошон. Вскрышные работы ведутся на уступах: +50; +80; +110; +160; +200; +230; +280; +300.

Перечень горнотранспортного оборудования, используемого для отработки угольного разреза Кокшау представлен в таблице 2.12.

Таблица 2.12 – Перечень горнотранспортного оборудования разреза Кокшау

№	Вид и модель оборудования	Количество	Производительность	Технические характеристики
	Буровые станки		м/год	Диаметр скважины, мм
1	DM45E	1	12290	200
2	СБШ	12	-	200-250
3	Буровой станок D229	3	-	-
4	Буровой станок D 89	2	-	-
5	D45K	2	103075	229
	Экскаваторы мехлопаты	-	-	Вместимость ковша, м ³
1	Экскаваторы ЭКГ- 4,6-5А	21	-	4,6-5
2	Экскаватор ЭКГ-10	3	-	8-10
	Гидравлические экскаваторы	-	м ³ /год	Вместимость ковша, м ³
1	PC750-7	4	1073889	3,4
2	PC450-7	1	344094	1,9
3	PC1250-8R	6	1846023	6,7
4	КОBELCO	1	350622	1,7
	Погрузчики	-	м ³ /год	-
1	KAWASAKI85ZA	1	277830	3,7
2	KAWASAKI95ZV	2	483367	4,2
3	KAWASAKI90ZA	1	441009	3,8
4	KAWASAKI80ZIV	1	146432	3,2
5	KAWASAKI115ZV	2	855515	6,8
	Бульдозеры	-	-	Мощность, кВт
1	D85A-21	4	-	225
2	D85EX-15, D7H, D7R	7	-	240
3	D115A-2	4	-	314
4	D115A-6R	6	-	354
5	D7H	2	-	230
6	D7R	1	-	230
7	14H	2	-	229

Продолжение таблицы 2.12

8	GD705A	1	-	200
9	MITSUBISHI	1	-	210
10	CAT14M	5	-	275
11	DOOSAN180W-V	1	-	150
	Карьерные автосамосвалы		Транспортная работа, т·км/год	Грузоподъемность, т
1	CAT769C	1	68720	35
2	CAT769D	1	293584	39,78
3	CAT773E	10	714857	58,16
4	CAT777D	10	3969992	95,8
5	HD325-6	2	271957	36,5
6	HD325-7R	10	990503	36,5
7	HD465-7+7R	71	1481290	58
8	HD785-7	25	2776715	91
9	HM400-3R	19	633156	36
11	HM400-3R	5	264208	40
12	HYUNDAI HD270	5	95602	15
13	HOWO375	10	264661	31

Перечень горнотранспортного оборудования, используемого для отработки угольного разреза Деонай представлен в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Перечень горнотранспортного оборудования разреза Деонай

№	Вид и модель оборудования	Количество	Производительность	Технические характеристики
	Буровые станки	-	м/смен.	Диаметр скважины, мм
1	Станок для бурения DML/LP	2	161-147	80-100
2	Станок для бурения СБШ	4	81	200-250
	Экскаваторы мехлопаты	-	-	Вместимость ковша, м ³
1	Экскаваторы ЭКГ 4,6-5А	11	-	4,6-5
	Гидравлические экскаваторы		м ³ /ч	Вместимость ковша, м ³
1	PC750-6	1	1045	3,4
2	PC1250-7	1	1597	5,6
3	PC 1250SP-7	4	-	6,7
4	PC 1250SP-8	2	1920	6,7
5	CAT 315DL	1	-	-
6	ROBEX 200W-7	1	-	-

Продолжение таблицы 2.13

	Погрузчики		м ³ /ч	
1	KAWASAKI80ZIV	2	517	3,2
2	VOLVO L180F	1	935	-
	Бульдозеры	-	-	Мощность, кВт
1	D85A	3	-	225
2	CAT D7R	9	-	230
3	CAT D8R	2	-	314
4	CAT 14H	1	-	229
5	D730A	1	-	230
6	VOLVO G780B	1	-	230
7	CAT -14M	1	-	275
	Карьерные автосамосвалы	-	Транспортная работа, т·км/год	Грузоподъемность, т
1	CAT773E	14	1558291	58,16
2	CAT773 F	15	1428193	58
3	CAT777D	8	3136956	96
4	HD465-7+7R	27	1578154	58
5	HD785-7	20	3311873	91
6	HM400-R	8	772634	36,5
7	VOLVO A40D	3	413486	37
8	HYUNDAI HD270	4	77834	15
9	Scania	7	402356	36

Перечень горнотранспортного оборудования, используемого для отработки угольного разреза Каошон представлен в таблице 2.14.

Таблица 2.14 – Перечень горнотранспортного оборудования разреза Каошон

№	Вид и модель оборудования	Количество	Производительность	Технические характеристики
	Экскаваторы мехлопаты	-	м ³ /год	Вместимость ковша, м ³
1	Экскаватор ЭКГ-8И	7	950 - 1100	6,3 - 8
2	Экскаватор ЭКГ-10	1	866000	10
3	Экскаваторы 4,6-5А	11	507100	4,6-5
	Гидравлические экскаваторы	-	м ³ /ч	Вместимость ковша, м ³
1	РС-1250	4	-	-
3	Гидравлические экскаваторы	2	-	6,2 - 7
4	НИТАСНІ	2	-	-
5	РС750-7	2	-	-
6	VOLVO180F+G	7	-	-

Продолжение таблицы 2.14

	Буровые станки	19	-	Диаметр скважины, мм
1	СБШ-250	17	80-100	200-250
2	Буровой станок DML-1600	1	161 - 147	-
3	Буровой станок Diesell D-127	1	-	-
	Карьерные автосамосвалы	-	Транспортная работа, т·км/год	Грузоподъемность, т
1	CAT 777 D	10	-	96,0
2	CAT 773E, HD 465	78	-	85,0
3	CAT 777 F	10	-	55,0
4	HM 400	10	-	36,50
5	CAT 777 D	10	-	96,0
6	HD 785	12	-	91,0
7	HM 400	5	-	21,40
8	VOLVO A 35	2	-	32,50
9	VOLVO A 40 E	8	-	38,10
10	VOLVO A35	5	-	32,50
11	KAMAZ 6521	10	-	15,0
12	Scania P 340	10	-	36,0

В сезон дождей наблюдаются значительные объёмы водопритоков в рабочую зону разрезов. Условия обводнённости месторождения существенно влияют на производительность добычного оборудования, особенно в придонной зоне разреза, куда поступают размывные горные породы в виде пульпы.

В горнотехнических условиях разреза Кокшау погрузка горной массы предусматривается гидравлическим экскаватором PC750-7 типа обратная лопата, с ковшом емкостью 3,4 м³, и с погрузкой в карьерные автосамосвалы CAT769D. Применение гидравлических экскаваторов типа обратная лопата позволяют вести добычные работы в обводнённой придонной рабочей зоне нтжним черпанием.

Сменная производительность экскаваторов (2.1)

$$Q_{см} = \frac{T_{см} - (T_{нз} + T_{об} + T_{нт} + T_{лн})}{T_n + T_{yn} + T_{ож}} \cdot V_k \cdot n_k \quad (2.1)$$

где $T_{см}$ - Время смены, мин.;

$T_{нз} + T_{об}$ - Продолжительность подготовительно-заключительных работ и сервиса, мин.;

T_{nm} - Продолжительность технологического обслуживания, мин.;

$T_{ли}$ - Время персональных потребностей, мин.;

T_n - Продолжительность загрузки кузова автосамосвала, мин.;

$T_{ун}$ - Время установки самосвала под погрузку, мин.;

V_k - Объем горной породы в ковше экскаватора (в плотном теле), м³;

Условные обозначения к определению сменной производительности экскаваторов представлены в таблице 2.15

Таблица 2.15 – Данные к определению производительности экскаваторов

Наименование показателей	Условное обозначение	Един. изм.	Величина показателя	
			Добыча	Вскрыша
Категория пород по трудности экскавации (ЕНВ)	-	-	V	III
Марка погрузочного механизма	-	-	Экскаваторы	
			PC750-7	PC750-7
Марка самосвала	-	-	CAT769D	CAT769D
Время смены	$T_{см}$	мин.	480	480
Продолжительность подготовительно-заключительных работ и сервиса	$T_{н.з} + T_{об}$	мин.	36	36
Продолжительность технологического обслуживания	T_{nm}	мин.	12	12
Время персональных потребностей	$T_{ли}$	мин.	10	10
Грузоподъемность автосамосвала	G_a	т	40	36
Вместимость ковша экскаватора	E_k	м ³	3,5	3,5
Коэффициенты:				
разрыхления в ковше	K_p	-	1,6	1,35
наполнения ковша	K_n	-	0,9	0,95
экскавации	$K_э$	-	0,56	0,7
Объем горной породы в ковше экскаватора (в плотном теле)	$V_k = E_k \cdot K_э$	м ³	1,8	2,2
Плотность горной породы	γ	т/м ³	2,2	1,9
Количество загружаемых ковшей в кузов автосамосвала		шт.	8	9
Количество циклов экскавации	$n_{ц}$	ЦИКЛ В МИН.	3	3
Продолжительность загрузки кузова автосамосвала	$T_n = \frac{n_k}{n_{ц}}$	мин.	2,7	3

Продолжение таблицы 2.15

Время установки самосвала под погрузку	$T_{уп}$	мин.	0,5	0,5
Время ожидания автосамосвала	$T_{ож}$	мин.	0,15	0,15
Производительность погрузочного механизма в смену	$Q_{см}$	м ³	1827	2305
Поправочные коэффициенты, учитывающие:				
- подчистку подъездов к экскаватору бульдозером	$K_{подч.}$	-	0,97	0,97
- производство взрывных работ в течение смены	$K_{взр}$	-	0,97	0,97
- экскавацию горной массы с наличием негабарита до 10 %	$K_{нег}$	-	0,95	0,95
- климатические условия в сезон дождей	$K_{кл}$	-	0,76	0,85
Сменная производительность с учетом поправочных коэффициентов	$Q_{см}$	м ³	1280	1900

Максимальный сменный объем погрузки горной массы принимается с учетом неравномерности подачи карьерного автотранспорта ($k = 1,1$) и простоев технологического оборудования ($k = 0,75$). Коэффициент использования экскаватора составляет 0,6.

Выполнение вспомогательных горных работ, связанных с подготовкой и очисткой блоков под бурение, подготовкой подъездов к забою для автосамосвалов и прочие технологические операции предусматривается производить бульдозером.

2.2 АНАЛИЗ И ОЦЕНКА ВЫБОРА ВЫСОТЫ УСТУПОВ ДЛЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ КОКШАУ, ДЕОНАЙ И КАОШОН

Параметр системы разработки угольных разрезов - величина высоты уступа (h), значительно влияет на такие показатели работы разрезов как производительность по углю, коэффициент вскрыши, суммарную длину фронта работ по разрезу.

При постановке борта разреза в конесное положение (на конец отработки) сдваивание и страивание нерабочих уступов позволяет сократить величину коэффициента вскрыши и повысить эффективность отработки разреза.

Скорость подвигания экскаваторной заходки V_3 (2.2) и рабочего фронта V_Φ (2.3) [4, 5, 6, 26, 30] зависит от длины экскаваторного блока L , производительность экскаватора Q , ширины экскаваторной заходки A и высоты уступа

$$V_3 = \frac{Q}{h A}, \text{ м/мес.} \quad (2.2)$$

$$V_\Phi = \frac{12Q}{h L}, \text{ м/год} \quad (2.3)$$

Для создания производительных, безопасных условий эксплуатации карьерных экскаваторов в развале горной массы высота уступа (2.4) [25]

$$h = 0,7 B_p \sqrt{\frac{\sin \alpha \sin \beta}{K_p \eta' (1 + \eta'') \sin(\alpha - \beta)}}, \text{ м} \quad (2.4)$$

где $B_p = 0,8(R_x + R_d)$ – ширина развала взорванной горной массы, м;

R_x, R_d – радиус черпания и разгрузки экскаватора, соответственно, м;

K_p – коэффициент разрыхления;

α, β – угол откоса уступа и угол откоса развала взрывных пород, соответственно, град.;

η' – коэффициент между линией сопротивления по подошве и высотой уступа (2.5);

$$\eta' = \frac{W}{h} = 0,55 \div 0,70; \quad (2.5)$$

η'' – коэффициенты между расстоянием (b) и линией сопротивления по подошве (2.6);

$$\eta'' = \frac{b}{W} = 0,75 \div 0,85. \quad (2.6)$$

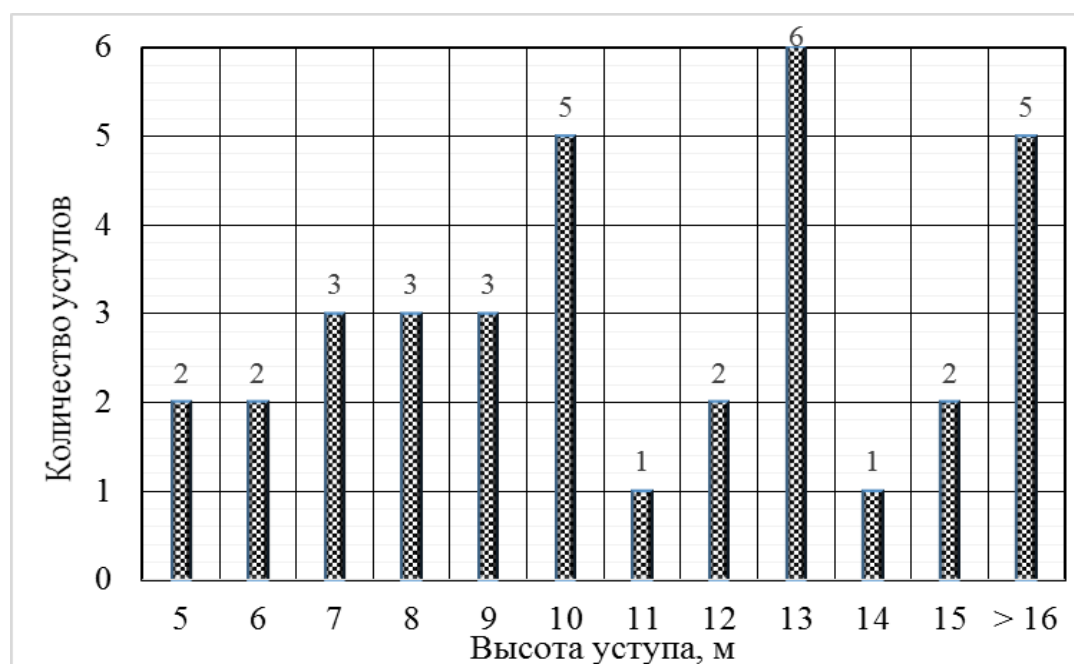
где: W – ЛСПП, м;

b – расстояние между рядами скважин, м.

«Данные оценки высоты уступов для горнотехнических условий угольного разреза Кокшау показаны в таблице 2.16, рисунок 2.2» [26, 27, 30, 31].

«Таблица 2.16 - Данные оценки высоты уступов для горнотехнических условий угольного разреза Кокшау» [26, 27, 30, 31]

№	«Показатель» [26, 30]	«Значение» [26, 30]													
		5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	≥ 16	сумма	
1	«Высота уступа h » [26, 30], м														
2	«Число уступов», [26, 30] n	2	2	3	3	3	5	1	2	6	1	2	5	35	
3	«Доля уступов с высотой h , %» [26, 30, 31]	5,7	5,7	8,6	8,6	8,6	14,3	2,9	5,7	17,1	2,9	5,7	14,3	100	
4	«Кумулятивная доля уступов с высотой h , %» [26, 30, 31]	5,7	11,4	20	28,6	37,1	51,4	54,3	60	77,1	80	85,7	100	-	

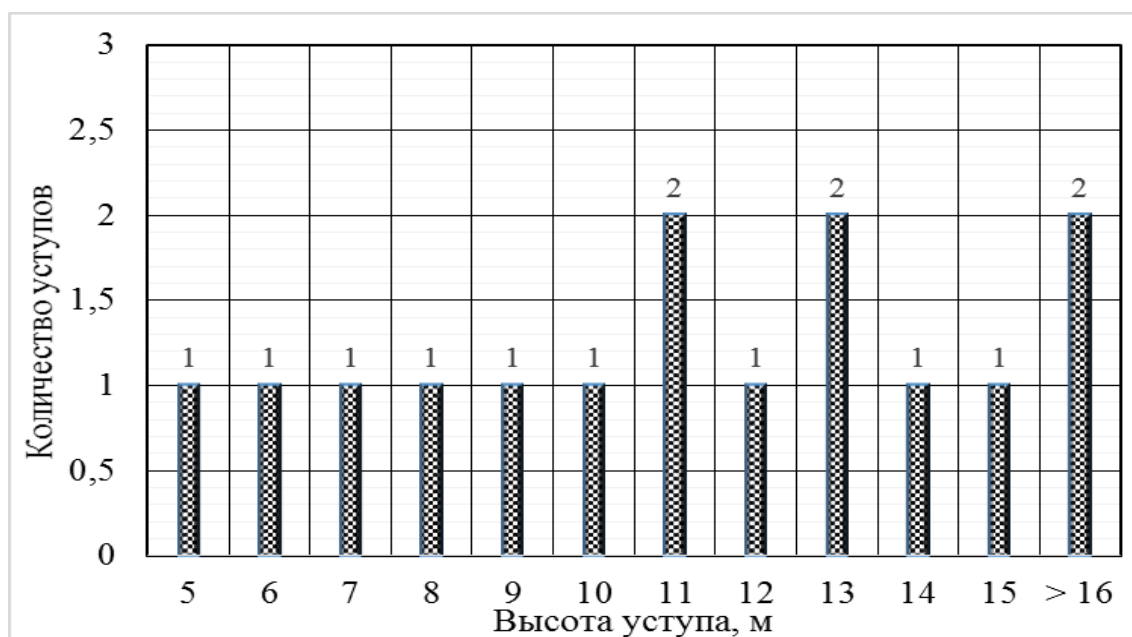


«Рисунок 2.2 – Диаграмма результатов анализа данных по высоте уступа на разрезе Кокшау» [26, 27, 30, 31]

«Анализ данных, представленных в таблице 2.16, показывает, что наибольшее количество уступов на разрезе Кокшау (17,1%) имеет высоту 13 м, а уступов с высотой 16 м и более - 14,3%» [26, 27, 30, 31]. «Результаты анализа данных по высоте уступа на разрезе Деонай представлены в таблице 2.17, рисунок 2.3» [26, 30, 31].

«Таблица 2.17 - Результаты анализа данных по высоте уступа на разрезе Деонай» [26, 27, 30, 31]

№	«Показатель» [26, 30]	«Значение» [26, 30]													
		5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	≥ 16	сумма	
1	«Высота уступа h » [26, 30], м														
2	«Число уступов», [26, 30] n	1	1	1	1	1	1	2	1	2	1	1	2	15	
3	«Доля уступов с высотой h , %» [26, 30]	6,7	6,7	6,7	6,7	6,7	6,7	13,3	6,7	13,3	6,7	6,7	13,3	100	
4	«Кумулятивная доля уступов с высотой h , %» [26, 30]	6,7	13,3	20	26,7	33,3	40,0	53,3	60,0	73,3	80,0	86,7	100	-	



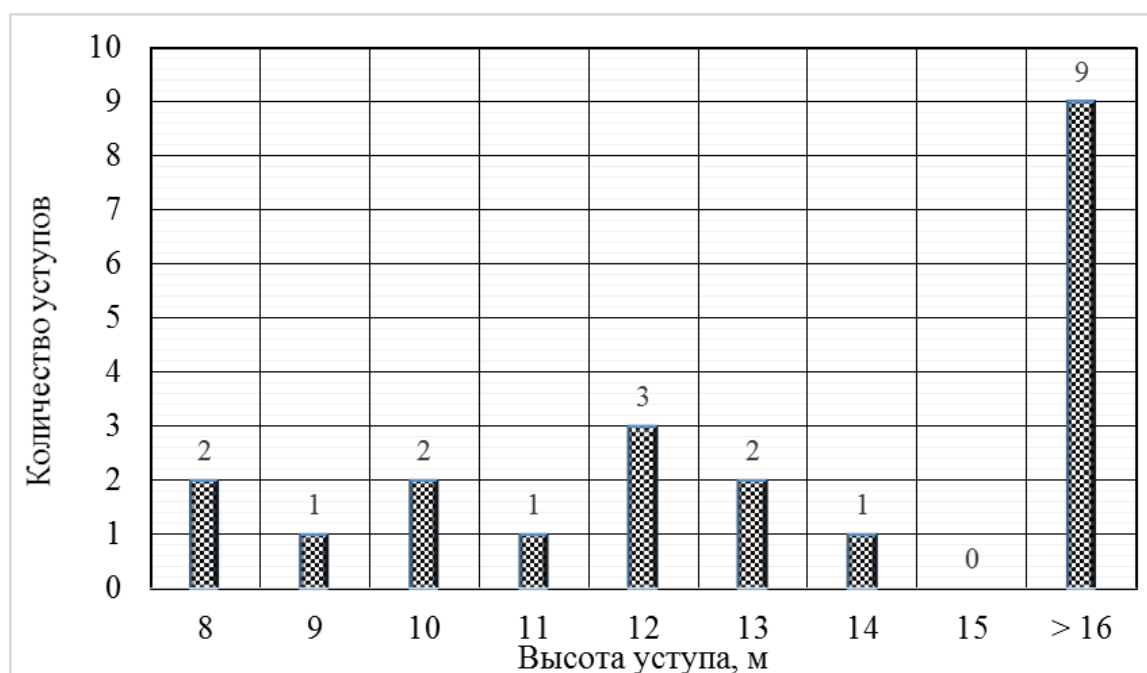
«Рисунок 2.3 – Диаграмма результатов анализа данных по высоте уступа на разрезе Деонай» [26, 27, 30, 31]

Анализ данных, представленных в таблице 2.17, показывает, что количество уступов с различной высотой уступа на разрезе [26, 27, 30, 31] Деонай не превышает 2, а с высотой 16 м и более - 6,7%.

«Результаты анализа данных по высоте уступа на разрезе Каошон» [26, 27, 30, 31] представлены в таблице 2.18, рисунок 2.4.

«Таблица 2.18 - Результаты анализа данных по высоте уступа на разрезе Каошон» [26, 30, 31]

№	«Показатель» [26, 30]	«Значение» [26, 30, 31]										
		8	9	10	11	12	13	14	15	> 16	сумма	
1	«Высота уступа h » [26, 30], м											
2	«Число уступов», [26, 30] n	2	1	2	1	3	2	1	0	9	21	
3	«Доля уступов с высотой h , %» [26, 30, 31]	9,5	4,8	9,5	4,8	14,3	9,5	4,8	0	42,9	100	
4	«Кумулятивная доля уступов с высотой h , %» [26, 30, 31]	9,5	14,3	23,8	28,6	42,9	52,4	57,1	57,1	100	-	



«Рисунок 2.4 – Диаграмма результатов анализа данных по высоте уступа на разрезе Каошон» [26, 27, 30, 31]

Анализ данных, представленных в таблице 2.18, показывает, что наибольшее количество рабочих уступов на разрезе [26, 27, 30, 31] Каошон (42,9%) достигает высоты 16,0 м.

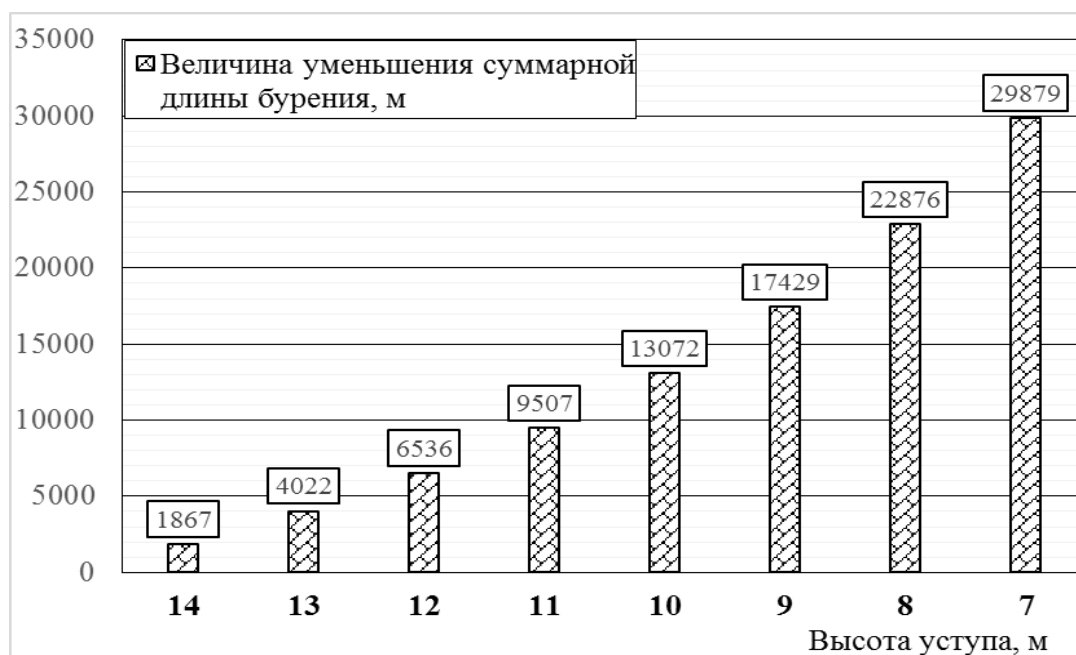
«Результаты анализа данных по затратам на бурение при различной высоте уступов на разрезе Кокшау представлены в таблице» 2.19 [26, 27, 30, 31].

«На рисунке 2.5 представлена диаграмма изменения величины уменьшения суммарной длины бурения, по сравнению с $h = 15$ м, для различной высоты уступов на разрезе Кокшау» [30, 31].

«Таким образом, при уменьшении высоты уступа дополнительные эксплуатационные затраты по сравнению с $h = 15$ м, увеличиваются» [26, 27, 30, 31].

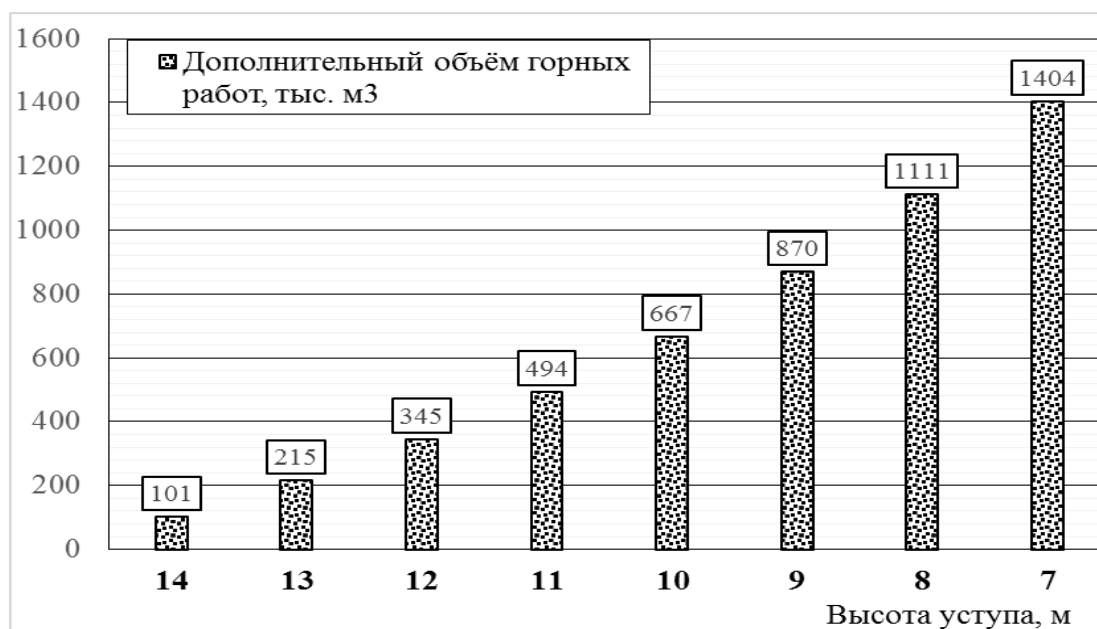
«Таблица 2.19 – Результаты анализа данных по затратам на бурение при различной высоте уступов на разрезе Кокшау» [26, 27, 30, 31]

«Высота уступа h , м» [26, 27, 30, 31]	«Величина уменьшения суммарной длины бурения по сравнению с $h = 15$ м, м» [26, 30, 31]	«Дополнительный объем горных работ по сравнению с $h = 15$ м, тыс. м ³ » [26, 27, 30, 31]	«Дополнительные эксплуатационные затраты, по сравнению с $h = 15$ м, млн. донг.» [26, 30, 31]	«Дополнительные затраты на БВР по сравнению с $h = 15$ м, млн. донг.» [26, 27, 30, 31]
14	1867	101	655	35,1
13	4022	215	1395	75,7
12	6536	345	2237	123,0
11	9507	494	3203	179,0
10	13072	667	4325	246,2
9	17429	870	5641	328,3
8	22876	1111	7208	431,0
7	29879	1404	9105	563,0



«Рисунок 2.5 – Диаграмма изменения величины уменьшения суммарной длины бурения, по сравнению с $h = 15$ м, для различной высоты уступов на разрезе Кокшау» [26, 27, 30, 31]

«На рисунке 2.6 представлена диаграмма изменения дополнительного объёма горных работ, по сравнению с $h = 15$ м, для различной высоты уступов на разрезе Кокшау» [26, 27, 30, 31].



«Рисунок 2.6 – Диаграмма изменения дополнительного объёма горных работ, по сравнению с $h = 15$ м, для различной высоты уступов на разрезе Кокшау» [26, 27, 30, 31]

«На рисунке 2.7 представлена диаграмма изменения дополнительных эксплуатационных затрат и дополнительных затрат на БВР, по сравнению с $h = 15$ м, для различной высоты уступов» [26, 27, 30, 31].

«Анализ данных представленных на рисунке 2.7 позволяет сделать вывод об увеличении эксплуатационных и затрат на БВР с уменьшением высоты уступов в рассмотренных угольных разрезах группы» [26, 27, 30, 31].

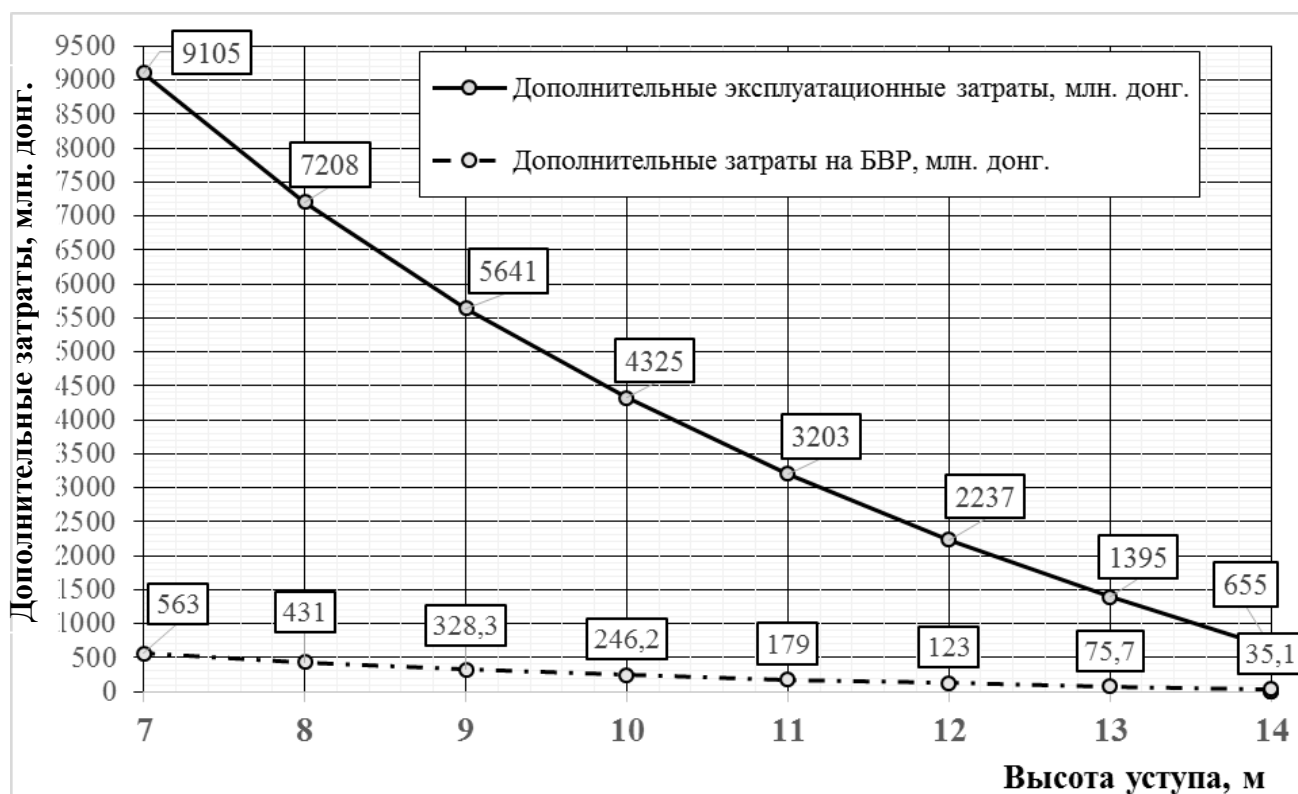


Рисунок 2.7 – Диаграмма «изменения дополнительных эксплуатационных затрат и дополнительных затрат на БВР, по сравнению с $h = 15$ м, для различной высоты уступов для разреза Кокшау» [26, 27, 30, 31]

2.3 АНАЛИЗ И ОЦЕНКА ВЫБОРА ШИРИНЫ РАБОЧИХ ПЛОЩАДОК ДЛЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ КОКШАУ, ДЕОНАЙ И КАОШОН

Обеспечение эффективной и безопасной работы горнотранспортного оборудования возможно при поддержании на рабочем борту разреза нормативной ширины рабочих площадок, определяемой размером составляющих её элементов.

Размер ширины рабочей площадки определяется величинами ширины элементов её составляющих.

Закономерности формирования рабочей зоны определяют условие, согласно которому ведение горных работ на нижележащем рабочем горизонте возможно проводить только при достижении нормативной и более ширины рабочей площадки на вышележащем горизонте разреза.

Проектные размеры площадок разрезов принимаются средними по рабочему борту. В реальной практике открытой разработки месторождений величина этих площадок варьирует вокруг средних (расчётных) значений в силу дискретности технологических процессов.

Увеличение ширины рабочих площадок, особенно при одновременном увеличении мощности карьера по горной массе, требует существенного увеличения площади рабочей зоны или (и) перехода на более производительное горнотранспортное оборудование. Минимальная ширина рабочей площадки должна обеспечивать условия для безопасной и эффективной работы экскаваторов и транспортных средств на уступе (2.7), рисунок 2.8

$$B_{\min} = A + X + C, \text{ м} \quad (2.7)$$

$$B_{\min} = b_k + A, \text{ м}$$

где b_k - ширина бермы безопасности, м;

X - ширина расширения рабочей площадки за счёт развала горной массы после взрыва, м;

A - ширина заходки экскаватора (2.8), м;

$$A = (n - 1) b + w, \text{ м} \quad (2.8)$$

C - безопасное расстояние; $C \geq Z$, м;

B_d - ширина развала породы после взрыва (2.9), м;

$$B_d = A + X, \text{ м.} \quad (2.9)$$

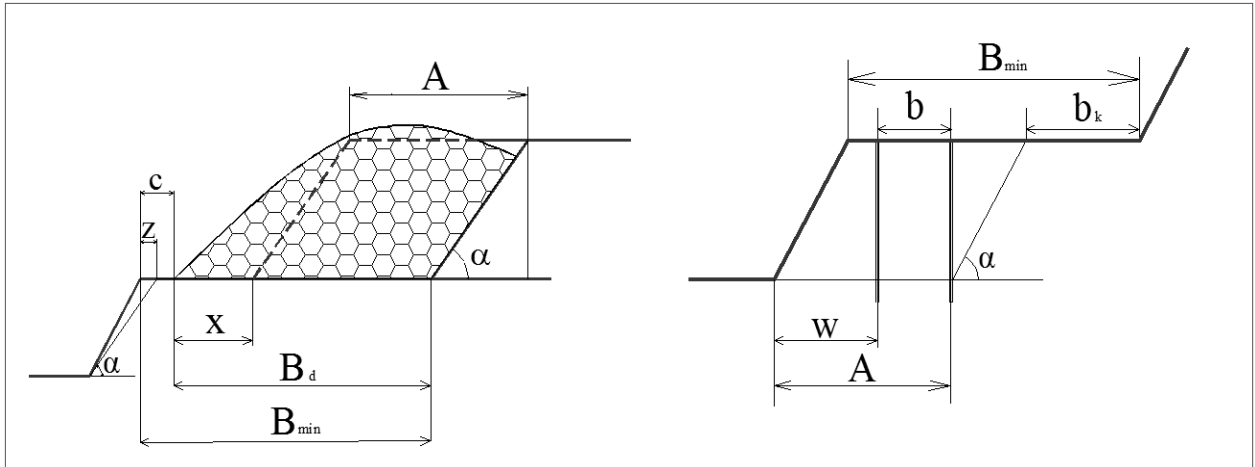


Рисунок 2.8 – Технологическая схема к определению минимальной ширины рабочей площадки

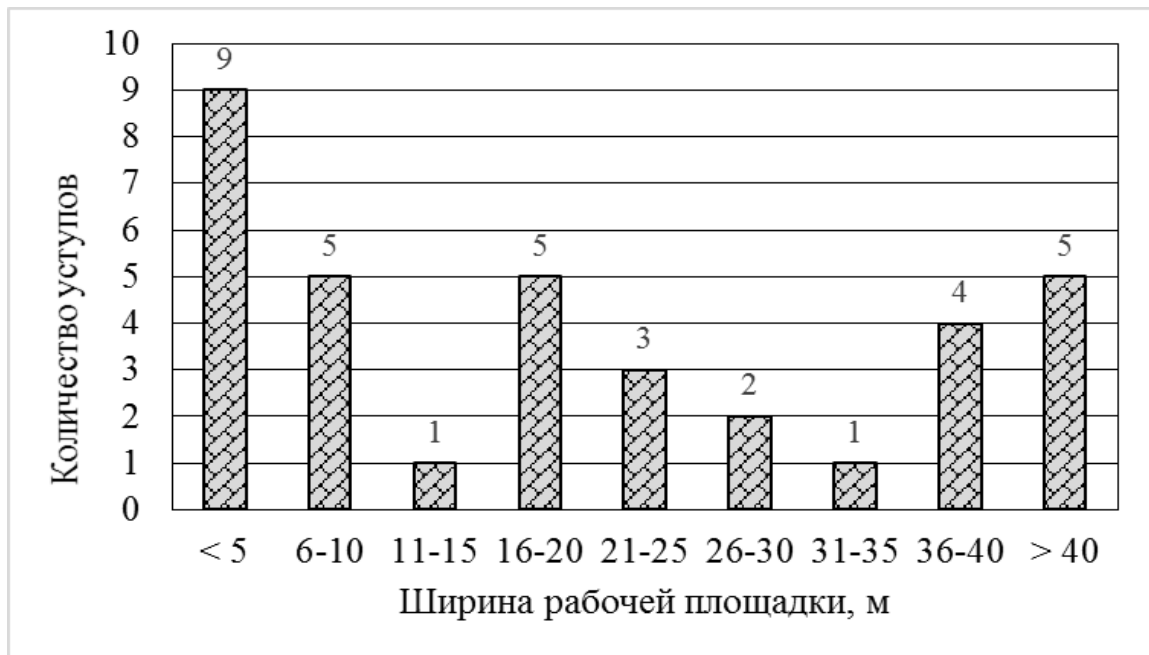
«Результаты анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Кокшау представлены» в таблице 2.20, рисунок 2.9 [26, 29, 30, 31].

