

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования

«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

На правах рукописи



Нечаев Андрей Игоревич

**НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДА ОЦЕНКИ
БЕСТРАНСПОРТНОЙ ПЕРЕВАЛКИ БЕЗУГОЛЬНОЙ ЗОНЫ
ПОЛОГОПАДАЮЩЕЙ ЗАЛЕЖИ**

Специальность 2.8.8. «Геотехнология, горные машины»

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, доцент
Селюков Алексей Владимирович

Кемерово 2026

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЯ	10
1.1. Горно-технические условия открытой разработки свиты пологопадающих угольных пластов	10
1.2. Типизация бестранспортных схем отработки свиты пологопадающих пластов	25
1.3. Научно-практические основы проектирования технологических схем разработки свит пологопадающих пластов	31
1.4. Проектные основы разнонаправленного подвигания фронта работ в карьерном поле	38
1.5 Выводы	44
2. ОЧЕРЕДНОСТЬ РАЗРАБОТКИ И КОМПЛЕКСНАЯ ГРАФО-АНАЛИТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ В БЕЗУГОЛЬНОЙ И УГЛЕНАСЫЩЕННОЙ ЗОНАХ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ	46
2.1. Требования к параметрам и технологии сооружения выработки под внутренний отвал	46
2.2 Графическая модель параметров строительства выработки под внутренний отвал	54
2.3. Математическая модель параметров выработки под внутренний отвал	58
2.4. Оценка технологического решения на соответствие требованиям многокритериального анализа TOPSIS	66
2.5. Выводы	71
3.3. ОЦЕНКА ВЗАИМОСВЯЗИ ПАРАМЕТРОВ СООРУЖЕНИЯ ВЫРАБОТКИ ПОД ВНУТРЕННИЙ ОТВАЛ И ПЕРЕНОСА БЕСТРАНСПОРТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ В БЕЗУГОЛЬНУЮ ЗОНУ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ	75
3.1 Численные распределения отдельных параметров этапов разработки А, В, С	75
3.1.1 Графо-аналитическое моделирование разработки угленасыщенной зоны экскаватором типа «ЭГО» на этапах А и С	77
3.2. Оценка параметров этапа А	80
3.3 Основные положения к оценке параметров этапа В	85
3.3.1 Общее графическое моделирование параметров этапов В и С	88
3.3.2 Требования к параметрам бестранспортных уступов этапа В	92
3.4 Графоаналитическое моделирование и оценка параметров этапа В	95
3.5. Выводы	111
4. ОЦЕНКА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ ЭТАПАМИ	115
4.1 Общие подходы к формированию критериев эффективности	115

4.1.1 Обобщенная математическая модель существующей комбинированной транспортно-бестранспортной технологии	118
4.2. Сравнительная оценка объемов вскрыши по видам технологии	122
4.2.1 Обоснование режима горных работ, как критерий выбора последовательности разработки этапов	125
4.3. Оценка технико-экономической эффективности	131
4.4. Оценка геомеханической устойчивости	139
4.5. Оценка параметров этапа С	143
4.6 Выводы	145
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	149
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	152
ПРИЛОЖЕНИЕ А	173
ПРИЛОЖЕНИЕ Б	174
ПРИЛОЖЕНИЕ В	175

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы.

Согласно стратегии развития топливно-энергетического комплекса Российской Федерации, основной прирост добычи каменного угля будет осуществляться за счет Кузнецкого угольного бассейна. На добычу угля открытым способом в Кузбассе приходится более 2/3 от общих извлекаемых объемов полезного ископаемого. Начиная с момента ввода в эксплуатацию первых угольных разрезов установилась следующая технологическая направленность. Практически повсеместно применяются системы открытой разработки, с подвиганием фронта горных работ по простиранию и падению свиты пластов. К недостаткам относятся: ограничение доли внутреннего отвалообразования в 10÷15 % от общего объема вскрыши; увеличение объемов, складываемых на внешние отвалы до 85÷90 % с ростом транспортных расходов в общем объеме затрат на добычу до 50÷80 %; удельная земельность 55÷60 Га/млн.т.; до 52 % площадей горных отводов приходится на внешние отвалы.

Вышеуказанные недостатки, частично устраняются при разработке пологопадающих залежей центральной и южной части Кузнецкого бассейна по комбинированной транспортно-бестранспортной технологией (углы падения залежи составляют 5÷18°). Породный слой над пластом (ми) разрабатывается шагающим экскаватором типа «драглайн» по бестранспортной технологии, а вышележащая породная толща с помощью автотранспортной технологии перемещается из забоев на поверхность внутреннего бестранспортного отвала. В существующих схемах экскавации (последовательность перевалки вскрыши из забоя в отвал) предусматривается формирование двух или трех ярусов бестранспортного отвала, что обуславливается организацией работы одного и того же драглайна, который осуществляет выемку естественно наклонных вскрышных уступов, с углами поворота экскаватора из забоя в отвал 105÷180°. Эти обстоятельства приводит к тому, что доля бестранспортной технологии составляет всего лишь 8÷15% от общих объемов вскрыши, оставшаяся часть приходится на весьма затратную автотранс-

портную вскрышу. Производственные затраты на разработку 1 м^3 вскрыши по бестранспортному способу в 2÷3 раза дешевле по отношению к транспортному. Такая же ситуация и относится к вновь вводимым в эксплуатацию карьерным полям. Следует особо отметить, что в существующей технологии, при росте числа бестранспортных уступов более двух или трех, резко возрастает объем вторичной перевалки, существенно увеличивается число ходов экскаватора, как в забое, так и на отвале, усложняется организация производства в рабочей зоне. В конечном итоге, все это по совокупности, приводит к не эффективному использованию бестранспортной технологии и ограничении области ее применения при открытой угледобыче на пологопадающих месторождениях.

Повышение технико-экономической эффективности открытого способа добычи угля на пологих пластовых месторождений можно достичь за счет отработки безугольной зоны карьерного поля горизонтальными уступами, ориентированными перпендикулярно линии простираения полезного ископаемого и разделении организации производства работ вскрышного и отвального драглайнов, позволяющих увеличивать объемы бестранспортной перевалки вскрыши, что подчеркивает актуальность темы работы.

Степень разработанности.

Изучением вопроса проектирования системы и технологий открытой разработки пологопадающих угольных месторождений занимались А.И. Арсентьев, М.М., Березняк, Е.И. Васильев, В.Ф. Воронков, Т.Н. Гвоздкова, А.В. Калинин, Б.Н. Лоханов, Н.В. Мельников, М.Г. Новожилов, В.Г. Проноза, В.В. Ржевский, В.И. Ческидов, Е.Ф. Шешко и многие др. Основным моментом в изучении указанного вопроса является с укрупненной позиции, усовершенствование организации производства, и следующих из этого параметров и показателей эффективности технологии. Все вышесказанное замыкается на ограничении области применения бестранспортной технологии на двух или трех рабочих уступах.

Степень разработанности темы позволила выделить, что в источниках научно-технической информации нет определяющего (доминирующего) способа упрощения организации работ вскрышного и отвального драглайнов и увеличения

объемов бестранспортной вскрыши. Поэтому дополнительного изучения требует разработка карьерного поля с увеличением объемов вскрышных работ с менее затратной бестранспортной технологией, упрощение организации работ вскрышного и отвального драглайнов, снижение эффективности перевалки вскрыши при углублении горных работ (росте глубины карьерного поля).

Целью работы является обоснование и разработка метода оценки бестранспортной перевалки безугольной зоны пологопадающей залежи, повышающего объемы перезкскавируемой вскрыши.

Объектом исследования является бестранспортная перевалка вскрыши с горизонтальных уступов безугольной зоны и перпендикулярных простиранию пологопадающей залежи.

Предметом исследования является графо-аналитические взаимосвязи конструкции рабочей зоны при выделении очередностей разработки карьерного поля.

Идея работы заключается в формировании выработки под внутренний отвал, конструктивно включающей технологию разработки безугольной и угленасыщенной зон карьерного поля.

Для достижения поставленной цели в диссертации необходимо решить следующие взаимосвязанные **задачи**:

- обосновать очерёдность открытой разработки пологопадающей залежи с формированием комплексной графо-аналитической модели рабочей зоны карьерного поля;
- оценить зависимость параметров выработки под внутренний отвал от переноса бестранспортной технологии в безугольную зону карьерного поля, оценить параметры схемы экскавации;
- оценить объемы бестранспортной перевалки вскрыши и эффективность предлагаемого технологического решения.

Методы исследований. В работе использован комплекс взаимодополняемых методов, включающий: анализ и обобщение научно-практического опыта открытой разработки свиты пологих угольных пластов; графоаналитическое и математическое моделирование рабочей зоны карьерного поля; метод многокрите-

риального анализа TOPSIS; метод конечных элементов с использованием САПР Plaxis 3D; технико-экономическое сравнение вариантов с использованием электронных таблиц.

Основные научные положения, выносимые на защиту:

- параметры фронта горных работ в карьерном поле пологопадающей залежи устанавливаются на основе многофакторной оценки, обеспечивающей бестранспортную перевалку вскрыши на внутренний отвал при сохранении постоянства пространственных размеров рабочей зоны, возможности оперативного регулирования режима горных работ и однотипности вскрышного и отвального обогатования;

- полином третьей степени взаимоувязывает минимальные и максимальные параметры выработки по дну и верху с глубиной черпания драглайна и высотой рабочей зоны;

- полином третьей степени определяет закономерность критерия «выхода» стрелы забойного драглайна в выработку под внутренний отвал, при ограничении угла порота на разгрузку не более 90° .

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов рекомендаций, сформулированных в работе, подтверждается: анализом и обобщением научно-практических данных, в части развития фронта горных работ; графического и математического моделирования параметров технологии разработки безугольной и угленасыщенной зон карьерного поля; технико-экономического расчета с использованием современных программных средств и статистической обработки полученных данных.

Научная новизна работы заключается в:

- разработке комплексной графоаналитической модели формирования очередности и технологии отработки карьерного поля, метода многокритериальной оценки объединённых параметров угленасыщенной и безугольной зон карьерного поля, выработки под внутренний отвал, рабочих параметров серийно изготавливаемых типов драглайнов;

- установленной аналитической зависимости длины выработки под внутренний отвал от глубины карьерного поля и рабочих параметров драглайна;
- теоретическом обосновании впервые разработанного критерия эффективного использования разгрузочного параметра забойного драглайна, связывающего максимальный радиус разгрузки, высотные отметки и устойчивые углы развала вскрышных пород, ширину хода, высоту уступа при работе экскаватора с нижним черпанием;

Научное значение работы заключается в разработке метода обоснования бестранспортной разработки безугольной зоны пологопадающей залежи; в обосновании метода выбора рациональных параметров выработки под внутренний отвал.

Практическая ценность работы состоит в том, что ее результаты позволяют: обосновано выбирать параметры и технологию сооружения выработки под внутренний отвал; конструировать новую схему экскавации, позволяющую при углублении рабочей зоны сбрасывать вниз вскрышную породу и снижать трудоемкость процесса перевалки пород, усовершенствовать организацию работы забойного и отвального драглайнов.

Личный вклад автора заключается в постановке целей и задач исследования, в обосновании параметров технологического решения, повышении эффективности применения бестранспортной перевалки вскрыши при отработке безугольной зоны карьерного поля.

Реализация результатов работы.

Основные научно-практические положения диссертации: одобрены к внедрению при проектировании разработки угольных месторождений открытым способом; в учебном процессе по дисциплине: «Ресурсосберегающие технологии» по специальности 21.05.04 – Горное дело, специализации «Открытые горные работы» КузГТУ. Эффективность разработанных технологических решений подтверждается соответствующим патентом на изобретение.

Апробация работы.

Основные положения и результаты диссертационной работы докладывались на научно-практических конференциях: XIV Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых «Россия молодая» (2022, Кемерово); XV Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых «Россия молодая» (2023, Кемерово); XVI Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых «Россия молодая» (2024, Кемерово); XVII Международной научной конференции «Инновации в технологиях и образовании» (2024, Белово); XIII Международной научно-практической конференции «Современные тенденции и инновации в науке и производстве» (2024, Междуреченск); IX Международной научно-практической конференции «Перспективы инновационного развития угольных регионов России» (2024, Прокопьевск); на Международной научно-практической конференции «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов» (2024, Новокузнецк); XX Международной научно-практической конференции Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. Сибресурс 2024 (Кемерово, 2024); на XIII Инновационном конвенте (Кемерово, 2025).

Публикации. Основные положения и результаты диссертационной работы отражены в 17 научных работах, в том числе 3 в изданиях, рекомендованных ВАК РФ и 13 в прочих изданиях, получен 1 патент РФ.

Объем и структура диссертации.

Диссертационная работа состоит из введения, четырех глав, заключения и трех приложений, изложенных на 175 страницах машинописного текста, содержащих 39 рисунков, 16 таблиц, список литературы из 183 наименований.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1 Горно-технические условия открытой разработки свит пологопадающих угольных пластов

В Кузбассе принято деление угольных месторождений по географическому и геолого-экономическому расположению на территории Кемеровской области [164]. Для системного описания ключевых положений настоящего исследования, они с укрупненных позиций будут рассматриваться с уклоном на залегание свит пологопадающих пластов. К пологопадающим залежам относятся месторождения, при разработке которых в нижней части рабочей зоны используется бестранспортная технология перевалки вскрышных пород [130]. Предельным углом залегания пологопадающих залежей считается угол наклона основания внутреннего отвала отсыпаемого на почву отработанных пластов свиты и обычно исходя из практики работы угольных разрезов Кузбасса, принимается не более $14\div 18^\circ$ [10, 11, 13-21, 144, 145].

Свиты пологопадающих пластов располагаются в следующих геолого-экономических районах: Егозово-Красноярский; Жерновский; Караканский; Талдинский; Ерунаковский; Томусинский. Указанные районы располагаются в восточной части Центрального и Южного Кузбасса.

На угольных разрезах Восточной Сибири также имеются месторождения с пологим залеганием пластов расположенные в Красноярском крае и Республике Хакасия [164].