«Таблица 2.20 – Результаты анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Кокшау» [26, 29, 30, 31]

№	«Показатель» [26, 30, 31]	«Значение» [26, 30, 31]									
		≤ 5	6-10	11-15	16-20	21-25	26-30	31-35	36-40	> 40	сумма
1	«Ширина рабочих площадок B , м» [26, 32, 102]	≤ 5	6-10	11-15	16-20	21-25	26-30	31-35	36-40	> 40	сумма
2	«Число уступов» [26, 30, 31]	9	5	1	5	3	2	1	4	5	35
3	«Доля уступов с шириной площадок B , %» [26, 32, 102]	25,7	14,3	2,86	14,3	8,57	5,71	2,86	11,4	14,3	100
4	«Кумулятивная доля уступов с шириной площадок B , %» [26, 32, 102]	25,7	40	42,9	57,1	65,7	71,4	74,3	85,7	100	-

Ширина рабочей площадки существенно влияет на производительность выемочнопогрузочного и горнотранспортного оборудования.

При минимальной ширине рабочей площадки одновременное ведение на ней экскаваторных и буровых работ невозможно, при этом развал горной массы, после проведения взрывных работ на вышележащем уступе, перекрывает транспортные коммуникации на нижележащем уступе, т.е. останавливает ведение горных работ.



«Рисунок 2.9 – Диаграмма результатов анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Кокшау» [26, 29, 30]

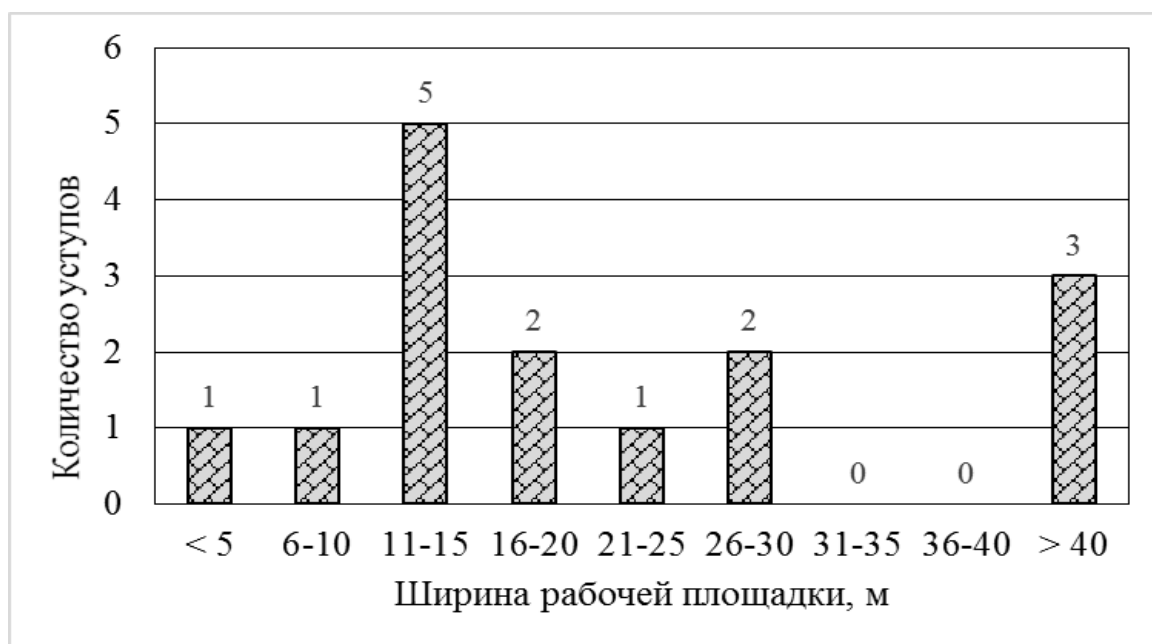
Проведённый анализ данных по ширине рабочих площадок на разрезе Кокшау, представленных в таблице 2.20, «показывает, что наибольшее количество уступов на разрезе Кокшау (25,7%) имеют площадки, где проводятся горные работы менее 6 м, что соответствует параметрам предохранительных берм и берм механической очистки.

Только 14,3% уступов имеют ширину рабочих площадок, соответствующую технологическим нормам и обеспечивающую безопасную и эффективную работу горно-транспортного оборудования» [26, 29, 30].

«Результаты анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Деоннай представлены в таблице 2.21, рисунок 2.10» [26, 29, 30].

«Таблица 2.21 – Результаты анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Деонай» [26, 27, 29, 30, 31]

№	«Показатель» [26, 30, 31]	«Значение» [26, 30, 31]									
		≤ 5	6-10	11-15	16-20	21-25	26-30	31-35	36-40	> 40	сумма
1	«Ширина рабочих площадок В, м» [26, 27, 30, 31]	≤ 5	6-10	11-15	16-20	21-25	26-30	31-35	36-40	> 40	сумма
2	«Число Уступов» [26, 30, 31]	1	1	5	2	1	2	0	0	3	15
3	«Доля уступов с шириной площадок В, %» [26, 27, 30, 31]	6,67	6,67	33,3	13,3	6,67	13,3	0	0	20	100
4	«Кумулятивная доля уступов с шириной площадок В, %» [26, 27, 30, 31]	6,67	13,3	46,7	60	66,7	80	80	80	100	-



«Рисунок 2.10 – Диаграмма результатов анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Деонай» [26, 27, 29, 30, 31]

«Анализ данных, представленных в таблице 2.21, показывает, что наибольшее количество уступов на разрезе Деонай (33,3%) имеют площадки 11 - 15 м, что соответствует параметрам площадок меньше минимальных нормативных» [26, 27, 29, 30]. «Менее 20% уступов имеют ширину рабочих площадок, соответствующую»

щую нормативным требованиям по обеспечению безопасности и эффективности работы горно-транспортного оборудования угольных разрезов» [26, 27, 29, 30].

«Результаты анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Каошон представлены в таблице 2.22, рисунок 2.11» [26, 27, 29, 30, 31].

«Таблица 2.22 – Результаты анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Каошон» [26, 27, 29, 30, 31]

№	«Исходные данные» [26, 27, 29, 30, 31]	«Значение» [26, 27, 29, 30, 31]									
		≤ 5	6-10	11-15	16-20	21-25	26-30	31-35	36-40	> 40	сумма
1	«Ширина рабочих площадок В, м» [26, 27, 29, 30, 31]										
2	«Количество уступов» [26, 27, 29, 30, 31]	0	1	1	5	4	3	4	1	2	21
3	«Доля уступов с шириной площадок В, %» [26, 27, 29, 30, 31]	0	4,76	4,76	23,8	19	14,3	19	4,76	9,52	100
4	«Кумулятивная доля уступов с шириной площадок В, %» [26, 27, 29, 30, 31]	0	4,76	9,52	33,3	52,4	66,7	85,7	90,5	100	-

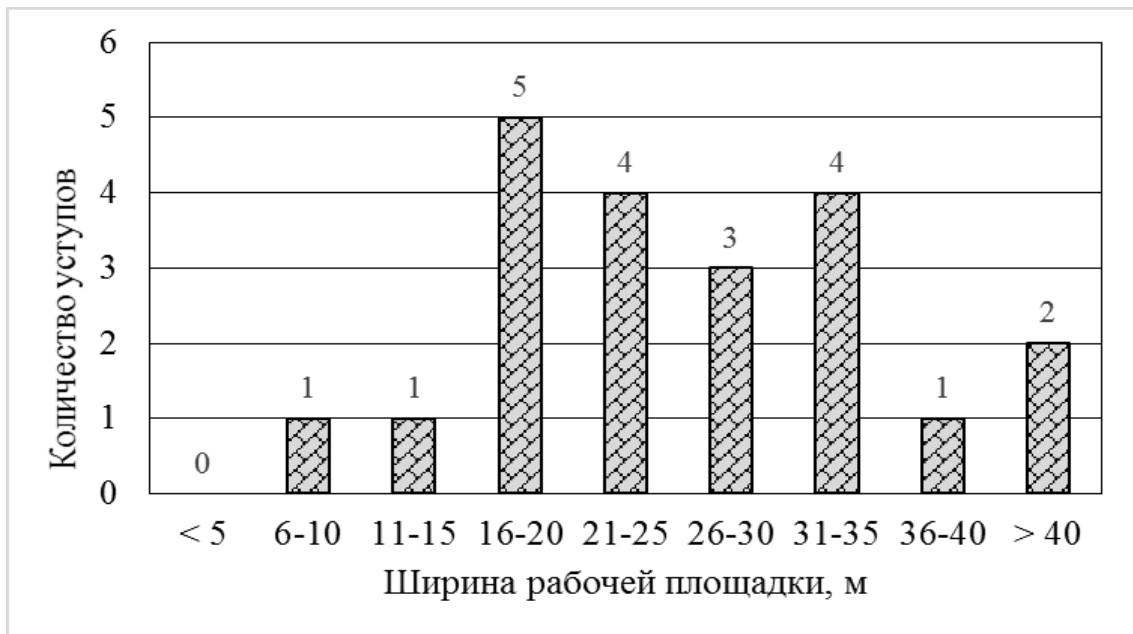


Рисунок 2.11 – «Диаграмма результатов анализа данных по ширине рабочих площадок на разрезе Каошон» [26, 27, 29, 30]

«Анализ данных, представленных в таблице 2.21, показывает, что наибольшее количество уступов на разрезе Каошон (23,8%) имеют площадки 16 - 20 м, что соответствует параметрам площадок меньше минимальных нормативных»

[26, 27, 29, 30, 31]. «Не более 10% уступов разрезов имеют ширину рабочих площадок, соответствуют нормативным требованиям по обеспечению безопасности и эффективности работы горно-транспортного оборудования» [26, 27, 29, 30, 31].

Результаты анализа данных по параметрам системы разработки группы угольных разрезов Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам) позволяют сделать вывод о целесообразности корректировки технологических схем отработки месторождения, оптимизации их параметров.

2.4 ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 2

1. Установлено, что «большинство рабочих горизонтов на разрезе Кокшау (17,1%) имеет высоту 13,0 м, а уступов с высотой 16,0 м и более - 14,3%» [26, 29, 30, 31].

2. Доказано, что большинство рабочих горизонтов на разрезе Деонай (33,3%) имеют площадки 11 - 15 м, что соответствует параметрам площадок меньше минимальных нормативных. «Только 20% уступов имеют ширину рабочих площадок, соответствующую технологическим нормам и обеспечивающую безопасную и эффективную работу горно-транспортного оборудования» [26, 29, 30, 31].

3. «Установлено, что наибольшее количество уступов на разрезе Каошон (23,8%) имеют площадки 16 - 20 м, что соответствует параметрам площадок меньше минимальных нормативных» » [26, 29, 30, 31]. «Только 9,52% уступов имеют ширину рабочих площадок, соответствующую технологическим нормам и обеспечивающую безопасную и эффективную работу горно-транспортного оборудования» [26, 29, 30, 31].

5. Для горнотехнических условий рассмотренных угольных разрезов доказана тенденция увеличения эксплуатационных затрат и затрат на БВР с уменьшением высоты уступов.

ГЛАВА 3 ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО ВАРИАНТА СОВМЕСТНОЙ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РАЗРЕЗАМИ ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН (ВЬЕТНАМ)

3.1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ГРАНИЦ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН

Для горнотехнических условий рассматриваемых глубоких угольных разрезов на величину производственной мощности влияет развитие горных работ в пространстве и времени, форма рабочего борта.

Как показали исследования, «повышение вероятности достижения установленной производительности угольных разрезов обеспечивается в случае, если рабочий борт на поперечном разрезе формируется в вогнутую форму на вскрышных уступах, а на добычных – в выпуклую форму» [15, 68].

Для горнотехнических условий угольного разреза Кокшау приняты следующие параметры на конец отработки:

- Высота уступа при постановке борта разреза в конечное положение, $h_k = 30$ м;
- угол откоса борта разреза в конечном положении, $\beta = 29 \div 30^\circ$;
- величина потерь угля, доли единицы, $\tau \leq 5 - 8 \%$.

Для определения рациональных границ разреза Кокшау рассмотрены три варианта исходных данных.

1. В конечном положении борт в разрезе имеет выпукло-вогнутую форму, дно угольного разреза имеет абсолютную отметку - 300 м и длина дна разреза составит 250 м. Объём удаляемой вскрыши в конечных границах разреза составляет 230104 тыс.м³, запасы угля составляют 20219 тыс.т, средний коэффициент вскрыши $K_{cp} = 11,38$ м³/т.

2. В конечном положении борт в разрезе имеет выпукло-вогнутую форму, дно разреза имеет абсолютную отметку - 315 м и длина дна составит 510 м. Объём удаляемой вскрыши в конечных границах разреза составляет 263530 тыс.м³, запасы угля составляют 21560 тыс.т, средний коэффициент вскрыши $K_{cp} = 12,22$ м³/т.

3. В конечном положении борт в разрезе имеет прямолинейную форму, дно разреза имеет абсолютную отметку - 285 м и длина дна составит 660 м. Объем удаляемой вскрыши в конечных границах разреза составляет 238487 тыс.м³, запасы угля составляют 19680 тыс. т, средний коэффициент вскрыши $K_{ср} = 12,11$ м³/т.

В таблице 3.1 представлены результаты сравнения вариантов определения границ для горнотехнических условий угольного разреза Кокшау.

Таблица 3.1 – Результаты сравнения вариантов определения границ для горнотехнических условий угольного разреза Кокшау

№	Показатели	Варианты			Результаты сравнения	
		Вар 1 (- 300 м)	Вар 2 (- 315 м)	Вар 3 (- 285 м)	Вар 2- вар 1	Вар 3 - вар 1
1	Объем вскрыши, млн.м ³	230,10	263,53	238,49	33,42	8,38
2	Запасы угля, млн.т	20,219	21,56	19,69	1,34	- 0,53
3	$K_{ср}$, м ³ /т	11,38	12,22	12,11	24,94	-
4	Длина дна, м	250	510	660	-	-
5	Форма борта разреза	Выпукло – вогнутый	Выпукло - вогнутый	Прямолинейный	-	-

Анализ данных, представленных в таблице 3.1, позволяет сделать выводы:

- В варианте 2 абсолютная отметка дна угольного разреза на 15 м меньше, однако объем удаляемой вскрыши больше на 33,42 млн.м³ по сравнению с вариантом 1.

- Граничный коэффициент вскрыши $K_{г} = 24,94$ м³/т, намного больше контурного коэффициента вскрыши $K_{к} = 12$ м³/т.

- В варианте 3 абсолютная отметка дна угольного разреза на 15 м выше, запасы угля на 0,53 млн.т меньше, а объем вскрыши на 8,38 млн. м³ больше по сравнению с вариантом 1.

Таким образом, вариант 1 является предпочтительным.

Положение рабочей зоны разреза Кокшау на конец отработки представлено на рисунке 3.1. Данные по погоризонтным объёмам вскрыши и запасам угля разреза Кокшау представлено в таблице 3.2.

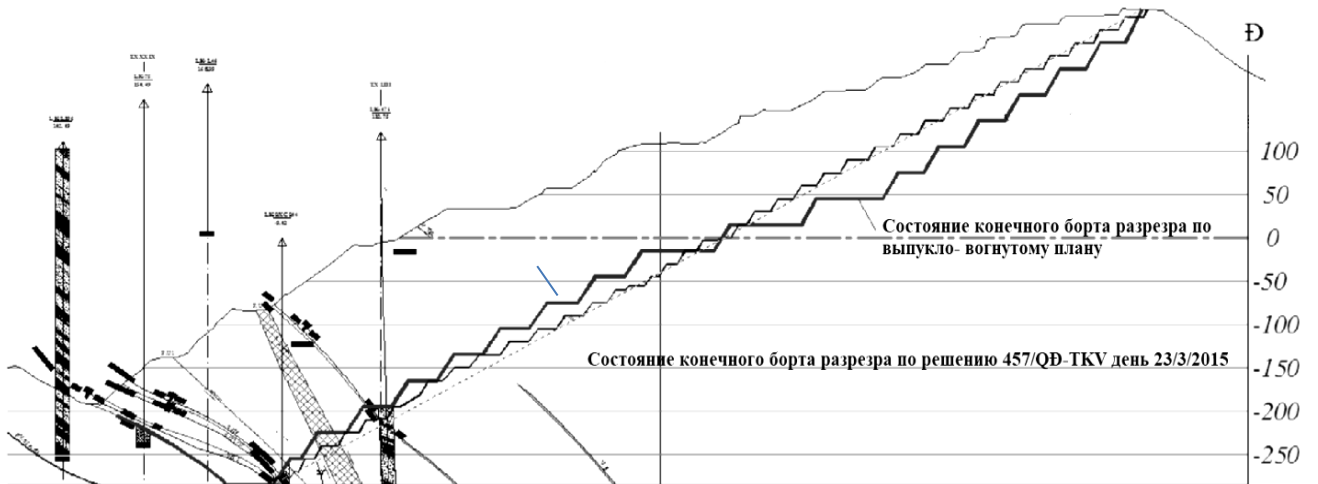


Рисунок 3.1 – Положение конечного борта угольного разреза Кокшау по линии разреза XVI b

Таблица 3.2 – Данные по погоризонтным объёмам вскрыши и запасам угля разреза Кокшау

Уступы, м	Объём вскрыши, тыс.м ³	Запасы угля, тыс.т
+ 285	8	-
+ 270	392	-
+ 255	1210	-
+ 240	2040	-
+ 225	2951	-
+ 210	3065	-
+ 195	3974	-
+ 180	4234	-
+ 165	5860	-
+ 150	6248	-
+ 135	7968	-
+ 120	8449	-
+ 105	9712	31
+ 90	10175	54

Продолжение таблицы 3.2

+ 75	12090	78
+ 60	11822	101
+ 45	13086	217
+ 30	11089	368
+ 15	12005	459
0	9113	489
- 15	9479	523
- 30	7895	462
- 45	8446	440
- 60	7732	458
- 75	7907	419
- 90	7032	687
- 105	7292	795
- 120	6409	741
- 135	6368	951
- 150	5406	1156
- 165	5006	1174
- 180	4025	1004
- 195	3582	1190
- 210	2716	1367
- 225	2216	1521
- 240	1335	1653
- 255	1011	1459
- 270	442	1160
- 285	290	821
- 300	24	442
Всего	230104	20220
К _{ср} , м ³ /т	11,38	

Горные работы на Центральном карьере Деонай планируется завершить одновременно с окончанием добычных работ на разрезе Кокшау. Согласно расчётам, с учётом скорости углубки и скорости движения фронта работ, при принятой конечной глубине разреза Кокшау на отметке - 300 м, срок окончания отработки - 2020 год. На этот момент конечная глубина разреза Део Най принята на абсолютной отметке - 225 м, длина дна разреза составит 560 м. Угол откоса борта разреза

Деонай в конечном положении $\varphi = 24 \div 25^\circ$. Объем удаляемой вскрыши в конечных границах разреза Деонай составляет 128390 тыс.м³, запасы угля составляют 12246 тыс. т (в том числе 4000 м³ покрывающей вскрыши над угольным пластом), средний коэффициент вскрыши $K_{cp} = 10,48$ м³/т.

Данные по погоризонтным объемам вскрыши и запасам угля разреза Деонай представлено в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Данные по погоризонтным объемам вскрыши и запасам угля разреза Деонай

Уступы, м	Всего		Центральный карьер		Район Намлочи	
	Объем вскрыши, тыс.м ³	Запасы угля, тыс.т	Объем вскрыши, тыс.м ³	Запасы угля, тыс.т	Объем вскрыши, тыс.м ³	Запасы угля, тыс.т
265	51	-	-	-	51	-
250	200	-	-	-	200	-
235	87	-	-	-	87	-
220	246	-	-	-	246	-
205	107	-	-	-	107	-
195	693	-	1	-	692	-
180	515	-	119	-	396	-
165	1029	1	409	-	620	1
150	2079	24	901	-	1178	24
135	3786	54	1920	-	1866	54
120	5024	325	2736	-	2288	325
105	4924	329	3249		1675	329
90	5183	232	3949	12	1234	220
75	4883	147	4383	27	500	120
60	5190	108	5030	48	160	60
45	7730	232	7730	232	-	-
30	8531	250	8531	250	-	-
15	9678	308	9678	308	-	-
0	9621	407	9621	407	-	-
- 15	8831	488	8831	488	-	-
- 30	8458	537	8458	537	-	-
- 45	8326	653	8326	653	-	-
- 60	7252	836	7252	836	-	-
- 75	6826	672	6826	672	-	-
- 90	6358	824	6358	824	-	-
- 105	5428	864	5428	864	-	-
- 120	4643	792	4643	792	-	-
- 135	4267	852	4267	852	-	-

Продолжение таблицы 3.3

- 150	3155	869	3155	869	-	-
- 165	2648	847	2648	847	-	-
- 180	1836	785	1836	785	-	-
- 195	1181	710	1181	710	-	-
- 210	668	650	668	650	-	-
- 225	256	583	256	583	-	-
итог	139690	13380	128390	12246	11300	1133
$K_{\text{ср}}, \text{м}^3/\text{т}$	10,44		10,48		9,97	

Границы разреза Каошон отстроены при конечной глубине на абсолютной отметке - 325 м, угол откоса нерабочего борта карьера $\beta = 34\div 35^\circ$.

Объём удаляемой вскрыши в конечных контурах разреза Каошон составляет 956549 тыс.м³, запасы угля составляют 95780 тыс. т, средний коэффициент вскрыши $K_{\text{ср}} = 9,99 \text{ м}^3/\text{т}$.

Положение рабочей зоны разреза Каошон на конец отработки представлено на рисунке 3.2.

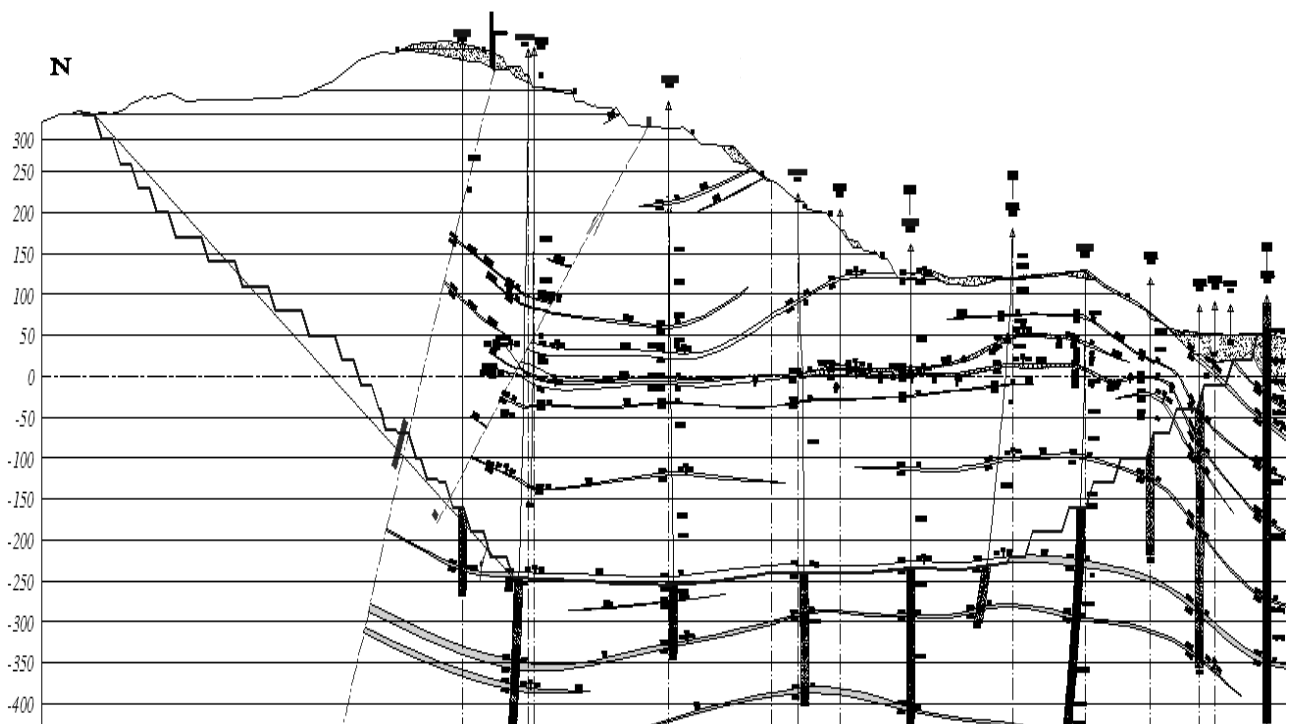


Рисунок 3.2 – Положение конечного борта угольного разреза Каошон по линии разреза XIb

Данные по погоризонтным объёмам вскрыши и запасам угля разреза Кокшау представлено в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Данные по погоризонтным объёмам вскрыши и запасам угля разре-
за Каошон

Уступы, м	Всего		Район Каошон		Гам Каошон	
	Объём вскрыши, тыс.м ³	Запасы уг- ля, тыс.т	Объём вскрыши, тыс.м ³	Запасы уг- ля, тыс.т	Объём вскрыши, тыс.м ³	Запасы угля, тыс.т
+ 425	280	-	125	-	155	-
+ 410	701	-	157	-	544	-
+ 395	1914	-	458	-	1456	-
+ 380	3166	-	1214	-	1952	-
+ 365	4856	-	1982	-	2874	-
+ 350	6057	-	2866	-	3191	-
+ 335	9370	-	3351	-	6019	-
+ 320	12306	-	4300	-	8006	-
+ 305	14066	-	5143	-	8923	-
+ 290	11792	12	6108	-	5684	12
+ 275	15050	18	6277	-	8773	18
+ 260	15367	17	6524	-	8843	17
+ 245	15187	28	7800	-	7387	28
+ 230	16464	50	8860	-	7604	50
+ 215	18332	47	8885	-	9447	47
+ 200	20221	49	9150	-	11071	49
+ 185	19869	79	8511	27	11358	52
+ 170	20007	85	8594	30	11413	55
+ 155	20014	82	8759	49	11255	33
+ 140	20596	735	8825	625	11771	110
+ 125	19673	1098	8187	679	11486	419
+ 110	21426	1027	8507	717	12919	310
+ 95	19979	1600	7426	922	12553	678
+ 80	19084	2587	6568	1484	12516	1103
+ 65	18397	2765	6774	1355	11623	1410
+ 50	19732	2676	8298	1075	11434	1601
+ 35	18889	3221	8083	1987	10806	1234
+ 20	20962	3388	10018	1964	10944	1424
+ 5	22348	5223	9749	1821	12599	3402
- 10	22126	4464	9708	1899	12418	2565
- 25	22908	4343	8084	2129	14824	2214
- 40	23925	4004	5855	1772	18070	2232

Продолжение таблицы 3.4

- 55	24378	4881	4678	1396	19700	3485
- 70	27398	5378	4.958	2158	22440	3220
- 85	29501	5749	4.608	2478	24893	3271
- 100	30515	5563	3.414	2456	27101	3107
- 115	32796	3075	2.887	999	29909	2076
- 130	33719	3287	1.904	652	31815	2635
- 145	35045	3181	1.173	650	33872	2531
- 160	34804	2447	787	455	34017	1992
- 175	32538	2150	759	714	31779	1436
- 190	32405	2011	623	243	31782	1768
- 205	28173	2692	-	-	28173	2692
- 220	28182	2855	-	-	28182	2855
- 235	23827	3053	-	-	23827	3053
- 250	20691	3019	-	-	20691	3019
- 265	14233	2272	-	-	14233	2272
- 280	11666	2428	-	-	11666	2428
- 295	10042	2350	-	-	10042	2350
- 310	7661	985	-	-	7661	985
- 325	3911	806	-	-	3911	806
Всего	956549	95780	230937	30736	725612	65044
$K_{cp}, м^3/т$	-	9,99	-	7,51	-	11,16

При формировании выработанного пространства разреза Деонай – Кокшау границы в конечном положении отстраиваются при положении дна на абсолютной высоте - 350 м.

Граница разреза Деонай – Кокшау и конечный северный и восточный борта отстраиваются с приданием выпукло-вогнутой формы в разрезе вместо прямолинейной.

Объём удаляемой вскрыши в конечных контурах разреза Деонай – Кокшау составляет 350491 тыс.м³, запасы угля составляют 34259 тыс. т, средний коэффициент вскрыши $K_{cp} = 10,23 м^3/т$.

Положение рабочей зоны разреза Деонай – Кокшау на конец отработки представлено на рисунках 3.3 и 3.4. Данные по погоризонтным объёмам вскрыши и запасам угля разреза Деонай – Кокшау представлено в таблице 3.5.

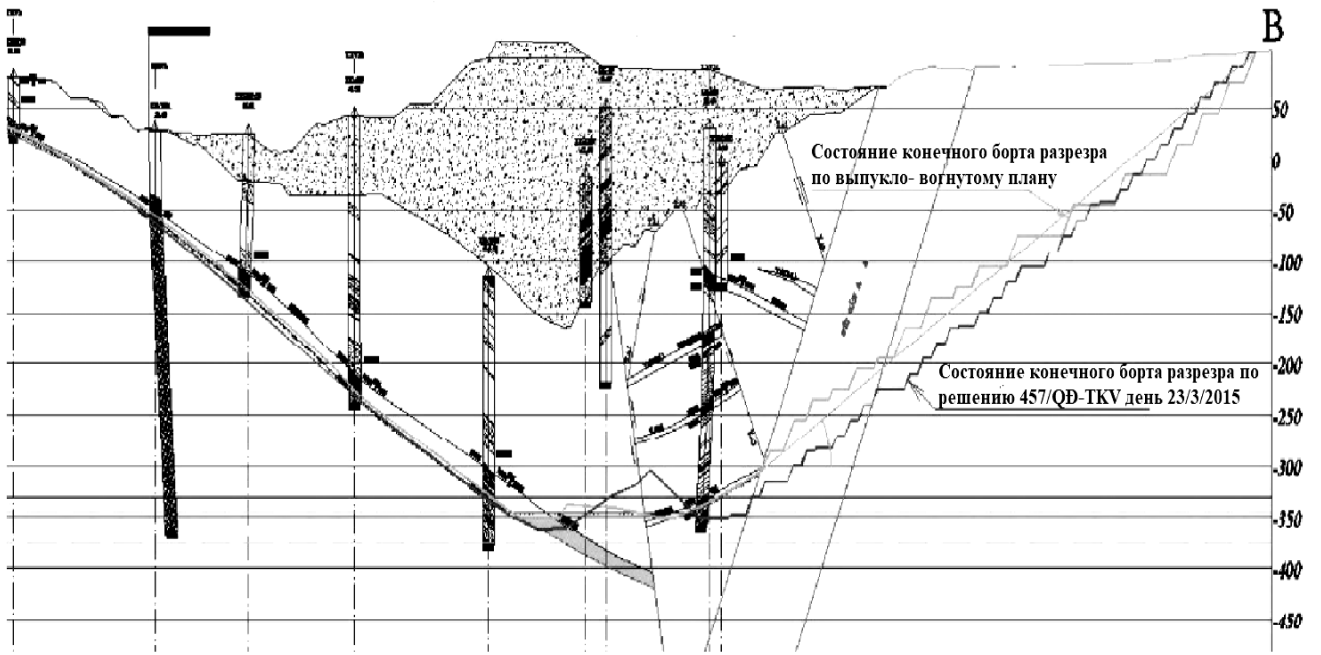


Рисунок 3.3 – Положение северного борта карьера Деонай - Кокшау в конечном положении по линии разреза XXVIII

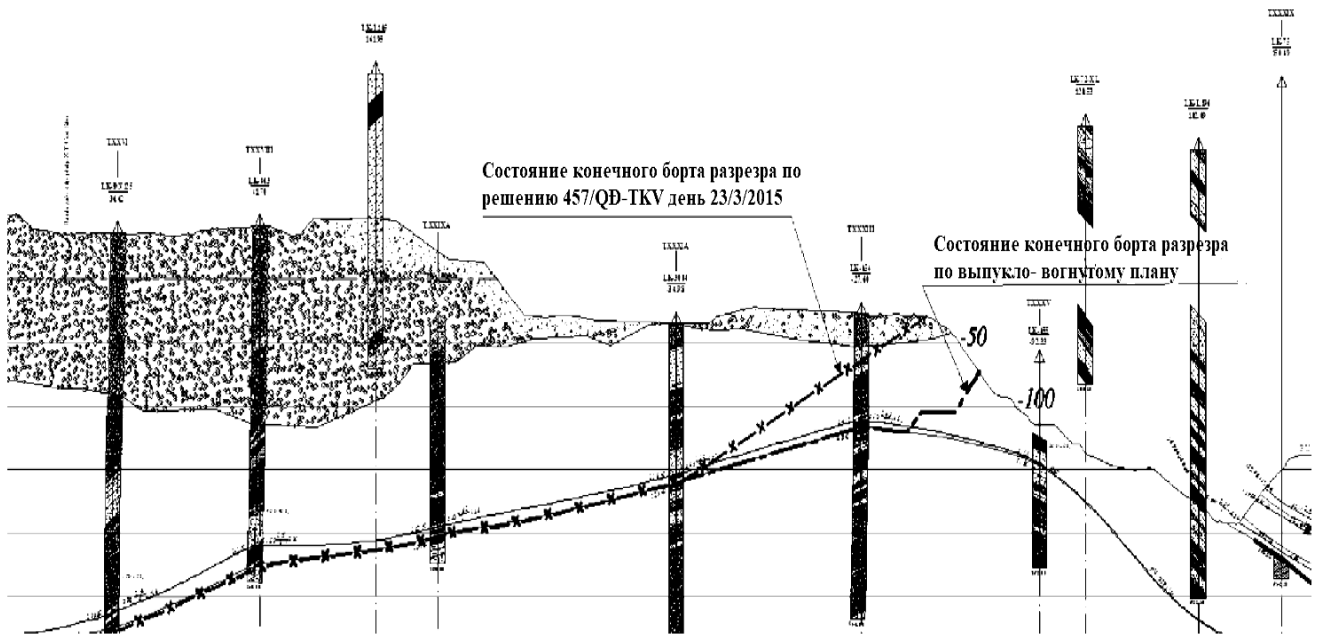


Рисунок 3.4 - Положение восточного борта карьера Деонай - Кокшау в конечном положении по линии разреза XXVIII

Таблица 3.5 – Данные по погоризонтным объёмам вскрыши и запасам угля
разреза Деонай – Кокшау

Уступы, м	Объём вскрыши, тыс.м ³	Запасы угля, тыс.т
180	35	-
165	354	-
150	745	-
135	2210	-
120	3629	-
105	4873	12
90	6559	27
75	8825	48
60	10026	232
45	12574	258
30	14459	337
15	15698	468
0	17126	531
- 15	18300	602
- 30	18580	761
- 45	18471	1009
- 60	17655	1025
- 75	17003	1265
- 90	15758	1425
- 105	15422	1507
- 120	14325	1605
- 135	13781	1759
- 150	12654	2268
- 165	12397	1943
- 180	11842	1770
- 195	11359	1713
- 210	10535	1671
- 225	9863	1644
- 240	8498	1837

Продолжение таблицы 3.5

- 255	7288	1932
- 270	5968	1697
- 285	4844	1419
- 300	3720	1077
- 315	2676	1141
- 330	1576	835
- 350	863	441
Всего	350491	34259
$K_{ср}, м^3/т$	10,23	

Результаты сравнения вариантов определения границ угольных разрезов группы представлены в таблице 3.6.