Для всех угольных месторождений пригодных для открытой разработки характерно наличие угленасыщенной зоны (пласты и породные междупластья) и безугольной зоны (выше кровли верхнего пласта или в бортах разреза). Угленасыщенная зона составляет $18\div 44\%$ от общей горной массы на месторождениях центральной части Кузбасса и около 60% на месторождениях юга бассейна. На месторождениях Восточной Сибири безугольная и угленасыщенная зона находят-

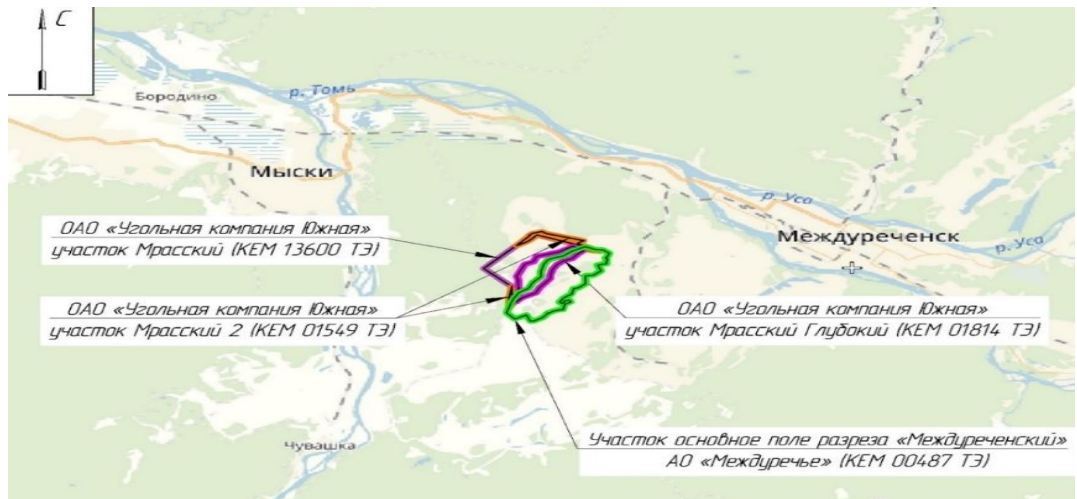
ся примерно в равно долевом соотношении [164]. Следует отметить то, что при разработке свиты пологих угольных пластов, безугольная зона будет располагаться со стороны кровли свиты пластов [119-125].

Далее выборочно приведены несколько примеров описания горнотехнических условий типичных представителей (горнодобывающих предприятий) отработки свиты пологопадающих пластов с обобщенной позиции формирования технологий [29, 117-125]: бестранспортная технология с применением шагающих экскаваторов типа «драглайнов»; транспортная технология с использованием карьерных лопат; комбинированная, при этом нижняя часть вскрышной толщи обрабатывается по бестранспортной технологии, а остальная часть по транспортной.

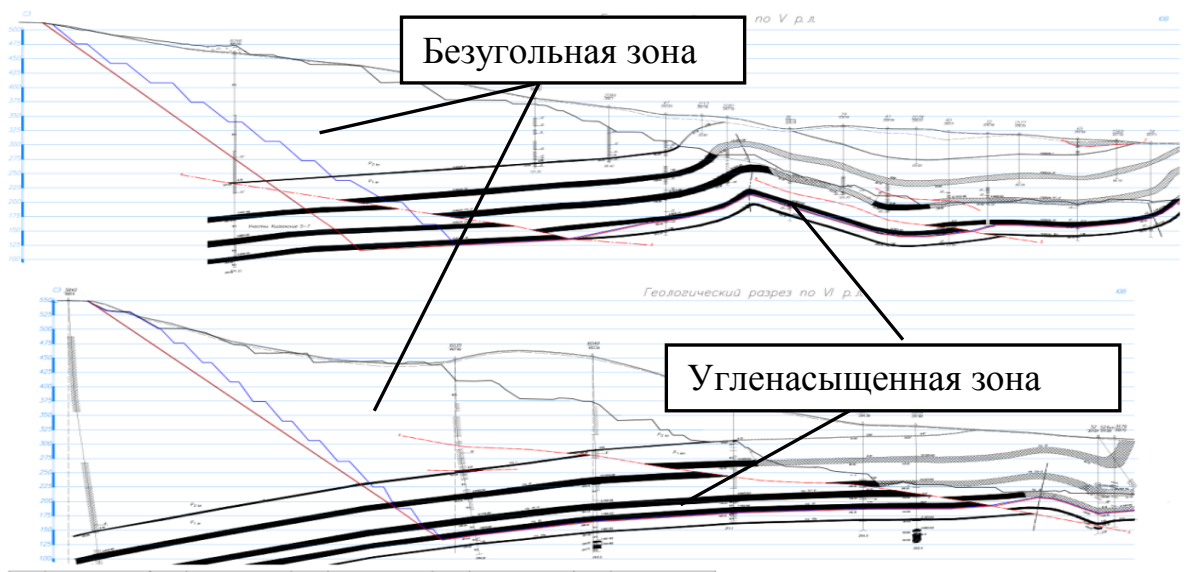
Южная часть Кузнецкого бассейна. На северо - западе и северной части Томусинского месторождения находятся разрезы «Сибиргинский», «Красногорский» (ОАО «УК «Южный Кузбасс»), «Междуреченский», основное поле (ОАО «Междуречье»), «Томусинский» (ОАО «Разрез Томусинский») и шахта «Томская» (ОАО «Южкузбассуголь»), на юго-западе – разрез «Междуреченский» (участок Сибиргинский - 7 - ОАО «Междуречье») и разрез «Береговой» ОАО «Угольная компания Южная».

Участок «Основное поле разреза «Междуреченский» ОАО «Междуречье» расположен в Томь-Усинском и Мрасском геолого-экономических районах Кузбасса и занимает часть геологических участков Сибиргинские 4-6 и Кийзакские 5 - 7 Томского и Сибиргинского каменноугольных месторождений. По административному делению участок недр находится на территории Мысковского и Междуреченского городских округов Кемеровской области Российской Федерации (Рисунок 1.1а). Район расположения разреза освоен угледобывающей промышленностью. В непосредственной близости от участка расположен разрез «Красногорский», разрез «Междуреченский» (участки «Сибиргинский - 7» и «Катылинский»), шахта «Томская», шахта «Сибиргинская», также участки недр «Сорокинский» и «Береговой».

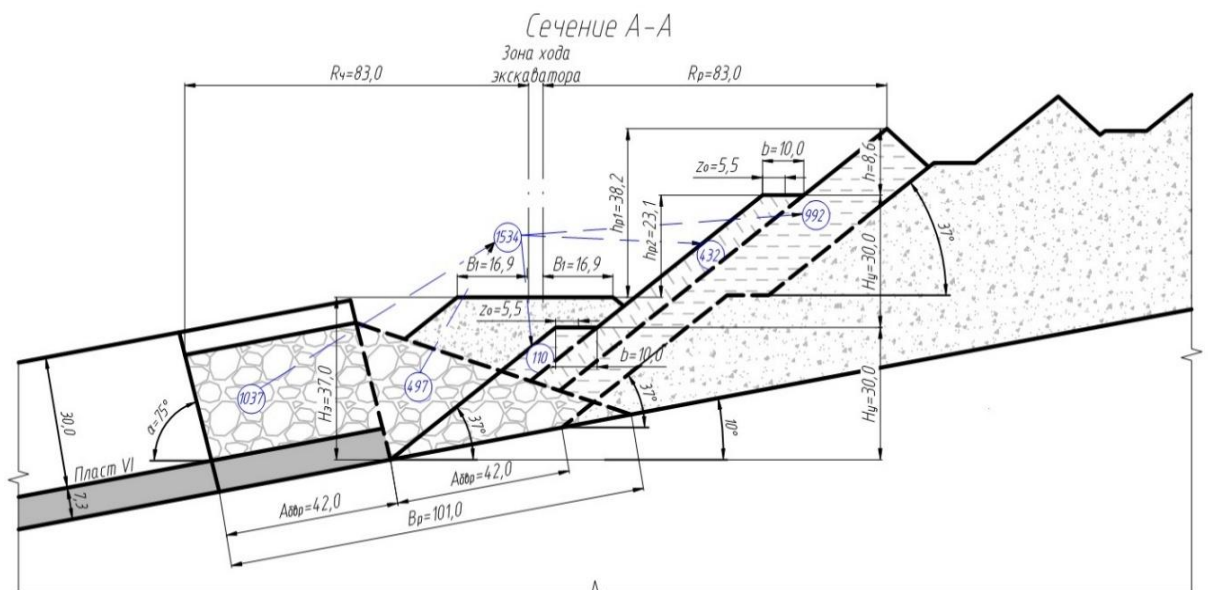
а)



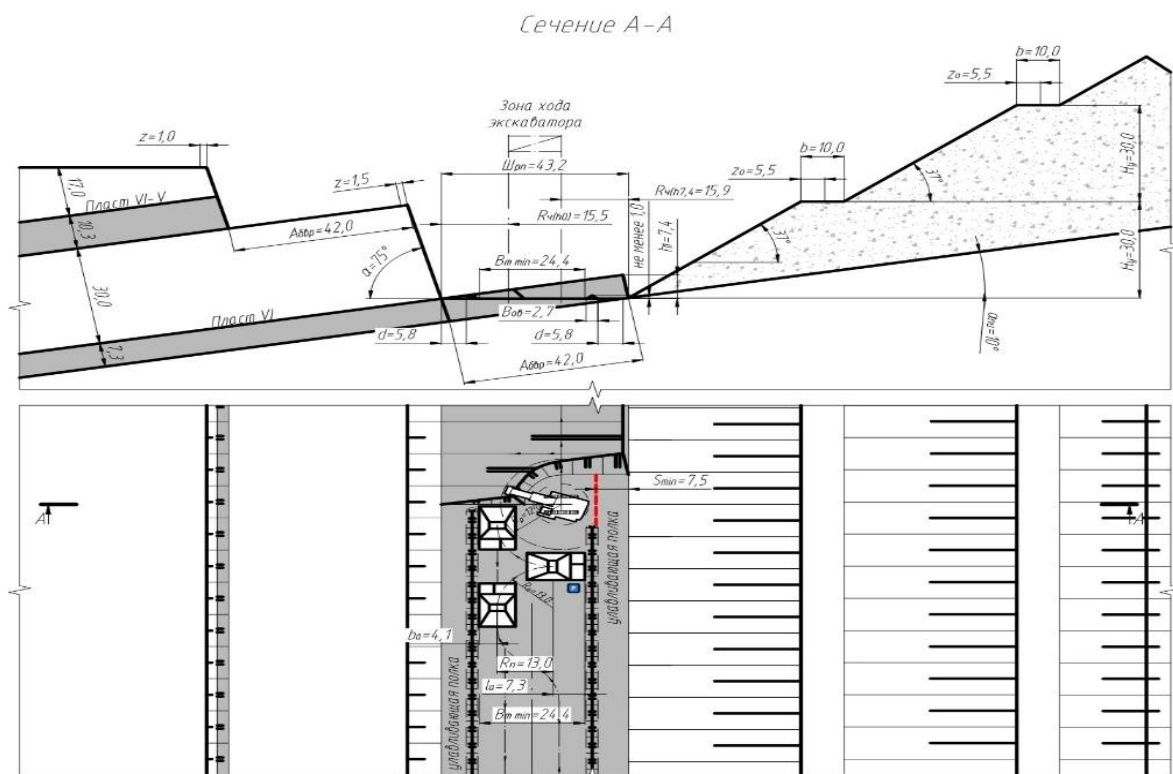
б)



в)



г)



расположение границ участков недр Мрасский, Мрасский 2 и Мрасский Глубокий относительно участка основное поле разреза «Междуреченский» АО «Междуречье (а); геологические разрезы (б); технологическая схема разработки вскрыши пласта VI шагающим экскаватором типа «драглайн» (в); технологическая схема отработки угольного пласта гидравлическими экскаваторами типа «обратная лопата» двумя уступами с погрузкой в автотранспорт (отработка второго слоя) (г)

Рисунок 1.1 – Горнотехнические условия отработки АО «Междуречье»

Горно-геологические условия залегания, это угольные пласты, относящиеся к пологопадающим (Рисунок 1.1б), при этом отработка производится, как по простиранию, так и по падению угольной толщи.

В пределах поля разреза развиты непродуктивные отложения Кузнецкой подсерии (P_{2kz}) и угленосные - Кемеровской свиты (P_{1kr}) Верхнебалахонской подсерии (P_{1bl_2}). Верхнепалеозойские отложения почти повсеместно по площади поля разреза перекрыты рыхлыми четвертичными отложениями. Кузнецкая подсерия (P_{2kz}) согласно залегает на продуктивных отложениях Кемеровской свиты, и её нижняя граница проходит по кровле пласта I. Мощность свиты до 180 м. В

литологическом отношении представлена песчано-глинистым комплексом с тонкими единичными прослоями грубообломочных пород (прослои гравелитов и конгломератов). Алевролиты имеют подчиненное значение и приурочены к нижним горизонтам. Верхнебалахонская подсерия (P_{1bl_2}) и Кемеровская свита (P_{1kr}) характеризуется исключительной выдержанностью, как по литологическому составу, так и по мощности пластов угля. Верхней границей свиты является кровля пласта I, нижней - почва пласта - XVII. В поперечном разрезе свиты содержится 11 пластов угля. Мощность ее составляет 215 м, изменяется от 210 до 220 м. Суммарная мощность угля рабочих пластов равна 43,2 м. Наиболее мощные выдержанные пласты - III, IV-V и VI расположены в верхней половине разреза свиты и имеют средние мощности 8,96 м, 10,2 м и 7,34 м, соответственно (Рисунок 1.16). Эти пласты и подлежат отработке в границах «Основного поля» разреза «Междуреченский». Свита, сложена песчано-глинистым комплексом пород, среди которых преобладают (56%) светло-серые полимиктовые песчаники, преимущественно средне- и мелкозернистые, залегающие в средних частях междупластий в виде пачек мощностью 15÷25м. Дневная поверхность поля участка осложнена современными техногенными породами отвалов и выемками действующих угольных разрезов. Основная структура поля разреза осложнена дополнительной складчатостью и дизъюнктивами. На поле разреза господствующее простирание с падением на северо-запад под углом 5÷20°. Продуктивные отложения участка основное поле разреза «Междуреченский» АО «Междуречье» вмещают четыре пласта: I, III, IV-V, VI. Пласт IV-V расщепляется на пласты IV и V, пласт VI на VI в.п. и VI н.п. Пласт I имеет простое строение, пласты III, IV-V, IV-V-VI, VI - простое, сложное и очень сложное. Пласт I является самым верхним в стратиграфическом разрезе. Мощность пласта варьируется в пределах 0,39÷1,77 м (среднее значение 0,97 м). Пласт III является выдержанным и одним из самых мощных пластов угля на участке, залегает в 35÷42 м ниже пласта I. Строение пласта простое и сложное. Содержит от одного до пяти породных прослоев. Прослойки породы сложены алевролитами и в редких случаях углистыми алевролитами. Мощность пласта изменяется в пределах от 7,39 до 12,42 м и составляет в среднем 8,96 м. В непосред-

ственной кровле и почве пласта залегают алевролиты, и в редких случаях – песчаники или углистые аргиллиты.

Первоначально производится экскавация продольными заходками (по простиранию угольных пластов) вскрышных пород и зачистка нижнего пласта драглайном по бестранспортной технологии (Рисунок 1.1в). Вскрышные породы перемещаются во внутренний отвал, расположенный на почве отработанного пласта VI (нижний пласт в свите). Углы поворота драглайна из забоя в отвал составляют от 105 до 180°. Далее происходит отработка подготовленных к выемке пластов гидравлическими экскаваторами типа «обратная лопата» (Рисунок 1.1г). Оработка происходит за два прохода. В первый проход отрабатывается верхняя часть угольного пласта, с установкой экскаватора на формируемой горизонтальной площадке. Выемка угля производится верхним черпанием, с погрузкой в автотранспорт, расположенным на уровне стояния экскаватора. Во второй проход отрабатывается нижняя часть угольного пласта, с установкой экскаватора на сформированной горизонтальной площадке. Выемка угля производится нижним черпанием, с погрузкой в автотранспорт, расположенный на уровне стояния экскаватора.

На месторождениях Кузбасса вскрышные породы безугольной зоны разрезов представлены в основном песчаниками и в меньшей степени аргиллитами и алевролитами. Можно отметить, что все месторождения покрыты толщей четвертичных отложений, представленных суглинками. Мощность этих отложений изменяется от 2÷8 до 10÷25 м и, как исключение, до 40÷45 м. (Ерунаковский район). Обобщенные физико-механические свойства вскрышных пород Кузбасса представлены в таблице 1.1 [164].

Угольные месторождения Кузбасса, пригодные для открытой разработки, характеризуются большим разнообразием, как горно-геологических условий, так и прочностных показателей горных пород [89, 143].

На разрезах центрального Кузбасса, породы представлены, с крепостью не превышающую 70 ÷ 80 МПа. Данные о свойствах пород свидетельствуют об их относительно небольшой крепости и слабой устойчивостью к выветриванию.

Таблица 1.1 – Обобщенная прочностная характеристика вскрышных пород
безугольных зон

Условия испытания пород	Сопротивление на сжатие, МПа	Сопротивление на разрыв, МПа	Сопротивление на контактную прочность, Н/мм ²	Уд. вес в общем объеме горных пород, %
ПЕСЧАНИКИ				43
а) в монолите	78,3÷175,8	8,4÷18,6	940÷2110	
б) по направлениям, совпадающим с трещинами	7,83÷17,58	0,84÷1,86	94÷211	
в) по трещинам и контактам	2,83÷5,25	0,25÷0,56	28÷63	
г) под углом к трещинам и контактам	29,0÷65,0	3,1÷6,9	348÷780	
АЛЕВРОЛИТОВЫЕ ПЕСЧАНИКИ				11
а) в монолите	50.83÷131.7	6.5÷13.6	61÷158	
б) по направлениям, совпадающим с трещинами	5,08÷13,17	0,65÷1,36	6,1÷15,8	
в) по трещинам и контактам	1,52÷4,0	0,195÷0,41	1,82÷4,8	
г) под углом к трещинам и контактам	18,75÷49,17	2,4÷5,05	22,5÷59,0	
АЛЕВРОЛИТЫ				33
а) в монолите	39,17÷122,5	5,4÷12,6	47÷147	
б) по направлениям, совпадающим с трещинами	2,75÷8,58	0,38÷0,88	3,3÷10,3	
в) по трещинам и контактам	1,58÷4,92	0,215÷0,50	1,9÷5,9	
г) под углом к трещинам и контактам	9,42÷29,17	1,3÷3,02	11,3÷35	
АРГИЛЛИТЫ				13
а) в монолите	22,5÷89,17	2,2÷8,6	27÷107	
б) по направлениям, совпадающим с трещинами	1,58÷6,25	0,15÷0,6	1,9÷7,5	

Основной причиной, обуславливающей различные прочностные свойства пород, является наличие трещин в массиве [131]. Трещиноватость горного массива представлена, как микроскопическими дефектами кристаллической решетки отдельных минералов, так и целыми геологическими структурами. Интенсивность нарушения массива трещинами определяет характер его разрушения и прочностные свойства. Для слабо нарушенных месторождений Южного Кузбасса характерен диагенетический тип трещин, которые в местах тектонических нарушений дополняются тектоническими трещинами. Во всех породах, независимо от их литологического состава, преобладают две системы вертикальных и одна система горизонтальных трещин по напластованию. Классификация горных пород по блочности [131] представлена в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Классификация горных пород по блочности

Наименование прочностных показателей массива	Категория пород по блочности		
	мелкоблочные	среднеблочные	крупноблочные
Диаметр средней отдельности в массиве, м	до 0,7	0,7÷1,1	1,1÷1,6
Содержание в массиве фракций +1000мм, %	до 40	40÷55	55÷80
Плотность, т/м ³	2,3÷2,46	2,4÷2,5	2,4÷2,6
Временное сопротивление сжатию, МПа	до 35,0	35,0÷55,0	55,0÷80,0
Модуль упругости, МПа	до 0,2	0,2÷0,35	0,35÷0,5
Акустическая жесткость, см/с	до 3	3÷3,5	3,5÷4
Коэффициент анизотропии	1,1÷1,25	1,25÷1,35	1,35÷1,6

Вскрышные породы Центрального Кузбасса имеют более интенсивно развитую диагенетическую трещиноватость, дополненную тектоническими трещинами. Исследованиями КузГТУ установлено, что с уменьшением трещиноватости увеличивается трудность разрушения пород [128]. Наличие в массиве горных пород ослабления (трещин) оказывает значительное влияние на прочность массива. С увеличением глубины залегания пород характер трещиноватости не меняется.

Массив горных пород, разбитый системой трещин, представляет собой анизотропную среду и имеет отличающиеся между собой характеристики прочности по направлениям, совпадающим с трещинами, напластованием и под углом к ним. Характеристика рыхлых отложений представлена в таблице 1.3.

Таблица 1.3 – Характеристика рыхлых отложений

№ п.п.	Наименование поля	Диапазон мощности, м	Вид отложений их характеристика
1	Моховское поле	10÷25	Четвертичные отложения: глины, суглинки (преимущественно темно-бурого, желто-бурого, желтого и бурого цветов), супеси (преимущественно светло-бурого и желто-бурого цвета), лессовидные суглинки
2	Сартакинское поле	10÷25	
3	Караканское поле	1÷40	
4	Талдинское поле	1÷40	
7	Ерунаковское поле	1÷40	

Ряд месторождений Ерунаковского геолого-экономического района (Уропское, Караканское, Ерунаковское, Талдинское), характеризующиеся пологим залеганием свиты угольных пластов, разрабатываются карьерными полями ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»: «Караканское»; «Ерунаковское» и «Талдинское» [50].

На поле «Караканское» разрабатывается пласты - Караканский 1 (К1), Караканский 2а (К2а), Караканский 2 (К2) и Караканский 3 (К3) Тайлуганской свиты Уропского месторождения. На полях «Ерунаковское» и «Талдинское» разрабатывают пласты от 73-71 до 92 Грамотеинской (от пл. 73-71 до пл. 78) и Тайлуганской свит (от пл. 81-80 до пл. 92) Ерунаковского и Талдинского месторождений [50].

На всех анализируемых разрезах принята углубочная продольная однобортная система разработки [130], что обусловлено пологим залеганием свиты пластов и большой глубиной разработки, до 300 м.

Необходимо отметить следующие положения. На всех разрезах Ерунаковского района крылья синклиналей на выходах пластов наклонные (17÷26°). Эти

участки отрабатываются по транспортной технологии и при выполаживании нижнего пласта до $10\div 12^\circ$ переходят к его отработке по бестранспортной технологии. В транспортной зоне вскрышные уступы располагаются по междупластьям пологих пластов, поэтому взаимное положение последних будет оказывать влияние на структуру технологических схем. Дело в том, что бестранспортная технология может быть применена не только по нижнему пласту, но по одному-двум вышележащим пластам (пример, поле «Талдинское»). В соответствии с принятыми критериями взаимного положения пласты на разрезах, в основном, рассредоточенные. Исключение составляют пл. 78 - пл. 80 и пл. 81 - пл. 82, где на отдельных участках по длине фронта работ эти пласты практически сходятся в один пласт сложного строения.

Стоит отметить, что природные условия формирования угольных месторождений в различных регионах земного шара одинаковы, все они относятся к пластовым осадочным месторождениям и отличаются только степенью метаморфизма и тектонических нарушений [131]. Выполненные исследования и полученные выводы и рекомендации для условий месторождений Кузнецкого бассейна могут быть обобщены и распространены и на другие месторождения каменного угля. Поэтому дальнейшее рассмотрение горно-технических условий типичных представителей (горнодобывающих предприятий) сводится до минимально необходимого уровня графического представления отражающего суть технологий и в целом обеспечивающих их системное обобщение.

В настоящее время мощность отрабатываемой вскрыши на разрезе «Красногорский» с применением драглайна ЭШ-40.85 достигает $55\div 60$ м (Рисунок 1.2). Схема сложная, так как для укладки породы в отвал формируется четыре яруса, для чего экскаватор выполняет пять рабочих ходов по фронту и создаёт две трассы подъёма – спуска при отсыпке третьего и четвёртого ярусов. [74].

Большое число ярусов объясняется значительным углом наклона основания отвала (12°), что уменьшает горизонтальную ширину отвального слоя по ярусам (ширина отвальной заходки по наклонному основанию $A=40$ м, горизонтальная ширина отвального слоя – 32 м) и, следовательно, вместимость отвала. При по-

движении фронта работа вкост простирания залежи, когда ширина отвальной заходки и ширина отвального слоя по ярусам равны, вместимость отвала при той же его высоте будет значительно больше.

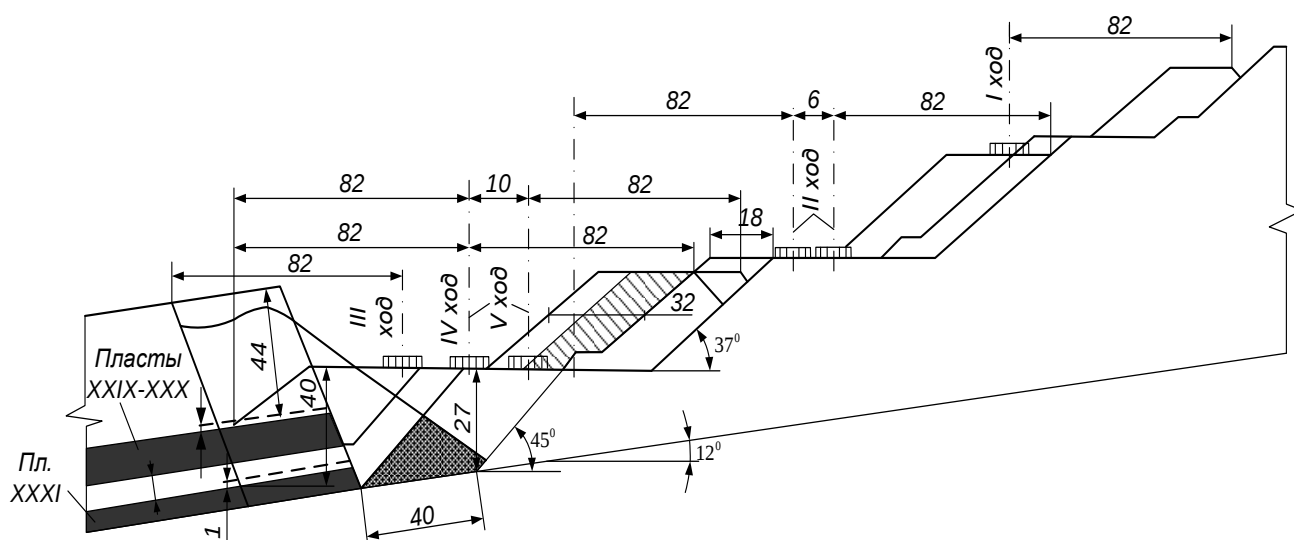


Рисунок 1.2 – Схема отработки свиты пологих пластов драглайном ЭШ-40.85 на разрезе «Красногорский»

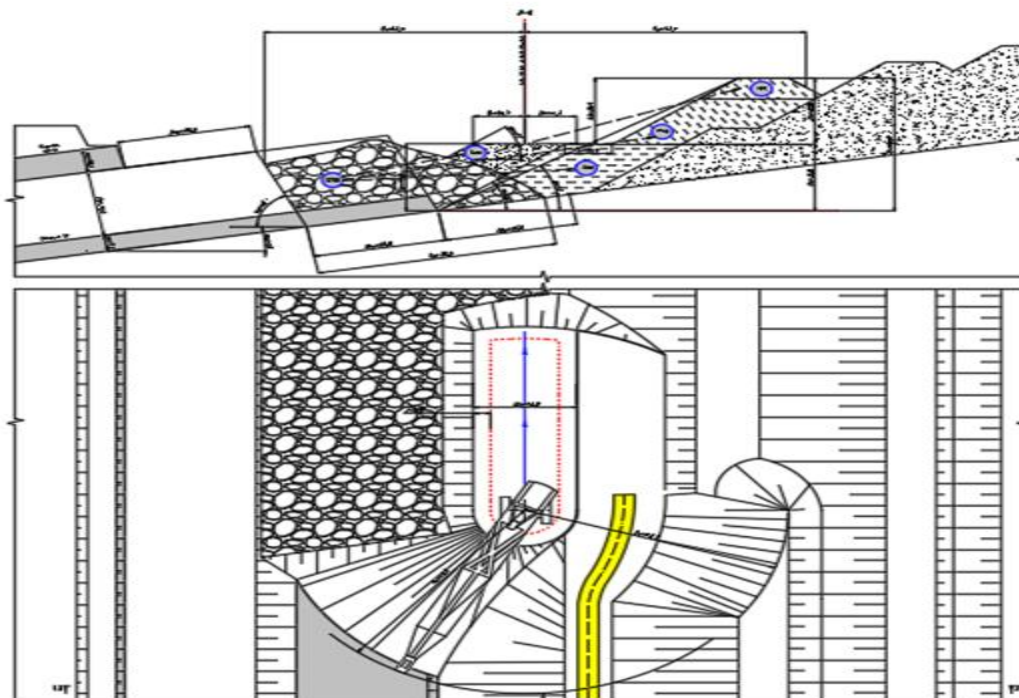
АО «УК Южная» владеет лицензией на право пользования недрами, выданной для добычи каменного угля на участке Береговой Сибиргинского каменноугольного месторождения количество отрабатываемых пластов – 15 шт; угол падения пластов - от 3 до 16 град. Способ отработки - открытый, система разработки участка Береговой - углубочная продольная однобортовая, технология бестранспортная (Рисунок 1.3).

Центральная часть Кузнецкого бассейна. Ввод в эксплуатацию основного поля участка «Пермяковский 3», ООО «Разреза Пермяковский» расположенного на территории Беловского муниципального района, Кемеровской области РФ, предусматривает применение комбинированной технологии (Рисунок 1.4).