Анализ результатов сравнения вариантов определения границ угольных разрезов группы, представленных в таблице 3.6 позволяет сделать выводы:

1. Наблюдается тенденция уменьшения среднего коэффициента вскрыши по предлагаемым вариантам границ разрезов входящих в группу по сравнению с проектным.

2. В целом, по группе угольных разрезов, на 3,51 млн.т увеличиваются запасы угля по предлагаемым вариантам границ разрезов по сравнению с проектным.

Таблица 3.6 – Результаты сравнения вариантов определения границ угольных разрезов группы

№	Карьер	Проектный вариант			Предлагаемый вариант			Результаты сравнения		Отметка дна, м
		Объём вскрыши, млн.м ³	Запасы угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т	Объём вскрыши, млн.м ³	Запасы угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т	Объём вскрыши, тыс.м ³	Запасы угля, млн.т	
1	Кокшау	254,53	22,00	11,57	230,10	20,22	11,38	- 24,42	- 1,78	- 300
2	Деонай	136,55	11,94	11,43	139,69	13,38	10,44	3,14	1,44	- 225
	Главная фабрика	129,95	11,39	11,41	128,39	12,25	10,48	- 1,56	0,85	
	Район Намлочи	6,60	0,55	12,00	11,30	1,13	9,97	4,70	0,58	+ 50
3	Каошон	987,04	94,93	10,40	956,55	95,78	9,99	- 30,49	0,85	- 325
4	Деонай - Кокшау	284,57	31,25	9,11	350,49	34,26	10,23	65,92	3,01	- 350
5	Всего	1662,68	160,13	10,38	1676,83	163,64	10,25	14,15	3,51	

3.2 ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ СОВМЕСТНОЙ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН (ВЬЕТНАМ)

Анализируя различные аспекты режима горных работ, В.В. Ржевский [53, 54] отмечает важный фактор, который должен учитываться при разработке месторождений карьерами - экономическую оценку режима горных и, в том числе вскрышных работ.

Автором для обеспечения равномерного и рационального использования горного оборудования, штатов предложен неравномерный режим вскрышных работ, имеющий ряд преимуществ по сравнению с равномерным.

Преимущества неравномерного режима:

1. Неравномерный режим вскрышных работ более соответствует условиям расширенного воспроизводства.

2. Возможное сокращение расходов на разработку при равномерном режиме является условным за счет формального порядка амортизационных отчислений и включения затрат на капитальный ремонт в стоимость основных фондов.

3. В последующий период за счет общего повышения производительности труда объемы вскрышных пород можно будет выполнить с меньшими эксплуатационными затратами.

4. Снижение объемов удаления вскрышных пород в первый период эксплуатации обеспечивает сокращение периода окупаемости, объёмов горно-капитальных работ и в итоге увеличение чистого дисконтированного дохода от отработки месторождения.

Продолжительность реализации этапа при неравномерном режиме должна быть соизмерима со сроком амортизации основного горнотранспортного оборудования и составляет 12 - 15 лет.

При рассмотрении карьеров с небольшим сроком существования рекомендуется равномерный режим вскрышных работ, как наиболее экономичный.

Горно-технические условия отработки глубоких горизонтов карьера характеризуются большими объемами извлекаемой горной массы в конечных контурах,

увеличением дальности транспортирования полезного ископаемого и вскрыши, сокращением длины фронта горных работ. Доля эксплуатационных затрат на транспортирование горной массы при глубине карьера более 400 м возрастает на 60 - 80 % [3].

Такие горнотехнические условия открытой разработки месторождений требуют рассмотрения специфических особенностей геотехнологии при разработке месторождений глубокими разрезами, разработки и выбору технологических схем разработки с учетом горнотехнических и горно-геологических условий разработки угольных месторождений группой разрезов.

На графике $V = f(P)$ строятся две кривых: одна характеризует изменения нарастающих объёмов вскрышных пород и полезного ископаемого при последовательной поуступной отработке, к концу которой, завершается вскрытие и подготовка нижележащего горизонта (угол откоса рабочего борта $\varphi_0 \rightarrow 0^0$), а рабочая площадка достигает максимальной ширины [5, 8, 9, 10].

Вторая кривая характеризует отношение кумулятивных объёмов удаляемой вскрыши к кумулятивным объёмам угля при отработке разреза с «минимальными рабочими площадками, максимальным числом уступов в отработке, максимальным углом откоса рабочего борта разреза $\varphi = \varphi_{\max}$ » [5, 8, 9, 10].

Построение кривых для двух граничных случаев отработки месторождения карьером позволяет определить зону для регулирования распределения объёмов вскрышных и добычных работ, в пределах которой определяется рациональный вариант развития горных работ.

«Эксплуатационный коэффициент вскрыши на кумулятивном графике зависимости нарастающих объёмов удаляемых вскрышных пород от нарастающих объёмов полезного ископаемого, при понижении горных работ, зависит от тангенса угла наклона касательной к кривой $V = f(P)$ в определённой точке» [5, 8, 9, 10].

Таким образом, ведение горных работ с постоянным эксплуатационным коэффициентом вскрыши должно отражаться на графике в виде прямой линии.

В случае, если прямая линия, характеризующая коэффициент вскрыши равный среднему, расположена ниже кривой для φ_{\max} , то вскрышные работы не будут обеспечивать необходимую скорость движения уступов при понижении дна карьера. В этом случае угол откоса рабочего борта превысит допустимую величину.

В таблице 3.7 представлены данные о параметрах режима отработки группы угольных разрезов Вьетнама.

Таблица 3.7 – Параметры режима отработки группы разрезов

№	Параметры	Единицы измерения	Значение			
			Кокшау	Деонай	Каошон	Деонай - Кокшау
1	Высота уступа	м	15	15	15	15
2	Высота подступа	м	5÷7,5	5÷7,5	5÷7,5	5÷7,5
3	Высота уступа в конченном положении	м	30	30	30	30
4	Ширина рабочей площадки, B_{\min}	м	40÷45	40÷45	40÷45	40÷45
5	Ширина нерабочего уступа, b_k	м	15÷18	18	18	18
6	Количество добычных уступов в группе		3	3	3	3
7	Ширина дна разреза, b	м	20÷25	20÷25	20÷25	20÷25
8	Длина экскаваторного блока, L_x	м	250÷300	250÷300	250÷300	250÷300
9	Форма борта разреза на конец отработки	-	Выпукло - вогнутый	Выпукло - вогнутый	Выпукло - вогнутый	Выпукло - вогнутый

Возможные варианты отработки месторождения с постоянным эксплуатационным коэффициентом вскрыши могут быть представлены прямыми, расположенными в области между кривыми $V = f(P)$ при φ_{\max} и φ_0 .

На рисунках 3.5 – 3.7 представлены графики зависимости нарастающего объёма удаляемых вскрышных пород от нарастающего объёма полезного ископаемого при понижении горных работ для горнотехнических условий разрезов Кокшау, Деонай, Каошон, Деонай – Кокшау.

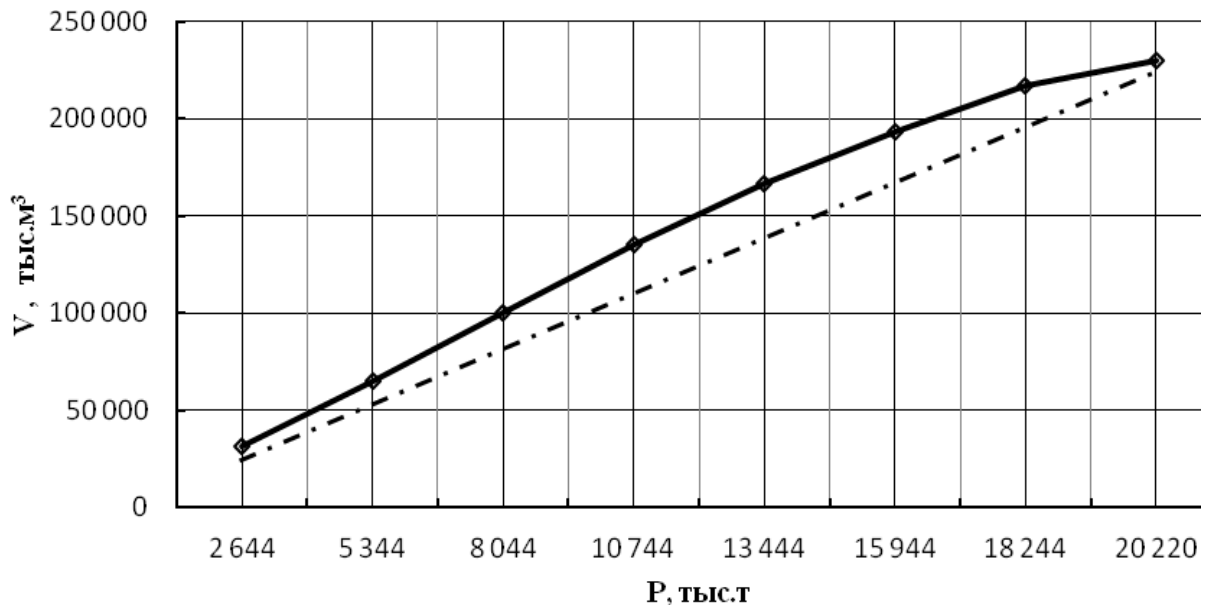


Рисунок 3.5 – Коммулятивный график зависимости удаляемого объема вскрыши от добываемого объема угля при понижении горных работ для горнотехнических условий разреза Кокшау

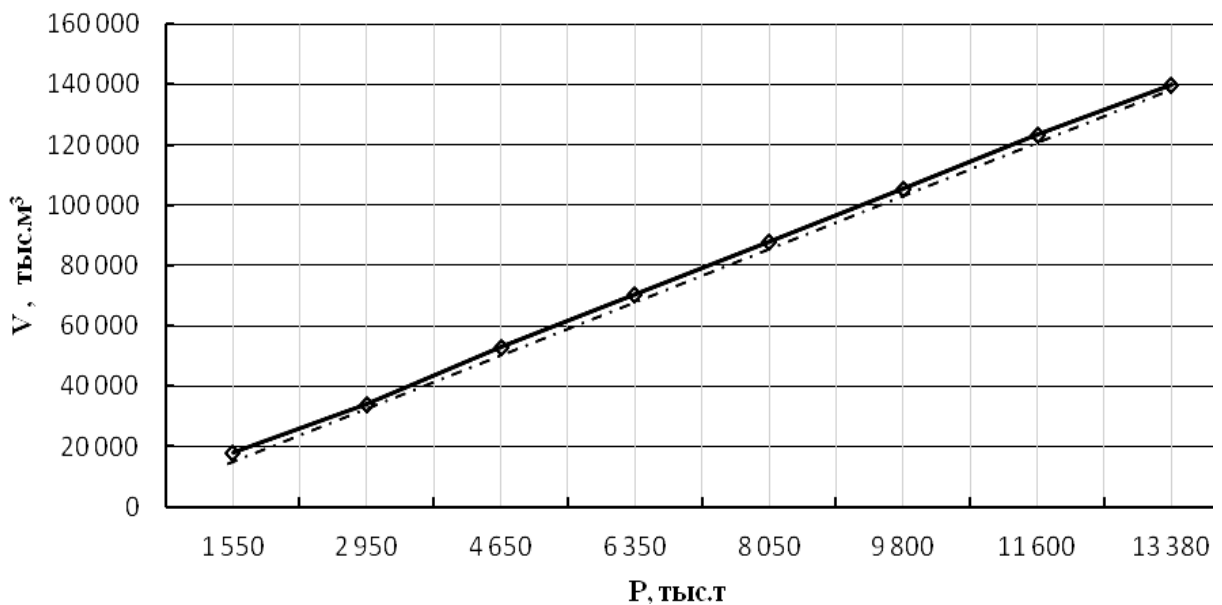


Рисунок 3.6 – Коммулятивный график зависимости удаляемого объема вскрыши от добываемого объема угля при понижении горных работ для горнотехнических условий разреза Деонай

Различные варианты отработки месторождения карьером характеризуются ломаными прямыми - этапами, расположенными в пределах области между кривыми для φ_0 и φ_{\max} .

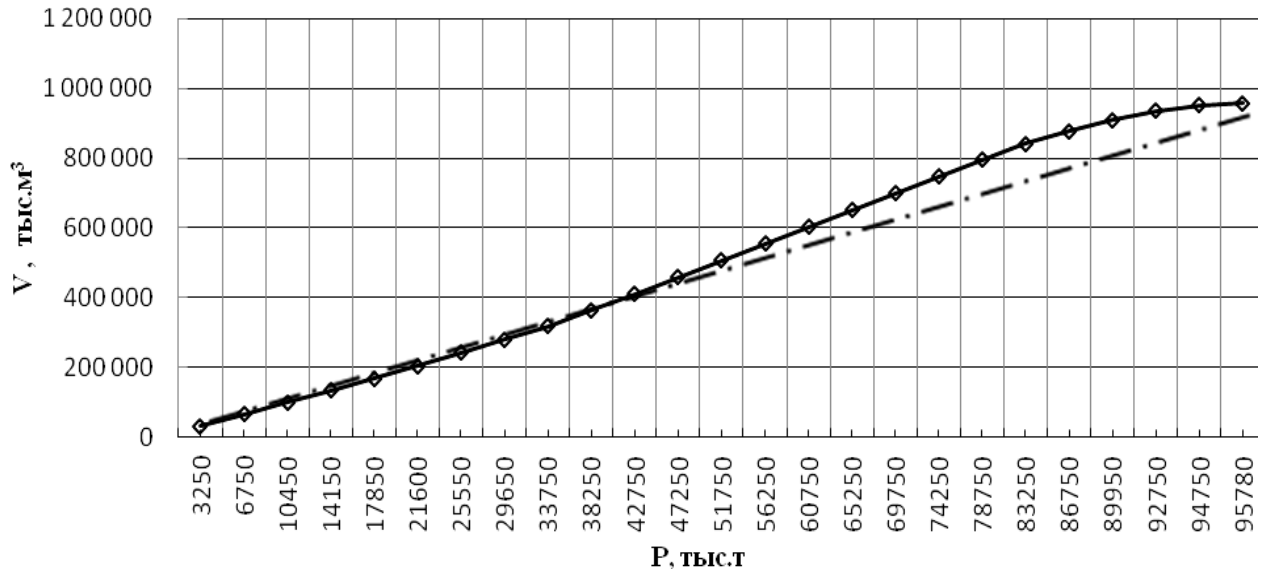


Рисунок 3.7 – График $V = f(P)$ зависимости кумулятивного объема вскрыши от кумулятивного объема угля в процессе углубки разреза Каошон

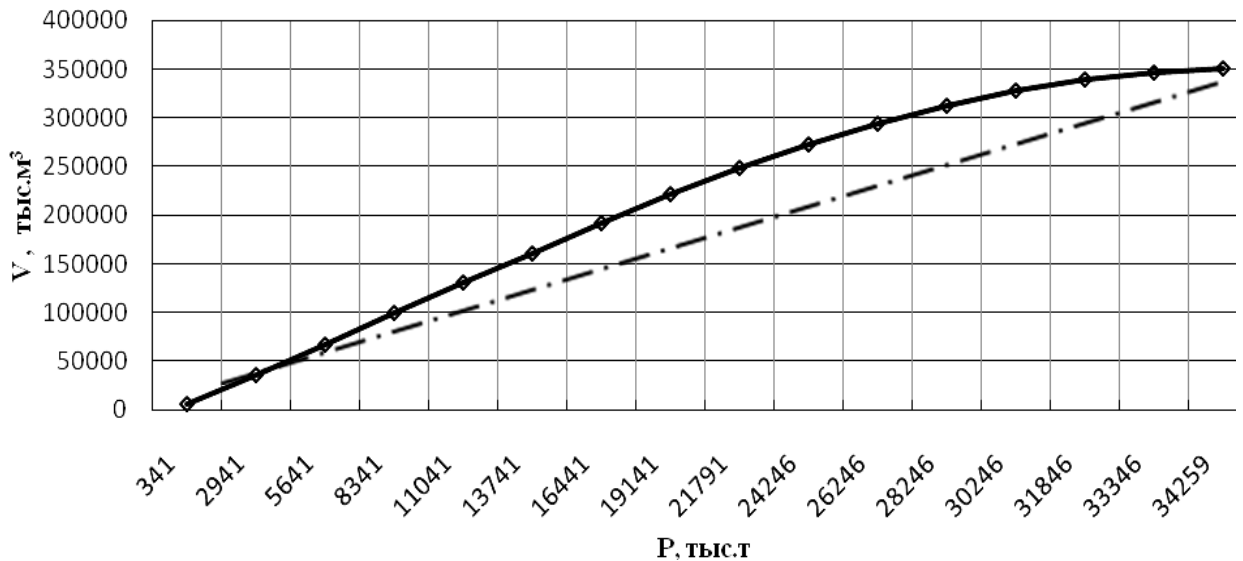


Рисунок 3.8 – График $V = f(P)$ зависимости кумулятивного объема вскрыши от кумулятивного объема угля в процессе углубки разреза Деонай – Кокшау

Построенная кривая для φ_{\max} соответствует только одному варианту развития рабочей зоны карьера. При изменении направления углубки карьера, способа вскрытия изменяется расположение кривых на представленном графике.

Кривая для варианта φ_0 подобна для всех рассматриваемых вариантов формирования рабочей зоны разреза, в случае если границы разреза на конец отработки и способ вскрытия не изменяются.

Анализ графиков 3.5 – 3.8 позволяет сделать выводы:

- Отработка рассматриваемых месторождений группой разрезов с постоянным эксплуатационным коэффициентом вскрыши невозможна;
- объём горно-капитальной вскрыши на разрезе Кокшау в первые годы отработки больше, чем на других разрезах группы;
- для обеспечения стабилизации объёмов добычи угля на разрезах Каушон и Деонай – Кокшау необходимо разделить отработку месторождения на этапы с различными объёмами вскрышных работ.

Для угольных разрезов Вьетнама, с учётом технологических требований к открытой разработке месторождений, следует широко внедрять такое выемочно-погрузочное оборудование, как гидравлические экскаваторы с оборудованием обратная лопата. Модели таких экскаваторов обеспечивают эффективное нижнее черпание с погрузкой в карьерные автосамосвалы, как на уровне стояния, так и верхнюю и нижнюю погрузку горной массы.

Длина экскаваторного блока (3.1)

$$L_{x\min} = \frac{Q_x T_x t}{hA}, \quad \text{м} \quad (3.1)$$

где Q_x - эксплуатационная производительность экскаватора, м³/ч;

T_x - количество часов работы экскаватора в сутки, ч;

t - количество суток работы экскаватора в месяц, сут.;

h - высота уступа, м;

A - ширина заходки, м.

Для определения времени вскрытия и подготовки новых горизонтов разреза возможно использование графика организации горных работ по $L = f(T)$ [8]. Следует оценивать продвижение фронта горных работ на горизонтах разреза для определения сдерживающего развитие горизонта, имеющего меньшую скорость перемещения фронта, при минимально возможной длине экскаваторного блока, максимально возможного количества экскаваторов.

Реализация работ по углубке разреза проводится в процессе специальной организации горных работ, с учётом горнотехнических и горно-геологических условий разработки.

На графиках $L = f(T)$ наклонными линиями обозначена проходка въездных и разрезных траншей, а прямоугольниками – работы по расширению разрезных траншей и созданию рабочих площадок расчетной ширины [4, 5, 10].

В случае, если линия, характеризующая ведение горных работ с постоянным эксплуатационным коэффициентом вскрыши лежит ниже кривой для φ_{\max} (рис. 3.5 – 3.8), то вскрышные работы не могут обеспечить необходимую скорость углубки разреза. Рабочие площадки станут меньше минимальных, а угол откоса рабочего борта превысит допустимую величину.

Как правило, в период строительства разреза ведение горных работ с эксплуатационным коэффициентом вскрыши, равным среднему, невозможна, так как первоначально выполняются только вскрышные работы.

В том случае, когда прямые, характеризующие отработку месторождения с усредненным эксплуатационным коэффициентом вскрыши, располагались выше кривой для φ_0 целесообразно уменьшить эксплуатационный коэффициент вскрыши.

Возможна отработка месторождения согласно нескольким ломаным прямым, расположенным в области между кривыми для φ_0 и φ_{\max} , разделять работу карьера на несколько этапов и увеличить область возможных значений для функции $V = f(P)$.

На рисунке 3.9 представлен график $L = f(T)$ для определения времени проходки траншеи и создания фронта работ на уступе, при использовании трех гидравлических экскаваторов с оборудованием обратная лопата.

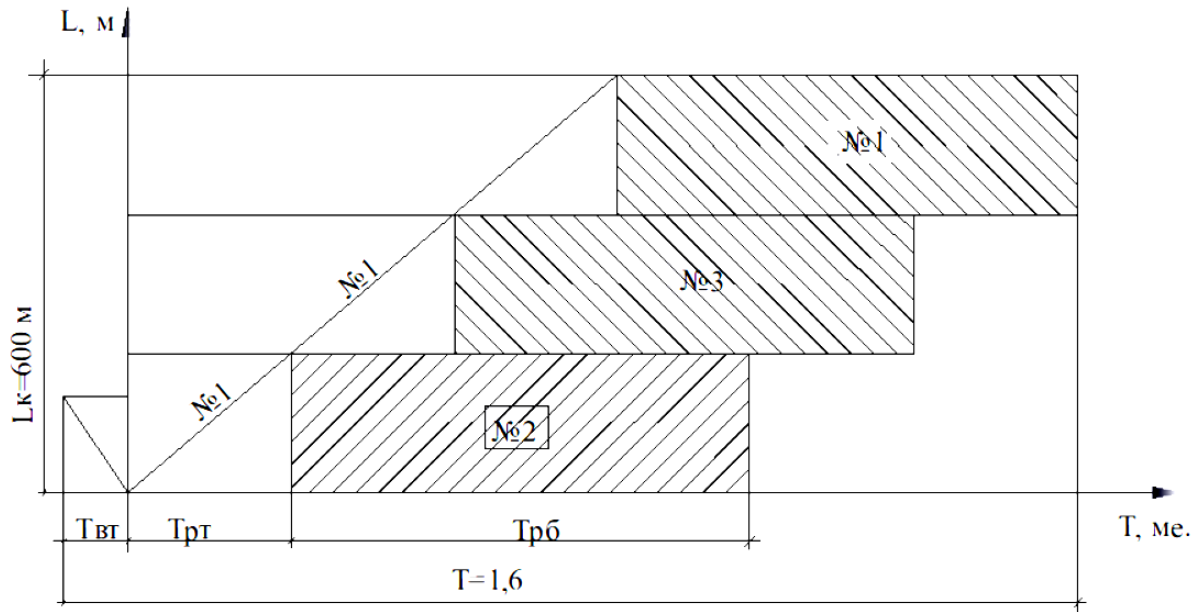


Рисунок 3.9 – График $L = f(T)$ определения времени проходки траншеи и создания фронта работ на уступе, при использовании трех гидравлических экскаваторов с оборудованием обратная лопата

В таблице 3.8, 3.9 и 3.10 показаны данные для определения необходимой скорости углубки, обеспечивающей установленную производительность по углю, нормативное продвижения фронта работ на горизонтах, для разрезов Кокшау, Деонай, Каошон, соответственно.

Таблица 3.8 – Данные для определения необходимой скорости углубки разреза Кокшау

№	Параметры		Ед. измерения	Значение				
1	Длина фронта работ по расширению разрезной траншеи	L_{ϕ}	м	300	350	400	500	600
2	Ширина дна траншеи	$b_{д}$	м	16	16	16	16	16
3	Высота уступа	h	м	16	16	16	16	16
4	Угол откоса борта траншеи	α	град.	60	60	60	60	60
5	Угол падения угольного пласта	α_v	град.	33	33	33	33	33
6	Ширина дна разрезной траншеи	$b_{рт}$	м	5	5	5	5	5
7	Уклон съезда	i	%	8	8	8	8	8

Продолжение таблицы 3.8

8	Минимальная ширина рабочей площадки	$Ш_{р.п.м}$	м	40	40	40	40	40
9	Объем проведения въездной траншеи	$V_{вт}$	$м^3$	29132	29132	29132	29132	29132
10	Объем проведения разрезной траншеи	$V_{рт}$	$м^3$	93956	109615	125275	156593	187912
11	Объем разноса бортов траншеи	$V_{рб}$	$м^3$	322912	376731	430549	538187	645824
12	Объем добытого угля	V_y	тыс. т	2900	2900	2900	2900	2900
13	Эксплуатационная производительность экскаватора	Q	тыс. $м^3/год$	1075	1075	1075	1075	1075
14	Показатель уменьшения производительности экскаватора при работе в стеснённых условиях траншеи	c		0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
15	Продолжительность проходки въездной траншеи	$T_{вт}$	лет	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
16	Продолжительность проходки разрезной траншеи	$T_{рт}$	лет	0,162	0,189	0,215	0,269	0,322
17	Продолжительность перемещения борта траншеи	$T_{рб}$	лет	0,552	0,645	0,737	0,921	1,105
18	Время очистки дна от ила	$T_{и}$	лет	0,125	0,125	0,125	0,125	0,125
19	Скорость углубки разреза	h_s	м/год	16,9	14,9	13,3	11,0	9,4
20	Скорость продвижения фронта горных работ	v_n	м/год	63,9	56,4	50,4	41,6	35,5

Таблица 3.9 – Данные для определения необходимой скорости углубки разреза Деонай

№	Параметры		Ед. измерения	Значение				
1	Длина фронта работ по расширению разрезной траншеи	L_{ϕ}	м	300	350	400	500	600
2	Ширина дна траншеи	$b_{д}$	м	16	16	16	16	16
3	Высота уступа	h	м	16	16	16	16	16
4	Угол откоса борта траншеи	α	град.	60	60	60	60	60
5	Угол падения пласта	α_v	град.	32	32	32	32	32
6	Ширина дна разрезной траншеи	$b_{рт}$	м	5	5	5	5	5
7	Уклон съезда	i	%	8	8	8	8	8
8	Минимальная ширина рабочей площадки	$Ш_{р.п.м}$	м	40	40	40	40	40
9	Объем проведения въездной траншеи	$V_{вт}$	$м^3$	29132	29132	29132	29132	29132
10	Объем проведения разрезной траншеи	$V_{рт}$	$м^3$	95997	111996	127996	159995	191994
11	Объем разноса бортов траншеи	$V_{рб}$	$м^3$	326994	381493	435992	544990	653987
12	Объем добытого угля	V_y	тыс. т.	2900	2900	2900	2900	2900
13	Производительность экскаватора	Q	тыс. $м^3$ /год	1045	1045	1045	1045	1045
14	Показатель уменьшения производительности экскаватора в траншее	c		0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
15	Продолжительность проходки въездной траншеи	$T_{вт}$	лет	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
16	Продолжительность проходки разрезной траншеи	$T_{рт}$	лет	0,165	0,193	0,218	0,275	0,329
17	Продолжительность перемещения борта траншеи	$T_{рб}$	лет	0,559	0,653	0,746	0,932	1,119
18	Время очистки дна	$T_{и}$	лет	0,083	0,083	0,083	0,083	0,083
19	Скорость углубки карьера	h_s	м/год	17,5	15,3	13,7	11,2	9,5
20	Скорость движения фронта работ	v_n	м/год	67,3	59,0	52,5	43,1	36,5

Таблица 3.10 – Данные для определения необходимой скорости углубки разреза Каошон

№	Параметры		Единица измерения	Значение				
1	Длина фронта работ по расширению разрезной траншеи	L_{ϕ}	м	300	350	400	500	600
2	Ширина дна траншеи	$b_{д}$	м	16	16	16	16	16
3	Высота уступа	h	м	16	16	16	16	16
4	Угол откоса борта траншеи	α	град.	60	60	60	60	60
5	Угол падения пласта	α_v	град.	33	33	33	33	33
6	Ширина дна разрезной траншеи	$b_{рт}$	м	5	5	5	5	5
7	Уклон съезда	i	%	8	8	8	8	8
8	Минимальная ширина рабочей площадки	$Ш_{р.п.м}$	м	40	40	40	40	40
9	Объем проведения въездной траншеи	$V_{вт}$	$м^3$	29132	29132	29132	29132	29132
10	Объем проведения разрезной траншеи	$V_{рт}$	$м^3$	93956	109615	125275	156593	187912
11	Объем разноса бортов траншеи	$V_{рб}$	$м^3$	322912	376731	430549	538187	645824
12	Объем добытого угля	V_y	тыс. т.	2900	2900	2900	2900	2900
13	Производительность экскаватора	Q	тыс. $м^3$ /год	1074	1074	1074	1074	1074
14	Показатель уменьшения производительности экскаватора в траншее	c		0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
15	Продолжительность проходки въездной траншеи	$T_{вт}$	лет	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
16	Продолжительность проходки разрезной траншеи	$T_{рт}$	лет	0,162	0,189	0,215	0,269	0,322
17	Продолжительность перемещения борта траншеи	$T_{рб}$	лет	0,552	0,645	0,737	0,921	1,105
18	Время очистки дна	$T_{и}$	лет	0,083	0,083	0,083	0,083	0,083
19	Скорость углубки карьера	h_s	м/год	17,7	15,5	13,8	11,3	9,6
20	Скорость движения фронта работ	v_n	м/год	67,1	58,8	52,4	43,0	36,4

Анализ данных, представленных в таблицах 3.8, 3.9, 3.10, показывает, что при длине фронта работ по расширению разрезной траншеи 350 - 400 м, скорость углубки разреза Кокшау может достигать 13,4 - 14,9 м/год; в разрезе Деонай - 13,9 - 15,6 м/год. Для того, чтобы достичь нормативную скорость углубки 15 м/год при дальнейшей отработке месторождений необходимо интенсифицировать скорость движения фронта работ на уступах.

Производительность разреза Кокшау по углю установлена в размере 2700 тыс.т до 2019 г., а затем планируется затухание горных работ до 2022 г. Объем вскрыши составлял 33750 тыс.м³ в 2016 г., увеличивался до 35000 тыс.м³ к 2018 г., для обеспечения необходимых параметров рабочей зоны разрезов. Необходимая скорость углубки разреза составила 12,5 м/год.

Результаты календарного планирования разработки разреза Кокшау в горно-технической системе группы разрезов представлены на рисунке 3.10.

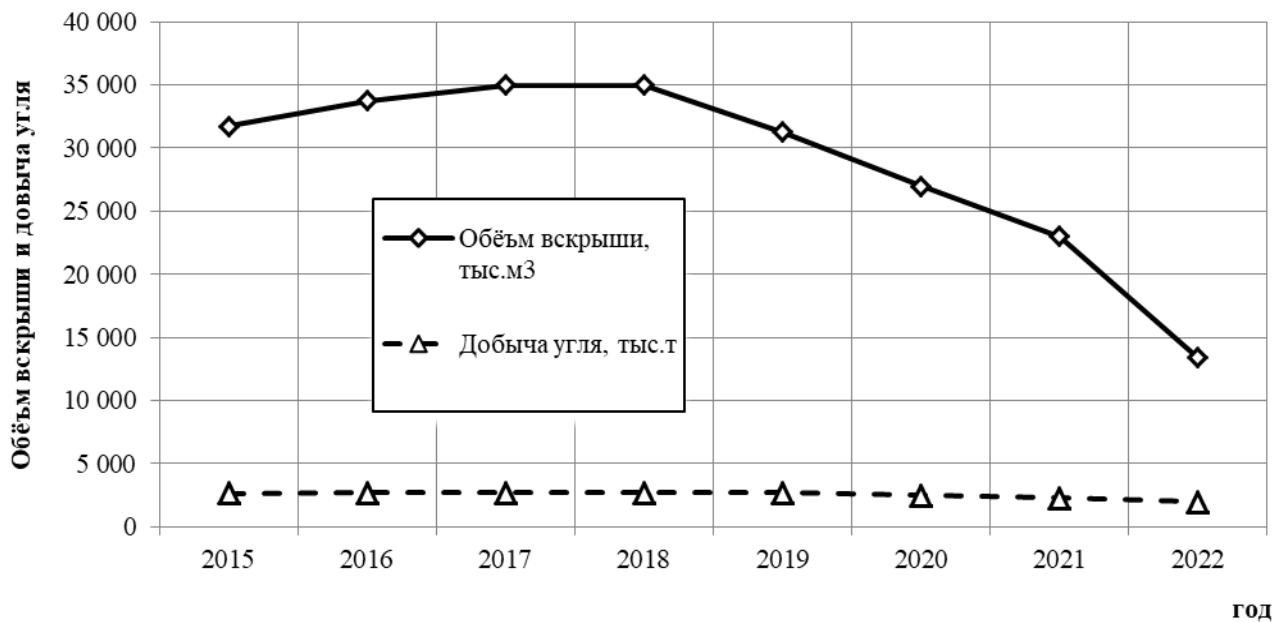


Рисунок 3.10 – Результаты календарного планирования разработки разреза Кокшау в горно-технической системе группы разрезов

Результаты календарного планирования разработки разрезов Кокшау и Ка-ошон в единой горно-технической системе представлены в таблице 3.11.

Таблица 3.11 – Результаты календарного планирования разработки разрезов Кокшау и Каошон в горно-технической системе группы разрезов

	Разрез Каошон (- 325 м)			Разрез Кокшау (- 300 м)		
	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т
2015	33 375	3 250	10,27	31 722	2 644	12,00
2016	33 250	3 500	9,50	33 750	2 700	12,50
2017	34 050	3 700	9,20	35 000	2 700	12,96
2018	34 400	3 700	9,30	35 000	2 700	12,96
2019	34 400	3 700	9,30	31 250	2 700	11,57
2020	34 400	3 750	9,17	27 000	2 500	10,80
2021	38 200	3 950	9,67	23 000	2 300	10,00
2022	38 200	4 100	9,32	13 382	1 976	6,77
2023	38 950	4 100	9,50	-	-	-
2024	45 000	4 500	10,00	-	-	-
2025	47 000	4 500	10,44	-	-	-
2026	48 000	4 500	10,67	-	-	-
2027	48 000	4 500	10,67	-	-	-
2028	48 000	4 500	10,67	-	-	-
2029	48 000	4 500	10,67	-	-	-
2030	48 000	4 500	10,67	-	-	-
2031	48 000	4 500	10,67	-	-	-
2032	48 000	4 500	10,67	-	-	-
2033	48 000	4 500	10,67	-	-	-
2034	46 000	4 500	10,22	-	-	-
2035	36 000	3 500	10,29	-	-	-
2036	31 000	3 200	9,69	-	-	-
2037	27 000	2 800	9,64	-	-	-
2038	15 500	2 000	7,75	-	-	-
2039	5 824	1 030	5,65	-	-	-
Всего	956 549	95 780	9,99	230 104	20 220	11,38

Производительность разреза Деонай по углю установлена в проектной документации в размере 1400 тыс.т до 2019 г., а затем увеличивается до 1700 тыс.т к 2020 г. и планируется увеличение производительности до 1750 тыс.т к 2022 г.

Объём удаляемой вскрыши составляет 17500 тыс.м³. Необходимая скорость углубки разреза составила 12,5 м/год.

Результаты календарного планирования разработки разреза Деонай в единой горно-технической системе представлены на рисунке 3.11.

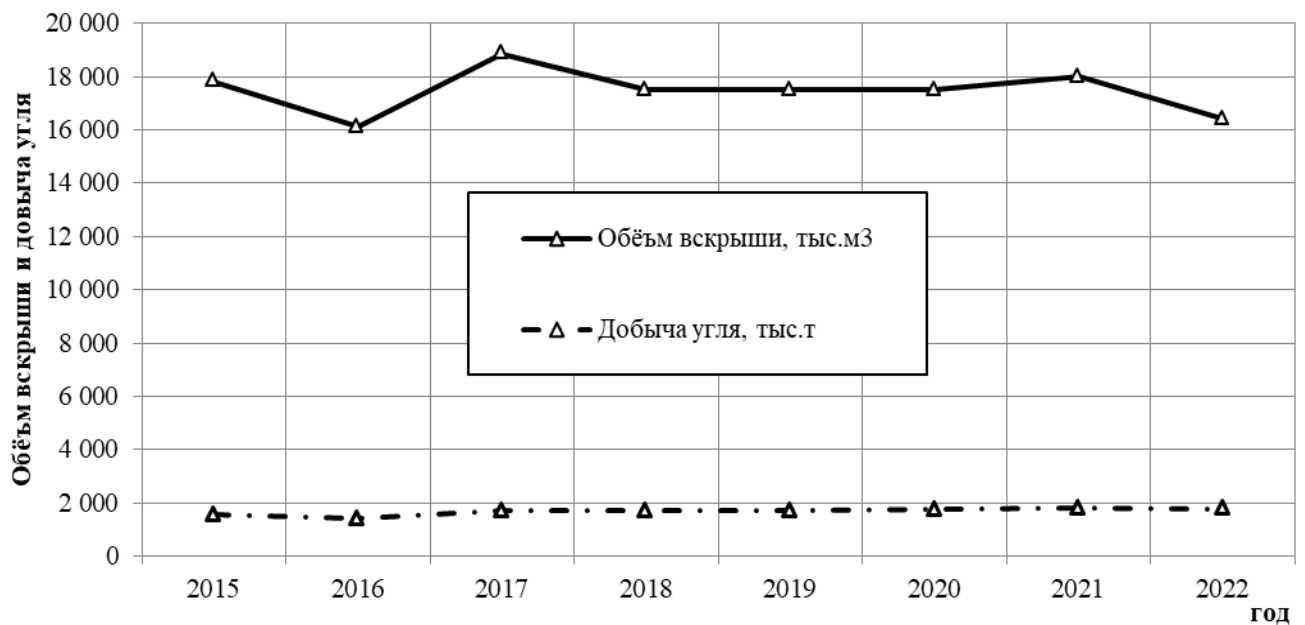


Рисунок 3.11 – Результаты календарного планирования разработки разреза Деонай в горно-технической системе группы разрезов

Производительность разреза Каошон по углю установлена в размере 3500 тыс.т до 2017 г., а затем планируется увеличение добычи угля до 4100 тыс.т/год к 2022 г. Объём удаляемой вскрыши составлял 34000 - 48000 тыс.м³. Необходимая скорость углубки разреза составила 9 - 10 м/год.