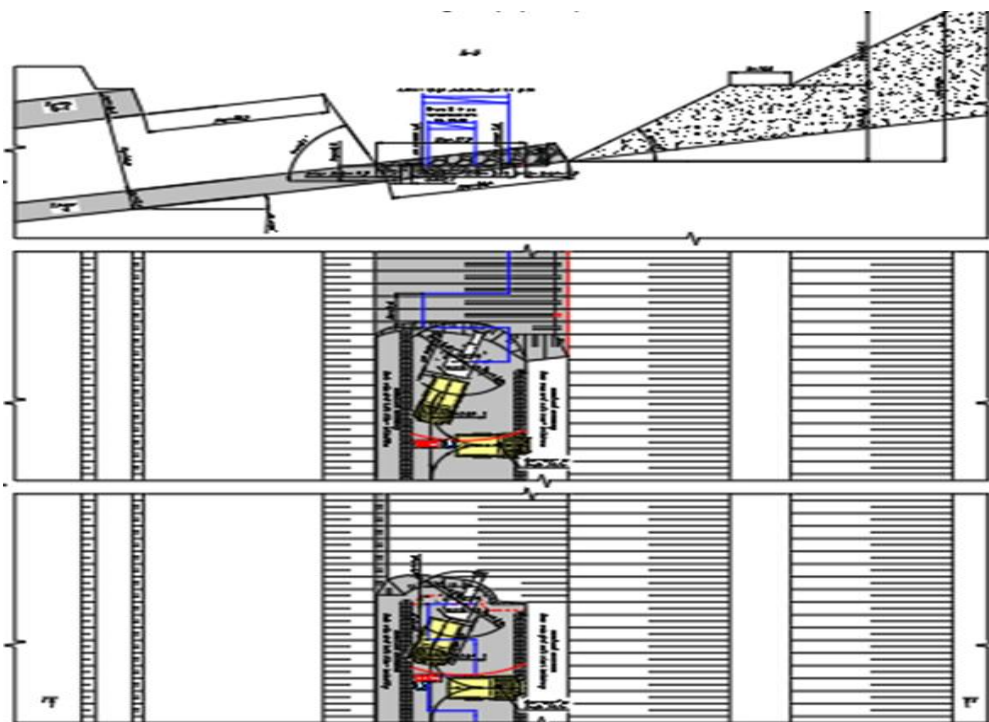
Часть запасов Южного эксплуатационного блока мульды участка «Пермяковский 3», где пласт К6, в основном, имеет пологое залегание (до 13°), предусматривается также, как основное поле, к отработке по бестранспортной технологии, куда она перемещается после отработки основного поля. Запасов в зоне бес-

транспортной системы разработки в южном эксплуатационном блоке мульды 1500 тыс. т, которые планируется отработать за три года - с 2034 г. по 2036 г.

а)



б)



технологическая схема перевалки вскрыши драглайном ЭШ-10.70 (а) и отработки угольного пласта гидравлическим экскаватором типа «обратная лопата» с погрузкой в авто-транспорт (б)

Рисунок 1.3 – Схема отработки свиты пологих пластов на участке
Береговой Сибиргинского каменноугольного месторождения

В южном эксплуатационном блоке по бестранспортной технологии предусматривается вести отработку пласта К6 от его выхода под наносы на юге участка «Пермяковский 3» до 15 разведочной линии, от автодороги, которая проектируется в центре южного блока мульды, в направлении на запад и восток.

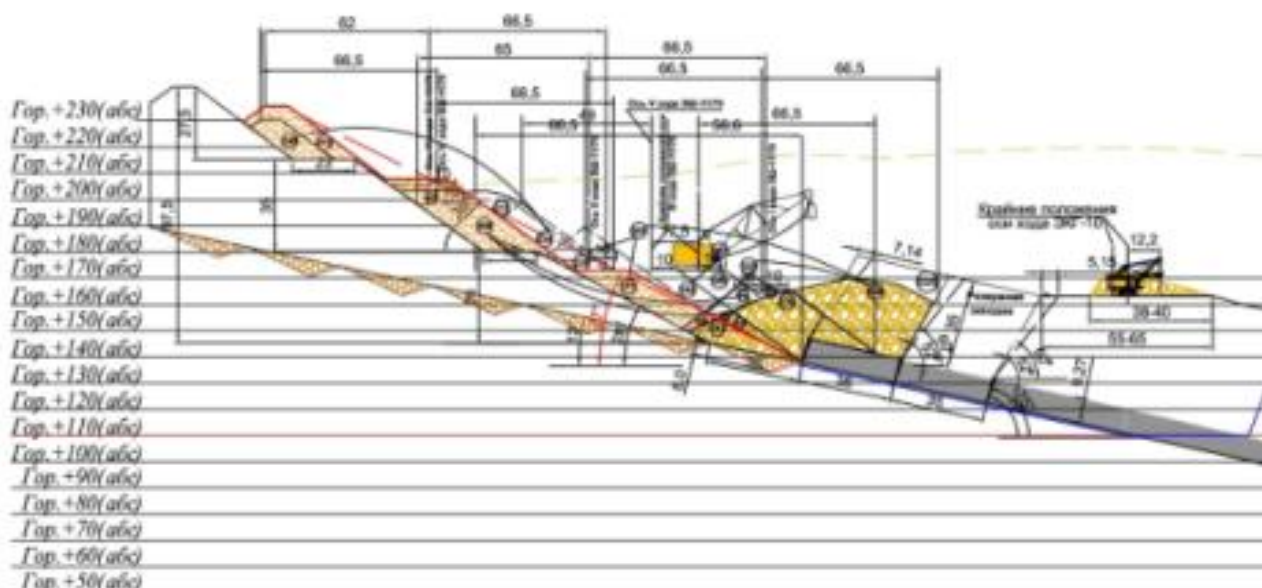


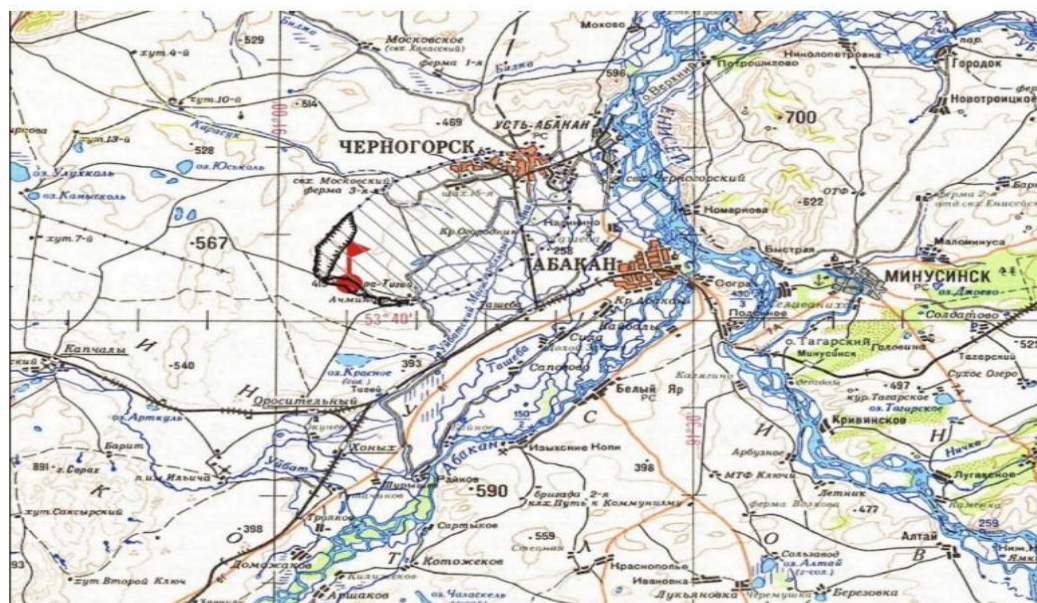
Рисунок 1.4 – Фрагмент технологии отработки пласта К6 от его выхода под наносы на юге участка «Пермяковский 3»

Месторождения Восточной Сибири. Горнодобывающее предприятие АО «УК «Разрез Степной» отрабатывает юго-восточную часть Черногорского каменноугольного месторождения расположенного на левобережье реки Енисей, южнее устья реки Абакан (Рисунок 1.5). Основное оборудование: при бестранспортной технологии шагающие драглайны ЭШ-10.70, ЭШ- 11.70, ЭШ-11.75, ЭШ-20.90; при транспортной технологии карьерные лопаты ЭКГ-8и, ЭКГ-10, ЭКГ-15, Hitachi EX-1900. Вскрышные уступы пл. Непостоянный отрабатывается по бестранспортной схеме, возможно применение транспортного способа. Вскрышной уступ пласта Двухаршинный разрабатывается с разделением на бестранспортную вскрышу 30 м и транспортную до 15 м.

Основными факторами, влияющими на выбор системы разработки, являются [1-4]: горно-геологические условия залегания полезного ископаемого; особенности рельефа; горнотехнические условия эксплуатации; наличие площадей под

размещение внешних отвалов; существующее положение горных работ; перспектива дальнейшей отработки месторождения.

а)



Условные обозначения

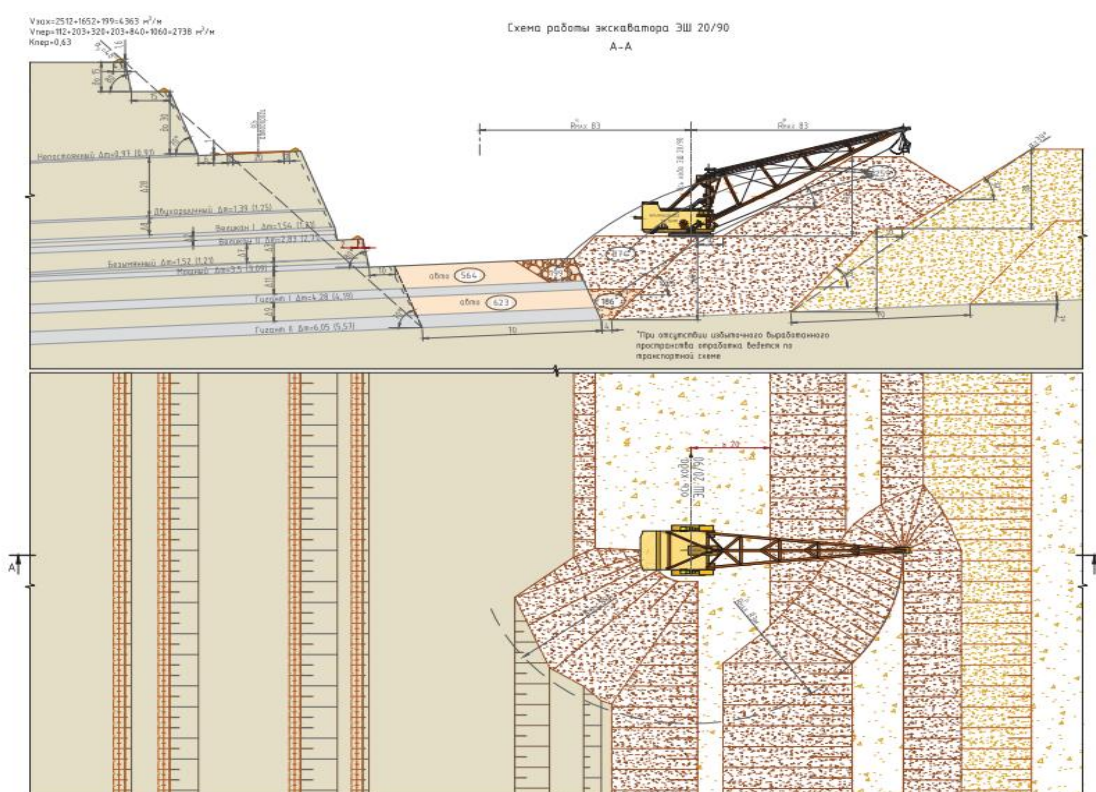


Контур Черногорского месторождения



АО «УК «Разрез Степной»

б)



обзорная карта (а); комбинированная отработка породной толщи

Рисунок 1.5 – Схема отработки АО «УК «Разрез Степной»

В качестве объектов исследования выступают карьерные поля с пологопадающими залежами угольных пластов, расположенными в восточной части центрального Кузбасса и южного Кузбасса. Тогда, в целях проектирования параметров предлагаемой технологии возникает необходимость обобщения отдельных параметров, как в целом по карьерным полям, так и в отдельности для бестранспортной технологии с позиции их минимальных и максимальных значений (табл.1.5).

Таблица 1.5 – Параметры карьерных полей и технологии отработки пологопадающих залежей Центрального и Южного Кузбасса [92, 94]

Наименование параметра	Обозначение	Ед. изм.	Значения	
			min	max
Угол падения пластов свиты	α	град.	5	18
Длина карьерного поля	L _{кв}	м.	1980	8140
Ширина карьерного поля	B _{кв}	м.	64	2150
Глубина карьерного поля	H _к	м.	126	272
Угол откоса рабочего борта	$\gamma_{рб}$	град.	18	26
Угол откоса торцевого борта	$\gamma_{т}$	град.	32	43
Угол откоса борта погашения	$\gamma_{п}$	град.	38	41
Число бестранспортных уступов	пбтр	шт	1	3
Число транспортных уступов	птр	шт.	4	7
Ширина заходки драглайна	A	м	30	40
Угол откоса вскрышного уступа (скальные/мягкие)	β	градусов	70/45	75/55
Высота уступа (бестранспортного/транспортного)	H _у	м	20/10	40/15
Количество драглайнов (забойных/отвальных)	N _д	шт	1/2	2/3
Число отвальных ярусов (бестранспортных/транспортных)	N _{оя}	шт	2/2	4/5
Коэффициент переэкскавации	K _{пэ}		1,4	3,2

Данные в табл. 1.5 используются в качестве параметрической основы для расчета предлагаемого варианта бестранспортной технологии, так как освоение новых карьерных полей в Кузбассе осуществляется на тех же самых месторожде-

ниях, на которых уже имеются действующие предприятия и в достаточно схожих горно-технических условиях разработки пологопадающих залежей в геолого-экономических районах: Егозово-Красноярское; Жерновское; Караканское; Талдинское; Ерунаковское; Томусинское и др.

Следует сделать промежуточный вывод, что при росте числа бестранспортных уступов более двух или трех (выделено в табл.1.5), резко возрастает объем вторичной перевалки, существенно увеличивается число ходов экскаватора, как в забое, так и на отвале, усложняется организация производства в рабочей зоне.

1.2 Типизация бестранспортных схем отработки свиты пологопадающих пластов

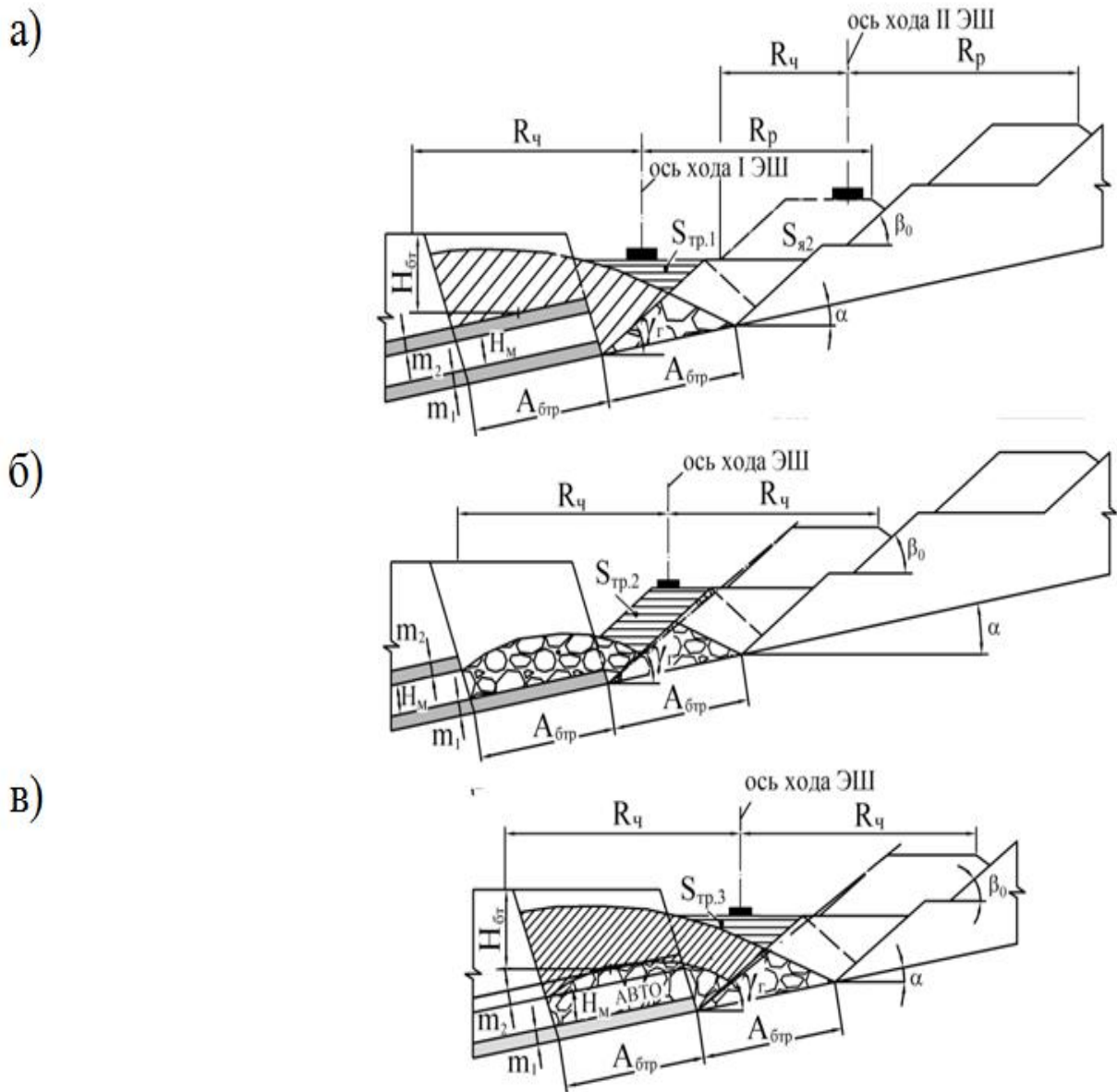
Существующие структуры бестранспортных технологических схем производства вскрышных работ зависят от следующих основных факторов: количество отрабатываемых пластов; количество ярусов внутреннего отвала, определяемое высотой породной толщи, укладываемой в отвал; углом наклона основания отвала (равным углу наклона почвы отрабатываемого пласта); рабочими параметрами драглайна, разрабатывающего развалы породных уступов и отсыпавшего отвальные ярусы.

Анализ мощностей отрабатываемой вскрыши, как при отработке одного, так и свиты из двух пластов, показывает, что при её размещении во внутреннем отвале необходимо отсыпать, в основном, двух- и трехъярусные отвалы, реже одноярусные. Количество отвальных ярусов в зависимости от высоты породного уступа получено в работах [10, 14, 15, 120-122].

Для обобщенной типизации технологических схем выбраны объекты возможного применения бестранспортной технологии на карьерных полях анализируемых разрезов Кузнецкого бассейна. На основе анализа [10, 14, 15, 120-122] установлена область применения бестранспортной технологии на следующих полях «Караканское», «Ерунаковское» и «Талдинское». На указанных полях могут разрабатываться: одиночные пласты при углах залегания от $3\div 5^\circ$ до $11\div 12^\circ$ и

мощности вскрыши до 40÷50 м.; свита из двух пластов при углах залегания от $3\div 7^\circ$ до $12\div 14^\circ$ и мощности вскрыши также от 18 до 40 ÷ 50 м.

Сущность обобщения заключается в определение сближенности пластов и оказывающих влияние на формирование схемы экскавации [29, 48, 49, 50]. При этом организация работ заключается в следующем (Рисунок 1.6).



бестранспортный последовательный, сначала верхний породный уступ (а) и верхний пласт, затем нижний породный уступ (б) и нижний пласт; в – комбинированный последовательный – верхний породный уступ по бестранспортной технологии, нижний по транспортной

Рисунок 1.6 – Способы разработки свиты из двух пологих пластов

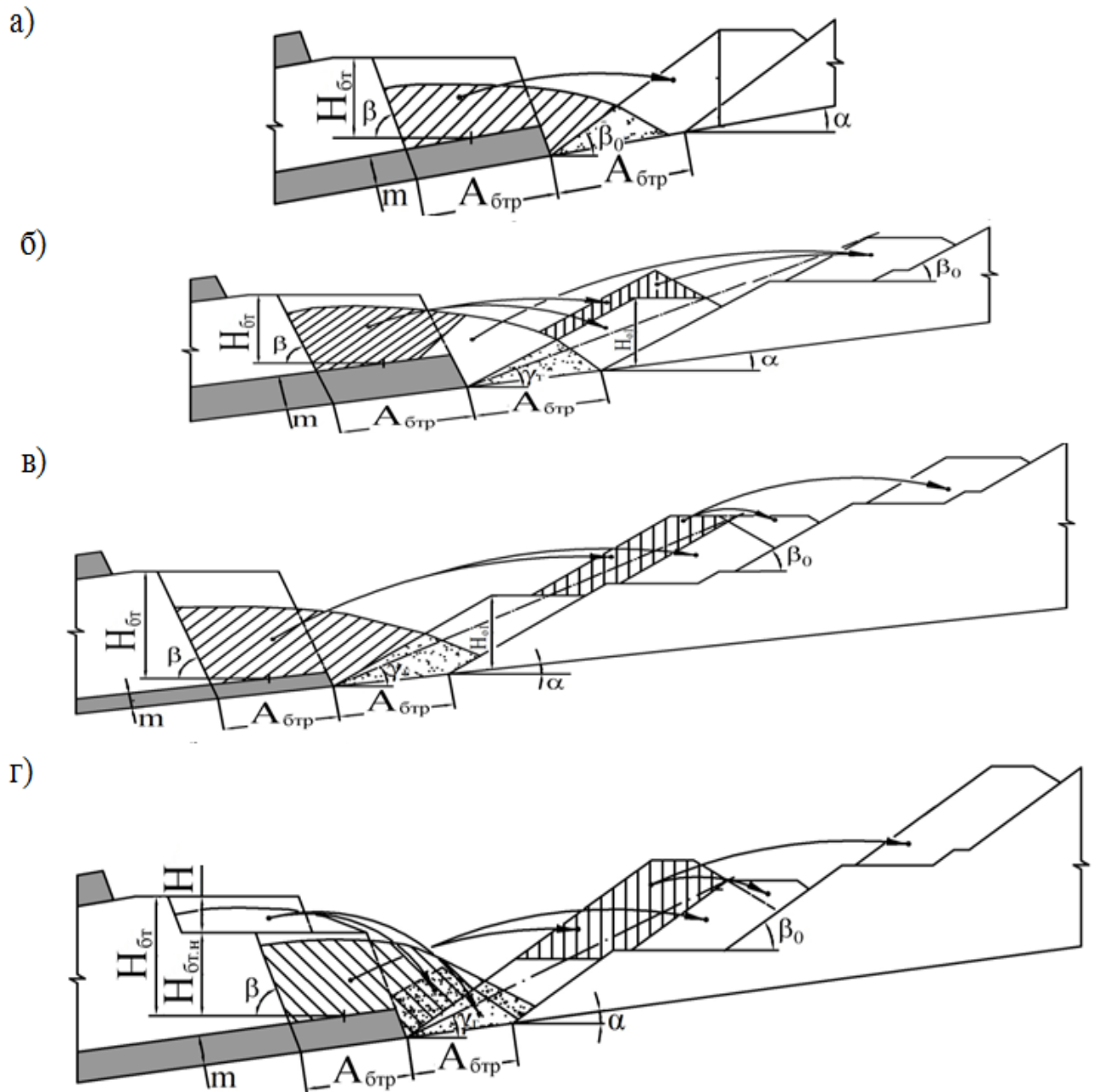
Свита из двух пластов разрабатывается, как правило, последовательно: сначала породный уступ над верхним пластом (Рисунок 1.6а), а затем верхний пласт. Далее взрывается породный уступ по междупластью, а порода переваливается во внутренний отвал, после чего вынимается нижний пласт (Рисунок 1.6б). Развал верхнего породного уступа разрабатывается за первый рабочий ход драглайна с созданием промежуточной трассы, а порода отсыпается в двухъярусный отвал. Для того, чтобы разместить породу нижнего породного уступа в отвале, вторым рабочим ходом драглайн подготавливает емкость во втором ярусе. Для разработки породы нижнего уступа третьим рабочим ходом драглайна создает вторую промежуточную трассу.

Таким образом, при такой схеме работы для разработки нижнего породного уступа необходимо выполнить дополнительный объем переэкскавации. Можно отработать свиту пластов и по другой схеме. Работы по ней заключаются в том, что по бестранспортной технологии разрабатывается только верхний породный уступ (Рисунок 1.6в), а порода нижнего уступа вывозится на автотранспорт во внутренний или на внешний отвал.

Проведенные исследования [123, 124] по эффективности рассмотренных схем показали, что при высоте нижнего породного уступа $6\div 9$ м он может отрабатываться по транспортной технологии в процессе ведения добычных работ по пластам. На основе изложенного принимается, что при мощности нижнего междупластья менее 6 м - пласты сближенные, а более 6 м - рассредоточенные. На рисунке 1.7 представлены типовые структуры бестранспортных технологических схем разработки вскрыши над одним пластом. На рисунке 1.7а показана разработка развала вскрышного уступа с непосредственной перевалкой породы в одноярусный отвал. Схема применяется при отработке первых заходов от выхода пласта под наносы, где мощность вскрыши достигает $18\div 25$ м.

На рисунке 1.7б показана разработка вскрышного уступа высотой $30\div 40$ м, когда для размещения породы в отвале необходимо отсыпать два яруса. В связи с большой дальностью перевалки породы разработка развала осуществляется за два этапа: сначала часть породы развала размещается в промежуточном навале с пол-

ной или частичной отсыпкой первого яруса, а на втором этапе оставшаяся часть породы развала и часть промежуточного навала переваливается во второй ярус.



порода развала вскрышного уступа переваливается во внутренний двухъярусный отвал (а); порода развала переваливается во внутренний двухъярусный отвал с отсыпкой промежуточного навала (б); тоже с формированием трехъярусного отвала (в); вскрышная толща отрабатывается двумя уступами с перевалкой породы в трехъярусный отвал с отсыпкой промежуточного навала (г)

Рисунок 1.7 – Типовые структуры бестранспортных технологических схем разработки вскрыши над одним пологим пластом

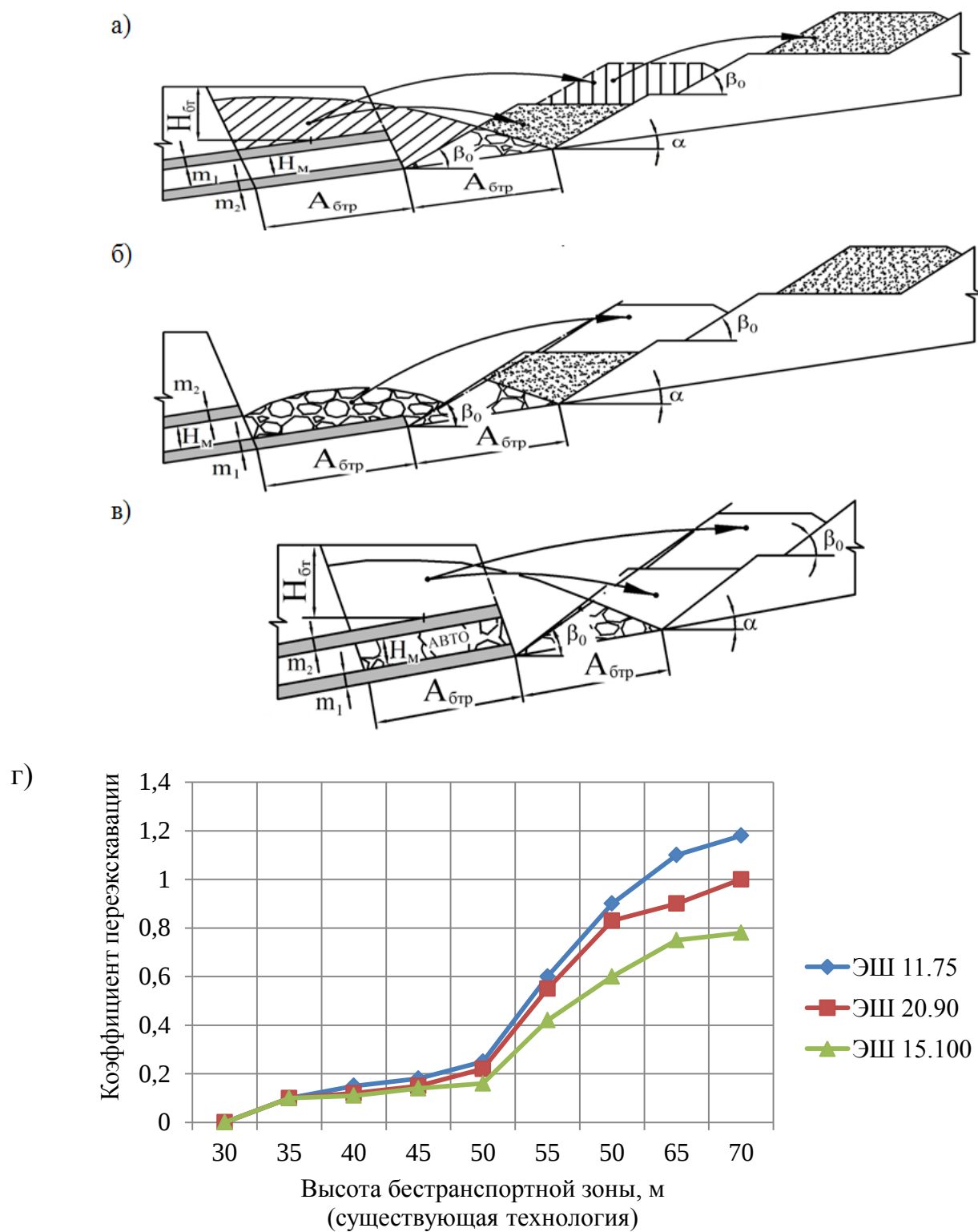
На рисунке 1.7в показана разработка вскрышного уступа высотой до 50 м., когда для размещения породы в отвале необходимо отсыпать три яруса. В этом случае порода развала также разрабатывается в два этапа. На первом этапе вся порода развала, кроме объема взрывного сброса, размещается в отвале с полной отсыпкой первого яруса и в промежуточный навал на верхней рабочей площадке первого яруса. На втором этапе для обеспечения необходимого угла откоса отвала (γ_r) часть промежуточного навала переэкскавируется в третий ярус.