Отработка разреза Деонай – Кокшау начинается в районе Северного разрыва В, вскоре после завершения горных работ на разрезе Кокшау в 2022 г.

Результаты календарного планирования разработки разреза Деонай в единой горно-технической системе представлены в таблице 3.12.

Таблица 3.12 – Результаты календарного планирования разработки разреза
Деонай в горно-технической системе группы разрезов

год	Деонай (- 225 м)								
	Всего			Главная фабрика			Район Намлочи		
	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т
2015	17 830	1 550	11,50	12 890	1 137	11,34	4 940	413	11,96
2016	16 100	1 400	11,50	11 100	850	13,06	5 000	550	9,09
2017	18 860	1 700	11,09	17 500	1 530	11,44	1 360	170	8,00
2018	17 500	1 700	10,29	17 500	1 700	10,29	-	-	-
2019	17 500	1 700	10,29	17 500	1 700	10,29	-	-	-
2020	17 500	1 750	10,00	17 500	1 750	10,00	-	-	-
2021	18 000	1 800	10,00	18 000	1 800	10,00	-	-	-
2022	16 400	1 780	9,21	16 400	1 780	9,21	-	-	-
Всего	139 690	13 380	10,44	128 390	12 247	10,48	11 300	1 133	9,97

Результаты календарного планирования разработки разреза Каошон в горно-технической системе группы разрезов представлены на рисунке 3.12.

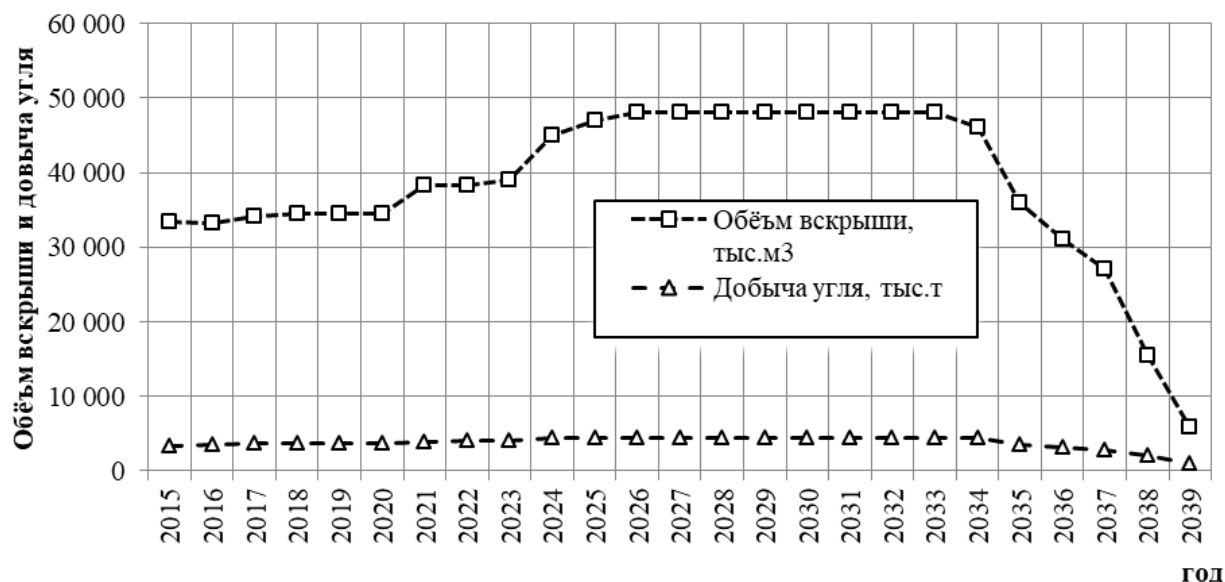


Рисунок 3.12 – Результаты календарного планирования разработки разреза
Каошон в горно-технической системе группы разрезов

Результаты календарного планирования разработки разреза
Деонай - Кокшау в горно-технической системе группы разрезов представлены на
рисунке 3.13, таблица 3.13.

Таблица 3.13 – Результаты календарного планирования разработки разреза
Деонай - Кокшау в горно-технической системе группы разрезов

ГОД	Деонай – Кокшау (-350 м)								
	Всего			Главная фабрика			Северный разрыв В		
	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т
2022	6 000	341	17,60	-	-	-	6 000	341	17,60
2023	30 000	2 600	10,00	21 000	2 000	10,50	9 000	600	15,00
2024	31 500	2 700	10,16	21 000	2 000	10,50	10 500	700	15,00
2025	31 500	2 700	10,16	21 000	2 000	10,50	10 500	700	15,00
2026	31 500	2 700	10,16	21 000	2 000	10,50	10 500	700	15,00
2027	30 500	2 700	11,30	21 000	2 000	10,50	9 500	700	13,57
2028	30 500	2 700	11,30	21 000	2 000	10,50	9 500	700	13,57
2029	30 000	2 700	11,11	21 000	2 000	10,50	9 000	700	12,86
2030	27 000	2 650	10,19	21 000	2 000	10,50	6 000	650	9,23
2031	24 440	2 455	9,96	21 000	2 000	10,50	3 440	455	7,56
2032	21 000	2 000	10,50	21 000	2 000	10,50	-	-	-
2033	18 000	2 000	9,00	18 000	2 000	9,00	-	-	-
2034	16 500	2 000	8,25	16 500	2 000	8,25	-	-	-
2035	10 500	1 600	6,56	10 500	1 600	6,56	-	-	-
2036	8 000	1 500	5,33	8 000	1 500	5,33	-	-	-
2037	3 551	913		3 551	913	3,89	-	-	-
2038	-	-	-	-	-	-	-	-	-
2039	-	-	-	-	-	-	-	-	-
итог	350 491	34 259	10,23	266 551	28 013	9,52	83 940	6 246	10,64

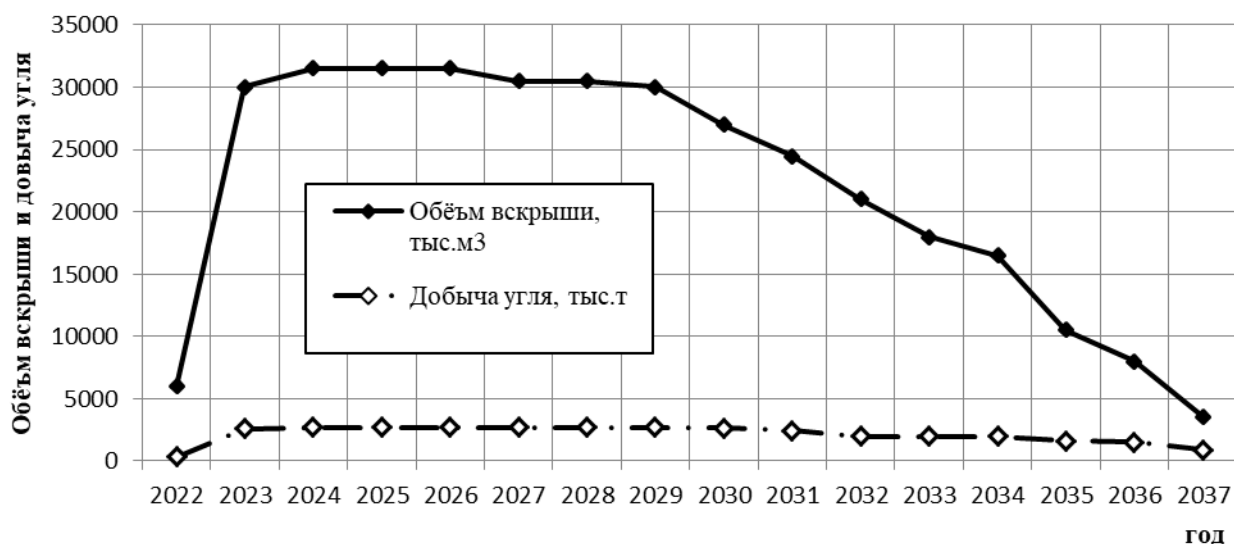


Рисунок 3.13 – Результаты календарного планирования разработки разреза Деонай - Кокшау в горно-технической системе группы разрезов

Итоговые результаты календарного планирования разработки группы разрезов в единой горно-технической системе представлены на рисунке 3.14, таблица 3.14.



Рисунок 3.14 – Результаты календарного планирования разработки группы разрезов в единой горно-технической системе

Таблица 3.14 – Итоговые результаты календарного планирования разработки разрезов в единой горно-технической системе

год	Итоговый результат по разрезам группы		
	Объём вскрыши, тыс.м ³	Добыча угля, тыс.т	К _{ср} , м ³ /т
2015	82 927	7 444	11,14
2016	83 100	7 600	10,93
2017	87 910	8 100	10,85
2018	86 900	8 100	10,73
2019	83 150	8 100	10,27
2020	78 900	8 000	9,86
2021	79 200	8 050	9,84
2022	73 982	8 197	9,03
2023	68 950	6 700	10,29
2024	76 500	7 200	10,63
2025	78 500	7 200	10,90
2026	79 500	7 200	11,04
2027	78 500	7 200	10,90
2028	78 500	7 200	10,90
2029	78 000	7 200	10,83
2030	75 000	7 150	10,49
2031	72 440	6 955	10,42
2032	69 000	6 500	10,62
2033	66 000	6 500	10,15
2034	62 500	6 500	9,62
2035	46 500	5 100	9,12
2036	39 000	4 700	8,30
2037	30 551	3 713	8,23
2038	15 500	2 000	7,75
2039	5 824	1 030	5,65
Всего	1 676 834	163 639	10,25

Начиная с 2023 г. продолжатся горные работы в районе главного карьера Деонай с направлением развития фронта до разреза Кокшау с производительностью по углю 2700 тыс.т/год., в том числе для главного карьера - 2000 тыс.т/год и в районе Северного разрыва - 700 тыс.т/год.

Объём удаляемой вскрыши составляет 34000 - 48000 тыс.м³. Необходимая скорость углубки карьера должна составить 9-10 м/год. Время отработки разреза составляет 15 лет.

Реализацию наиболее сложного варианта выравнивания календарного плана развития горных работ, когда выполнение пиковых объемов работ переносят на более поздние периоды, целесообразно осуществлять путём применения последовательности технологических способов:

1. Разделение процесса разработки месторождения на этапы по глубине и в плане, при продолжительности этапа 12 – 15 лет (срок амортизации горного оборудования)

2. При определении контуров этапа следует устанавливать промежуточные границы разреза с учетом их перспективного увеличения при максимально возможном сокращении текущего коэффициента вскрыши первого этапа.

3. Переходы от одного этапа к другому, как правило, могут сопровождаться кардинальными изменениями в технологии разработки, видов горно-транспортного оборудования, способов вскрытия и систем разработки. В ряде случаев в пределах промежуточного контура (этапа) разработки целесообразно формирование временно нерабочего борта с углом откоса до 30°, который необходимо разносить по мере углубки разреза.

4. Необходимо стремиться к удалению вскрышных пород в последующие этапы отработки месторождения, для достижения сокращения затрат на горно-строительные и горно-капитальные работы и увеличения ЧДД за время отработки угольного месторождения.

3.3 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГРУППЫ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ В ЕДИНОЙ СИСТЕМЕ

Экономическая эффективность технических решений при разработке угольного месторождения группой разрезов зависит от последовательности отработки участков карьерного поля, с учётом горно-геологических, горнотехнических и других условий.

Экономическая оценка эффективности технологических решений по разработке угольного месторождения, обрабатываемого группой разрезов, реализуется на основе разработанной модели и целевой функции. Критерием экономической эффективности принимается максимум чистой текущей стоимости (чистого дисконтированного дохода) за срок отработки месторождения (3.2)

$$NPV_{coal} = \sum_{j=1}^T \sum_{f=1}^m \left[(NC_{fj} \cdot G_{fj}^{-n}) - \sum_{t=1}^{T_C} \sum_{f=1}^m (K_{ft} \cdot G_{ft}^{-n}) \right] \rightarrow \max, \quad (3.2)$$

$$j \in k_1, \quad f \in k_2, \quad t \in k_3,$$

$$k_1 = \{1, 2, 3, \dots, T\}, \quad k_2 = \{1, 2, 3, \dots, m\}, \quad k_3 = \{1, 2, 3, \dots, T_C\},$$

где $k_1 = \{1, 2, 3, \dots, T\}$ - время отработки угольного разреза, лет;

$k_2 = \{1, 2, 3, \dots, m\}$ - число разрезов в единой горнотехнической системе группы;

$k_3 = \{1, 2, 3, \dots, T_C\}$ - время проведения инвестирования за срок отработки разреза, лет;

NC_{fj} - чистая прибыль, получаемая при отработке f -го разреза в j -й год, с учётом интереса и налоговой ставки;

$G_{fj}^{-n} = (1+i)^{-n}$ - коэффициент дисконтирования чистой прибыли, получаемой при отработке f -го разреза в j -й год;

G_{ft}^{-n} - коэффициент дисконтирования инвестиций в отработку f -го разреза в t -й год;

K_{ft} - величина инвестиций в проектную документацию, строительство и отработку f -го разреза в t -й год;

i - интерес по инвестициям в разработку угольного месторождения группой разрезов;

n - порядковый номер года оценки результатов разработки угольного месторождения.

При реализации модели и определении максимума целевой функции следует учесть ряд ограничивающих технико-экономических факторов:

1. Годовая суммарная производственная мощность группы разрезов должна соответствовать производительности углеперерабатывающего комплекса (3.3)

$$\sum_{f=1}^m A_{yf} \leq A_{OK}, \quad (3.3)$$

где A_{yf} - годовая производственная мощность f -го разреза группы по углю, т/год;

A_{OK} - установленная проектная производительность углеперерабатывающего комплекса, т/год.

2. Спрос на добываемый уголь, со стороны углеперерабатывающего комплекса, должен удовлетворяться единой системой разрезов группы с точки зрения требований к качеству угля и технологии переработки и обогащения.

3. Производительность углеперерабатывающего комплекса и общая годовая производственная мощность разрезов группы должна обеспечивать удовлетворение спроса на угольный концентрат, установленный объём поставок потребителям (3.4).

$$\sum_{f=1}^m A_{yf} \leq V_{УК}, \quad (3.4)$$

где $V_{УК}$ - договорной объём угольного концентрата, поставляемого потребителям продукции, т/год;

4. Продолжительность отработки угольного месторождения, общая производительность по углю разрезов группы, должны соответствовать объёму утверждённых промышленных запасов месторождения, отрабатываемого этой группой угольных разрезов (3.5).

$$\sum_{j=1}^T \sum_{f=1}^m A_{yfj} \leq R_C, \quad (3.5)$$

где A_{yfj} - производительность f-го разреза группы по углю в j-год эксплуатации месторождения, т/год;

R_C - установленные ресурсы угля по месторождению, т.

5. Техничко-экономические показатели, влияющие на целесообразность реализации проекта отработки угольного месторождения группой разрезов (3.6).

$$A_{fc \text{ MIN}} \leq A_{pf} \leq A_{fj \text{ MAX}} , \quad (3.6)$$

где $A_{fj \text{ MAX}}$ - возможная по горнотехническим факторам производительность f-го угольного разреза группы по углю в j-й год отработки месторождения, т/год; максимально возможная, проектная производственная мощность f-го разреза группы.

$A_{fc \text{ MIN}}$ - производственная мощность f-го разреза группы по углю, установленная с учётом прогнозной граничной цене на уголь, обеспечивающей экономическую целесообразность разработки месторождения, т/год.

Граничная цена на рынке угля для каждого разреза группы должна быть больше полной себестоимости его добычи.

6. При отработке угольного месторождения группой разрезов, должны соблюдаться закономерности формирования рабочей зоны разрезов, обеспечивающие безопасную, эффективную реализацию принятой геотехнологии (3.7).

$$\sum_{j=1}^T \sum_{f=1}^m V_{BC \text{ fj}} \geq V_{\text{СУМ}} , \quad (3.7)$$

где $V_{BC \text{ fj}}$ - объем вскрыши, извлекаемой на f-м разрезе в j-й год отработки угольного месторождения, м³/год;

$V_{\text{СУМ}}$ – общий по разрезам группы объем вскрыши, перемещение которого обеспечивает равномерное перемещение фронта работ на уступах угольных разрезов, безопасную, эффективную реализацию геотехнологии.

7. Парк выемочно погрузочных машин угольных разрезов группы, количество экскаваторов, их производительность, должны обеспечивать установленную в проектной документации производительность разрезов по горной массе (3.8)

$$Q_{\text{эф}}^{\text{min}} n_{fj} \leq A_{fj} (1 + k_{T \text{ fj}}) \leq Q_{\text{эф}}^{\text{max}} n_{fj} , \quad (3.8)$$

где $Q_{эф}^{\min}$ - минимально возможная для обеспечения заданной производственной мощности по углю эксплуатационная производительность выемочно-погрузочного оборудования на f-м разрезе группы, м³/год;

n_{fj} - число выемочно-погрузочных механизмов на f-м разрезе группы в j-й год отработки угольного месторождения;

$Q_{эф}^{\max}$ - максимальная по горнотехническим факторам производительность выемочно-погрузочных механизмов на f-м разрезе группы, м³/год;

k_{Tfj} - текущий коэффициент вскрыши в f-м угольном разрезе в j-й год эксплуатации, м³/т.

8. Горно-транспортный комплекс разрезов группы, количество карьерных автосамосвалов должно обеспечивать вывоз добываемого на месторождении угля и вскрышных пород, с учётом пропускной и провозной способности внутрикарьерных транспортных коммуникаций, системы съездов на борту разреза (3.9)

$$Q_{Af}^{\min} n_{A fj} \leq A_{fj} (1 + k_{Tfj}) \leq Q_{Af}^{\max} n_{A fj}, \quad (3.9)$$

где Q_{Af}^{\min} - минимально возможная для обеспечения производственной мощности производительность карьерных автосамосвалов на f-м разрезе группы, м³/год;

$n_{A fj}$ - число карьерных автосамосвалов на f-м разрезе группы в j-й год отработки месторождения;

Q_{Af}^{\max} - максимальная по горнотехническим факторам производительность карьерных автосамосвалов на f-м разрезе группы, м³/год;

k_{Tfj} - текущий коэффициент вскрыши в f-м угольном разрезе в j-й год эксплуатации, м³/т.

3.4 ВЫВОДЫ ПО 3 ГЛАВЕ

1. Наблюдается тенденция уменьшения среднего коэффициента вскрыши по предлагаемым вариантам границ разрезов входящих в группу по сравнению с проектным.

2. Установлено, что по группе рассматриваемых угольных разрезов, на 3,51 млн.т увеличиваются запасы угля по предлагаемым вариантам границ разрезов по сравнению с проектным.

3. Доказано, что отработка рассматриваемого угольного месторождения группой разрезов с постоянным эксплуатационным коэффициентом вскрыши невозможна; объём горно-капитальной вскрыши на разрезе Кокшау в первые годы отработки больше, чем на других разрезах группы; для обеспечения стабилизации объёмов добычи угля на разрезах Каушон и Деонай – Кокшау необходимо разделить отработку месторождения на этапы с различными объёмами вскрышных работ.

4. Анализ данных по разрезам группы показал, что при длине фронта работ по расширению разрезной траншеи 350 - 400 м, скорость углубки разреза Кокшау может достигать 13,4 - 14,9 м/год; в разрезе Деонай - 13,9 - 15,6 м/год. Для того, чтобы достичь нормативную скорость углубки 15 м/год при дальнейшей отработке месторождений необходимо интенсифицировать скорость движения фронта работ на уступах.

5. Оценка эффективности технологических решений по разработке угольного месторождения, отрабатываемого группой разрезов, может быть проведена по разработанной целевой функции - максимум чистого дисконтированного дохода от разработки угольного месторождения группой разрезов в единой горнотехнической системе.

ГЛАВА 4. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ДЕОНАЙ, КОКШАУ И КАОШОН

4.1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ

«Система разработки - это порядок формирования в пространстве и времени рабочей зоны карьера, характеризующийся соразмерным развитием горных работ на уступах, формой забоев и направлением их продвижения» (А.И. Арсентьев) [5, 9].

Горнотехнические, горно-геологические и природные условия угольных месторождений Деонай, Кокшау и Каошон определяют целесообразность выбора системы разработки с углубкой, продольными заходками, с внешним и внутренним отвалообразованием.

Предлагаемая система разработки, при транспортировании горной массы карьерными автосамосвалами, позволяет минимизировать объём работ по строительству разрезов, сократить сроки строительства разрезов первой очереди, обеспечить высокую скорость углубки.

Строение сближенных угольных пластов с прослойкой пород обеспечивает низкий уровень потерь и разубоживания при разработке, упрощает организацию горных работ.

Системы разработки продольными заходками имеют ряд недостатков:

- 1) Длительные сроки подготовки новых горизонтов;
- 2) значительный объём работ по проходке траншей (полутраншей), снижающих производительность экскаваторов.

При использовании на угольных разрезах систем разработки продольными заходками с углубкой на вскрываемый уступ проходится наклонная въездная траншея по простиранию угольного пласта. После продвижения траншеи начинается её расширение и подготовка нового горизонта. Экскаваторы на всех уступах работают продольными заходками, а рабочие уступы подвигаются вкrest простирания залежи.

На рисунке 4.1 представлены элементы системы разработки угольного разреза.

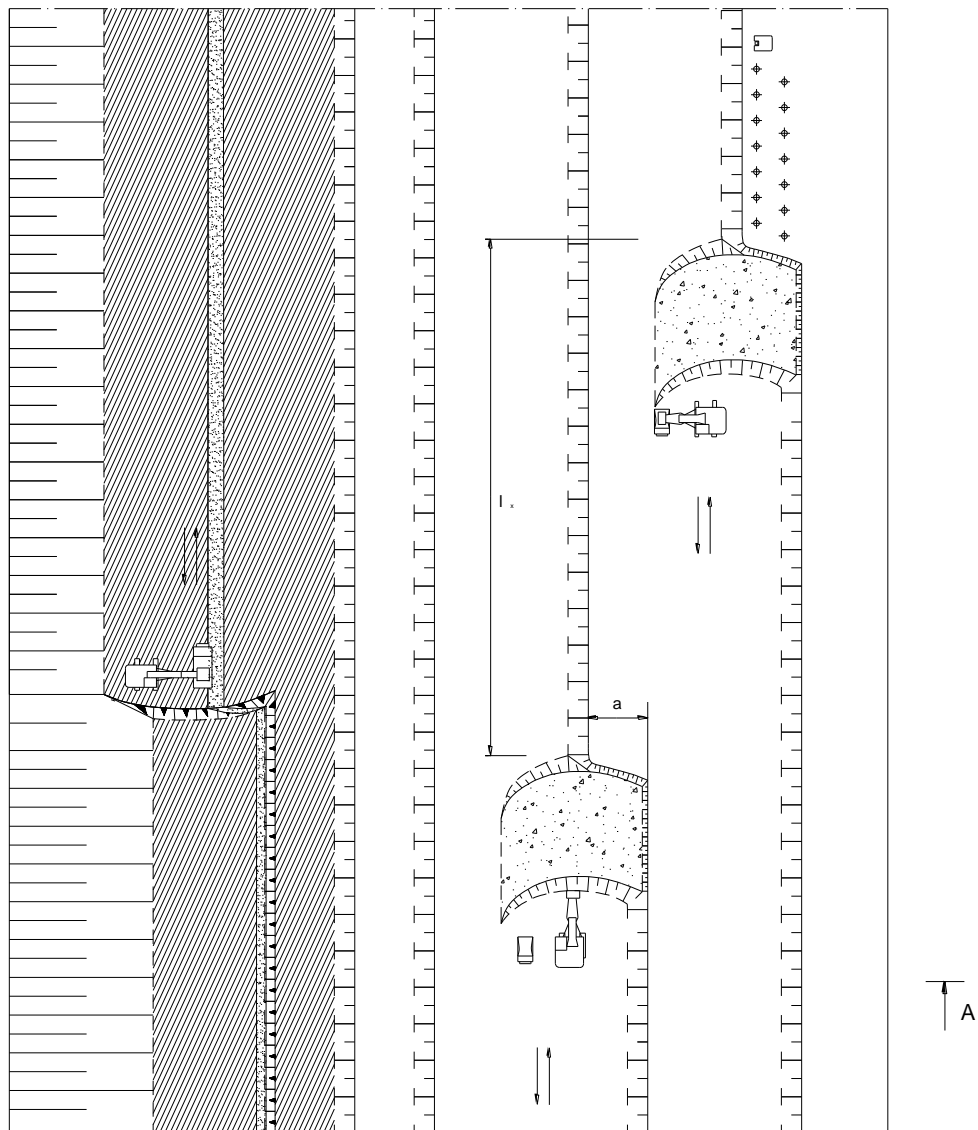
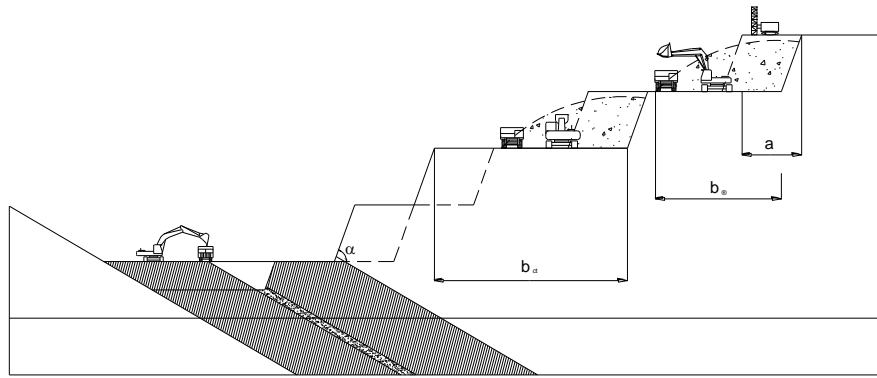


Рисунок 4.1 – Элементы системы разработки угольного разреза
 Объем угля в одном экскаваторном блоке (4.1) (за вычетом объема разрезной
 траншеи)

$$V_{\delta} = L_{\delta} h (M - b) , \text{ м}^3 \quad (4.1)$$

где L_{δ} - длина фронта работ, приходящегося на экскаватор, «при расширении разрезной траншеи, м» [6];

« M - горизонтальная мощность угольного пласта, м» [6];

« b - ширина дна разрезной траншеи, м» [6];

« h - высота добычного уступа, м» [6].

Продолжительность отработки экскаваторного блока (4.2) (подхода экскаватора к контакту угля)

$$T_{\bar{o}} = \frac{L_{\bar{o}} h (M - b)}{Q_{\bar{o}}}, \text{ мес.} \quad (4.2)$$

где « $Q_{\bar{o}}$ - эксплуатационная производительность экскаватора, м³/мес.» [30].

За промежуток времени $T_{\bar{o}}$ экскаватор отработает часть разрезной траншеи длиной (4.3)

$$L_{pm} = \frac{c Q_{\bar{o}} T_{\bar{o}}}{S_{pm}}, \text{ м.} \quad (4.3)$$

где S_{pm} - площадь поперечного разреза по разрезной траншее, м²;

c – коэффициент, характеризующий уменьшение производительности экскаватора при проходке траншеи из-за ведения выемочно-погрузочных работ в стеснённых условиях, увеличения времени цикла (0,7 - 0,75);

Длина добычного фронта (4.4) и (4.5)

$$L_{\phi} \leq \frac{c L_{\bar{o}} (M - b)}{b + h \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ м.} \quad (4.4)$$

При этом $L_{\phi} \leq L_{pm}, \text{ м.} \quad (4.5)$

где L_{pm} - простирание угольного пласта, м.

Способ вскрытия рассматриваемых месторождений - комбинированными полутраншеями, автомобильными съездами (комбинация поступательных и тупиковых съездов). Формируются две системы вскрывающих выработок: Первая предназначена для транспортирования угля, вторая - для перемещения вскрышных пород.

«Основное достоинство способа вскрытия месторождения системой поступательных траншей (полутраншей), по сравнению с системой тупиковых траншей, заключается в обеспечении возможности перемещения карьерных автосамосвалов без изменения вектора движения при опускании с уступа на уступ» [6]. За счёт этого достигается увеличение пропускной и провозной способности системы

вскрывающих выработок разреза. Однако, система поступательных траншей занимает значительную площадь рабочего борта разреза, что ограничивает развитие рабочей зоны и вызывает необходимость постоянного переноса транспортных коммуникаций. «При вскрытии новых горизонтов следует интенсифицировать подготовку верхних горизонтов» [6].

Вскрытие системой тупиковых полутраншей (съездов) является одним из наиболее распространённых способов вскрытия, особенно, в сочетании с автомобильным карьерным транспортом. Направление углубки разреза от уступа к уступу изменяется на противоположное.

Существенным недостатком способа вскрытия системой тупиковых полутраншей является необходимость поддержания на каждом уступе тупиковых разъездов, где автосамосвалам необходимо осуществлять повороты по малому радиусу (менее 20 м), что значительно снижает пропускную и провозную способность карьерных путей, ограничивает маневренность транспортных средств. Все полутраншеи и тупиковые разъезды расположены на небольшом участке борта разреза, что приводит к выполаживанию борта, увеличению объёмов вскрышных работ и коэффициента вскрыши.

«Поэтому этот способ вскрытия, как правило, применяют в комбинации с поступательными полутраншеями» [6]. В случае, если углубка разреза проводится по бочему борту разреза, тогда система съездов, полутраншеи являются временными, т.к. они расположены в рабочей зоне и, по мере развития горных работ их необходимо срабатывать и переносить в другое место борта.

На рисунке 4.2 показана реализация способа вскрытия разреза комбинированными автомобильными съездами.

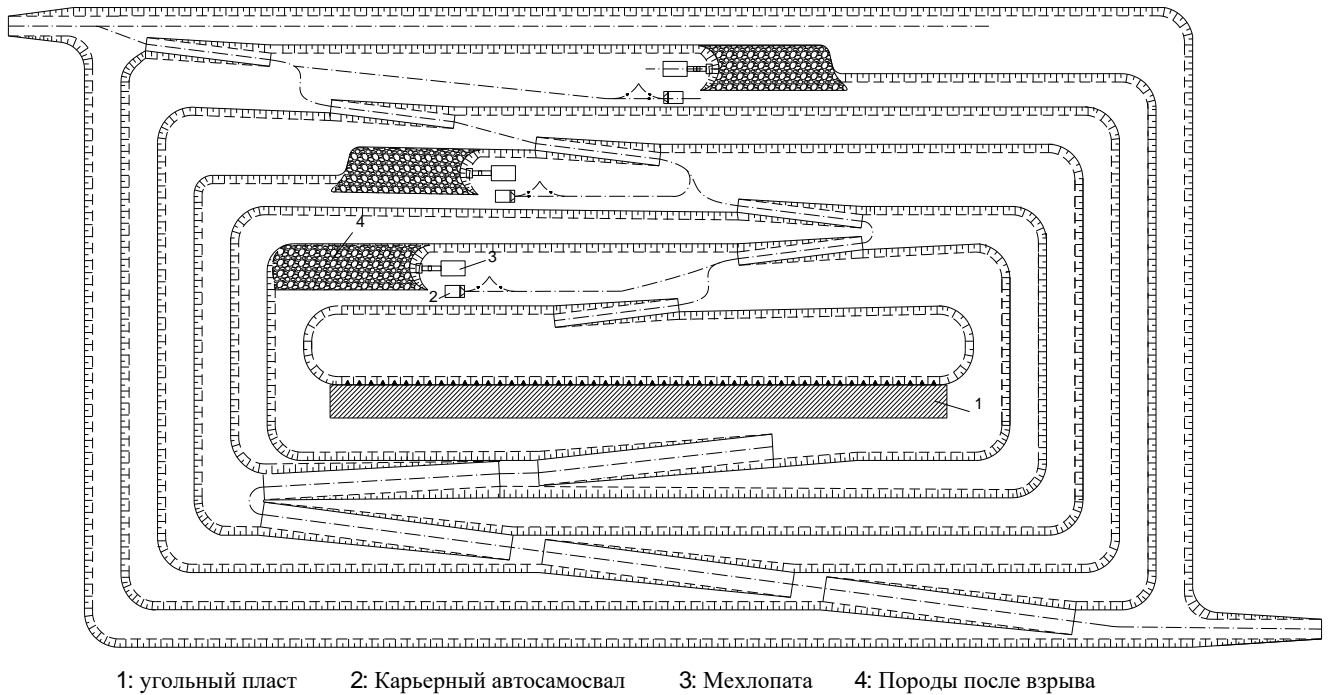


Рисунок 4.2 – Технологическая схема способа вскрытия комбинированными автомобильными съездами

Технология отработки угольного пласта, представленная на рисунке 4.3, заключается в следующем:

- а. Проводится проходка опережающей разрезной траншеи во вмещающих породах вскрыши по контакту висячего бока угольного пласта. Проходка ведётся экскаватором с размещением вскрыши на борту траншеи;
- б. проходка подготовительной разрезной траншеи тупиковым забоем и зачистка кровли угольного пласта. Проходка ведётся экскаватором с погрузкой вскрышных пород в карьерные автосамосвалы на уровне стояния;
- в. проводится добыча угля экскаватором мехлопатой с погрузкой в карьерные автосамосвалы на уровне стояния.

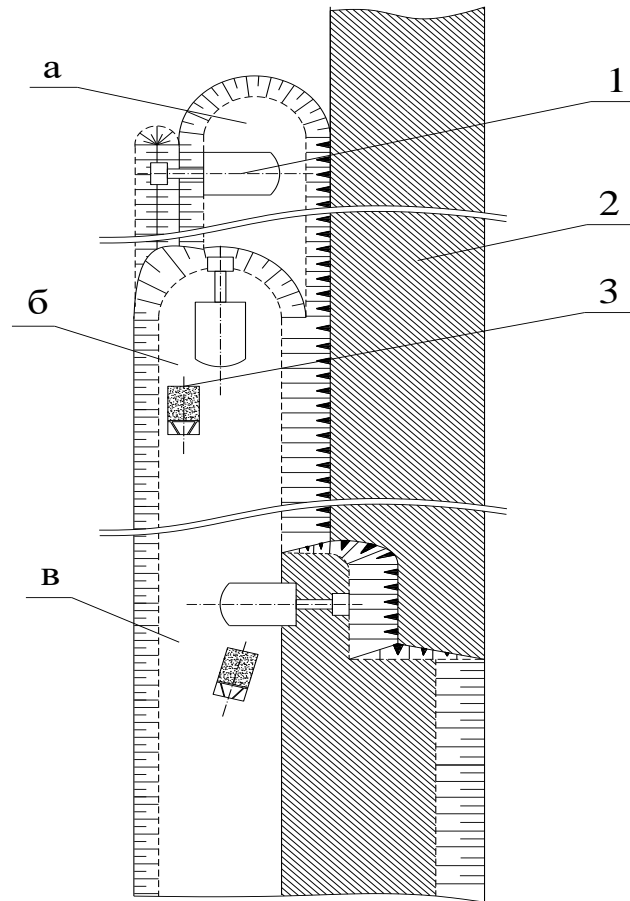


Рисунок 4.3 – Технологическая схема отработки угольного пласта

а - проходка опережающей разрезной траншеи; б - проходка подготовительной разрезной траншеи и зачистка кровли угольного пласта; в – добыча угля; 1 - экскаватор мехлопата; 2 - угольный пласт; 3 – карьерный автосамосвал

При выборе высоты уступа руководствуются условиями обеспечения безопасности ведения горных работ, физико-механическими свойствами пород, типом выемочно-погрузочного оборудования и его рациональным использованием. Высота уступа должна обеспечивать необходимую безопасность, производительность и эффективность ведения горных работ.

При разработке рыхлых вскрышных пород высота уступа не может превосходить установленную максимально возможную высоту черпания экскаватора, т.е. $h \leq H_{x\max}$. Для подготовки к выемке скальных горных пород, при коэффициенте крепости $f = 7 \div 14$ и более, необходимо подготовку осуществлять с применением буровзрывных работ. Максимальная высота уступа регламентируется по условию $h \leq 1,5H_{x\max}$.

Высота уступа должна составлять не менее 0,65 «высоты расположения напорного вала экскаватора» [30], так как при меньшей высоте уступа снижается производительность экскаватора, вследствие не заполнения ковша при черпании в забое. По горнотехническим условиям угольных разрезов Вьетнама рациональная высота уступа принята равной 12 – 15 м для экскаваторов ЭКГ - 5А; ЭКГ - 4,6 и 17 – 20 м для экскаваторов ЭКГ - 8И; ЭКГ - 10, таблица 4.1.

Таблица 4.1 – Данные к определению высоты уступа угольных разрезов

№	Экскаваторы мехлопаты	К - во	Высота уступа (h), м		
			По условиям безопасности	По условиям работы мехлопаты в забое	По условиям обеспе- чения производи- тельности
1	ЭКГ - 4,6; ЭКГ - 5А	43	$\leq 21,75$	15,18	12 – 15
2	ЭКГ - 8И	7	$\leq 27,6$	20,28	17 – 20
3	ЭКГ - 10	4	$\leq 27,6$	20,56	17 – 20

В настоящее время на большинстве угольных разрезов Вьетнама используются экскаваторы мехлопаты ЭКГ-4,6, ЭКГ-5А при рациональной высоте уступа $h = 15$ м, таблица 4.1. «Минимальная ширина рабочей площадки обеспечивает безопасную и эффективную работу горно-транспортной техники» [30].

Минимальная ширина рабочей площадки угольного разреза, рисунок 4.4.

В условиях на разрезах Деонай, Кокшау и Каошон, минимальная ширина рабочей площадки составляет $B_{\min} = 40 - 45$ м.

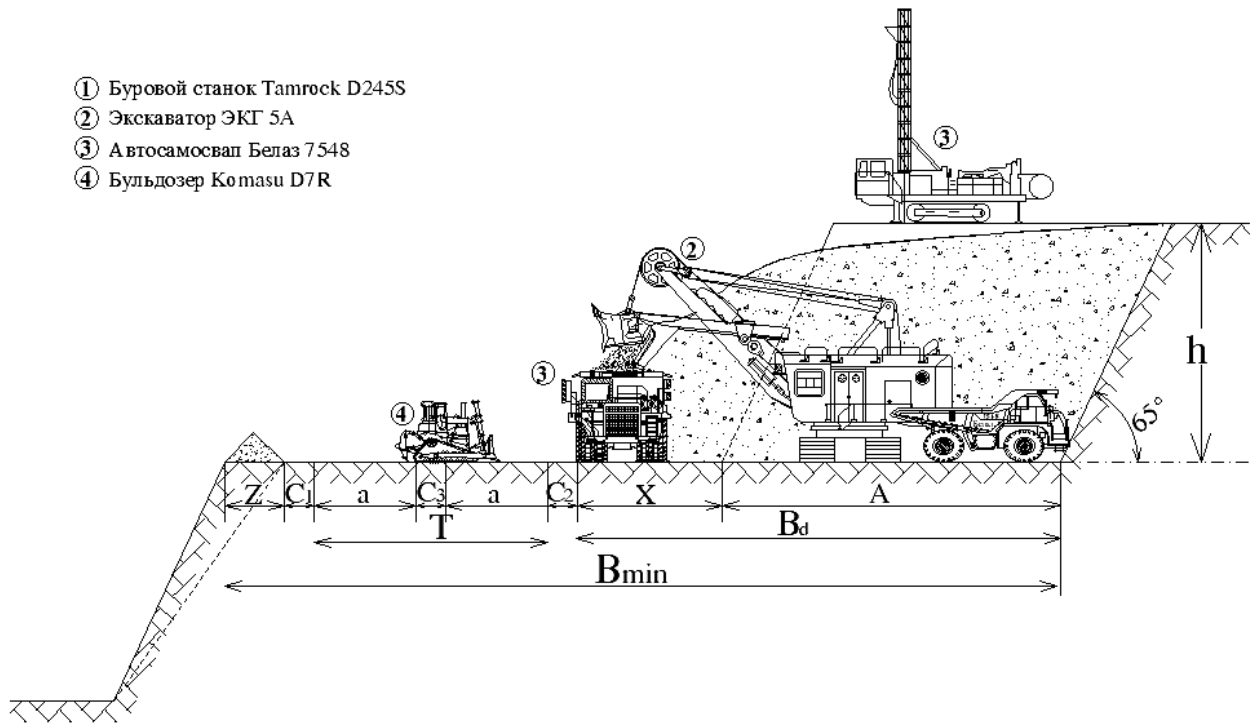


Рисунок 4.4 – Технологическая схема к определению параметров ширины рабочей площадки разреза

Длина перемещения заходки за рассматриваемый промежуток времени (мес.) зависит от производительности выемочно-погрузочного механизма, высоты уступа и ширины заходки (4.6)

$$L_{x\min} = \frac{Q_x}{h A}, \text{ м} \quad (4.6)$$

где Q_x - производительность выемочно-погрузочного механизма, $\text{м}^3/\text{мес.}$;

h - высота уступа, м;

A - ширина заходки экскаватора, м.

В таблице 4.2 представлены результаты расчёта по определению длины перемещения заходки за рассматриваемый промежуток времени для рассматриваемых угольных разрезов.

При разработке угольных месторождений разрезами «берма - горизонтальная или слабонаклонная площадка на нерабочем борту или нерабочем участке борта карьера, разделяющая смежные по высоте уступы» [32].

Таблица 4.2 – Результаты расчёта по определению длины перемещения заходки за рассматриваемый промежуток времени для рассматриваемых угольных разрезов

Производительность выемочно-погрузочного механизма, м ³ /год (Q _x)	Высота уступа, м (h)	Ширина заходки экскаватора, м (A)	Длина перемещения заходки, м L _{xmin}
507100	15	15	2250

Ширина транспортной бермы для расположения автомобильных съездов (4.7)

$$b_{BV} = Z + T + 2C + k, \text{ м} \quad (4.7)$$

где k - ширина дренажной канавы, м;

C - ширина полосы безопасности, м;

T - ширина полосы транспортных коммуникаций, м;

Z - расстояние от верхней бровки уступа до оси транспортных коммуникаций, м.

В таблице 4.3 представлены результаты расчёта по определению ширины транспортной бермы разрезов.

Таблица 4.3 – Результаты расчёта по определению ширины транспортной бермы угольных разрезов

Z (м)	T (м)	C (м)	k (м)	b _v (м)	b _{BV} (м)
2	7	1	1,5	13	2 - 3

При установлении углов откосов уступов и борта разреза учитываются физико-механические свойства горных пород, слагающих уступы, естественные углы падения пластов угля и вскрыши.

На рисунке 4.5 показано размещение берм на разрезе борта угольного разреза.

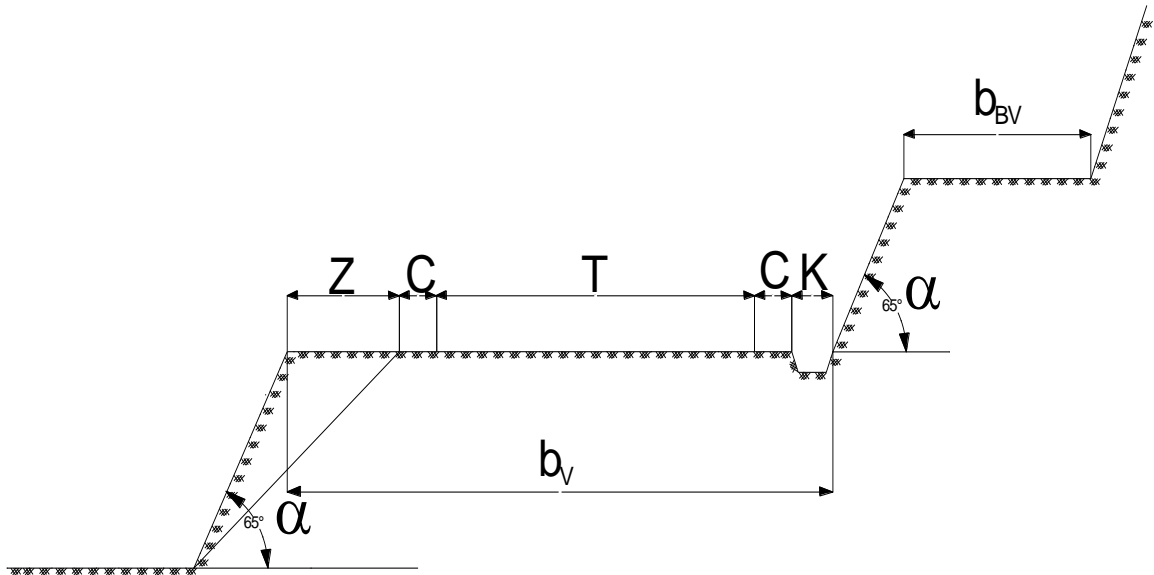


Рисунок 4.5 – Схема размещения берм на разрезе борта

Результаты расчёта углов откосов рабочих уступов и борта угольного разреза, таблица 4.4.

Таблица 4.4 – Параметры угольного разреза

Высота уступа (м), h	Ширина рабочей площадки (м), B_{\min}	Угол откоса уступов (град.), α	Углов откоса борта (град.), φ
15	40 - 45	60 - 65	24 - 25

Угол откоса нерабочего борта угольного разреза (4.8)

$$\gamma = \arctg \frac{\sum_{i=1}^n h_i}{\sum_{j=1}^m b_{vt} + \sum_{k=1}^l b_{bv} + h \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (4.8)$$

где h_n - высота нерабочего уступа, м;

m, l - количество транспортных и предохранительных берм, соответственно;

α - угол откоса уступа, град.

$n = m + l$ - количество берм;

В таблице 4.5 представлены результаты расчёта углов откоса нерабочего борта угольного разреза.

Таблица 4.5 – Результаты расчёта углов откосов нерабочего борта угольного разреза

h_n (м)	α (град.)	b_v (м)	b_{BV} (м)	m	l	γ (град.)
30	60 - 65	13	2 - 3	7 - 9	6 - 10	29 - 35

В таблице 4.6 представлены результаты определения параметров системы разработки группы угольных разрезов Деонай, Кокшау и Каошон.

Таблица 4.6 – Параметры системы разработки группы угольных разрезов Деонай, Кокшау и Каошон

№	Параметры	Ед. измер.	Значение			
			Кокшау	Деонай	Каошон	Деонай-Кокшау
1	Высота уступа	м	15	15	15	15
2	Высота подступа	м	5÷7,5	5÷7,5	5÷7,5	5÷7,5
3	Высота уступа в конечном положении	м	30	30	30	30
4	Ширина рабочей площадки, B_{min}	м	40÷45	40÷45	40÷45	40÷45
5	Ширина транспортной бермы	м	13	13	13	13
6	Ширина предохранительной бермы	м	2 - 3	2 - 3	2 - 3	2 - 3
7	Число уступов по добыче угля в составе группы	шт.	3	3	3	3
8	Угол откоса борта разреза в конечном положении, β	град.	29÷30	29÷30	34÷35	29÷30
9	Ширина дна траншеи, b	м	20÷25	20÷25	20÷25	20÷25
10	Длина заходки, L_x	м	250÷300	250÷300	250÷300	250÷300
11	Форма борта разреза в конечном положении		Выпукло - вогнутый	Выпукло - вогнутый	Выпукло - вогнутый	Выпукло - вогнутый

Эффективность выемочно-погрузочных работ зависит, в том числе, и от взаимного расположения экскаватора и транспортного средства на рабочей площадке, находящегося на погрузке горной массы,

При отработке сложноструктурных угольных месторождений, для обеспечения селективной экскаваторной выемки, необходимо учитывать условия залегания

ния угольных пластов. Параметры залегания пластов включают мощность угол падения залежи, мощность породных пропластков.

Для обеспечения высокопроизводительной, безопасной добычи и погрузки в транспортные средства угля необходимо создать достаточную площадь в призабойном пространстве на рабочей площадке.

Рациональные технологические схемы работы экскаваторов на погрузке угля в автосамосвалы на уступах характеризуются взаимосвязанными параметрами M_{Π} , $M_{\text{э}}$ и $M_{\text{а}}$:

M_{Π} – мощность угольного пласта по горизонтали (4.9),

$$M_{\Pi} = \frac{m}{\sin \gamma}, \text{ м}; \quad (4.9)$$

$M_{\text{э}}$ - ширина заходки экскаватора (4.10), м

$$M_{\text{э}} = R_{\text{q}} + 0,5B_{\text{x}} + Z + m_{\text{о}}, \text{ м}; \quad (4.10)$$

$M_{\text{а}}$ – ширина рабочей площадки (4.11), м

$$M_{\text{а}} = L_{\text{а}} + R_{\text{а}} + 0,5 b_{\text{а}} + C_{\text{о}} + Z_{\text{о}}, \text{ м}; \quad (4.11)$$

где m - мощность угольной залежи, м;

γ - угол наклона залежи угля, град.;

R_{q} – конструктивный радиус вращения контргруза экскаватора, м;

B_{x} - ширина корпуса вращения экскаватора, м;

Z – установленное нормами безопасности «расстояние от верхней бровки уступа до гусениц экскаватора, м» [6];

$m_{\text{о}}$ - необходимый зазор между экскаватором и нижней бровкой уступа, м;

$L_{\text{а}}$ - длина автотранспорта, м;

$R_{\text{а}}$ - минимальный радиус поворота автотранспорта, м;

$b_{\text{а}}$ - ширина автотранспорта, м;

$C_{\text{о}}$ - безопасное расстояние от автотранспорта до нижней бровки уступа, м;

$Z_{\text{о}}$ - безопасное расстояние от верхней бровки уступа до края транспортной полосы, м.

На рисунке 4.6 представлен график, характеризующий взаимосвязь параметров M_{Π} , $M_{\text{э}}$ и $M_{\text{а}}$ для условий угольного разреза.

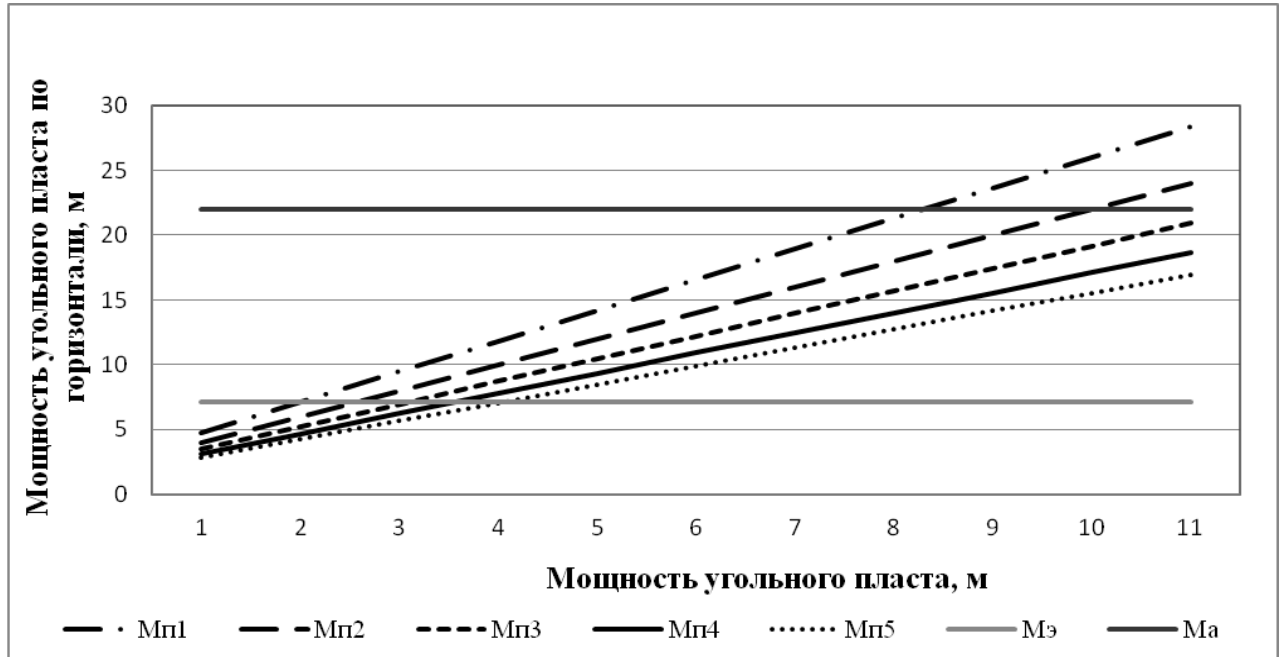


Рисунок 4.6 – График, характеризующий взаимосвязь параметров $M_{п}$, $M_{э}$ и $M_{а}$ для условий угольного разреза

Для горнотехнических условий отработки угольного пласта в забое экскаватором РС 1250 с погрузкой в карьерные автосамосвалы HD 465-7R

$$M_{э} = 4,81 + 0,5 \cdot 0,7 + 1 + 1 = 7,16 \text{ м};$$

$$M_{а} = 9,355 + 8,5 + 0,5 \cdot 4,235 + 1 + 1 = 22 \text{ м}.$$

Анализ графиков, представленных на рисунке 4.1 показывает, что вариант $M_{а} > M_{п} > M_{э}$ является наиболее характерным отношением. В этом случае целесообразно на добыче использовать гидравлический экскаватор типа обратная лопата нижним черпанием, фронтальным забоем, с погрузкой в автосамосвал, установленный под погрузку на нижней площадке уступа. При этом возможно вести селективную отработку от кровли до почвы угольного пласта в диапазоне ($M_{п}$ - $M_{э}$), рисунок 4.7.

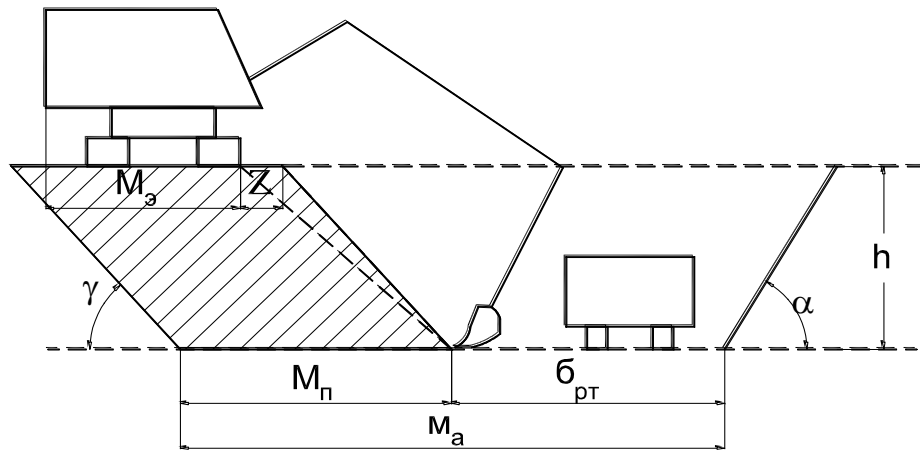


Рисунок 4.7 – Технологическая схема отработки гидравлическим экскаватором типа обратная лопата нижним черпанием, фронтальным забоем, с нижней погрузкой в автосамосвал, установленный под погрузку на нижней площадке уступа

Работа нижним черпанием гидравлического экскаватора - обратная лопата, торцовым забоем, с погрузкой в автосамосвал, установленный под погрузку на нижней рабочей площадке, показана на рисунке 4.8.

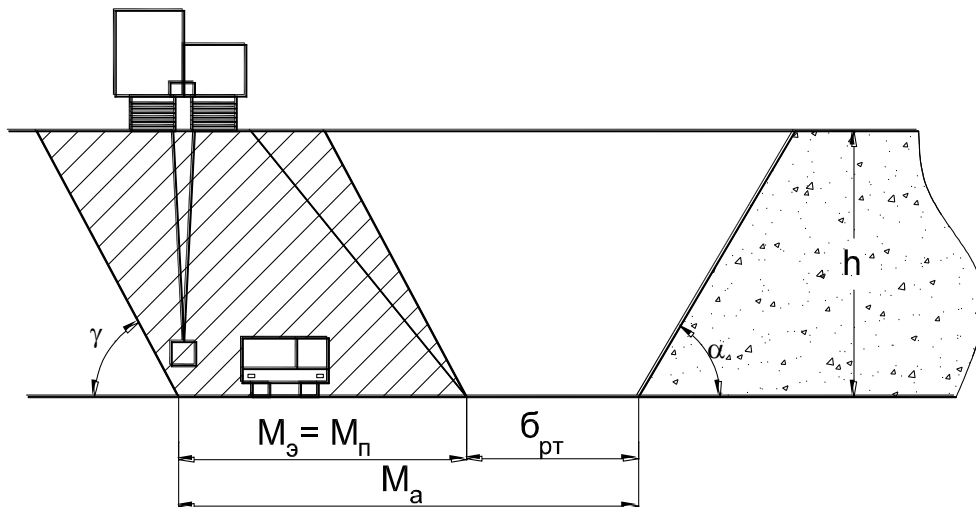


Рисунок 4.8 – Схема работы нижним черпанием гидравлического экскаватора - обратная лопата, торцовым забоем, с погрузкой в автосамосвал, установленный под погрузку на нижней рабочей площадке

Работа верхним черпанием гидравлического экскаватора - обратная лопата, торцовым забоем, с погрузкой в автосамосвал, установленный под погрузку на уровне стояния, показана на рисунке 4.9.

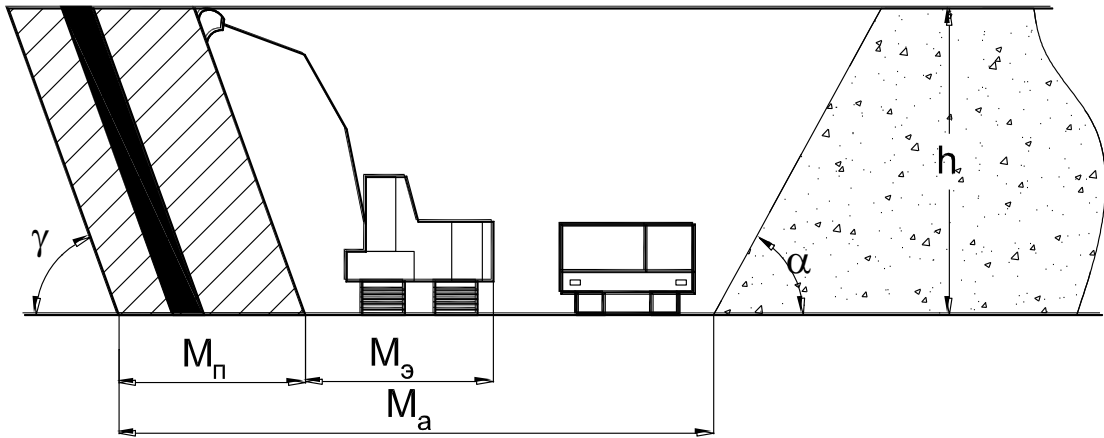


Рисунок 4.9 – Схема работы верхним черпанием гидравлического экскаватора - обратная лопата, торцовым забоем, с погрузкой в автосамосвал, установленный под погрузку на уровне стояния

Ширина дна разрезной траншеи в случае $M_a > M_n > M_э$ (4.12)

$$b_{рт} = M_a - M_n = M_a - \frac{m}{\sin \gamma}, \text{ м} \quad (4.12)$$

Ширина дна разрезной траншеи $b_{рт}$, обеспечивающее минимальные потери и разубоживание, имеет минимальное значение 5 м. Ширина дна разрезной траншеи $b_{рт}$ может определена по графику зависимости ширины дна разрезной траншеи от угла падения угольного пласта, для различной мощности обрабатываемого угольного пласта, представленного на рисунке 4.10.

Например, когда $M_a = 22$ м обеспечивает установку автосамосвала под погрузку, мощность обрабатываемого угольного пласта составляет 2 - 12 м при углах падения угольного пласта $\gamma = 25^\circ - 45^\circ$.

Максимальная глубина нижнего черпания гидравлического экскаватора (4.13)

$$h_{\max} = \frac{-(h_1 + a_0 \operatorname{ctg} \alpha) + \sqrt{(h_1 + a_0 \operatorname{ctg} \alpha)^2 - (1 + \operatorname{ctg}^2 \alpha)(h_1^2 + a_0^2 - R^2)}}{1 + \operatorname{ctg}^2 \alpha}, \text{ м.} \quad (4.13)$$

где $a_0 = b_{рт} + 0,5B_x + Z - C$, м;

$b_{рт}$ - ширина дна разрезной траншеи, м;

B_x - общая ширина поворотной платформы, м;

α - угол откоса уступа, град.;

h_1 - высота оси стрелы экскаватора, м.

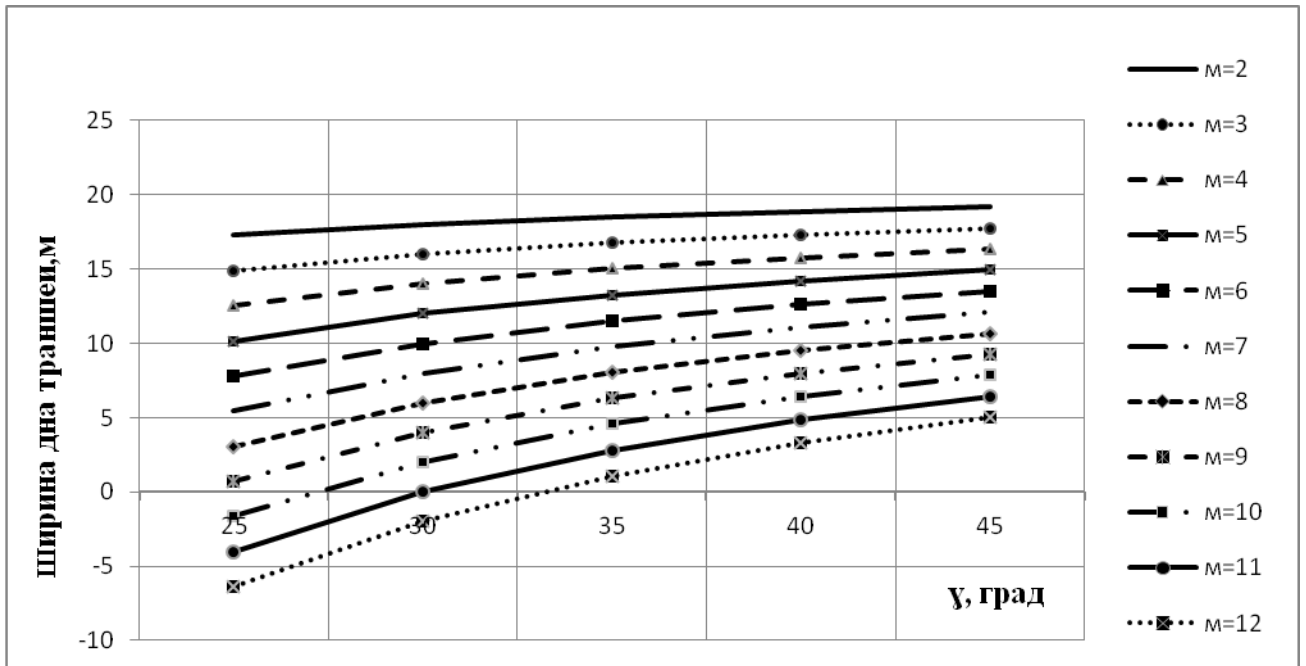


Рисунок 4.10 – График зависимости ширины дна разрезной траншеи от угла падения угольного пласта, для различной мощности отработываемого угольного пласта

Для максимально возможной глубины черпания гидравлического экскаватора (h_{\max}) максимальный угол падения отработываемого угольного пласта (4.14)

$$\gamma_{\max} = \arctg \frac{h_{\max}}{R_{xt} - (0,5B_x + Z + \delta_{pm} + h_{\max} \operatorname{ctg} \alpha)}, \text{ град.} \quad (4.14)$$

где C - горизонтальное расстояние от оси вращения гидравлического экскаватора до оси стрелы экскаватора, м, рисунок 4.11.

$$R = \sqrt{(R_{xt} - C)^2 + h_1^2}$$

Таким образом, если есть угольный пласт с углом падения угольного пласта $\gamma < \gamma_{\max}$ и мощность угольного пласта по горизонтали M_p , то наибольший радиус черпания гидравлического экскаватора на уровне стояния (4.15)

$$R_{xt} \geq h_p (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \gamma) + (0,5B_x + Z + \delta_{pm})$$

$$\text{или } h_p \leq \frac{R_{xt} - (0,5B_x + Z + \delta_{pm})}{\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ м.} \quad (4.15)$$

где R_{xt} - радиус копания на уровне стоянки, м;

γ - угол падения угольного пласта, град.

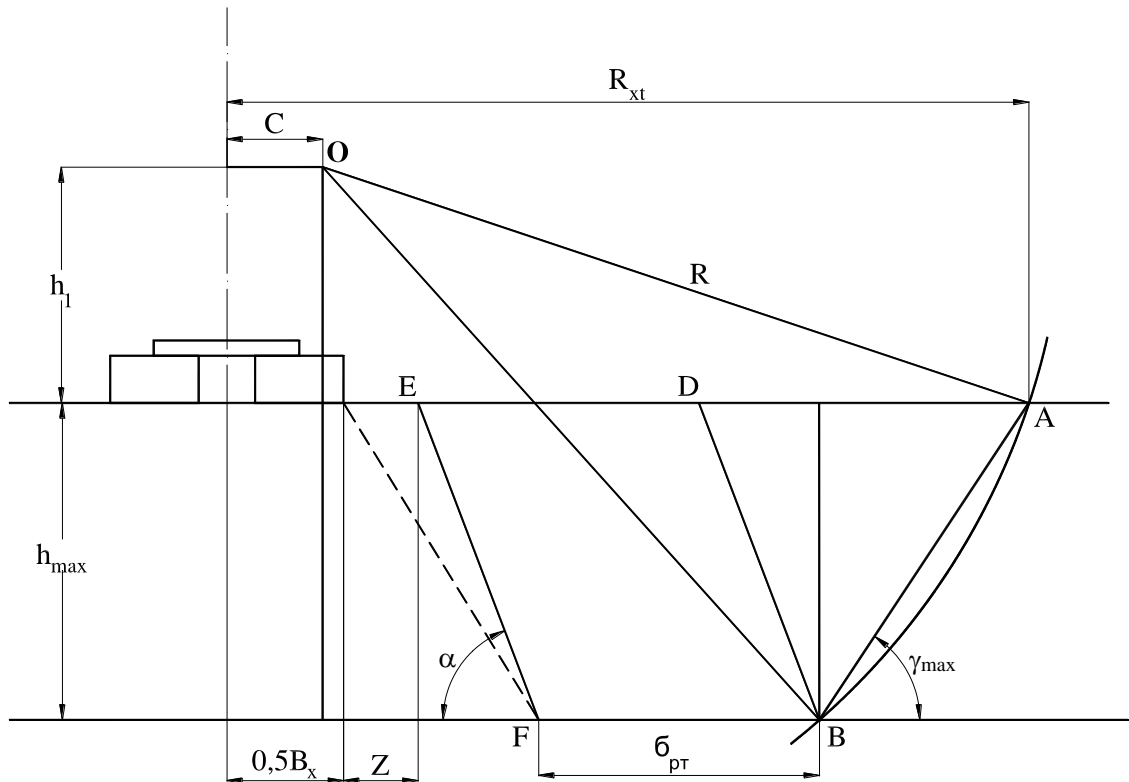


Рисунок 4.11 – Схема к определению максимально возможной глубины черпания гидравлического экскаватора для варианта $M_a > M_n > M_s$

В таблице 4.7 представлены данные для определения высоты обрабатываемого уступа при различных углах падения γ и мощности угольного пласта по горизонтали M_n .

На рисунке 4.12 показан график зависимости высоты обрабатываемого уступа в зависимости от угла падения угольного пласта для различной мощности угольного пласта по горизонтали.

Таблица 4.7 – Данные для определения высоты обрабатываемого уступа h_p при различных углах падения γ и мощности угольного пласта по горизонтали M_n

M_n, M	h_p				
	$\gamma, \text{град.}$				
	25°	30°	35°	40°	45°
2	- 0,54654	- 0,96129	- 1,36281	- 1,75713	- 2,15017
3	0,322796	- 0,09526	- 0,49347	- 0,87775	- 1,2536
4	1,19213	0,770763	0,37586	0,001637	- 0,35702
5	2,061463	1,636788	1,245194	0,881022	0,539555
6	2,930796	2,502813	2,114527	1,760407	1,436131

Продолжение таблицы 4.7

7	3,80013	3,368839	2,983861	2,639792	2,332706
8	4,669463	4,234864	3,853194	3,519178	3,229282
9	5,538797	5,10089	4,722528	4,398563	4,125857
10	6,40813	5,966915	5,591861	5,277948	5,022433
11	7,277464	6,83294	6,461195	6,157333	5,919008
12	8,146797	7,698966	7,330528	7,036719	6,815584

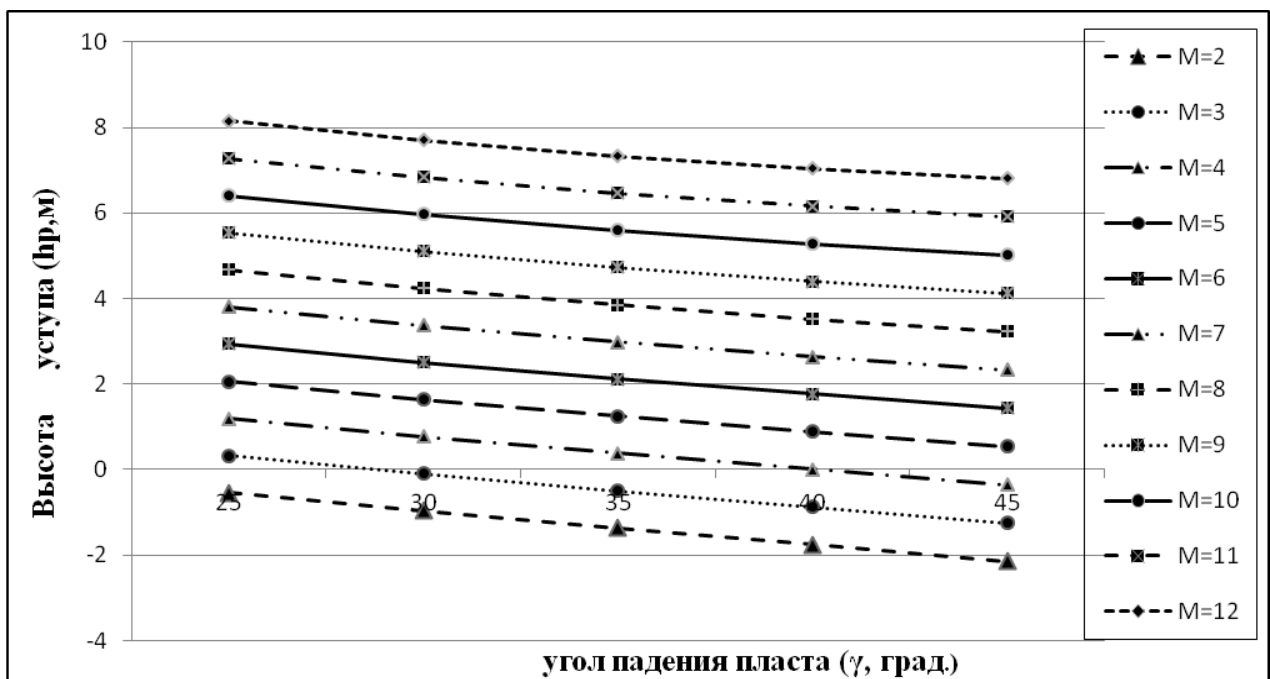


Рисунок 4.12 – График зависимости высоты отработываемого уступа в зависимости от угла падения угольного пласта для различной мощности угольного пласта по горизонтали

Таким образом, возможно определение максимальной мощности угольного пласта, которая может быть отработана в зависимости от высоты подступа h_p и угла падения угольного пласта γ . На рисунках 4.13 – 4.15 представлены предлагаемые технологические схемы отработки угля гидравлическим экскаватором, в условиях проведения взрывных работ, для трех уступов.

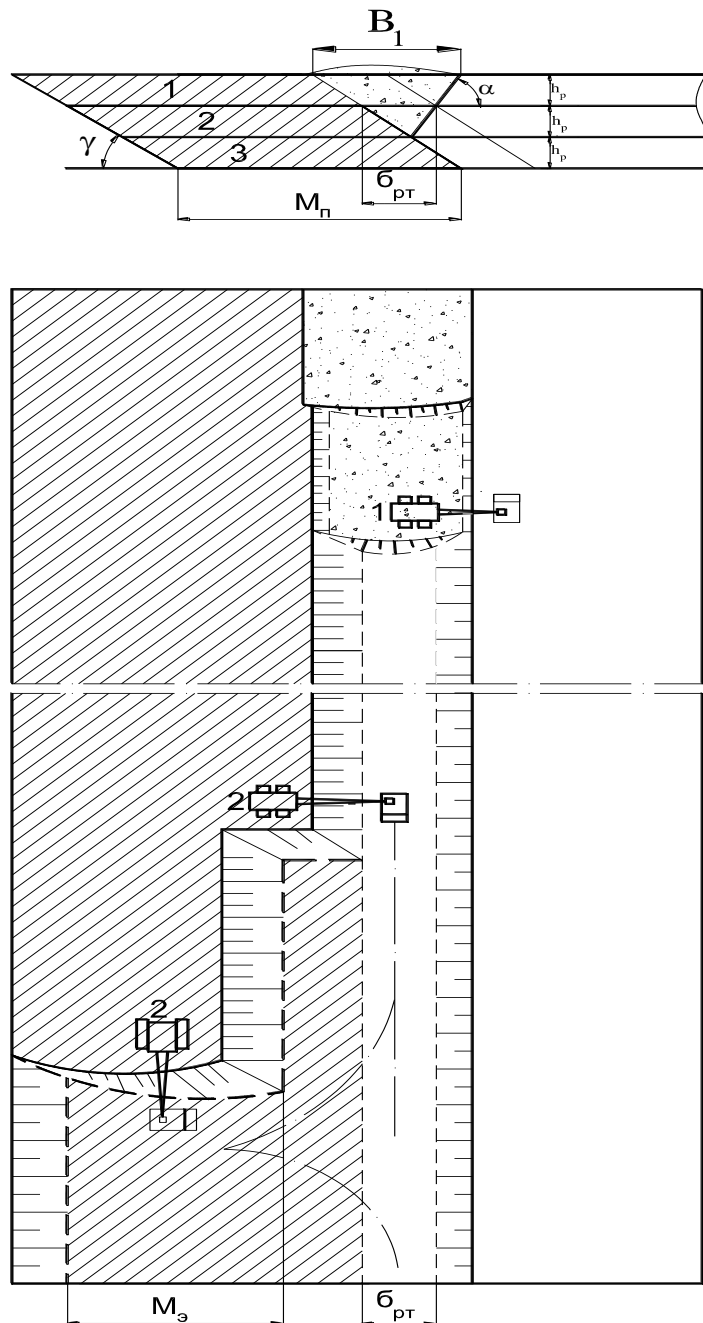


Рисунок 4.13 – Технологическая схема отработки угля гидравлическими экскаваторами, в условиях проведения взрывных работ по вскрыше, для 1 (верхнего) уступа

При селективной отработке угля гидравлическим экскаватором, в условиях проведения взрывных работ, ширина траншеи на верхнем уступе (4.16)

$$B_1 = b_{пт} + h_p (\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\alpha), \text{ м.} \quad (4.16)$$

После окончания отработки первого уступа ведётся подготовка к эксплуатации второго подступа (рисунок 4.14).