На рисунке 1.7г показана разработка вскрышной толщи при мощности равной 50 м и более, когда по условиям производства буровзрывных работ породную толщу разделяют на два уступа. Разработка уступов осуществляется в три этапа. На первом этапе порода развала верхнего уступа сбрасывается драглайном в выработанное пространство. На втором этапе экскавируется вся порода развала кроме объема взрывного сброса размещается в отвале с полной отсыпкой первого яруса и в промежуточный навал на верхней рабочей площадке первого яруса. На третьем этапе для обеспечения необходимого генерального угла откоса отвала часть промежуточного навала переэкскавируется в третий ярус.

На рисунке 1.8 представлены типовые структуры бестранспортных технологических схем разработки вскрышных уступов для свиты из двух пластов, а также критерий оценки их эффективности определяемый через профильный коэффициент переэкскавации.

На рисунке 1.8а,б показаны этапы бестранспортной последовательной разработки свиты пластов. На рисунке 1.8а показана разработка развала верхнего вскрышного, которая осуществляется за два этапа. На первом этапе вся порода развала переваливается в отвал с полной отсыпкой первого и с полной или частичной отсыпкой второго ярусов. На втором этапе для подготовки емкости для породы междупластья полностью или частично порода из второго яруса переваливается в третий ярус.

После выемки верхнего пласта и подготовки к выемке уступа по междупластью, на третьем этапе порода нижнего уступа переваливается во второй ярус.



последовательный способ (а,б) сначала верхний породный уступ (а) и верхний пласт; нижний породный уступ (б) и нижний пласт; комбинированный последовательный способ – верхний породный уступ по бестранспортной технологии, нижний по транспортной (в), обобщенные значения профильного коэффициента переэкскавации

Рисунок 1.8 – Обобщенные типовые структуры существующих бестранспортных технологических схем разработки свиты из двух пологих пластов

На рисунке 1.8в показана комбинированная транспортно-бестранспортная разработка свиты. Верхний породный уступ разрабатывается по бестранспортной технологии с перевалкой породы в двухъярусный внутренний отвал. Уступ по нижнему междупластью разрабатывается на автотранспорт в процессе ведения добычных работ теми же экскаваторами. Порода вывозится или на внешний отвал, или на верх внутреннего, или на почву нижнего пласта после его выемки.

На рисунке 1.8г показан скачкообразный рост профильного коэффициента переэкскавации, что еще раз подтверждает ограниченность разработки вскрышной толщи не более 2÷3 уступами и недостатки существующих схем экскавации [123, 124].

Добычные работы при бестранспортной технологии ведутся при ширине заходки 30÷40м. и могут выполняться вне зависимости от вскрышных работ различными комплексами оборудования.

Данные типовые структуры используются с позиций двух моментов:

- 1) для обобщения различных способов разработки породной толщи с использованием бестранспортной технологии и многовариантным разнообразием порядка разработки и перевалки породных междупластьев или вывозкой части объемов вскрыши бестранспортной зоны автотранспортом;
- 2) подготовка исходной графической и параметрической базы для основополагающих принципов проектирования новой схемы экскавации.

1.3 Научно-практические основы проектирования технологических схем разработки свит пологопадающих пластов

Для разработки принципов проектирования и порядка расчёта новых бестранспортных технологических схем в рассматриваемых условиях обобщён опыт их применения на месторождениях со свитовым залеганием пологих пластов и продольным продвижением фронта работ, что и представлено в п.1.2.

Научные и методические положения по вопросам вскрытия и систем разработки, бестранспортной технологии при пологом залегании свиты пластов рас-

смотрены в трудах Е.Е. Шешко, Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, М.Г. Новожилова, В.С. Хохрякова, А.И. Арсентьева, Е.И. Васильева, А.В. Калинина, Б. Н. Лоханова, В.Г. Пронозы, В.Ф. Колесникова, П.И. Томакова, С.Е. Гавришева, И.А. Пыталева, А.В. Глебова, Д.В. Доможирова, Ю.И. Лель, В.С. Коваленко, О.Б. Кортелева, В.И. Ческидова, М.И. Щадова, В.Ф. Воронкова, Т.Н. Гвоздковой, Б.Н. Заровняева, Б.Л. Тальгамера, С.И. Фомина, А.В. Селюкова, Резника А.В. и многих др. [6-8, 12, 13-21, 23-44, 51, 53-55, 59, 61- 65, 73, 88, 104, 109-112, 115-125, 126-128, 130, 136, 139-141, 143-149, 151, 154, 155, 157, 161, 165-168, 172-179].

Основные моменты и принципы научного обоснования бестранспортных схем выше приведенных ученых изложены далее.

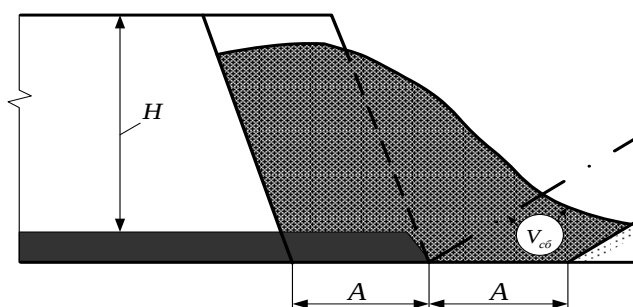
При бестранспортной технологии с продольным подвиганием фронта работ применяют два способа разработки вскрышного массива большой мощности (до 60м): одним уступом (Рисунок 1.9а) или с разделением его на два подступа (Рисунок 1.9б, в) [14, 144].

При отработке массива одним высоким уступом предъявляются жёсткие требования к производству буровзрывных работ: порода должна обеспечивать устойчивость стенок скважин; должна быть слабая обводнённость.

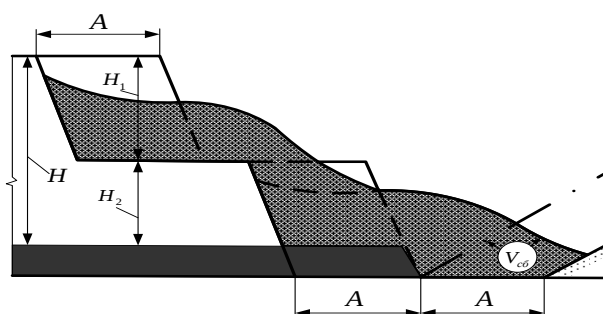
В некоторых случаях, когда не обеспечивается достаточная устойчивость стенок скважины или большая их обводнённость затрудняется зарядание скважин, появляется необходимость даже в однородных массивах производить их разработку двумя уступами.

Кроме того, при обуивании высоких уступов учитывается снижение производительности буровых станков при бурении наклонных глубоких (более 30 м) скважин. Дополнительно, при бурении скважин глубиной так же более 30 м наблюдается отклонения положения буровых штанг от прямолинейной оси, что в конечном итоге сказывается на отклонение от проектных параметров и качестве БВР [128]. В таком случае, необходимо обуивать породную толщу глубиной не более 30м, что также ограничивает высоту уступа при работе драглайна, и вызывает необходимость принимать ее меньше, чем максимальная глубина черпания

а) разработка вскрышной толщи одним уступом



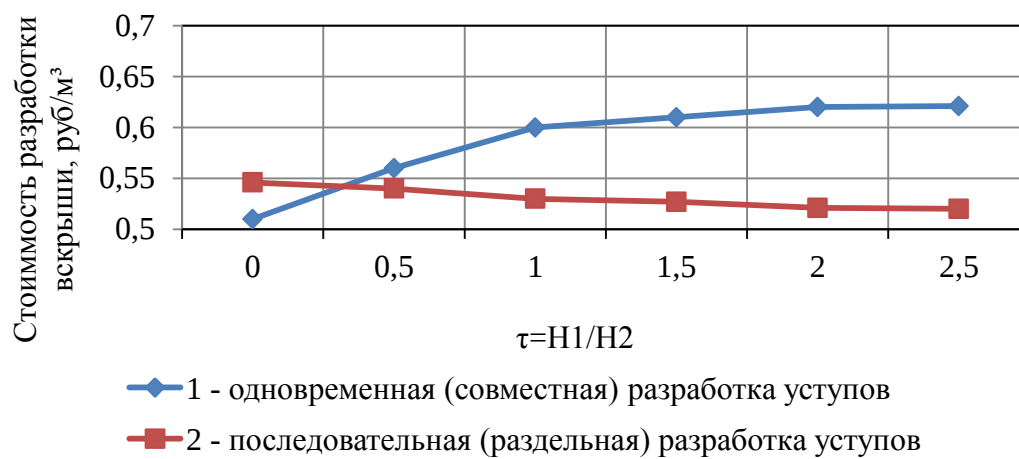
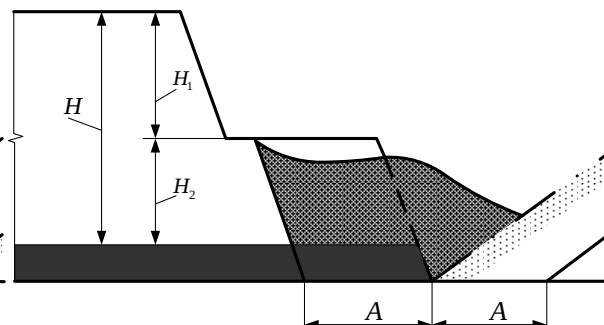
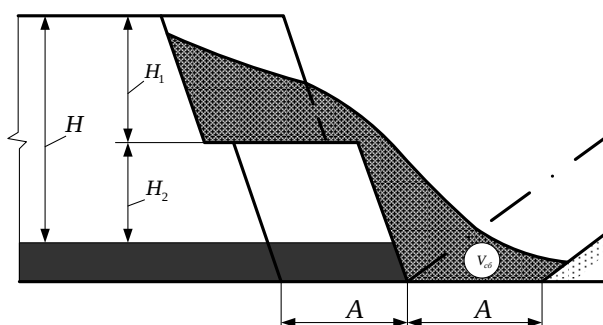
б) разработка вскрышной толщи двумя подступами с одновременной (совместной) их выемкой



в) разработка вскрышного массива двумя подступами с последовательной (раздельной) их выемкой

I – верхнего

II – нижнего



а, б, в – схемы разработки; г – зависимости затрат на вскрышные работы от соотношения высоты подступов при одновременной и последовательной разработке вскрышной толщи подступами

Рисунок 1.9 – Способы разработки массива горных пород при бестранспортной технологии

Разработка подступов может осуществляться [14, 144]: с одновременной (совместной) их выемкой с образованием единого взорванного массива (Рисунок 1.9а,б); с одновременной (раздельной) их выемкой с образованием раздельных взорванных массивов (Рисунок 1.9в).

Эффективность этих способов рассмотрена в работах [14, 20, 144]. При совместной выемке подступов стоимость 1м^3 возрастает при увеличении высоты верхнего и снижении высоты нижнего подступов (Рисунок 1.9б). Это объясняется: снижением объёма взрывного сброса породы в отвал и, как следствие, увеличение объёма вскрышных и перевалочных работ; возрастанием коэффициента переэкскавации из-за увеличения объёма породы, перемещаемой с более дальнего расстояния в отвал. При последовательной разработке подступов зависимость обратная из-за увеличения объёма взрывного сброса породы в отвал и уменьшения дальности перевалки породы.

Отмеченные положения должны быть учтены при обосновании параметров бестранспортных технологических схем в условиях развития фронта работ перпендикулярного линии простирания пластов.

В работе [75] определены экономически оправданные мощности бестранспортной вскрыши при сравнении с разработкой тех же объёмов мехлопатами с погрузкой породы на автотранспорт (по затратам на 1976г): для драглайнов ЭШ 10.70А - $41\div 47\text{м}$, ЭШ 15.90А - $52\div 68\text{м}$. Колебания в мощности вскрыши приняты в соответствии с интервалом варьирования среднего значения стоимости автотранспортной вскрыши. Для выполняемой работы эти показатели могут иметь только ориентировочное значение, так как в настоящее время существенно изменилась стоимость экскаваторов, автосамосвалов, дизельного топлива и электроэнергии.

Качественная взрывная подготовка вскрышного массива, сложенного полускальными и скальными породами, для выемки их драглайнами достаточно проработана теоретически и практически [131].

Одним из определяющих процессов бестранспортной технологии является формирование внутреннего отвала. Для размещения больших мощностей вскры-

ши необходима отсыпка двух, трёх, четырёх и более ярусов отвала. Основам классификации бестранспортных схем экскавации посвящены работы [49, 55, 65] в которых даны и признаки систематизации способов формирования внутренних бестранспортных отвалов: положение рабочей площадки драглайна при отсыпке первого яруса (предотвала); количество формируемых ярусов отвала; способ перевалки породы с нижележащего на вышележащий ярус.

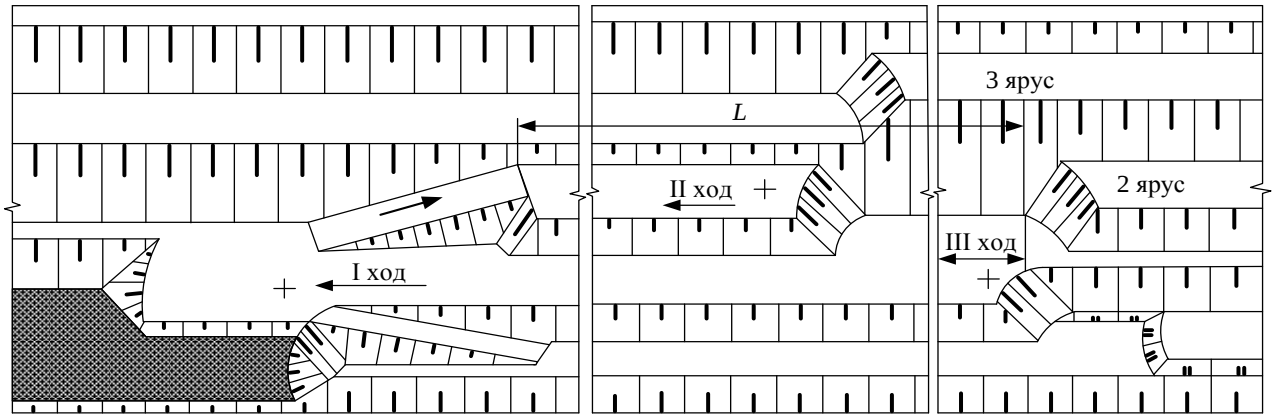
С учётом этого способа, в настоящей работе предусматривается схемы формирования отвалов с количеством ярусов от одного до пяти.