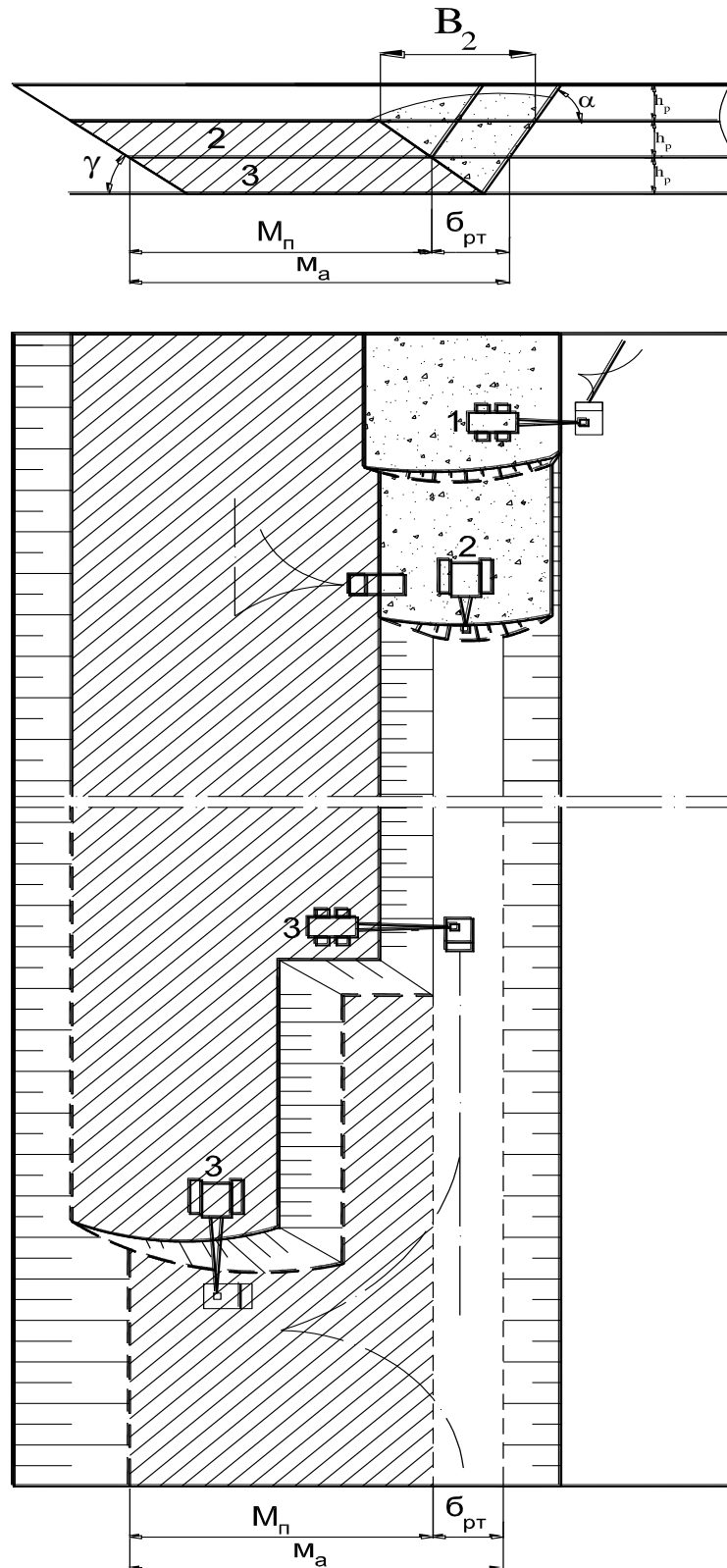


Рисунок 4.14 – Технологическая схема отработки угля гидравлическими экскаваторами, в условиях проведения взрывных работ по вскрыше, для 2 уступа

После проведения взрывных работ на верхнем уступе, гидравлический экскаватор № 1 устанавливается на кровле развала взорванной породы и проводит

погрузку в автосамосвалы на уровне стояния. Гидравлический экскаватор № 2 добывает уголь фронтальным забоем, в диапазоне ширины ($M_{\text{п}} - M_{\text{э}}$), затем переходит к на отработку угля торцовым забоем нижним черпанием и нижней погрузкой в автосамосвалы. Проведение взрывных работ проводится в диапазоне ширины заходки B_2 . Ширина заходки B_2 (4.17)

$$B_2 = h_p (\text{ctg}\gamma + \text{ctg}\alpha), \text{ м.} \quad (4.17)$$

Гидравлический экскаватор № 1 устанавливается на кровле развала взорванной породы и проводит погрузку в автосамосвалы на уровне стояния. Затем, после продвижения заходки экскаватора № 1 на расстояние 50 м, в рабочую зону вводится гидравлический экскаватор № 2, отрабатывающий породы на подступе нижним черпанием с погрузкой в автосамосвалы на уровне стояния. Гидравлический экскаватор № 3 добывает уголь фронтальным забоем, затем переходит на отработку угля торцовым забоем нижним черпанием с нижней погрузкой в транспортные средства. Для отработки третьего уступа высотой 15 м, проводятся взрывные работы в диапазоне ширины заходки B_3 (рисунок 4.15).

Гидравлический экскаватор № 1 устанавливается на кровле развала взорванной породы и проводит погрузку в автосамосвалы на уровне стояния. Затем, после продвижения заходки экскаватора № 1 на расстояние 50 м, в рабочую зону вводится гидравлический экскаватор № 2, отрабатывающий породы на подступе нижним черпанием с погрузкой в автосамосвалы на уровне стояния. Гидравлический экскаватор № 3 добывает уголь фронтальным забоем, затем переходит на отработку угля торцовым забоем нижним черпанием с нижней погрузкой в транспортные средства.

При технологических схемах селективной отработки пластов угля гидравлическими экскаватором, в условиях проведения взрывных работ на всех трёх уступах одновременно (высотой H и шириной дна разрезной траншеи $b_{\text{рт}}$), отработка уступов проводится последовательно по мере углубки на каждом уступе, рисунок 4.16.

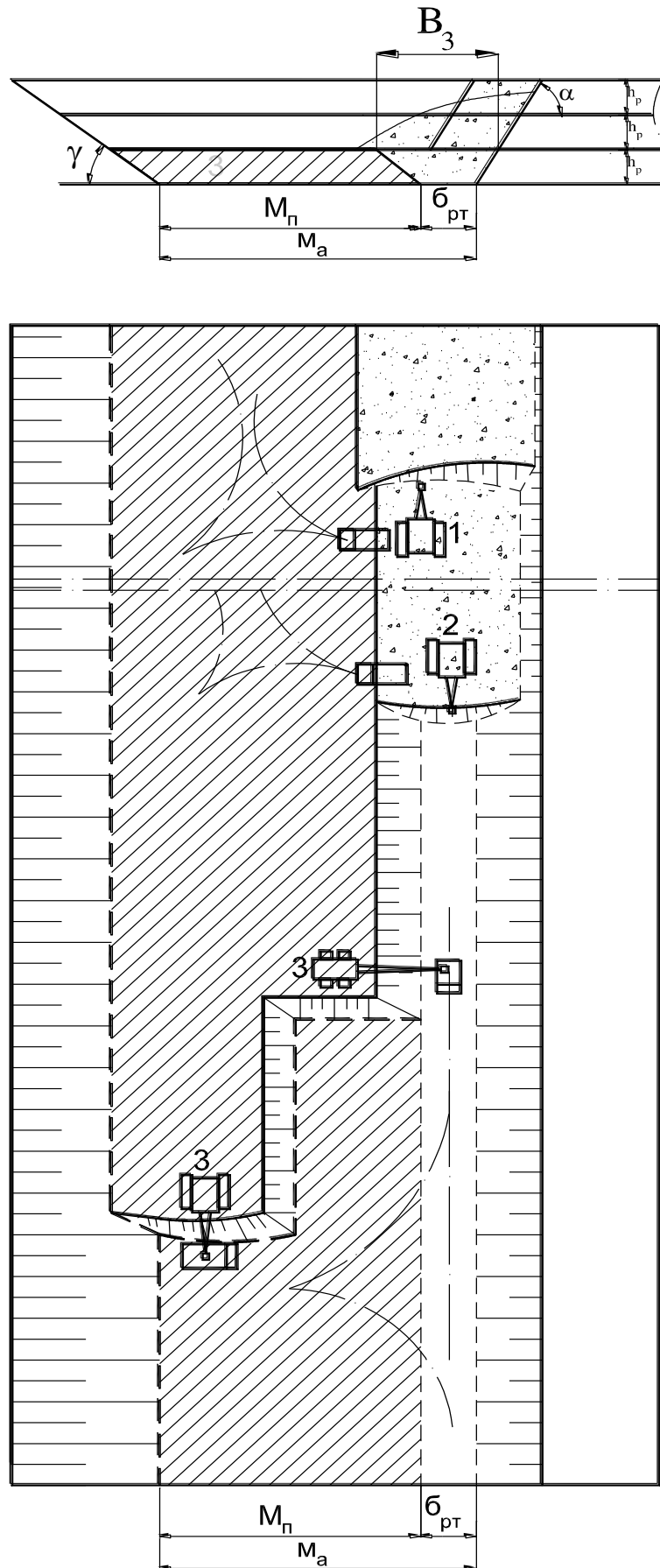


Рисунок 4.15 – Технологическая схема отработки угля гидравлическими экскаваторами, в условиях проведения взрывных работ по вскрыше, для 3 уступа

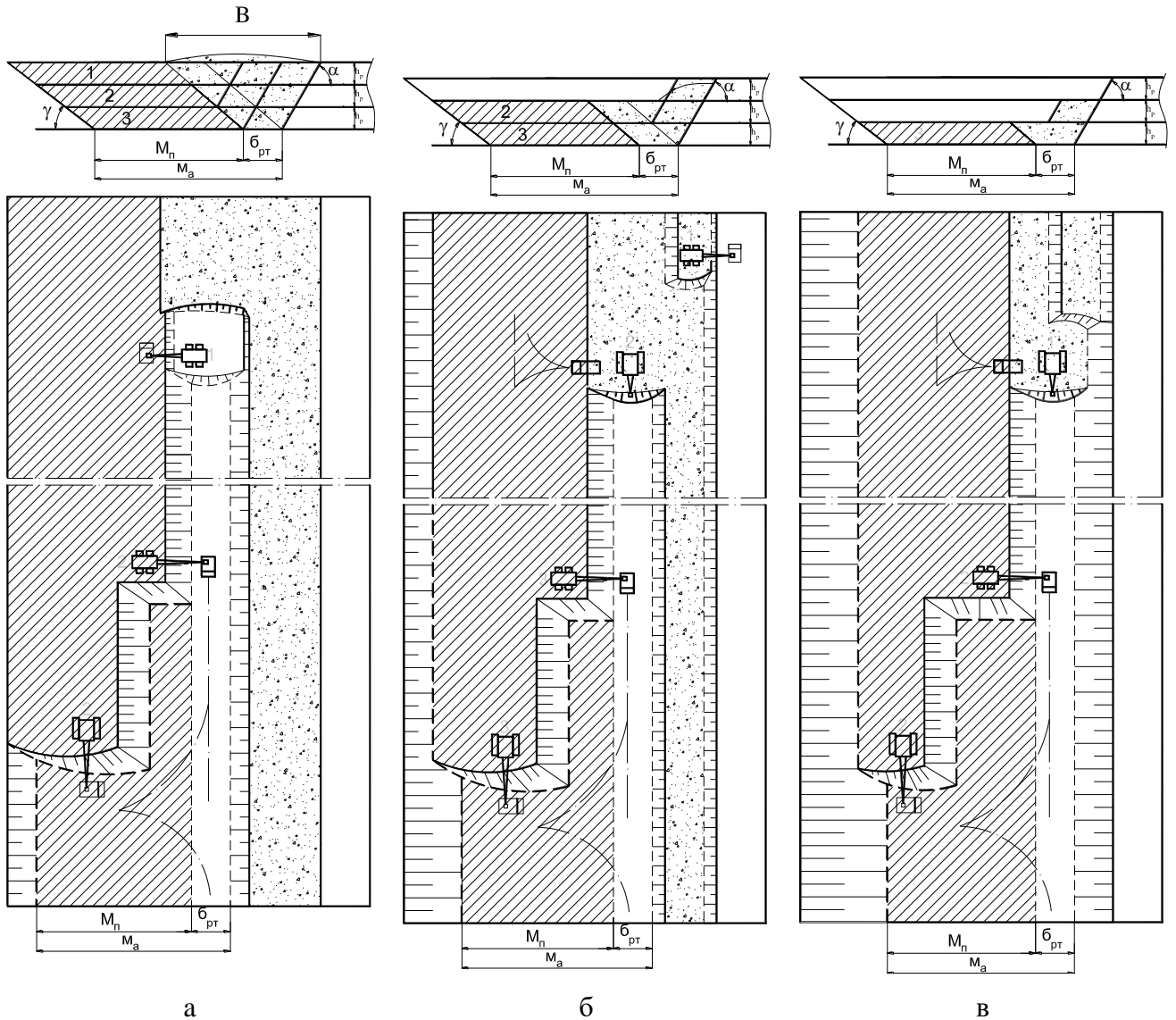


Рисунок 4.16 – Технологическая схема отработки угля гидравлическими экскаваторами, в условиях проведения взрывных работ по вскрыше на трех уступах

Верхняя ширина траншеи B (4.18)

$$B = b_{\text{пр}} + nh_p (\text{ctg}\gamma + \text{ctg}\alpha) , \text{ м} \quad (4.18)$$

где n - количество подступов;

h_p - высота уступа, м.

Первый уступ обрабатывается после проходки разрезной траншеи. Гидравлический экскаватор № 1 устанавливается на кровле развала взорванной породы и проводит погрузку в автосамосвалы на уровне стояния (рисунок 4.16 а).

Затем, в рабочую зону вводится гидравлический экскаватор № 2, добывающий уголь фронтальным забоем, в диапазоне ширины ($M_{\text{п}} - M_{\text{з}}$) и переходит к на отработку нижним черпанием угля торцовым забоем.

После проходки разрезной траншеи проводится подготовка первого уступа и расширение траншеи, что создаёт благоприятные условия для маневрирования и подачи под погрузку автосамосвалов.

При отработке вскрышных пород на втором уступе используются экскаваторы № 1 и № 2. Гидравлический экскаватор № 3 добывает уголь фронтальным забоем, затем переходит на отработку угля торцовым забоем нижним черпанием с нижней погрузкой в транспортные средства.

При отработке вскрышных пород на третьем уступе используется экскаватор № 1 с погрузкой в автосамосвалы на уровне стояния. Гидравлический экскаватор № 2 добывает уголь фронтальным забоем, затем переходит на отработку угля торцовым забоем нижним черпанием с нижней погрузкой в транспортные средства.

После углубки на нижележащие уступы технологические операции повторяются.

4.2 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИЁМНОЙ СПОСОБНОСТИ ОТВАЛОВ ПРИ СОВМЕСТНОЙ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРУППОЙ РАЗРЕЗОВ

Транспортирование вскрышных пород для размещения в отвалы является технологической операцией сопряжённой со значительными затратами, величина которых зависит от дальности транспортирования, организации процесса отвалообразования. При совместной разработке угольного месторождения группой горнодобывающих предприятий (разрезов, шахт) необходимо оптимизировать транспортные потоки перемещения вскрыши с учётом дальности транспортирования, расположения отвалов, их приёмной способности.

При планировании эксплуатации близко расположенных угольных разрезов группы и отвалообразования целесообразно использование не только общих внешних отвалов, но и внутренних.

Использование внутренних отвалов не только обеспечивает повышение экономической эффективности разработки месторождений, но и создаёт благоприятные условия для проведения горнотехнического, а затем и биологического этапа рекультивации, восстановление окружающей среды после эксплуатации. Размещение пород вскрыши во временных отвалах повышает устойчивость бортов разрезов.

Оценка остаточной приёмной способности отвалов вскрыши, позволяет планировать проведение вскрышных работ разрезов группы Деонай, Кокшау и Каошон.

Для размещения вскрышных пород, удаляемых из разрезов группы, целесообразно использование следующих внешних отвалов: Восточный Каошон (остаточная приёмная способность 360 млн.м³); Бангнау (282 млн.м³); Восточный Хешим и Южный Хэтам (247 млн.м³).

Для размещения вскрышных пород, удаляемых из разрезов группы, целесообразно использование следующих внутренних отвалов: Лочи и Намлочи (остаточная приёмная способность 85,58 тыс.м³); Тханглой (305 тыс.м³); Юго-Западный

- Главная фабрика (17 тыс.м³); Главная фабрика (142 тыс.м³); Гам Каошон (403,5 тыс.м³); Хэчам 2 (432,6 тыс.м³).

Временные отвалы для размещения вскрышных пород включают в себя следующие ёмкости: Северная главная фабрика остаточная приёмная способность - 27,6 тыс.м³ и Главная фабрика - 16 тыс.м³ в период эксплуатации разреза Деонай и 218,7 тыс.м³ в период временной консервации разреза Деонай.

В таблице 4.8 представлены результаты определения остаточной приёмной способности отвалов для размещения вскрышных пород, удаляемых из разрезов группы Деонай, Кокшау и Каошон.

На угольных разрезах с наклонными и крутыми пластами, как правило, использование внутренних отвалов может быть выполнено только после завершения разработки месторождения. Однако, при отработке горизонтальных и слабо-наклонных угольных пластов имеются благоприятные условия для использования временных отвалов. На первом этапе эксплуатации разреза возможно размещение пород первого этапа на поверхности второго этапа разработки с последующей переэкскавацией, рисунок 4.17.

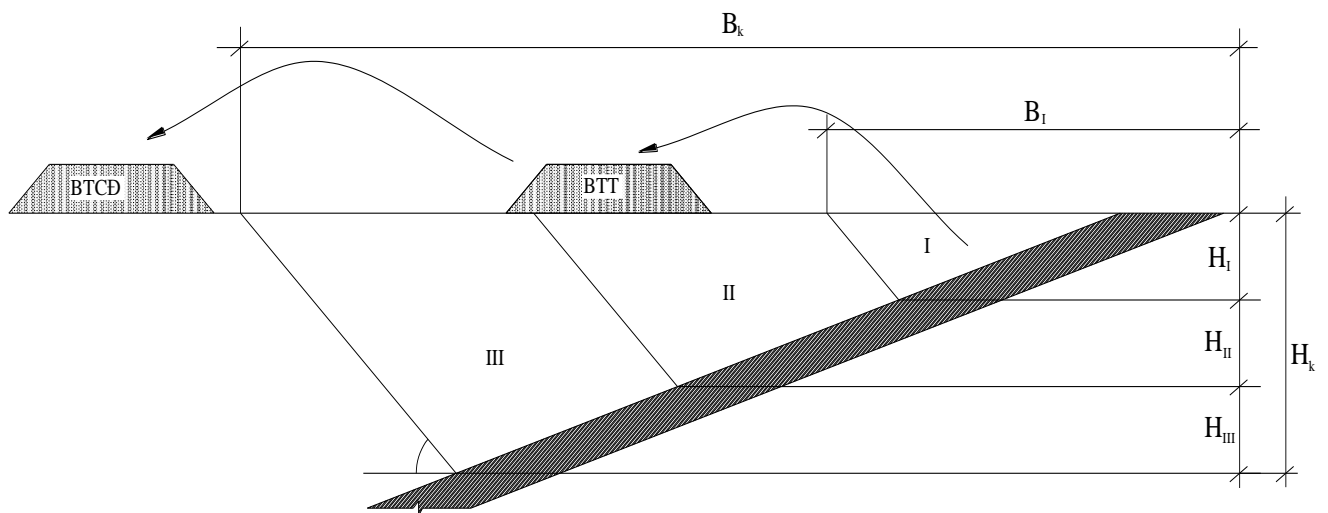


Рисунок 4.17 – Технологическая схема для определения параметров временных отвалов при переэкскавации вскрышных пород

Таблица 4.8 – Результаты определения остаточной приёмной способности отвалов для размещения вскрышных пород, удаляемых из разрезов группы Деонай, Кокшау и Каошон

N	Показатель	Внутренние отвалы							Внешние отвалы				Временные отвалы Северная Главная фабрика
		Главная фабрика	Тханглой	Гам Каошон	Khe Châm II (LT)	Лочи и Намлочи	Юго-Западный Главная фабрика	Сумма	Восточный Кабошон	Бангнау	Восточный Хешим и Южный Хэтам	Сумма	
1	Суммарный объём породы с учётом разрыхления	184646200	396725441	524635153	562369511	111104600	22178739	1801659644	234210674	367373932	321032592	922617198	35880192
2	Суммарный объём породы в плотном теле	142035538	305173416	403565502	432591932	85465077	17060568	1385892034	180162057	282595332	246948148	709705537	27600148
3	Выполнение	141870000	289471000	34.324000	216700000	82290000	17000000	1088655000	180000000	269000000	111675000	560675000	27504000
3	Среднее расстояние транспортирования, км	2,52	2,81	2,28	5,75	4,84	3,13	3,35	4,88	6,60	6,17	5,89	4,28
4	Оценка	Достаточно	Избыток	Избыток	Избыток	Достаточно	Достаточно		Достаточно	Избыток	Достаточно		

Для определения глубины перехода с этапа на следующий этап, рисунок 4.17, необходимо определить основные параметры этапа, объем временного отвала.

Глубина этапа добычи (4.19)

$$H_3 = TV_r = \frac{TA_q \sin \gamma_{\pi}}{m_{cp} L_{bo} \gamma_y \eta (1 + \rho)}, \text{ м} \quad (4.19)$$

где T - продолжительность отработки этапа разработки, год.;

A_q - производительность разреза по углю, т/год;

γ_{π} - угол наклона угольного пласта, град.;

m_{cp} - средняя мощность угольных пластов, м;

L_{bo} - длина временного отвала, м;

γ_y - плотность угля, т/м³;

η - коэффициент потерь угля, доли ед., %;

ρ - коэффициент засорения, доли ед., %.

Ширина поверхности разреза на этапе разработки соответствует глубине H_3 , (4.20)

$$B_3 = \frac{TA_q \sin \gamma_{\pi} (\operatorname{ctg} \gamma_{\pi} + \operatorname{ctg} \gamma_{bo})}{m_{cp} L_{bo} \gamma_y \eta (1 + \rho)} + \frac{m_{cp}}{\sin \gamma_{\pi}}, \text{ м} \quad (4.20)$$

где γ_{bo} - текущий угол падения пласта на этапе разработки, град.

Когда поверхность участка разработки близка к горизонтальной, емкость временного отвала (4.21)

$$V_{bo} = \frac{1}{3} H_o (S_o + S_B + \sqrt{S_o S_B}), \text{ м}^3 \quad (4.21)$$

где H_o - высота временного отвала, м;

S_o - площадь основания временного отвала, м²;

S_B - площадь поверхности временного отвала м².

- Для временного отвала в квадратной формы

$$S_B = S_o - 2H_o \operatorname{ctg} \alpha_{bo} (L_o + B_o - 2H_o \operatorname{ctg} \alpha_{bo}). \text{ м}^2$$

- Для временного отвала в круглой формы

$$S_B = S_o - \pi \left(R_o^2 - 2R_o H_o \operatorname{ctg} \alpha_{BO} + H_o^2 \operatorname{ctg}^2 \alpha_{BO} \right), \text{ м}^2$$

где α_{BO} - угол откоса борта временного отвала, град.;

L_o - длина временного отвала, м;

B_o - ширина временного отвала, м;

R_o - радиус основания временного отвала, м.

Возможны различные варианты размещения временных отвалов в различных горно-геологических условиях. Наиболее распространенным случаем является вариант размещения временного отвала в границах разреза, а постоянного внешнего отвала - за границами разреза. Такой вариант размещения отвалов реализован для условий угольных разрезов Камфа – Куангнинь (Вьетнам).

Для переэкскавации вскрышных пород из временного отвала во внешний стационарный необходимы дополнительные затраты. Однако, сокращение горно-капитальных работ, первоначальных инвестиций в период строительства разрезов, позволяет повысить экономическую эффективность работы горнодобывающего предприятия.

Благодаря расположению временных отвалов на борту разреза, расстояние транспортирования вскрышных пород сокращается, уменьшаются затраты на горно-транспортное оборудование, строительство и содержание дорог, отвалообразование. Во многих случаях сокращаются затраты, связанные с изъятием земель из народохозяйственного оборота.

Для определения экономической эффективности использования временного целесообразно оценить сокращение затрат в течение периода эксплуатации T (год).

- Уменьшение затрат от сокращения дальности транспортирования (4.22)

$$K_1 = \sum_{i=1}^T \frac{V_{oi} \gamma_{\Pi} (Z_{ci} L_{ci} - Z_{ti} L_{ti})}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.22)$$

где V_{oi} - объём вскрыши удаляемой в i -ый год, (м³);

L_{ci} , L_{ti} - дальность транспортирования до места временного размещения вскрышных пород в i -ом году, км;

$\gamma_{\text{п}}$ - плотность вскрышных пород, т/м³;

$Z_{\text{ci}}, Z_{\text{ti}}$ - затраты на транспортирование, донг./км;

r - процентная ставка;

$i = 1, 2, \dots, T$, год.

- Уменьшение затрат от недофинансирования строительства, на отвалообразование, строительство дорог, на горно-транспортное оборудование (4.23)

$$K_2 = \frac{G_d(L_c - L_i) + V_{\text{tb}}}{(1+r)^i} + \sum_{i=1}^T \frac{G_c S_{\text{ci}}}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.23)$$

где G_d - затраты на строительство транспортных коммуникаций от временного отвала до внешнего стационарного, донг./км;

G_c - затраты на строительство внешнего стационарного отвала (донг./м²);

S_{ci} - площадь строительства внешнего стационарного отвала в i -ый год, м²;

V_{tb} - экономия транспортных расходов, донг.

При строительстве автодороги от месторождения до отвалов в Куангнинь (Вьетнам) используются вскрышные породы.

Затраты на строительство автодороги (4.24)

$$G_d = 1000BNZ_g, \text{ донг./км} \quad (4.24)$$

где B - ширина дороги (м);

N - средняя высота дорожного полотна, м;

Z_g - удельные затраты на строительство полотна автодороги, донг./м³.

После времени $T + k$ (год) ($k = 1, 2, 3, 4$ - время эксплуатации отвала с момента окончания формирования временного отвала до внешнего отвалообразования в году T), принимаем первый год за точку оценки, когда должны быть выполнены следующие расходы:

- Затраты переэкскавацию вскрыши из временного отвала во внешний стационарный отвал (4.25)

$$C_1 = \sum_{j=T+k+1}^{T+k+t} \frac{V_{\text{tj}}(Z_x + Z_t)}{(1+r)^j}, \text{ донг.} \quad (4.25)$$

где $t = 1; 2; \dots$ - продолжительность переэкскавации вскрыши, год;

Z_x - удельные затраты на отвалообразование, донг./м³;

Z_t - удельные затраты на переэкскавацию породы во внешний отвал, донг./м³.

- Затраты на транспортирование вскрыши из временного отвала до внешнего стационарного отвала (4.26)

$$C_2 = \sum_{j=T+k+t}^{T+k+t} \frac{V_{tj} \gamma_n Z_{oj} L_{oj}}{(1+r)^j}, \text{ донг.} \quad (4.26)$$

где V_{tj} - объем пород, транспортированных на стационарный внешний отвал в j -ом году, м³;

L_{oj} - дальность транспортирования вскрышных пород из временного отвала до стационарного внешнего отвала в году j -ом, км;

Z_{oj} - удельные затраты на транспортную работу (донг./т·км);

- Инвестиции в строительство и эксплуатацию стационарного внешнего отвала, строительство автодороги от временного отвала до внешнего отвала, транспортное оборудование (4.27)

$$C_3 = \frac{G_d (L_c - L_t) + V_{tb}}{(1+r)^{T+k}} + \sum_{j=T+k}^{T+k+t-1} \frac{G_c S_{cj}}{(1+r)^j}, \text{ донг.} \quad (4.27)$$

Кроме того, в некоторых случаях, особенно для глубоких разрезов и пластов, длина транспортирования вскрыши значительна. Для того чтобы обеспечить эффективное использование временных отвалов их необходимо эксплуатировать поочередно для каждой рабочей зоны разреза. Для обеспечения того, чтобы добыча угля была похожа на одновременную эксплуатацию обеих областей, глубина каждой области должна быть удвоена (Предположим, что запасы угля на двух этажах то же самое).

В период формирования временного отвала вскрыши ежегодная высота размещения пород будет увеличиваться, что приведет к увеличению транспортных расходов, то есть за время T увеличатся следующие затраты:

- Уменьшение затрат от увеличения длительности транспортирования вскрыши (4.28)

$$C_4 = \sum_{i=1}^T \frac{V_{oi} \gamma_n (Z_{1i} L_{1i} - Z_{2i} L_{2i})}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.28)$$

- Уменьшение затрат от увеличения длительности транспортирования угля
(4.29)

$$C_5 = \sum_{i=1}^T \frac{P_o \gamma_y (Z_{3i} L_{3i} - Z_{4i} L_{4i})}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.29)$$

где P_{oi} - объём добычи угля в i -ом году, тыс.т;

γ_y - плотность угля, т/м³;

$Z_{1i}, Z_{2i}, Z_{3i}, Z_{4i}$ - удельные затраты на транспортирование, соответствующие видам горной массы, донг.

Использование временных отвалов должно соответствовать следующим условиям:

$$T+k \leq T_1,$$

$$K_1 + K_2 \geq C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5, \text{ донг.}$$

где T_1 - продолжительность времени от начала формирования временного отвала до начала удаления горной массы находившейся под временным отвалом.

Оценка экономической эффективности использования внутреннего отвалообразования должна проводится за весь срок существования внутренних отвалов при сравнении экономических результатов реализации вариантов внутреннего и внешнего отвалообразования.

В течение определенного периода эксплуатации отвалов N (год) может быть получен экономический за счёт использования внутреннего отвала.

1. В случае, если во внутренний отвал размещаются все породы вскрыши, удаляемые из разреза.

- Уменьшение затрат от сокращения дальности транспортирования вскрыши
(4.30)

$$K_3 = \sum_{i=1}^N \frac{V_o \gamma_n (Z_{ni} L_{ni} - Z_{tri} L_{tri})}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.30)$$

где L_{ni} - расстояние транспортирования вскрыши во внешний отвал в i -ый год, км;

L_{tri} - расстояние транспортирования вскрыши во внутренней отвал в i -ый год, км;

Z_{ni}, Z_{tri} - затраты на транспортирование до внешнего и внутреннего отвала, донг./км;

- Сокращение затрат за счёт отсутствия горно-строительных работ по внешнему отвалу, затрат на строительство дороги к внешнему от внутреннего отвала и горно-транспортное оборудование (4.31)

$$K_4 = \frac{G_d \cdot (L_n - L_{tr}) + V_{tb}}{1+r} + \sum_{i=1}^N \frac{G_n \cdot S_{ni}}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.31)$$

где G_n - удельные затраты на строительство внешнего отвала, донг./м²;

S_{ni} - площадь под размещение внешнего отвала в i -ый год, м²;

V_{tb} - экономия средств за счет отсутствия необходимости инвестировать в транспортное оборудование и сокращение дальности транспортирования вскрыши с внешнего отвала на внутренний отвал, донг.

Для обеспечения заданной производительности разреза по горной массе необходимо обеспечить нормативную скорость понижения дна разреза, отвечающую закономерностям формирования рабочей зоны.

При углубке разреза происходит увеличение дальности транспортирования горной массы, что приводит к увеличению эксплуатационных расходов.

Таким образом, экономическая эффективность от использования внутреннего отвала

$$A_2 = K_3 + K_4 - C_4 - C_5, \text{ донг.}$$

2. В случае, если во внутренний отвал размещаются все породы вскрыши, удаляемые из разреза, затраты на строительство и содержание автодорог должны быть учтены.

- Сокращение затрат за счёт уменьшения дальности транспортирования вскрыши до внешнего отвала (4.32)

$$K_3 = \sum_{i=1}^N \frac{V_o \gamma_n (Z_{ni} L_{ni} - Z_{tri} L_{tri})}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.32)$$

- Сокращение затрат за счёт уменьшения расходов на строительство, эксплуатацию внешнего отвала, транспортное оборудование, строительство автодороги от внутреннего отвала до внешнего отвала (4.33)

$$C_6 = \frac{G_d(L_n - L_{tr})}{(1+r)^N}, \text{ донг.} \quad (4.33)$$

- Сокращение затрат за счёт уменьшения дальности транспортирования вскрыши (4.34) и угля (4.35)

$$C_4 = \sum_{i=1}^T \frac{V_{oj} \gamma_n (Z_{1i} L_{1i} - Z_{2i} L_{2i})}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.34)$$

$$C_5 = \sum_{i=1}^T \frac{P_o \gamma_y (Z_{3i} L_{3i} - Z_{4i} L_{4i})}{(1+r)^i}, \text{ донг.} \quad (4.35)$$

Таким образом, для рассматриваемого варианта организации отвалообразования угольных разрезов группы, экономическая эффективность использования внутреннего отвала

$$A_2 = K_3 + K_4 - C_4 - C_5 - C_6, \text{ донг.}$$

На разрезе Коншау в настоящее время для транспортирования горной массы используются карьерные автосамосвалы грузоподъемностью от 58 до 96 т. Вскрышные породы транспортируются в отвалы Восточный Каошон, Тханглой и временный отвал - Северная главная фабрика, со средней дальностью транспортирования 5,32 км. Объём требуемой транспортной работы по вскрыше составляет 415474250 ткм.

Для минимизирования процессов эрозии и оползнеобразования отвалов в сложных климатических условиях Вьетнама необходимо соблюдение следующих принципов:

- Строительство системы дамб и плотин, водосточных систем на всей территории отвалов, водоотводных канав по каждому уступу, с учётом конкретных инженерно-геологических условий, прогнозируемых зон риска деформаций.
- Максимально возможный объём вскрыши необходимо размещать во внутренних отвалах и породы вскрыши из внешних отвалов использовать для разме-

щения в выработанном пространстве разрезов для целей горнотехнической рекультивации и восстановления нарушенных горными работами земель.

- Высота вскрышных уступов принимается $h_t \leq 30$ м.
- Ширина отвальных площадок в конечном положении $b_k \geq 30$ м.
- Горизонтальный уклон площадок отвала внутрь $i = 3 \div 5\%$, с формированием предохранительного вала у верхней бровки отвала.

Вскрышные породы, удаляемые из разреза Кокшау размещаются в отвалы: Восточный Каошон - 180 млн.м³, Временный отвал - Северная главная фабрика - 27,5 млн.м³ и Тханглой - 22,6 млн.м³.

Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разреза Кокшау представлен на рисунке 4.18.

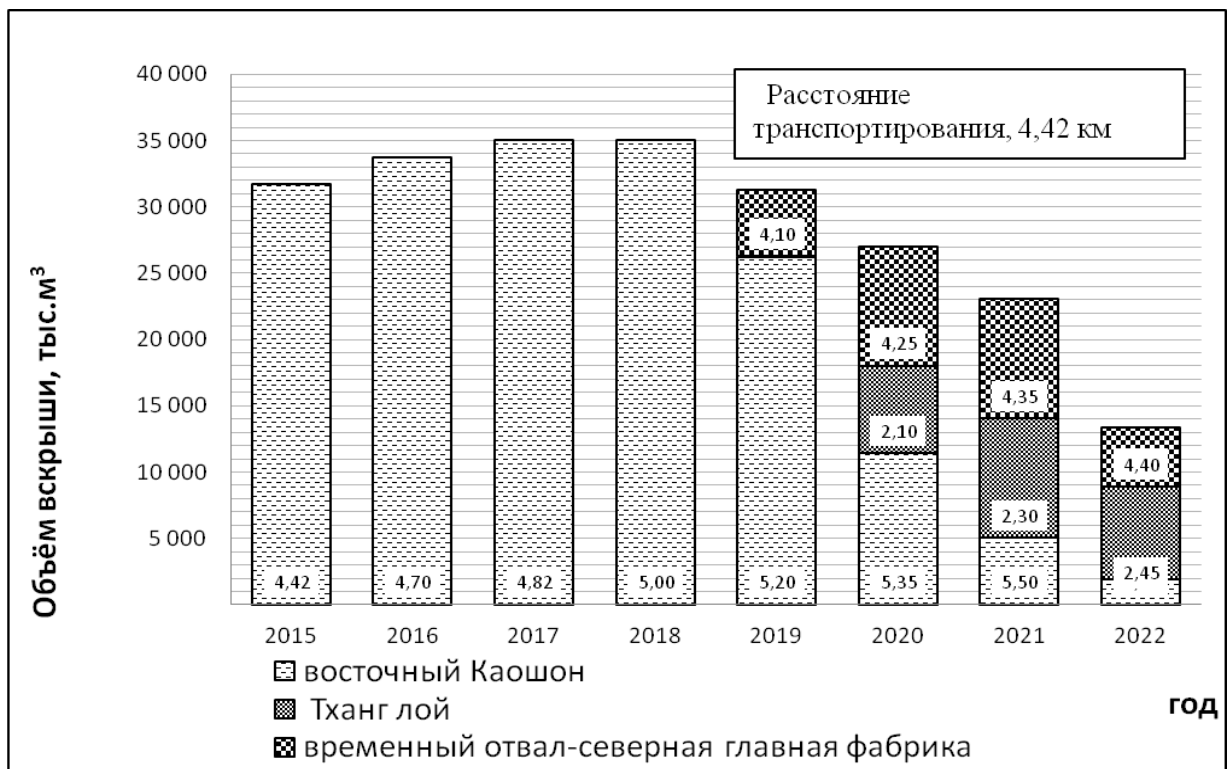


Рисунок 4.18 – Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разреза Кокшау

На разрезе Деонай в настоящее время для транспортирования горной массы используются карьерные автосамосвалы грузодъемностью от 58 до 96 т. Вскрышные породы транспортируются в отвалы Лочи и Нам Лочи – остаточная приёмная способность 82,29 млн.м³, Восточный Хешим и Южный Хетам - 40,4 млн.м³ и

Юго-западный главная фабрика - 17 млн.м³, Восточный Каошон, Тханглой и временный отвал - Северная главная фабрика, со средней дальностью транспортирования - 5,68 км.

Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разреза Деонай представлен на рисунке 4.19.



Рисунок 4.19 – Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разреза Деонай

При отработке разреза Каошон целесообразно использовать два варианта транспортирования вскрышных пород в отвал:

- Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт, с использованием карьерных автосамосвалов грузоподъемностью от 36 до 96 т.

Карьерные автосамосвалы применяются для перемещения пород вскрыши от забоев в рабочей зоне разреза на перегрузочный внутрикарьерный пункт, который находится на отметке +50 м, а система конвейеров служит для передачи породы от перегрузочного пункта до отвала Бангнау. На отвале Бангнау размещается 20 млн. м³/год.

- При автомобильном транспорте вскрыши используются карьерные автосамосвалы грузоподъемностью 55 - 96 т, которые служат для перемещения породы непосредственно от забоя добывающей зоны в отвалы.

Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разреза Каошон представлен на рисунке 4.20.

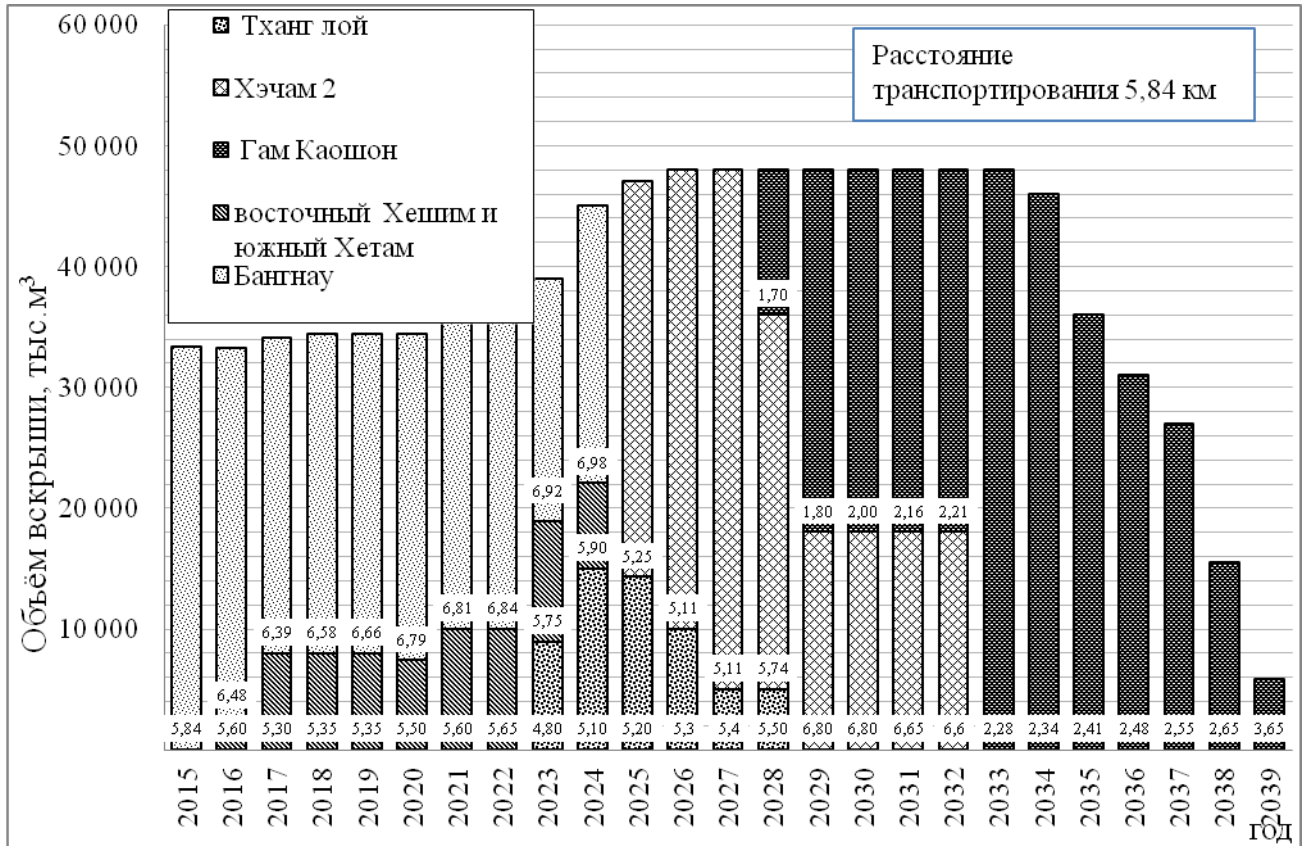


Рисунок 4.20 – Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разреза Каошон

Отвалы породы транспортируются от вскрышных уступов в отвалы: Бангнау - остаточная приёмная способность 269 млн.м³, Восточный Хешим и южный Хетам - 71,275 млн.м³, Тханглой - 58,25 млн.м³, Хэчам (2) - 216,7 млн.м³ и Гам Каошон - 341,32 млн.м³. Средняя дальность транспортирования - 5,84 км.

Отработка месторождения разрезом Деонай – Кокшау начинается, когда разрез Кокшау закончивает добычу угля, поэтому горно-транспортное оборудование разрезов Кокшау и Деонай используются для отработки месторождения Деонай – Кокшау.

На разрезе Деонай – Кокшау целесообразно использовать автомобильный карьерный транспорт, автосамосвалы грузодѐмностью от 91 до 96 т, соответствующие весовому модулю.

Отвальные породы транспортируются с рабочих уступов в отвалы Тханглой - остаточная приёмная способность 208,62 млн.м³ и главная фабрика - 141,87 млн.м³, со средним расстоянием транспортирования 1,05 км.

Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разреза Каошон представлен на рисунке 4.21.

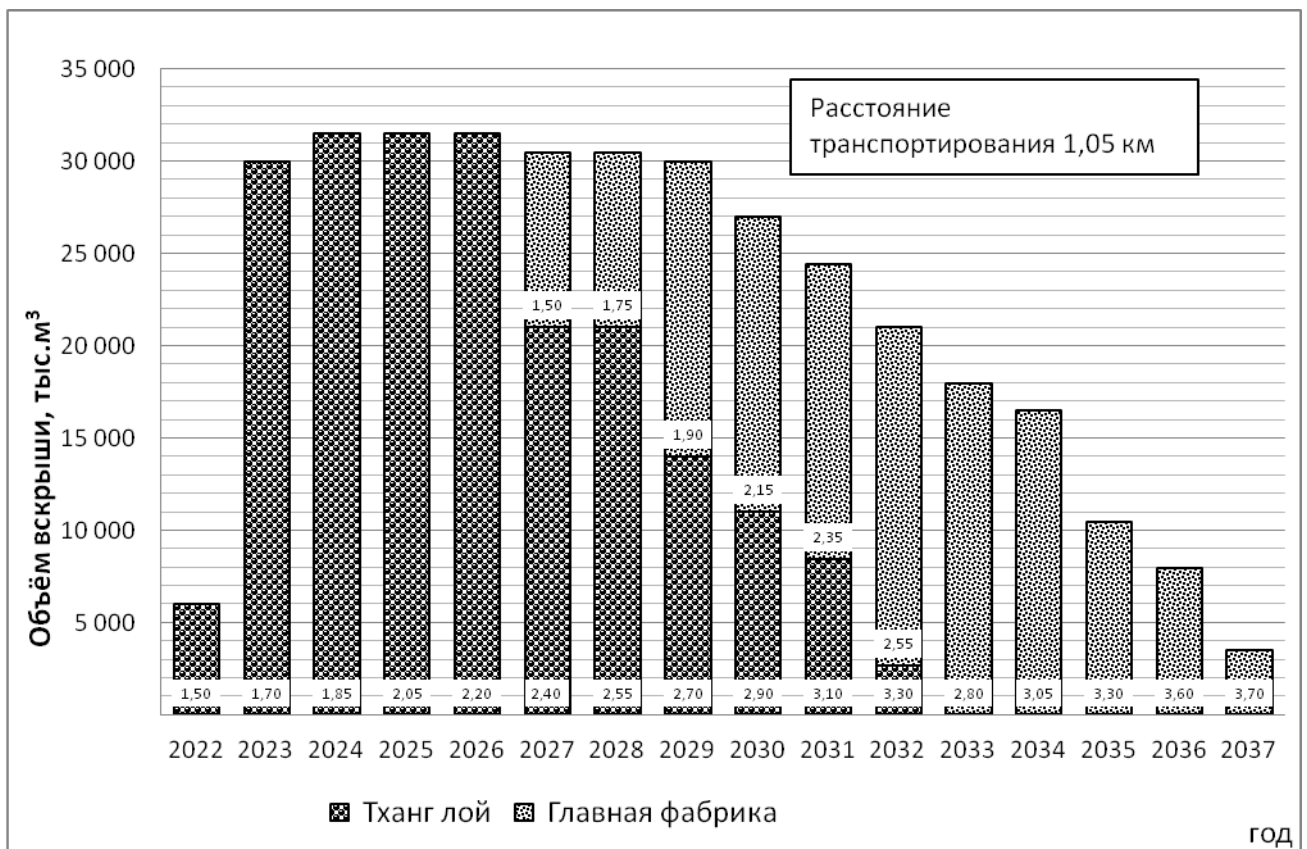


Рисунок 4.21 – Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разреза Деонай – Кокшау

Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разрезов группы представлен на рисунке 4.22.

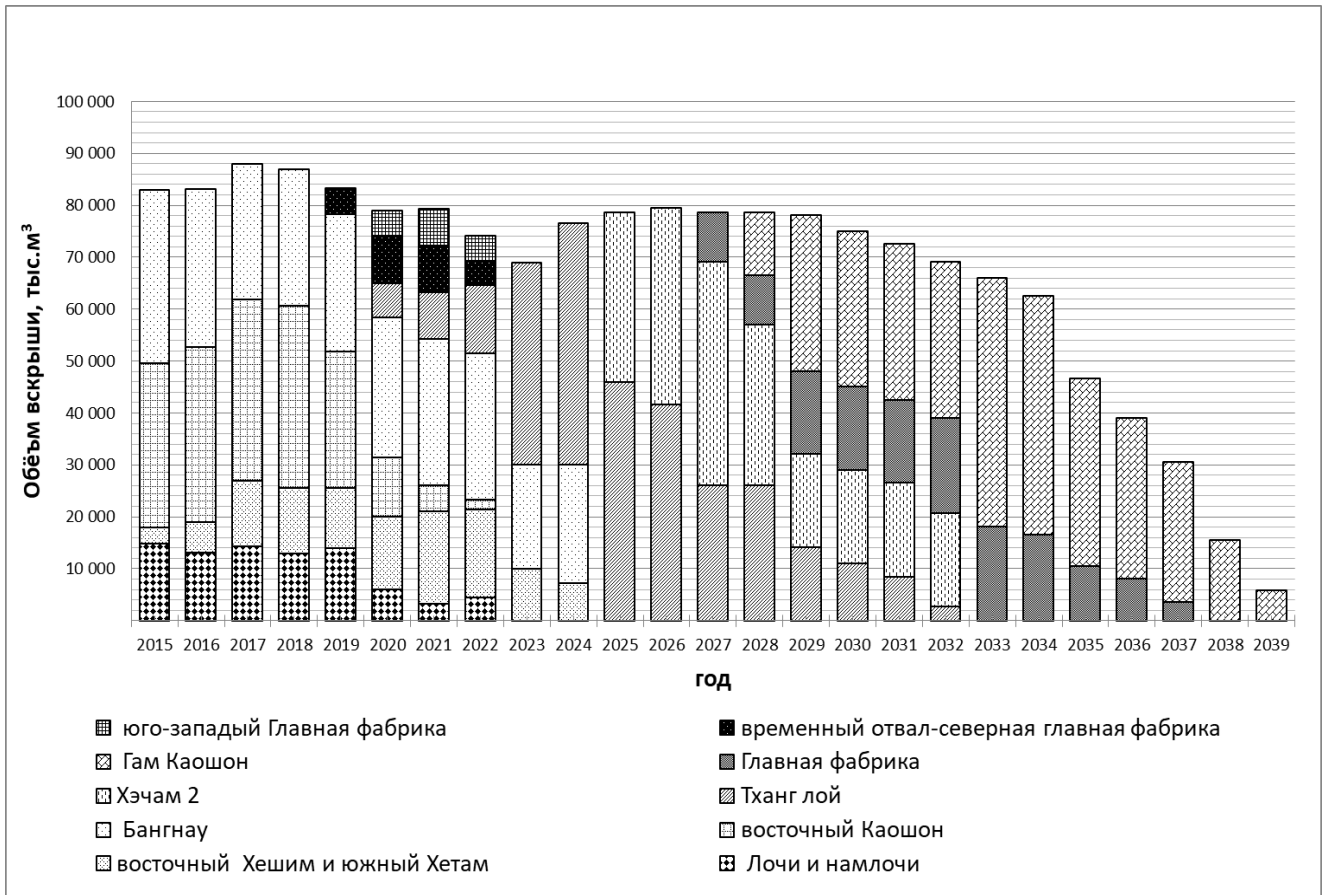


Рисунок 4.22 – Календарный план размещения вскрышных пород, удаляемых из разрезов группы

4.3 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО ЗАЩИТЕ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ ГРУППЫ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ ОТ ВОДОПРИТОКОВ

Открытая разработка угольных месторождений Вьетнама разрезами проводится в условиях сезонов дождей, характеризующихся значительными объемами водопритоков в рабочую зону, а также интенсивной фильтрацией вод через борта разрезов [25, 94].

В настоящее время работы по осушению рабочей зоны и водоотведению на разрезе Кокшау выполняются водоотводами.

Данные по технологическим мероприятиям по защите рабочей зоны разреза Кокшау (дренажные работы) представлены в таблице 4.9.

Таблица 4.9 – Дренажные работы на разрезе Кокшау

№	Водоотводы	Параметры канав, м			Зона входа воды	Зона сброса сточных вод
		длина	ширина	высота		
1	Канавы +60 запад	1100	4	2	С уровня +70 запад в место разгрузки уровня +135	Канавы +30 запад
2	Канавы +80 запад	1000	4	2	С отметки +185 север	Канавы +30 запад
3	Канавы + 75 восток	1500	5	2	С уровня +156 до уровня + 30 восток	Система трубопроводов +28
4	Канавы + 100 север	1200	3	2	С уровня +165 до +90 север	Канавы +30 запад
5	Канавы +30 запад	800	6	3	Выше уровня +30 запад	Система трубопроводов +28
6	Система трубопроводов № 1	577	2,2	1,95	Уровень канавы +30, откачка воды из зумпфа со дна разреза	Дренажная станция
7	Система трубопроводов № 2	499	2,8	2,4	Уровень канавы +30, откачка воды из зумпфа со дна разреза	Дренажная станция

Весь объём поверхностных и подземных вод, поступающих с верхних горизонтов и фильтруемых через борта разреза будет собираться в канавную систему, а затем откачиваться по двум системам трубопроводов № 1 и № 2 на уровне +28 до станции очистки сточных вод перед выпуском в море.

Вся вода с нижних горизонтов должна собираться через наклонную дренажную канаву до зумпфа на дне, откуда вода будет откачиваться по двум ступеням откачки (от дна зумпфа до промежуточного уровня - 98, затем от уровня - 98 до отметки + 28).

В целом, дренажная система на разрезе Кокшау обеспечивает необходимый дренаж разреза. Две водоотводные системы трубопроводов уровня стока +28 должны загружаться большим объёмом воды, в том числе частью стоков из разрезов Деонай и Каошон. Однако, при этом водоотводные системы трубопроводов способны удалить только 75% карьерной воды поступающей в разрез в период сезона дождей.

На разрезе Деонай гравитационный дренаж в зоне отвала Главной фабрики проводится выше уровня + 35, а отвала Юг Лочи – выше уровня +160.

Основные стоки воды в зоне отвала Главной фабрики осуществляются по южному откосу, южным уступам от +35 до +135, северным уступам выше отметки +50, через водопропускную трубу (канал) 32К, а затем сток направляется в 2 сливных трубопровода на уровне +28 разреза Кокшау.

В целом, конструкция водоотводной системы в разрезе Деонай аналогична системе в разрезе Кокшау, что обеспечивает дренажную способность разреза в настоящее время. Работы по принудительному дренажу заключаются в перекачивании воды из зумпфа до уровня +45, затем до двух сливных трубопроводов на уровне +28. Две системы насосов обеспечивают работу с расходом $Q = 1250 \text{ м}^3/\text{ч}$, с высотой подъёма воды 180 м.

На разрезе Каошон поверхностный водоотвод в западной части разреза, с уровня от +30 до +120, и в северной части разреза проводится через канавы, расположенные у нижних бровок уступов, а затем вода направляется к ручью Дамай за пределами горного отвода.

Водопритоки из южной и юго-восточной части разреза, расположенных у отвалов разреза Каошон, отводятся через дренажные каналы от + 70 до + 80, а затем до двух сливных трубопроводов на уровне +28 разреза Кокшау.

Вода с отвалов разреза Каошон, примыкающих к ручью Вумон, удаляется через грязезащитную плотину № 3 в ручей Вумон.

Вода с отвала Бангнау стекает в зумпф, а затем направляется в ручей Бангнау или реку Диёмвонг.

Дренажная система разреза включает: водоотвод из зумпфа со дна карьеры 5 насосами до горизонта перегрузки -75, затем подъём до отметки +97. Водосбор проводится на станции очистки сточных вод. Длина дренажной трассы трубопроводов достигает 1163 м.

В целом, по результатам анализа можно сделать вывод, что дренажные системы разрезов обеспечивают необходимый отвод карьерных и поверхностных вод.

Дренажные системы разрезов группы оказывают значительное влияние друг на друга, объединены в единую взаимосвязанную систему. Например, водопритоки разрезов Кокшау и Деонай, а также разреза Каошон направляются через систему траншей разреза Кокшау до двух сливных трубопроводов на уровне +28 разреза Кокшау, затем - в дренажную станцию и сбрасываются в море.

Рациональная технология водоотлива общей дренажной системы для разрезов группы должна строиться на следующих основных принципах:

- Минимизация объёмов поверхностных вод, стекающих по бортам на дно разрезов;
- наиболее эффективное использование существующих дренажных систем;
- дренажные работы должны согласовываться с календарными планами развития горных работ по добыче и отвалообразованию.

Анализ результатов дренажа поверхностных вод для разрезов группы целесообразно проводить на основе определения максимума осадков стекающих по сборным дождевым бассейнам.

Для определения объёма избыточного стока в бассейнах, используется следующее выражение (4.36) [25, 94]:

$$Q = qF\Psi, \text{ м}^3 \quad (4.36)$$

где q - максимальный уровень осадков, м;

$\Psi = 0,5 - 1,3$ - коэффициент поверхностного стока;

F - площадь сборных дождевых бассейнов, м^2 .

В результаты расчета притока воды по 11 сборным дождевым бассейнам разреза Деонай, 12 сборным дождевым бассейнам разреза Каошон и 8 сборным дождевым бассейнам разреза Кокшау, представлены на диаграммах 4.23 – 4.25.

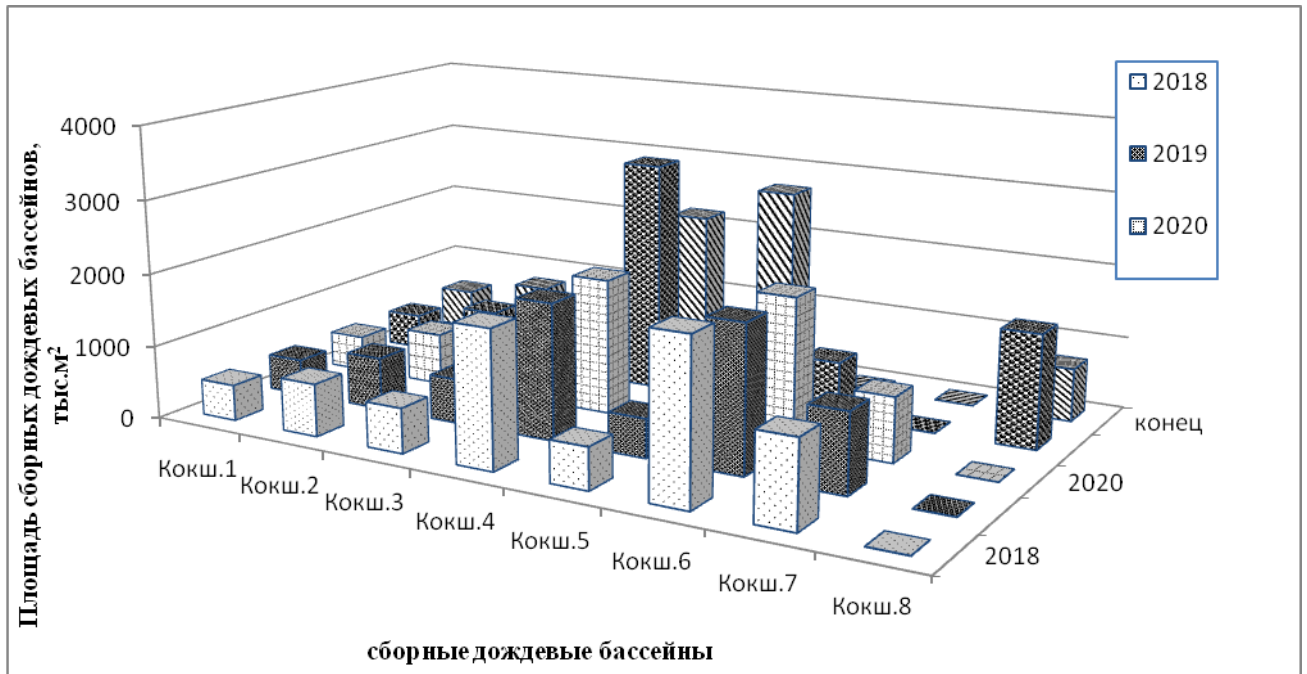


Рисунок 4.23 – Площадь сборных дождевых бассейнов разреза Кокшау

Восем сборных дождевых бассейнов разреза Кокшау: Кокш. 1; Кокш. 2; Кокш. 3; Кокш. 4; Кокш. 5; Кокш. 6; Кокш. 7 и Кокш. 8.

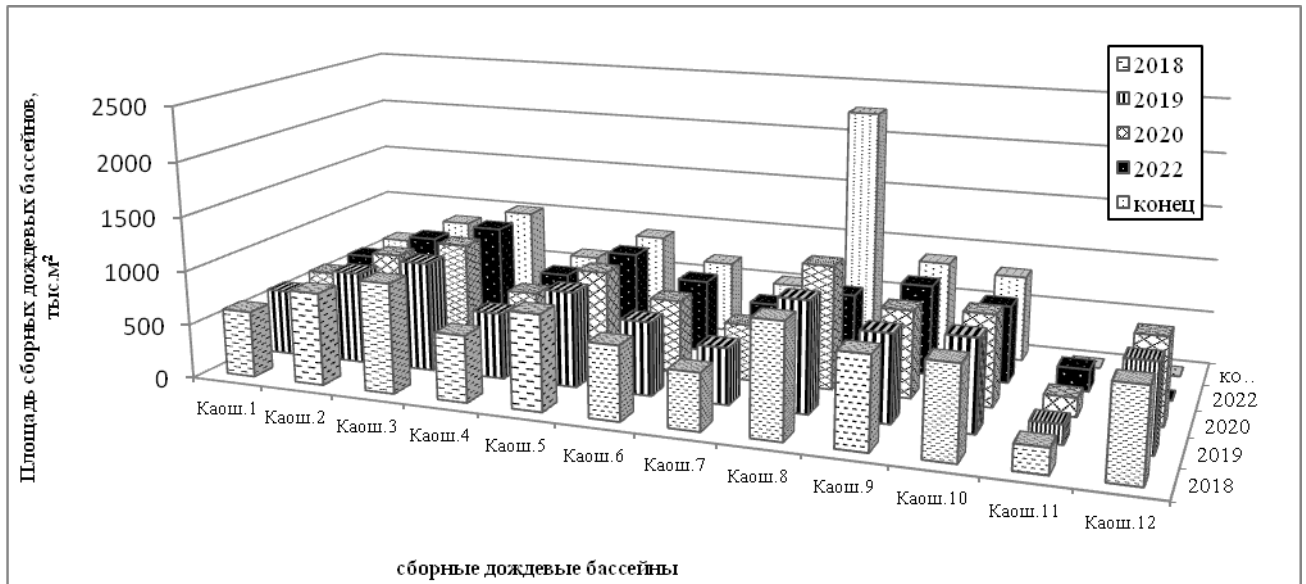


Рисунок 4.24 – Площадь сборных дождевых бассейнов разреза Каошон

Двенадцать сборных дождевых бассейнов разреза Каошон: Каош. 1; Каош. 2; Каош. 3; Каош. 4; Каош. 5; Каош. 6; Каош. 7; Каош. 8; Каош. 9; Каош. 10; Каош. 11 и Каош. 12.

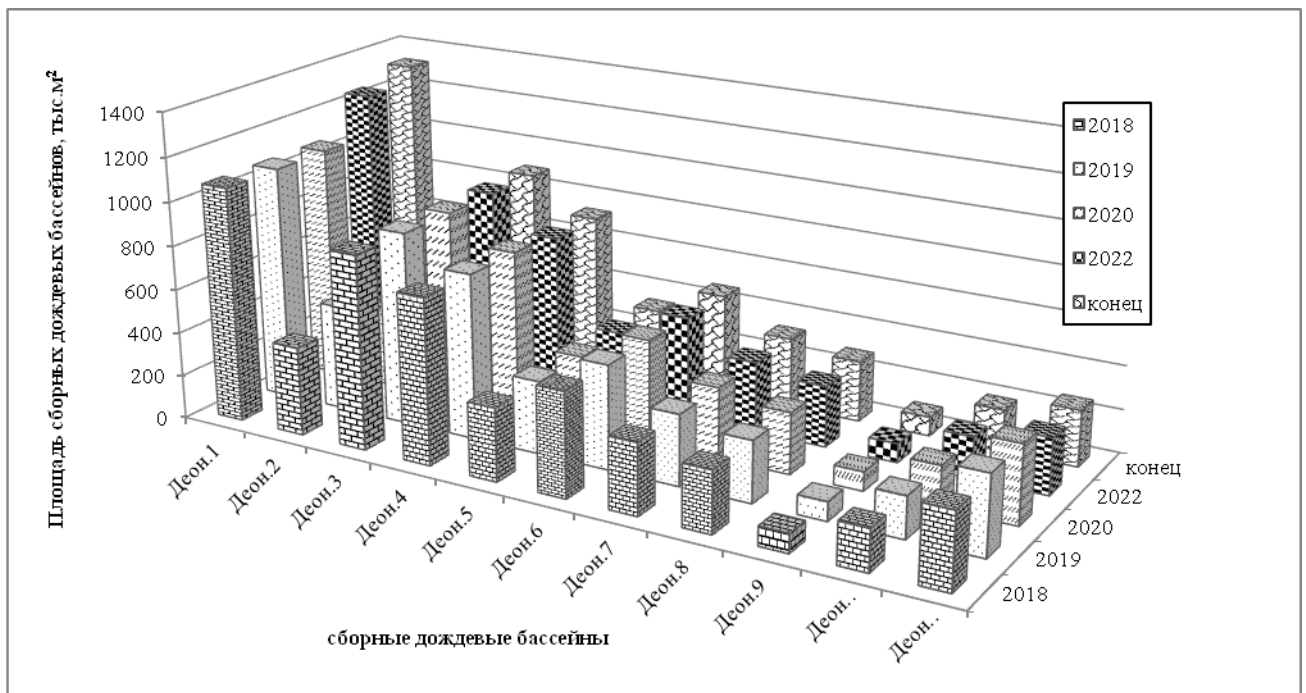


Рисунок 4.25 – Площадь сборных дождевых бассейнов разреза Деонай

Одиннадцать сборных дождевых бассейнов разреза Деонай: Деон. 1; Деон. 2; Деон. 3; Деон. 4; Деон. 5; Деон. 6; Деон. 7; Деон. 8; Деон. 9; Деон. 10; и Деон. 11.

На рисунках 4.26 – 4.28 представлены диаграммы объёмов избыточного стока в бассейны разреза Кокшау.

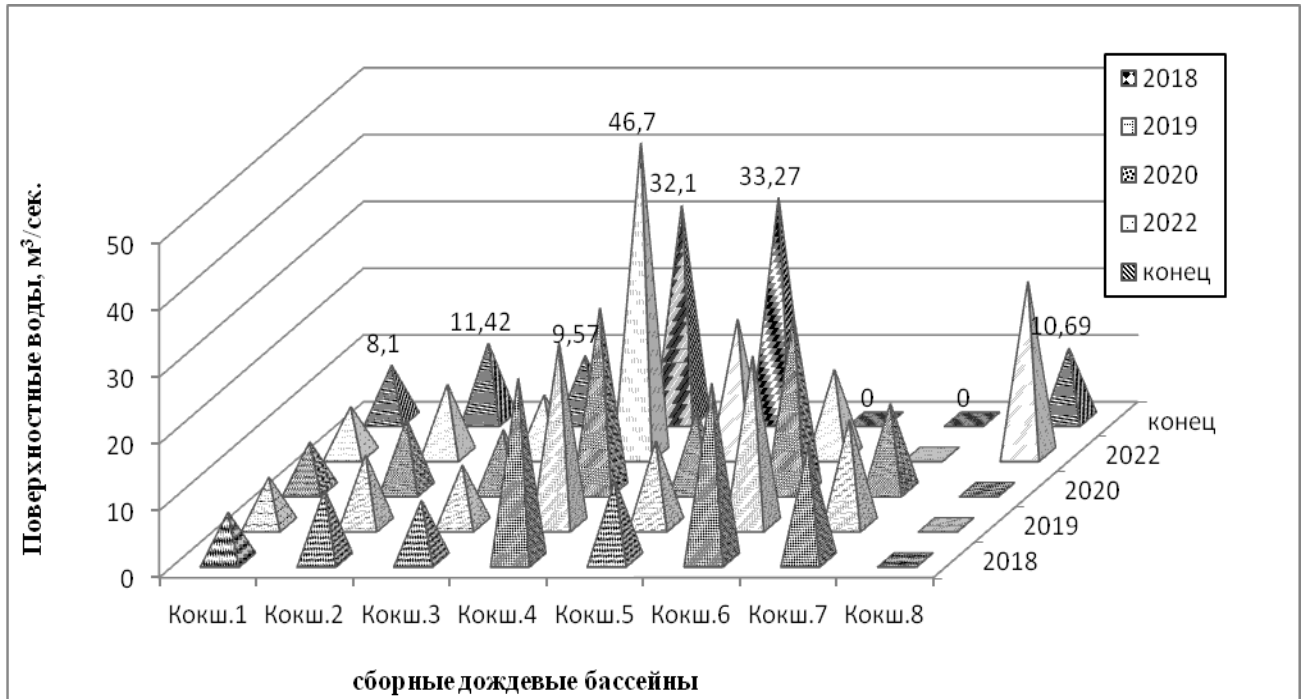


Рисунок 4.26 – Объём избыточного стока в бассейны разреза Кокшау



Рисунок 4.27 – Объём избыточного стока в бассейны разреза Каошон

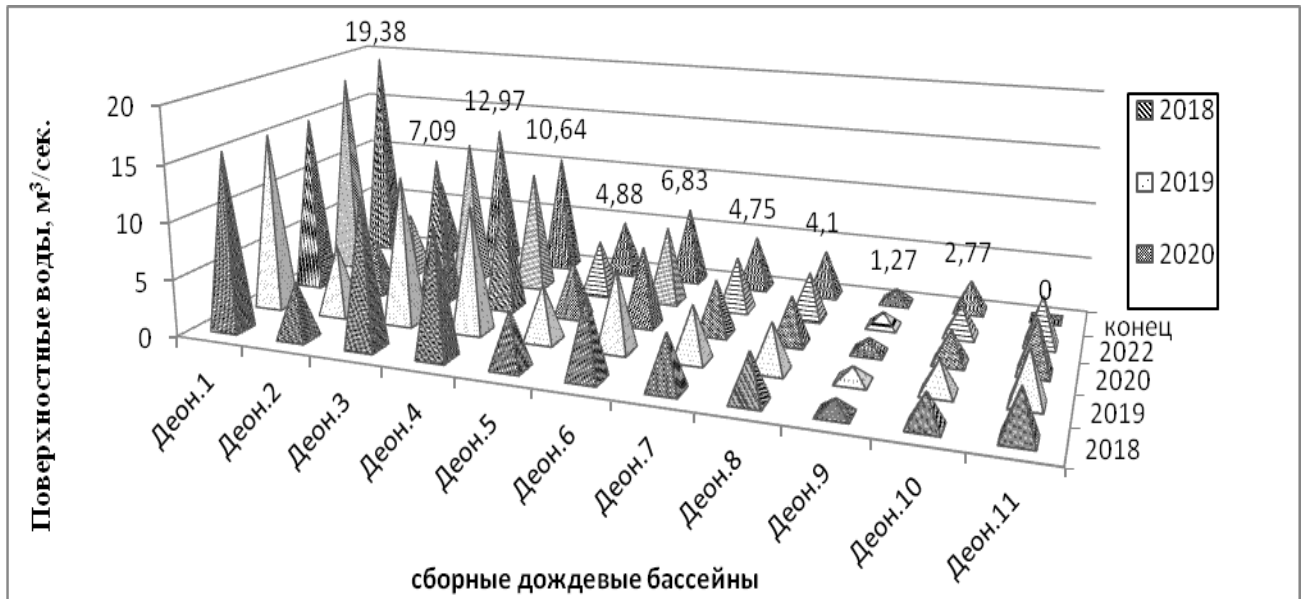


Рисунок 4.28 – Объём избыточного стока в бассейны разреза Деонай

Результаты анализа дренажа поверхностных вод для разрезов группы представлены в таблице 4.10.