При использовании одного или двух драглайнов на вскрышных работах и формировании нескольких ярусов отвала, возникает необходимость в многопроходности их вдоль фронта работ с установкой на разных отметках рабочих горизонтов и ярусов внутренних отвалов. Для перехода с горизонта на горизонт необходимо сооружение трасс подъёма – спуска экскаватора. Согласно работе [20], отработка вскрышной заходки или перевалка промежуточного навала должна совмещать отсыпку отвального яруса со строительством трассы (Рисунок 1.10). Это позволяет исключить дополнительные объёмы переэкскавации. Технология работ по показанным схемам заключается в следующем. В планируемом месте подъёма экскаватора на второй ярус (Рисунок 1.10а), для организации перевалки породы в третий ярус, он черпает породу из развала (ход I) и отсыпает её как во второй ярус, так и в наклонную трассу с предельно допустимым уклоном для холостого передвижения драглайна. Отсыпанную трассу планируют бульдозером. Эта же трасса используется для спуска экскаватора на нижележащий горизонт (Рисунок 1.10б).

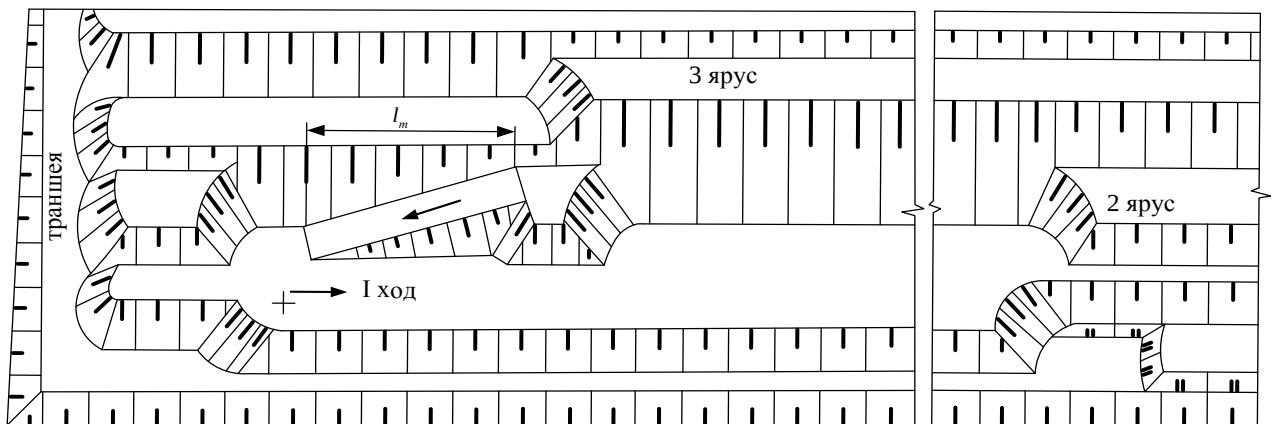
Этот способ создания трасс, предложенный к.т.н. Воронковым В.Ф. [20] при отсыпке многоярусных отвалов принимается в данной работе

Устойчивость внутренних бестранспортных отвалов рассмотрена в работах [101, 106, 144]. Генеральный угол откоса многоярусного отвала определён с учётом коэффициента запаса устойчивости $n = 1,2$ для двух видов оснований: слабых и прочных.

а



б



основной участок фронта работ (а); в торцевая часть заходки (б)

Рисунок 1.10 – Технология вскрышных работ с созданием трасс передвижения драглайна, совмещённым с процессом формирования отвальных ярусов (по к.т.н. Воронкову В.Ф.)

С целью развития объекта исследования и на основе производственного опыта, опубликованных материалов, условий ведения горных работ и предлагаемых технических решений [6-8, 11, 13-21, 23, 29, 32-34, 35-44, 50, 54, 55, 59-61, 65-68, 70, 72, 73, 76, 77, 88, 90, 91, 104, 109-112, 115-125, 126, 129, 130, 136-138, 141, 142, 146, 151, 154, 155, 157-160, 162, 163, 172-179] сопоставлены условия применения бестранспортной технологии при продольном и поперечном развитии фронта работ (Таблица 1.6).

Таблица 1.6 - Условия применения бестранспортной технологии при продольном и поперечном развитии фронта вскрышных работ

Характеристика, показатели	Ед. изм.	Направление развития фронта работ	
		Продольный	Поперечный
Угол падения пологих пластов	град.	От 3÷5 до 14÷18	
Вскрышной фронт по длине заходки	-	продольный	поперечный
Длина фронта работ по дну карьерного поля	м	Равна длине фронта работ по простиранию; от 600÷800 до 1500	Изучить
Мощность отрабатываемой вскрыши, $H_{\max}$	м	до 55÷60	Изучить
Способ разработки вскрышной толщи	-	1. одним уступом; 2. двумя уступами с их отработкой: а) последовательно (раздельно); б) одновременно (совместно)	Изучить
Способ подготовки вскрышных пород к выемке	-	Бурение взрывных скважин по породному массиву	
Угол наклона основания внутреннего отвала	град.	от 3÷5 до 14÷18	
Количество ярусов внутреннего отвала	шт.	2,3,4,5	

Система разработки с поперечным подвиганием фронта имеет характерные особенности. Длина фронта работ изменяется, как в большую, так и в меньшую стороны, и существенно отличается от продольного. Это обусловит применение в рабочей зоне драглайнов различного типа.

Бестранспортная технология наибольшее развитие получила в Кузбассе на разрезах «Красногорский», «Томусинский», «Сибиргинский», и др.

Перед началом обоснования параметров новой разновидности схемы производства работ по бестранспортной технологии необходимо выбрать модель серийно изготавливаемого шагающего экскаватора и уточнить его рабочие параметры (Таблица 1.7).

Таблица 1.7 – Рабочие параметры шагающих экскаваторов производства УЗТМ

Параметры	Экскаваторы					
	ЭШ-11.75	ЭШ-20.90	ЭШ-15.угол	ЭШ-25.90	ЭШ-24.95	ЭШ-40.100
Вместимость ковша, м ³	11	20	15	25	24	40
Длина стрелы, м	75	90	100	91	95	100
Высота разгрузки, м	30,6	38,5	45	37,5	39	40
Глубина черпания, м	38	42,5	46	47	50	47
Радиус разгрузки, м	71,4	83	91,5	85,4	88,8	94,8

Рабочие параметры драглайнов определены по данным официального сайта УЗТМ.

В первую очередь необходимо ориентироваться на отечественного производителя, на постсоветском пространстве одним из основных производителей шагающих экскаваторов остается Уральский завод тяжелого машиностроения (УЗТМ), поэтому основной ориентир в работе принимается на модели данного завода.

1.4 Проектные основы разнонаправленного подвигания фронта работ в карьерном поле

На протяжении срока эксплуатации подавляющего большинства угледобывающих предприятий Кузбасса принято следующее технологическое решение. В первоначальный период горные работы ориентируются на наиболее мощные пласты (вскрытие и подготовка новых рабочих горизонтов) при подвигании фронта по простиранию свиты пластов. Затем производится отгон борта карьера со стороны висячего бока залежи (свита пологих и наклонных пластов) и бортов карьера со стороны лежачего и висячих боков залежи (свита крутопадающих пластов).

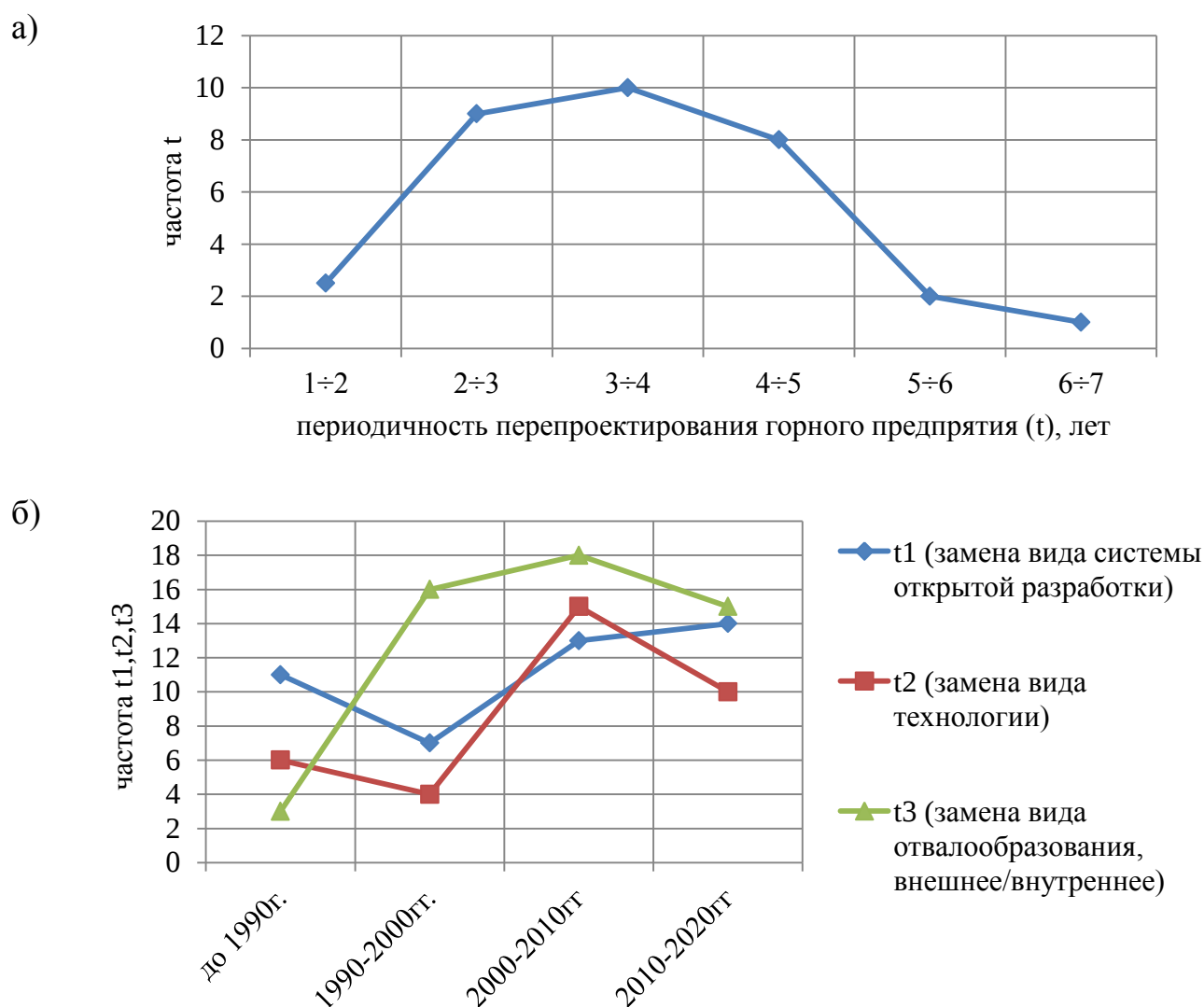
Технология производства вскрышных работ сопровождается перемещением вскрышных пород из забоев во внутренний отвал по комбинированной транспортно-бестранспортной технологии (пологие залежи), и на внешний отвал по транспортной технологии (наклонные и крутопадающие залежи). В таком случае по классификации систем открытой разработки, предложенной академиком В.В. Ржевским это углубочная продольная система разработки [130]. Основным недостатком является: ограниченность объемов внутреннего отвалообразования для наклонных и крутопадающих свит и большая доля транспортной вскрыши на пологопадающих месторождениях. В целом это все приводит к росту затрат на производство [9, 35, 45-47, 52, 56-58, 62, 64, 66-69, 71, 72, 76, 78-80, 91, 96-98, 105, 107, 114, 126, 132, 133, 150, 152, 153, 166-168, 175, 176].

Рассмотрим реализацию концепции видоизменения систем открытой разработки и замену технологических решений через их реализацию в проектном деле (Рисунок 1.11). Для этого выделим периодичность (t) (Рисунок 1.1а) и несколько характерных периодов развития горнодобывающей отрасли Кузнецкого бассейна, определяющих технологические решения (t_1 , t_2 , t_3) (Рисунок 1.1б). Период эксплуатации разрезов Кузнецкого бассейна начиная с их ввода в разработку в конце сороковых годов прошлого столетия и до настоящего времени показывает (Рисунок 1.11а,б), что до периода 1990гг. в практической деятельности угольных разрезов практически не производилась замена вида системы открытой разработки или технологии (показатели t_1 и t_2) [145].

Начиная в период с 1990гг. выходят несколько отраслевых нормативных документов требующих производить оплату с недропользователей за размещение отходов производства и выбросы (размещение внешних отвалов и работа автотранспорта).

Тогда, горнодобывающие компании начинают производить пересмотр технологии с внешнего отвалообразования на частичное внутреннее (показатель t_3). Основопологающим решением выбора в сторону увеличения частоты использования показателя t_3 является широкое представительство научных и практических рекомендации по выбору параметров технологии с внутренним отвалообразова-

нием [9, 34, 45-47, 51, 52, 56-58, 62, 64, 66-69, 71, 72, 76, 78-80, 91, 96-98, 105, 107, 113, 114, 125, 129, 130, 131, 133, 147-152, 165-171, 175-177]. В целом эти решения приводят отдельные технико-экономические и экологические показатели на более высокий уровень. Данные технологические решения ставят своей основной задачей минимума техногенного воздействия при эксплуатации горнодобывающего предприятия.



обобщенная периодичность перепроектирования горно-добывающего предприятия (а); статистическая обработка фактических данных угольных разрезов Кузнецкого бассейна в части формирования системы и технологий разработки, выбора вида отвалообразования (б)

Рисунок 1.11 – Обобщенные статистические данные по проектным основам разнонаправленного подвигания фронта работ

В опубликованных трудах [9, 12, 35, 45-47, 52, 56-58, 62, 64, 66-69, 71, 72, 76, 78-80, 86, 87, 91, 96-98, 100, 103, 105, 107, 114, 126, 132, 133, 134, 150, 152, 153, 166-168, 171, 175, 176, 181, 183] в основном предлагается выделить двух этапную разработку карьерного поля: на первом этапе создается выработанное пространство - емкость под внутренний отвал (I этап развития); на втором внутреннее отвалообразование (II этап развития).

При этом существуют довольно широкий перечень систем, технологий, фронтов работ и способов регулирования режима горных работ [103, 130, 140, 143, 180]. Причем зачастую имеющие сложные пространственные и организационные связи, в силу теоретического характера [76, 167, 172].

Необходимость разбиения карьерного поля на этапы разработки вызывается несколькими основными причинами, указанными в порядке убывания значимости: видоизменение системы и технологии разработки; видоизменение подвигания фронта вскрышных работ; технологический переход с внешнего на внутреннее отвалообразование и т.д.

В целом же, эти решения [9, 35, 45-47, 52, 56-58, 62, 64, 66-69, 71, 72, 76, 78-80, 91, 96-98, 105, 107, 114, 126, 132, 133, 150, 152, 153, 166-168, 175, 176] предусматривают поэтапную разработку карьерного поля и угольного месторождения при соответствующим порядке разработки этапов, причем может осуществляться параллельная и последовательная разработка этапов, это так называемая очередь разработки.