Таблица 4.10 – Результаты анализа дренажа поверхностных вод для разрезов группы

№	Дренажные работы	Сборный дождевой бассейн	Максимальный водоприток, Q_{\max} ($\text{м}^3/\text{с}$)				
			2018	2019	2020	2022	конец
1	Необходимый объём дренажа через два сливных трубопровода на уровне +28	Деон. 2; Деон. 11; Каош. 11;	86,06	88,28	89,41	91,20	87,52
	Самотечные воды	Кокш. 5;	50,31	50,95	49,55	46,29	40,36
	Воды из насоса	Кокш. 6	29,60	30,00	32,43	35,42	47,16
	Возможный объём дренажа через два сливных трубопровода на уровне +28		36,27				
	Баланс		-14,06	-14,68	-13,28	-10,02	-4,09
2	Необходимый объём дренажа через ручей Каухай	Деон. 3; Деон. 4	24,05	24,05	24,05	23,61	23,61
	Возможный объём дренажа через ручей Каухай		57,6				
	Баланс		33,55	33,55	33,55	33,99	33,99
3	Необходимый объём дренажа через ручей Кауба	Деон. 5	4,88	4,88	4,88	4,88	4,88
	Возможный объём дренажа через ручей Кауба		28,56				
	Баланс		23,68	23,68	23,68	23,68	23,68

Продолжение таблицы 4.10

4	Необходимый объём дренажа через ручей Каубон	Деон. 6; Деон. 7	11,7	11,7	11,7	11,58	11,58
	Возможный объём дренажа через ручей Каубон		28,56				
	Баланс		16,86	16,86	16,86	16,98	16,98
5	Необходимый объём дренажа через ручей Каунам	подземки на уровне +28; Деон. 1; Деон. 8; Деон. 9; Деон. 10	74,17	74,81	73,41	72,79	67,88
	Возможный объём дренажа через ручей Каунам		392				
	Баланс		317,8	317,2	317,6	319,2	324,1
6	Необходимый объём дренажа через ручей Хэре	Кокш. 4; Кокш. 8	27,28	27,28	27,28	72,67	42,79
	Возможный объём дренажа через ручей Хэре		50,40				
	Баланс		23,12	23,12	23,12	-22,27	7,61
7	Необходимый объём дренажа через канал	Кокш. 7	16,99	15,83	12,90	0,00	0,00
	Возможный объём дренажа через канал		28,8				
	Баланс		11,81	12,97	15,90	28,80	28,80
8	Необходимый объём дренажа через ручей 790	Каош. 4; Кокш. 3	17,94	17,94	17,94	17,94	18,55
	Возможный объём дренажа через ручей 790		48				
	Баланс		30,06	30,06	30,06	30,06	29,45
9	Необходимый объём дренажа через ручей Н10	Каош. 3; Кокш. 2	25,38	25,38	25,38	25,38	26,28
	Возможный объём дренажа через ручей Н10		45				
	Баланс		19,62	19,62		19,62	18,72
10	Необходимый объём дренажа через ручей +9,8	Каош. 2; Кокш. 1	19,7	19,7	19,7	19,7	20,63
	Возможный объём дренажа через ручей +9,8		24				
	Баланс		4,3	4,3	4,3	4,3	3,37
11	Необходимый объём дренажа через ручей Вумон	Каош. 10	12,32	12,32	12,32	10,51	11,79
	Возможный объём дренажа через ручей Вумон		30				
	Баланс		17,68	17,68	17,68	19,49	18,21

Продолжение таблицы 4.10

12	Необходимый объём дренажа через ручей Дамай	Каош. 5; Каош. 8,	52,49	51,26	53,01	35,17	58,77
	Возможный объём дренажа через ручей Дамай	Каош. 9; Каош. 12	100,8				
	Баланс		48,31	49,54	47,79	65,63	42,03
13	Необходимый объём дренажа через ручей Вангнау	Каош. 1; Каош. 6;	26,49	26,49	26,49	26,49	26,49
	Возможный объём дренажа через ручей Вангнау	Каош. 7	134,4				
	Баланс		107,9	107,9	107,9	107,9	107,9

По результатам анализа дренажа поверхностных вод для разрезов группы можно сделать следующие выводы:

- Региональная дренажная сеть удовлетворяет потребность в водоотведении поверхностных карьерных вод для 3 разрезов группы. Тем не менее, необходимо регулярно проводить модернизацию водоотводной сети при углубке разрезов.

- Через два сливных трубопровода на уровне +28 разреза Кокшау проводится значительный необходимый объём дренажа. Однако, при углубке разрезов происходит ухудшение горнотехнических условий отработки месторождения. В ближайшее время необходимо обеспечить необходимые условия для эффективной, безопасной отработки разрезов группы.

- Баланс водного объема должен учитывать максимальные водопритокки в сезон дождей в зумпфы на дне разрезов для расчёта характеристик основных и резервных насосных станций.

Для расчета характеристик принудительного дренажа, необходимого количества и рабочих параметров насосов, следует использовать данные по максимальным водопритоккам, поступающим на дно разрезов в течение года.

Установленные характеристики принудительного дренажа должны гарантировать, что разрезы могут обрабатываться с установленной производительностью до конца эксплуатации. Необходимая производительность насосов (4.37) и требования величине напора насосов определяются выражениями (4.38) [25, 94]:

$$Q_H = \frac{Q_{\max}}{\theta NT}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.37)$$

$$H_{\text{нд}} = \frac{H_{\text{ГВ}}}{\eta}, \text{ м} \quad (4.38)$$

где $Q_{\text{мак}}$ - максимальный водоприток поступающей на дно разреза, м³;

θ - производительность насоса, $\theta = 0,8 - 0,9$;

T - время работы насоса в сутки, $T = 20$ ч;

$H_{\text{ГВ}}$ - текущая глубина разреза, м;

η - коэффициент потерь давления в трубопроводе, $\eta = 0,85 - 0,9$.

Согласно результатов расчётов, проведенных на основе данных выполненных изысканий по годам эксплуатации разрезов, объёмов избыточного стока в бассейны разреза (рисунки 4.13 – 4.15):

- На разрезе Део Най максимальный водоприток на дно разреза достигает 11,86 м³/с. В 2022 году (конец эксплуатации), когда разрез достигает конечного дна с отметкой - 225 м, глубина в конечном положении составляет 265 м.

- На разрезе Каошон максимальный водоприток на дно разреза достигает 23,58 м³/с. В 2039 году (конец эксплуатации), когда разрез достигает конечного дна с отметкой - 325 м, глубина разреза в конечном положении составит 375 м в южной его части. Отработка северного участка разреза будет закончена к 2022 году, глубина разреза составит 180 м.

- Разрез Кокшау будет эксплуатироваться до 2022 года до отметки конечного дна - 300 м при максимальном водопритоке на дно - 16,42 м³/с и глубине в конечном положении, составляющем 328 м.

- При добыче угля между разрезами Деонай и Кокшау максимальный водоприток на дно разреза достигает 23,58 м³/с к 2037 году (конец эксплуатации) на дно с отметкой - 350 м и в канал на отметке +80 при напоре насосов 430 м.

Данные по необходимому напору и производительности насосных станций представлены в таблице 4.11. Данные по количеству и характеристикам насосов и насосных станций представлены в таблице 4.12.

Таблица 4.11 – Данные по необходимому напору и производительности насосных станций

Разрез	Насос- ная станция	Q _{МАК} (м ³)				H _{ГВ} (м)				Q _Н (м ³ /ч)				H _{нд} (м)			
		2019	2020	2022	конец	2019	2020	2022	конец	2019	2020	2022	конец	2019	2020	2022	ко- нец
Деонай	№.1	4899894	5403712	6263073		120	135	115		2772.2	3002.1	3479.5		150	168.8	143.8	
	№.2	4899894	5403712	6263073		88	90	75		2772.2	3002.1	3479.5		110	112.5	93.8	
	№.3			6263073				75				3479.5				93.8	
Кокшау	№.1	6807231	7444105	8149059		139.5	70	115		3781.8	4135.6	4527.3		174.4	87.5	143.8	
	№.2	6807231	7444105	8149059		128.6	87	87		3781.8	4135.6	4527.3		160.8	108.8	108.8	
	№.3		7444105	8149059			128.6	128.6			4135.6	4527.3			160.8	160.8	
Каошон	№.1	4113417	4236858	5379338	12685511	50	75	110	150	2285.2	2353.8	2988.5	7047.5	62.5	93.8	137.5	187.5
	№.2	4113417	4236858	5379338	12685511	170	170	170	150	2285.2	2353.8	2988.5	7047.5	212.5	212.5	212.5	187.5
	№.3	4079096	4173571	3817480		140	140	120		2266.2	2318.7	2120.8		175	175	150	
	№.4			3817480				60				2120.8				75	
Деонай - Кокшау	№.1				8788135				125				4882.3				156.3
	№.2				8788135				120				4882.3				150
	№.3				8788135				120				4882.3				150
	№.4				8788135				65				4882.3				81.3

Таблица 4.12 – Данные по количеству и характеристикам насосов и насосных станций

Разрез	Насосные станции	уровень	2019		количество	2020		количество	2022		количество	конец		количество
			характеристика насоса			параметры насоса			характеристика насоса			характеристика насоса		
			Q (м³/сек)	H _{пл} (м H ₂ O)		Q (м³/сек)	H _{пл} (м H ₂ O)		Q (м³/сек)	H _{пл} (м H ₂ O)		Q (м³/сек)	H _{пл} (м H ₂ O)	
Деонай	T.1	-30	1250	180	3+1	1250	180	3+1	1250	180	3+1			
	T.2	-150	1250	100	3+1	1250	100	3+1	1250	100	3+1			
	T.3	-220							1250	100	3+1			
Кокшау Каошон	T.1	-98	1250	180	3+1	1250	180	4+1	1250	180	4+1			
	T.2	-185	1040	198	3	1250	180	2+1	1250	180	2+1			
			1026	180	1+1	1400	129	2	1250	180	2			
	T.3	-300				1250	180	1	1250	180	1			
						1040	198	2+1	1040	198	2+1			
			1026	180	1+1	1026	180	1+1	1026	180	1+1			
Деонай -Кокшау	T.1	-100	1080	180	2+1	1080	180	2+1	1080	180	3+1	1250	180	6+1
	T.2	-250	1250	220	2+1	1250	220	2+1	1250	220	3+1	1250	220	6+1
	T.3	-325										1250	180	6+1
	T.4	+20	1250	180	2+1	1250	180	2+1	1250	180	2+1			
	T.5	-100							1250	180	2+1			
разрезы	T.1	+15										1250	180	4+1
	T.2	-105										1250	180	1
												1040	198	3
												1026	180	1+1
	T.3	-225										1250	180	4+1
T.4	-350										1250	100	4+1	

(3 + 1) - 3 рабочих насоса и 1 резервный

В настоящее время насосы разрезов имеют напор от 100 м до 220 м и производительность от 1000 до 1250 м³/ч. На основе данных по существующему насосному оборудованию и объёму дренажных работ предложена схема расположения насосных станций с учетом напора и производительности насосов по годам эксплуатации разрезов, представленных в таблицах 4.11 и 4.12.

В таблице 4.13 представлены данные по параметрам и показателям системы разработки разрезов группы.

Таблица 4.13 – Данные по параметрам и показателям системы разработки разрезов группы

№	Показатели	Единицы измерения	Разрез		
			Каошон	Деонай	Кокшау
1	Производительность разреза по горным породам отходам	тыс.м ³	30777	19975	20500
2	Производительность разреза по полезному ископаемому	тыс.т	2855	1650	1500
3	Дальность транспортирования пород отходов	км	4,07	5,30	5,06
4	Дальность транспортирования полезного ископаемого	км	2,19	3,22	3,26
5	Отметка дна	м	- 115	- 175	- 230
6	Коэффициент вскрыши	м ³ /т	10,8	12,11	13,67

4.4. ВЫВОДЫ ПО 4 ГЛАВЕ

1. Между разрезами Деонай и Кокшау существуют кондиционные запасы угля пласта G13a (2), которые целесообразно добывать.

2. Для удаления вскрыши, покрывающей пласт G13a, между разрезами Каошон и Деонай необходимо совместно использовать часть системы карьерных и отвальных дорог обоих разрезов.

3. Между тремя разрезами группы существует взаимосвязь в организации дренажных работ. Дренажные системы разрезов группы оказывают значительное влияние друг на друга, объединены в единую взаимосвязанную систему. Водопритоки разрезов Кокшау и Деонай, а также разреза Каошон направляются через систему траншей разреза Кокшау до двух сливных трубопроводов на уровне +28 разреза Кокшау, затем - в дренажную станцию и сбрасываются в море.

4. Параметры технологических схем разработки разрезов группы при циклических технологиях изменяются в широком диапазоне. Реконструкции разрезов и увеличение производительности возможно при переходе на поточную или циклично-поточную технологию.

5. Борт разреза на конец отработки должен иметь выпукло - вогнутую текстуру не только для повышения устойчивости борта, но и для уменьшения коэффициента вскрыши, повышению надёжности технологической системы-разрез, эффективности отработки месторождения.

6. Календарный план удаления вскрышных пород должен обеспечивать минимум дальности транспортирования, для обеспечения экономической эффективности отработки месторождения.

5. Установленная производительность разрезов по углю, соответствующая прогнозируемому спросу, обеспечивается при скорости углубки от $10 \div 13$ м/год.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно - квалификационную работу, в которой на основе определения основных рациональных технологических параметров системы разработки предлагается новое решение актуальной научной задачи обоснования технологических схем, с учетом горнотехнических особенностей совместной отработки угольных месторождений Вьетнама группой разрезов, обеспечивающих повышение экономической эффективности ведения горных работ.

Выполненные исследования позволяют сделать следующие выводы и рекомендации:

1. На основе анализа современных горнотехнических и горно-геологических условий открытой разработки угольных месторождений Вьетнама установлена необходимость в разработке новых технологических решений по отработке месторождений группой разрезов в общей технологической системе, позволяющих повысить экономическую эффективность открытой геотехнологии.

2. Установлено, что «большинство рабочих горизонтов на разрезе Кокшау (17,1%) имеет высоту 13,0 м, а уступов с высотой 16,0 м и более - 14,3%» [26, 27, 29, 30, 31].

3. Доказано, что большинство рабочих горизонтов на разрезе Деонай (33,3%) имеют площадки 11 - 15 м, что соответствует параметрам площадок меньше минимальных нормативных. «Только 20% уступов имеют ширину рабочих площадок, соответствующую технологическим нормам и обеспечивающую безопасную и эффективную работу горно-транспортного оборудования» [26, 27, 29, 30, 31].

4. «Установлено, что наибольшее количество уступов на разрезе Каошон (23,8%) имеют площадки 16 - 20 м, что соответствует параметрам площадок меньше минимальных нормативных» [26, 27]. «Только 9,52% уступов имеют ширину рабочих площадок, соответствующую технологическим нормам и обеспечивающую безопасную и эффективную работу горно-транспортного оборудования» [26, 27, 29, 30, 31].

5. Для горнотехнических условий рассмотренных угольных разрезов доказана тенденция увеличения эксплуатационных затрат и затрат на БВР с уменьшением высоты уступов.

6. Выявлена тенденция уменьшения среднего коэффициента вскрыши по предлагаемым вариантам границ разрезов входящих в группу по сравнению фактическими.

7. Установлено, что по группе рассматриваемых угольных разрезов, на 3,51 млн.т увеличиваются запасы угля по предлагаемым вариантам границ разрезов по сравнению с фактическими.

8. Доказано, что отработка рассматриваемых месторождений группой разрезов с постоянным эксплуатационным коэффициентом вскрыши невозможна; объём горно-капитальной вскрыши на разрезе Кокшау в первые годы отработки больше, чем на других разрезах группы; для обеспечения стабилизации объёмов добычи угля на разрезах Каошон и Деонай - Кокшау необходимо разделить отработку месторождения на этапы с различными объёмами удаляемой вскрыши.

9. Анализ данных по разрезам группы показал, что при длине фронта работ по расширению разрезной траншеи 350 - 400 м, скорость углубки разреза Кокшау может достигать 13,4 - 14,9 м/год; в разрезе Деонай - 13,9 - 15,6 м/год. Для того, чтобы достичь нормативную скорость углубки 15 м/год при дальнейшей отработке месторождений необходимо интенсифицировать скорость движения фронта работ на уступах.

10. Между тремя разрезами группы существует взаимосвязь в организации дренажных работ. Дренажные системы разрезов группы оказывают значительное влияние друг на друга, объединены в единую взаимосвязанную систему. Водопритоки разрезов Кокшау и Деонай, а также разреза Каошон направляются через систему траншей разреза Кокшау до двух сливных трубопроводов на уровне +28 разреза Кокшау, затем - в дренажную станцию и сбрасываются в море.

11. Борт разреза на конец отработки должен иметь выпукло - вогнутую текстуру не только для повышения устойчивости борта, но и для уменьшения коэф-

фициента вскрыши, повышению надёжности работы технологической системы-разрез, эффективности отработки угольного месторождения.

12. Календарный план удаления вскрышных пород должен обеспечивать минимум дальности транспортирования, для обеспечения экономической эффективности отработки месторождения.

13. Установленная производительность разрезов по углю, соответствующая прогнозируемому спросу, обеспечивается при скорости углубки $10 \div 13$ м/год.

Полученные в работе научные и практические результаты позволяют в дальнейшем проводить развитие геотехнологии добычи угля группой разрезов в единой технологической системе, с учётом горногеологических, горнотехнических и климатических особенностей открытой разработки угольных месторождений Вьетнама.

Предложенные технические решения могут быть внедрены на разрезах по добыче угля Деонай, Кокшау и Каошон (Вьетнам), при отработке, проектировании и планировании разработки угольных месторождений Вьетнама группой разрезов в единой горнотехнической сиситеме.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов, Ю.И. Проектирование карьеров / Ю.И. Анистратов. М.: изд. МГРИ, - 1988, - с. 81.
2. Анистратов, Ю.И. Справочник по открытым горным работам / Ю.И. Анистратов, К.Ю. Анистратов, М.И. Щадов. М.: НТЦ "Горное дело", - 2010, - 700 с.
3. Анистратов, Ю.И., Проектирование карьеров / Ю.И. Анистратов, К.Ю.Анистратов. - М.: ГЕМОС Лимитед, - 2003. - 174 с.
4. Арсентьев, А.И. Диалоги о горной науке / А.И. Арсентьев. - СПб.: РИЦ СПГГИ, 1999. - 154 с.
5. Арсентьев, А.И. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений / А.И. Арсентьев, Г.А. Холодняков. - М.: Недра, - 1994. - 336 с.
6. Арсентьев, А.И. Разработка месторождений твёрдых полезных ископаемых открытым способом / А.И. Арсентьев. - СПб.: РИЦ СПГГИ, - 2010. - 117 с.
7. Арсентьев, А.И. Устойчивость бортов и осушение карьеров / А.И. Арсентьев, И.Ю. Букин, В.А. Мироненко. - М.: Недра, - 1982. - 165 с.
8. Арсентьев, А.И. Производительность карьеров: моногр / А. И. Арсентьев; С. - Петер. гос. горн. ин-т им. Г. В. Плеханова (техн. ун-т). - СПб.: Изд-во СПГГИ(ТУ), - 2002. - 85 с.
9. Арсентьев, А.И. Горные работы в карьерах (основы теории) / А.И. Арсентьев. СПГГИ(ТУ). СПб., - 2006, - 121 с.
10. Арсентьев, А.И. Развитие горных работ в карьерном пространстве / А.И. Арсентьев. Л., изд. ЛГИ, - 1994, - 104 с.
11. Арсентьев, А.И. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений / А.И. Арсентьев, Г.А. Холодняков - М., Недра, - 1994, - 336 с.
12. Арсентьев, А.И. Бложе В.Л. Определение главных параметров карьера / А.И.Арсентьев, О.В. Шпанский, Г.П. Константинов. - М.: Недра, - 1976, - 216 с.
13. Астахов, А.С. Экономика горного предприятия / А.С. Астахов, Г.Л. Краснянский, Ю.Н. Малышев, А.Б. Яновский. Горная микроэкономика. М.: Изд-во Академии горных наук. - 1997, - 279 с.

14. Беляков, Ю.И. Экскаваторные работы / Ю.И. Беляков. М.: Недра, - 1992, - 288 с.
15. Богачев, А.Ф. Управление запасами горной массы и надежность работы карьера / А.Ф. Богачев. М., Недра, - 1979, - с. 87-95.
16. Бунин, Ж.В. Методика сравнения вариантов разработки карьеров по этапам / Ж.В. Бунин. Сб. Проектирование открытой разработки месторождений. Л., ЛГИ, - 1984, - с. 40 - 45.
17. Ведрова, Д.А. Организация открытой разработки месторождений при совместном ведении горно-капитальных и эксплуатационных работ / Д.А. Ведрова, Ван Тхань Доан // «Опыт прошлого - взгляд в будущее» - 2-я международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов. Материалы конференции: ТулГУ, Тула,- 2012, - С. 46-50.
18. Ведрова, Д.А. Методика определения производственной мощности карьера группы по окончанию его строительства и срока ввода в эксплуатацию при организации совмещения горно-строительных и эксплуатационных работ / Д.А. Ведрова // Materiály X mezinárodní vědecko-praktická konferenc «Aplikovane vedecke novinky - 2014» 27 červenců - 05 srpna 2014 roku. Díl 20, Technické vědy Praha. - 2014. - Выпуск 20, - С. 41-44.
19. Вентцель, Е. С. Теория вероятностей / Е.С. Вентцель. М.: Высш. шк., - 1999. - 576 с.
20. Веницкий, К.Е. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках / К.Е. Веницкий. - М.: Недра, - 1984. - 237 с.
21. Веницкий, К.Е. Математическое моделирование параметров систем открытой разработки месторождений / К.Е. Веницкий, Э.И. Реентович. М., Наука, - 1976, - 424 с.
22. Гавришев, С.Е. Расширение границ открытой разработки при комплексном освоении участка недр земли / С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов // Актуальные проблемы горного дела, - 2016. - С. 11-15.

23. Гавришев, С.Е. Формирование технологических схем безопасной работы карьеров / С.Е. Гавришев, А.В. Цыганов, Н.А. Осинцев, А.Н. Рахмангулов. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, - 2014. - 166 с.

24. Грачев, Ф.Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях / Ф.Г. Грачев. М., Недра, - 1977, - 208 с.

25. Доан, Ван Тхань. Технология открытой разработки крутопадающих обводненных месторождений / Ван Тхань Доан, С.И. Фомин // Горный информационно-аналитический бюллетень № 12, М., МГГУ, - 2014, - С. 64-68.

26. До, Нгок Хоан. Анализ параметров системы разработки угольных месторождений Вьетнама / Нгок Хоан До, С.И. Фомин // Журнал «Маркшейдерия и недропользование» № 5 (91), - М., сентябрь-октябрь 2017, - С. 50-54.

27. До, Нгок Хоан. Определение параметров берм безопасности для горно-технических условий карьеров Вьетнама / Нгок Хоан До, С.И. Фомин, Динь Бао Чан // Промышленная безопасность предприятий минерально-сырьевого комплекса в XXI веке. Том 2. Горный информационно аналитический бюллетень (научно-технический журнал).- 2019. - № 4/7. - М.: Издательство «Горная книга». - С. 345-359.

28. До, Нгок Хоан. Организация горно-капитальных и горно-строительных работ при открытой разработке угольных месторождений / Нгок Хоан До, С.И. Фомин // Международное научное периодическое издание «Новая наука: техника и технологии», Стерлитамак, Агентство международных исследований, - 2017, - С. 73-76.

29. До, Нгок Хоан. Анализ данных по ширине рабочих площадок на разрезе Кокшау (Вьетнам) / Нгок Хоан До // Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование. Международная научно-практическая конференция, посвященная 185-летию кафедры "Горное искусство", Тезисы доклада, - 2017, - С. 79-80.

30. До, Нгок Хоан. Анализ параметров системы открытой разработки угольных месторождений Вьетнама / Нгок Хоан До, С.И. Фомин // Горный информационно-аналитический бюллетень, № 11, - М., - 2017, - С.138-143.

31. До, Нгок Хоан. Отчет о научно-исследовательской практике аспиранта / Нгок Хоан До. СПб., Горный университет. - 2017. – 22 с. URL: spmi.ru/sites/default/files/imci_images/aspirant/portfolio/2%20year/До%20Нгок%20Хоан%20%20приложение%20№%202014.pdf.

32. Единые 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 декабря 2013 года, № 599, - 132 с.

33. Капралов, Е.Г. Основы геоинформатики: в 2 кн: учеб. Пособие / Е.Г. Капралов, А.В. Кошкарёв, В.С. Тикунов и др. - М.: Академия, - 2004. - 832 с.

34. Капутин, Ю.Е. Информационные технологии планирования горных работ / Ю.Е.Капутин. - СПб, "Недра", - 2008, - 420 с.

35. Квитка, В.В. Проектирование устойчивой технологической системы карьера / В.В Квитка // В кн.: Проблемы теории проектирования карьеров. Л., изд. ЛГИ, - 1988, - С. 61 - 64.

36. Квитка, В.В. Минимизация интегрального критерия риска при выборе производительности карьера / В.В. Квитка, А.И. Арсентьев // В кн.: Проектирование открытой и подводной разработки месторождений. Л., изд. ЛГИ, - 1987, - С. 39-44.

37. Коваленко, В.С. Технологические схемы проведения капитальных и разрезных на угольных разрезах / В.С. Коваленко, В.Б. Артемьев, П.И. Опанасенко, А.Б. Исайченков. – М.: Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», - 2011, - 408 с.

38. Коваленко, В.С. Технологические и организационные аспекты повышения инвестиционного потенциала новых бурогольных разрезов России / В.С. Коваленко, В.Е. Варшавский // В сб. материалов 1-ой Международной научно-практической конференции «Проблемы открытой разработки недр и обогащения полезных ископаемых» г. Житикара, Республика Казахстан, - 2003, - С. 34-37.

39. Коваленко, В.С. Эффективность совмещения горно-строительных и эксплуатационных работ при освоении новых месторождений твердых полезных ис-

копаемых / В.С. Коваленко, В.Е. Варшавский // В сб. науч. трудов Международной научно-практ. конф. Развитие минерально-сырьевой базы Архангельской области: проблемы, перспективы, задачи. Архангельск, - 2004, - С. 140-151.

40. Колесников, Ф.Ф. Разработка угленасыщенных зон карьерных полей выемочно-транспортным комплексом / Ф.Ф. Колесников, А.И. Корякин, А.В. Селюков и др. Кемерово: Кузбассвуиздат, , - 2010, - 247 с.

41. Колесников, Ф.Ф. Технология ведения выемочных работ с применением гидравлических экскаваторов / Ф.Ф. Колесников, А.И. Корякин, А.В. Стрельников. Кемерово: Кузбассвуиздат, Кемерово, - 2009, - 143 с.

42. Кузнецов, В.И. Управление горными работами на разрезах Кузбасса / В.И. Кузнецов. Кемерово. Кузбассвуиздат, - 1997, - 164 с.

43. Лигоцкий, Д.Н., Фомин, С.И. Организация проектирования и строительства рудных и угольных карьеров / Д.Н. Лигоцкий, С.И. Фомин. Изд-во СПГГИ, - 2010, - 86 с.

44. Мельников, Н.В. Теория и практика открытых разработок / Н.В. Мельников, А.И. Арсентьев, и др. Изд. 2, М.: Недра, - 1979, - 636 с.

45. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования. М., - 1994, - 80 с. (Утверждены Госстроем России, Мин. экономики, Мин. финансов РФ).

46. Надежность в технике. Термины. ГОСТ 13377 - 75, - 1976., - С. 69-74.

47. Новожилов, М.Г. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский. -М.: Недра, - 1978, - 328 с.

48. Оксфордский толковый словарь. М., Прогресс-Академия, - 1995, - 752 с.

49. План развития угольной отрасли промышленности Вьетнама до 2020 года, с перспективой до 2030 года. Vinacomín. 2012. (на вьетнамском языке). Ханой, -216 с.

50. Полищук, А.К. Разработка месторождений группой карьеров в системе комбината / А.К. Полищук, Г.К. Полищук, А.М. Михайло //. М., Недра, -1975, - С. 24 - 33.

51. Реентович, Э.И. Обоснование оптимальных решений для открытых разработок / Э.И. Реентович. М.: Наука, - 1982. - 167 с.
52. Решетняк, С.П. Регулирование вскрышных работ в глубоких карьерах / С.П. Решетняк, В.И. Усынин, А.Л. Грицай. Л.: Недра, - 1982, - 188 с.
53. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Ч.1. Производственные процессы: Учебник для вузов / В.В. Ржевский. - М.: Недра, - 1985. - 509 с.
54. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Ч.2. Технология и комплексная механизация: Учебник для вузов / В.В. Ржевский. - М.: Недра, - 1985. - 549 с.
55. Салманов, О.Н. Об оптимальных сроках отработки месторождений в условиях рыночной модели экономики / О.Н. Салманов // М., Горный журнал, № 6, - 1993, - С. 9-11.
56. Салманов, О.Н. Определение уровня риска при разведке, оценке и проектировании разработки месторождений / О.Н. Салманов // Изв. Вузов. Горный журнал, № 2, - 1996, - С. 22-24.
57. Справочник. Открытые горные работы / Справочник.// - М.: Горное бюро, - 1994, - 590 с.
58. Супрун, В.И. Проектирование схем вскрытия и транспортных схем для отработки карьеров / В.И. Супрун. - М.: МГИ, - 1990, - 104 с.
59. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин. В 2 т. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Изд-во Академии горных наук, -2001.- Т. I. - 519 с.
60. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин. В 2 т. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. - Т. II. - 535 с.
61. Трубецкой, К.Н. Метод и результаты исследований оптимизации стратегий освоения месторождений / Трубецкой, К.Н., Пешков А.А., Мацко Н.А.// Горный вестник, - 1996, № 4, - С. 79-84.
62. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. - М.: Недра, - 1987, - 96 с.

63. Типовые проекты схем разработки и транспорта на карьерах. Под редакцией Н.В. Мельникова. М.: Госгортехиздат, - 1962, - С. 301-303.

64. Томаков, П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П.И. Томаков, И.К. Наумов. - 3-е изд., перераб. - М.: Изд-во Моск. Горного ин-та, - 1992. - 464 с.

65. Трубецкой, К.Н. Методы учета инвестиционного риска в горной промышленности / К.Н. Трубецкой, А.А. Пешков, Н.А. Мацко. М.: Открытые горные работы, - 2000, № 3, - с. 14-21 и № 4, - С. 22-26.

66. Трубецкой, К.Н. Современные методы оценки экономической эффективности применения новой горной техники / К.Н. Трубецкой, А.А. Пешков, Н.А. Мацко. М., Горный журнал- 1995, № 3, - С. 12-15.

67. Тушов, А.И. Исследование и обоснование режима и технологии горно-капитальных работ на карьерах с мощной толщей покрывающих пород / А.И. Тушов. Дисс. на соиск. уч.степ. канд.техн.наук. - М.: МГИ, - 1982. - 203 с.

68. Фомин, С.И. Динамический метод оценки проектов карьеров / С.И. Фомин // В кн.: Проблемы теории проектирования карьеров. С-Пб., изд. СПГГИ, - 1995, - С.63-71.

69. Фомин, С.И. Производительность карьеров и спрос на минеральное сырье / С.И. Фомин. С-Пб., изд. «Тема», - 1999, - 169 с.

70. Фомин, С.И. Организация открытой разработки месторождений группой карьеров / С.И.Фомин, Д.А. Ведрова, Ван Тхань Доан // Журнал «Маркшейдерия и недропользование», - 2013, № 3, - С. 44-49.

71. Фомин, С.И. Метод определения производительности совместной разработки месторождений на предварительной стадии оценки целесообразности разработки / С.И. Фомин, Г.А. Холодняков // В кн.: Сборник научных трудов СПГГИ, № 2. С-Пб., изд. СПГГИ, - 1996, - С. 26-35.

72. Фомин, С.И. Организация отработки вскрышного уступа драглайном с размещением пород в выработанном пространстве карьера / С.И. Фомин, Д.А. Ведрова // «Записки Горного института: современные проблемы геотехнологии, безопасности и геоэкологии» СПб., - 2013, т.205, - С. 47-50.

73. Фомин, С.И. Обоснование целесообразности разработки месторождений группы карьеров / С.И. Фомин, Г.А. Холодняков, М.В. Баженов. г. Рудный, Рудненская гор. тип., - 1995,- 115 с.

74. Холодняков, Г.А. Определение основных параметров открытой разработки месторождений / Г.А. Холодняков // Л., Наука, - 1988, - С. 22-25.

75. Холодняков, Г.А. Проектирование открытой разработки комплексных месторождений / Г.А. Холодняков // Л., изд. ЛГИ, - 1987, - С. 98-99.

76. Хохряков, В.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок / В.С. Хохряков. Екатеринбург, изд. УГГА, - 1996, - 180 с.

77. Хохряков, В.С. Автоматизированное проектирование карьеров / В.С. Хохряков, В.С. Корнилков, А.Г. Неволин, В.М. Каплан. М., Недра, - 1985, - 263 с.

78. Хохряков, В.С. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров / В.С. Хохряков, Г.Г. Саканцев и др.. М., Недра, - 1977, - 132 с.

79. Цепилов, И.И. Технология разработки угленасыщенных зон разрезов Кузбасса / И.И. Цепилов, А.И. Корякин, С.И. Протасов. Кузбассвузиздат, Кемерово,- 1999, - 140 с.

80. Чаплыгин, Н.Н. Научно-технический прогресс в горнодобывающей промышленности: проблемы обоснований направлений и реализации / Н.Н. Чаплыгин, Л.А. Сахарина, А.М. Левин и др.. Под ред. Мельникова Н.Н. - Апатиты: КНЦ АН СССР, - 1990. - 147 с.

81. Шитарев, В.Г. Параметры карьеров при комплексном использовании недр / В.Г. Шитарев, О.Н. Салманов // М., Недра,- 1990, - С. 95-97.

82. Шитов, Д.И. Определение проектной производительности карьера с учетом ее вероятностного характера / Д.И. Шитов // Изв. Вузов, Горный журнал. - 1981, № 3, - С. 14.

83. Шпанский, О.В. Производительность и границы карьеров / О.В. Шпанский // Л., изд. ЛГИ, - 1983, - С. 19-21.

84. Шпанский, О.В. Проектирование границ открытых горных работ: учеб. пособие / О.В. Шпанский, Д.Н. Лигоцкий, Д.В. Борисов. С. - Петер. гос. горн. ин-т им. Г. В. Плеханова (техн. ун-т). - СПб.: Изд-во СПГГИ(ТУ), - 2003, - 90 с.

85. Шпанский, О.В. Проектирование производственной мощности карьеров: учеб. пособие / О.В. Шпанский, Д.Н. Лигоцкий, Д.В. Борисов. С. - Петер. гос. горн. ин-т им. Г. В. Плеханова (техн. ун-т). - СПб.: Изд-во СПГГИ(ТУ), - 2004, - 96 с.

86. Щадов, В.М. Открытая разработка сложноструктурных угольных месторождений Восточной Сибири и Дальнего Востока / В.М. Щадов. М.: МГГУ, - 1998, - С.56-59.

87. Щадов, В.М. Технологическо-организационные основы формирования стратегии развития открытой угледобычи / В.М. Щадов. Автореф. дис. на соиск. уч.степ. докт.техн.наук. М.: Изд-во МГГУ, - 2001, - 48 с.

88. Томаков, П.И. Экология и охрана природы при открытых горных работах: Учебное пособие / П.И. Томаков, В.С. Коваленко, А.М. Михайлов. под ред. П.И. Томакова. - М.: Изд-во МГГУ, - 2000.- 148 с.

89. Рациональное природопользование в горной промышленности // Под общей ред. Харченко В.А. М: Недра, - 1998. - 218 с.

90. Шешко, Е.Е. Горнотранспортные машины и оборудование для открытых работ / Е.Е. Шешко. МГУ, М. - 2003, - 186 с.

91. Яковлев, В.Л. Методические подходы к учету закономерностей и региональных особенностей при выборе стратегии освоения месторождений полезных ископаемых / В.Л. Яковлев, С.В. Корнилов // Екатеринбург, Геотехнологические проблемы комплексного освоения недр, выпуск 5, - 2009, - С. 163-171.

92. Яковлев, В.Л. О новых подходах к развитию теории и практики открытых горных разработок / В.Л. Яковлев // Екатеринбург, Геотехнологические проблемы комплексного освоения недр, выпуск 5, - 2009, - С. 42-51.

93. Яковлев, В.Л. Некоторые результаты и перспективы развития теории и практики открытых горных разработок / В.Л. Яковлев // Екатеринбург, Геотехнологические проблемы комплексного освоения недр, выпуск 5, - 2009,- С. 235-247.

94. Do, Ngoc Hoan. A study on the drainage ability of Deo Nai, Coc Sau and Cao Son open-pit mines / Ngoc Hoan Do, Duc Tuan Vu, S.I. Fomin // Geospatal Technolo-

gies and Earth Resources (GTER 2017). Publishing House for Science and Technology, PP. 421-428. ISBN 978-604-913-618-4,10.2017.

95. Do, Ngoc Hoan. Technology diagram to optimize loss and reduce useful minerals in coal mines / Ngoc Hoan Do, G.A. Kholodnhiakov, Duc Tuan Vu, Dinh Bao Tran // Mining industry magazine. - Vietnam, № 3, - 2017, - P.7-12.

96. Do, Ngoc Hoan, Sergey Igorevich Fomin, Vladimir Viktorovich Ivanov. Rational combination of capital mining and Construction mining Operations in coal cuts / Ngoc Hoan Do, Fomin Sergey Igorevich, Viktorovich Ivanov Vladimir // International Journal of Engineering & Technology, 7(4.38)(2018), - PP. 1118-1121.

97. Do, Ngoc Hoan, Evaluating and predicting blast-induced ground vibration in open-cast mine using ANN: a case study in Vietnam / Ngoc Hoan Do, Hoang Nguyen, Xuan Nam Bui, Quang Hieu Tran, Thao Qui Le, Thi Thu Hoa Le // Springer Nature Applied Sciences, ISSN: 2523-3971 (Online). URL: <https://link.springer.com/content/pdf/10.1007/s42452-018-0136-2.pdf> (дата обращения: 24.12.2018).

98. Rudawsky, O. Economic evaluation techniques for mining investment projects / O. Rudawsky // Colorado school of mines. Min. Ind. Bull, 1971. V. 14. № 1, PP.15-19.

99. Fomin, S.I. The Mining technology of a thick overburden layer covering a group of flat dipping coal seams / S.I. Fomin, D.A. Vedrova //. Mine planning and equipment selection. Vol.1, Dresden, Germany, Springer, - 2013, - PP. 75-81.

100. Ho, Sy Giao. Exploitation of solid mineral deposits / Sy Giao Ho, Xuan Nam Bui, Anh Tuan Nguyen. Publishing scientific and technical , Vietnam, Hanoi, - 2009,- 540 с.

101. Hill J.H. Geological and economical estimate of mining projects / J.H. Hill. London: Informa Group,- 1993. - 85 p.

102. Hustrulid W. Open Pit Mine: Planning & Design / W.Hustrulid, M.Kuchta. Rotterdam; Brookfield, VT: A.A.Balkema, - 1998, - 735 p.