В основном выделяют два этапа: первоначальный, создание емкости под внутренний отвал при продольном подвигании фронта работ и преимущественное внешнее отвалообразование; второй, преимущественно внутреннее отвалообразование, фронт вскрышных работ может быть, как продольный, так и поперечный. Данные технологии в достаточной степени легко адаптируются к определению границ и области между этапами, поэтому они в целом считаются «динамично - гибкие» [82-84]. Особо следует выделить предложенную к.т.н. Меньшонком П.П. диагонально-поперечную систему разработки свиты пологих пластов [82-84]. (Рисунок 1.12).

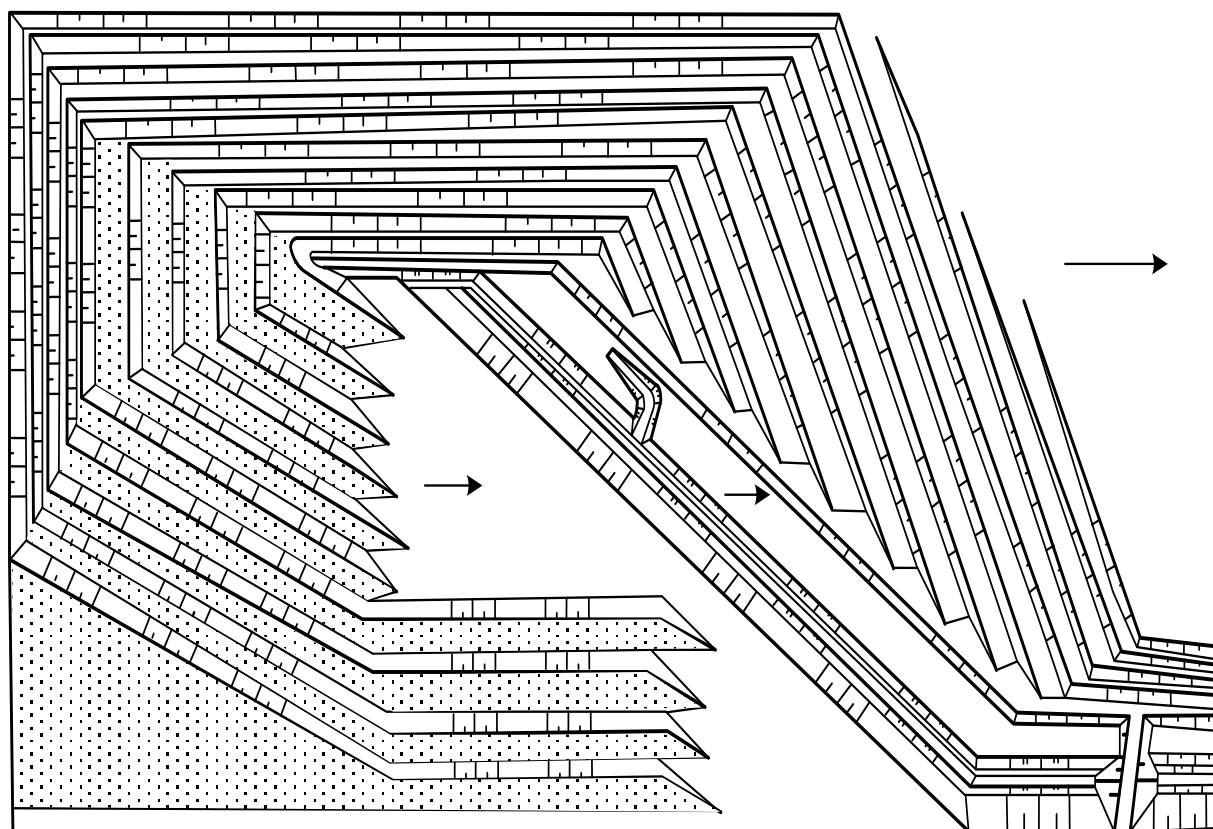


Рисунок 1.12 – Общий вид диагонально-поперечной системы разработки пологопадающих залежей (по к.т.н. Меньшонку П.П.)

Данная система разработки имеет достаточно сложные пространственные и организационные взаимосвязи в: транспортной и бестранспортной рабочих зонах; разнонаправленном подвигании фронта работ в карьерном поле и выработанном пространстве. К тому же наличие промежуточного переходного контура горных работ между этапами затрудняет ее реализацию [82-84]. Параметры этапов и очередей, главным образом определяются характеристикой и параметрами залегания свиты пластов [90, 93], а именно: количеством и мощностью угольных пластов свиты; количеством и мощностью породных междупластьев; углом падения пластов по падению и простиранию залежи.

В процессе управления параметрами этапами и разнонаправленным подвиганием фронта работ предпочтение отдается такому критерию, как коэффициент вскрыши, а именно средний или текущий. Согласно работе [145] произведена их группировка относительно фактора времени (Рисунок 1.13).

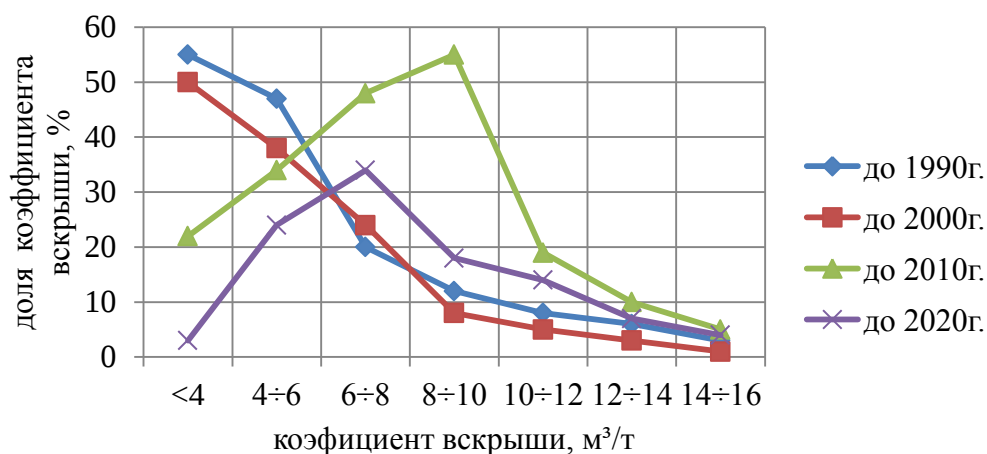


Рисунок 1.13 – Группировка текущего коэффициента вскрыши от временного промежутка и его доли

Управляющим значением является обобщающий период до 2020г. и величиной коэффициента не превышающий $10\div 12\text{ м}^3/\text{т}$, что и принимается в дальнейших расчетах.

1.5 Выводы

1) При открытой разработке свит пологих пластов Кузнецкого бассейна и некоторых месторождений Восточной Сибири с углом падения залежи обычно не более $10\div 12^\circ$, редко до $15\div 18^\circ$; мощностью пластов до $20\div 30$ м, применяется основной вид технологии - это комбинированная транспортно-бестранспортная. При этом основным видом системы открытой разработки остается углубочная продольная однобортная.

2) При мощности вскрыши $15\div 20$ м возможно применение простой бестранспортной технологии с однократной перевалкой, при увеличении мощности до $30\div 40$ м применяется усложненная многократная перевалка. Мощность вскрыши обрабатываемой по бестранспортной технологии ограничивается техническими возможностями драглайна и применяемой схемой экскавации. На разрезах Кузбасса по бестранспортной технологии отсыпают в основном от одного до трех ярусов внутреннего бестранспортного отвала. При дальнейшем увеличении мощности разрабатываемой породной толщи резко возрастает коэффициент пе-

резекскавации и снижается производительность экскаваторов типа «ЭШ». Это обусловлено применением наиболее распространенной «Райчихинской» схемы экскавации, характеризуемой общим горизонтом рабочей площадки на первом ярусе отвала и трассе, а в условиях Южной части бассейна, применяют ее разновидность - «Южнокузбасская» схема, характеризуемую подрезкой откоса уступа первого яруса под углом до $40\div 43^\circ$.

3) Вопрос расширения области применения существующих бестранспортных технологических схем имеет существенное значение, так как перевалка вскрышных пород в выработанное пространство по бестранспортной технологии очень экономична и в $2\div 3$ раза дешевле транспортной технологии, и при этом затраты на транспорт составляют 80% всех эксплуатационных затрат на процессы открытых горных работ.

4) В настоящее время укрупненные пути развития бестранспортной технологии ограничиваются тремя направлениями:

- первый, замена одного драглайна на другой и соответствующее этому изменение параметров схемы экскавации;
- второй, увеличение количества забойных и отвальных драглайнов;
- третий видоизменение схемы экскавации.

В любом случае, эти три пути глобально не приводят к увеличению доли бестранспортной вскрыши в общем объеме вынимаемых пород в карьерном поле. Эти технологические мероприятия только позволяют несколько повысить интенсификацию производства. К тому же критерий эффективности бестранспортной технологии - минимальное значение кратности перевалки вскрыши, опять же ограничивает область применения бестранспортной технологии на двух или трех уступах.

5) Таким образом, задача расширения области применения бестранспортной технологии ставится в тупиковую ситуацию и возникает необходимость отойти от классических подходов к проектированию бестранспортных схем на основе учета поперечного подвигания фронта работ.

Следует подчеркнуть, что сдерживающим фактором при разработке новых бестранспортных технологических схем является отсутствие научно-технологических и научно-методических наработок направленных на:

- отвязку естественно-наклонных бестранспортных уступов от угла падения пластов свиты;
- организацию работы одной и того же драглайна в забое и отвале;
- разнонаправленное подвигание фронта работ.

В результате проведенного анализа состояния вопроса сформулирована **цель работы:** является обоснование параметров технологии открытой разработки свиты пологопадающих пластов горизонтальными бестранспортными уступами, обеспечивающих увеличение переваливаемых объемов вскрыши.

Для достижения поставленной цели в диссертации необходимо решить следующие взаимосвязанные **задачи:**

- обосновать очерёдность открытой разработки пологопадающей залежи с формированием комплексной графо-аналитической модели рабочей зоны карьерного поля;
- оценить зависимость параметров выработки под внутренний отвал от переноса бестранспортной технологии в безугольную зону карьерного поля, оценить параметры схемы экскавации;
- оценить объемы бестранспортной перевалки вскрыши и эффективность предлагаемого технологического решения.

2. ОЧЕРЕДНОСТЬ РАЗРАБОТКИ И КОМПЛЕКСНАЯ ГРАФО-АНАЛИТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ В БЕЗУГОЛЬНОЙ И УГЛЕНАСЫЩЕННОЙ ЗОНАХ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Для решения поставленной задачи необходимо: сформировать требования к очередности разработки карьерного поля; разработать комплексную графическую и математическую модель параметров очередности производства работ в угленасыщенной и безугольной зонах карьерного поля.

2.1. Требования к параметрам и технологии сооружения выработки под внутренний отвал

Формирование требований должно учитывать фактическое состояние сложного природно-технологического комплекса [130] (Рисунок 2.1).

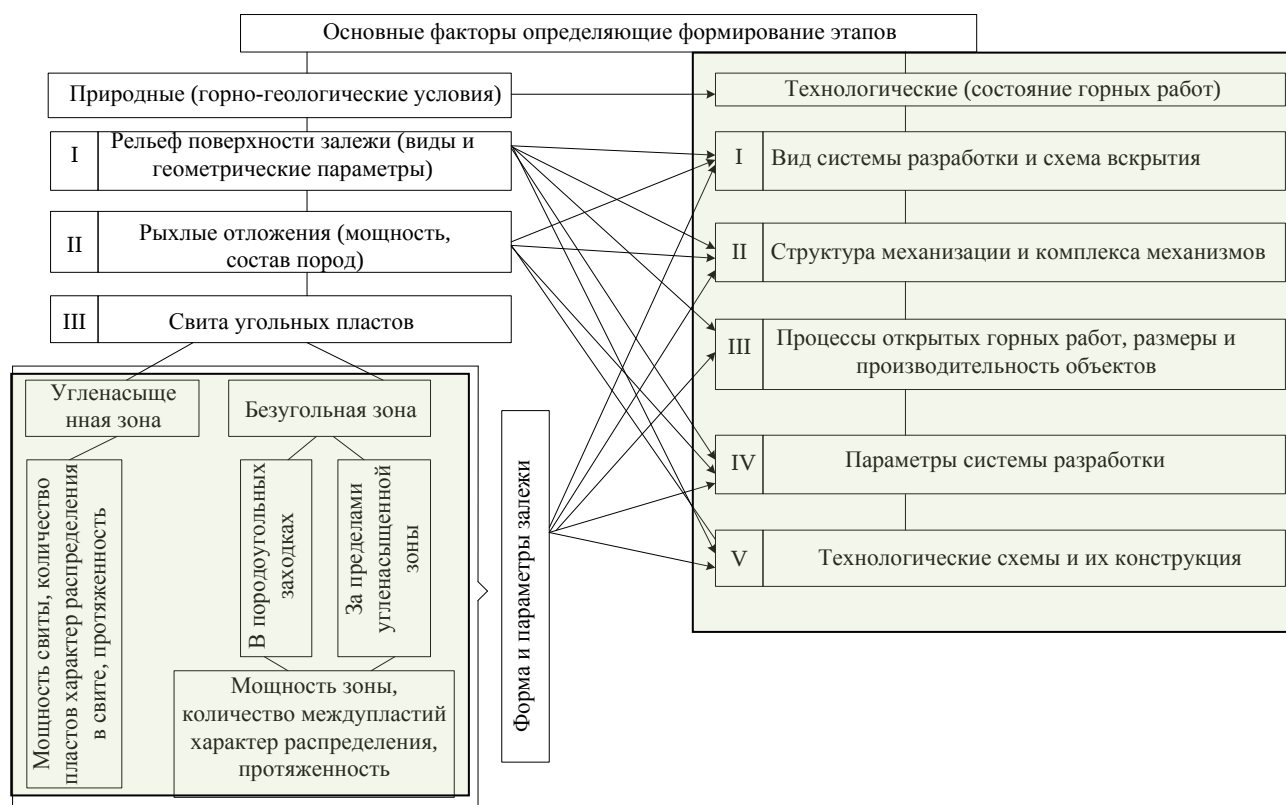


Рисунок 2.1 – Общий вид алгоритма взаимовлияния составляющих природно-технологический объект разработки пологопадающих свит пластов

Зеленым цветом на рисунке 2.1 выделены области, формирующие содержательную часть объекта и предмета исследования.

Обоснование эксплуатации карьерных полей основывается на прямом взаимовлиянии горно-геологических условий залегания пологопадающего месторождения, на параметры и показатели системы и технологии открытой разработки.

В обобщенном виде (с позиции объекта и предмета исследования) к числу природных относится: рельеф (форма и параметры); рыхлые отложения (мощность). К числу технологических, опять же с позиции объекта и предмета исследования, относится: вид системы и технологии открытой разработки; подвигание фронта вскрышных работ; параметры выработок. Учет взаимовлияния параметров и факторов будет предусмотрен через сформулированные требования и представлен в виде методики многокритериального анализа TOPSIS [1].

Принципиальным технологическим подходом является тот момент, что карьерное поле разрабатывается последовательно, очередями [99].

В опубликованных трудах [9, 12, 35, 45-47, 52, 56-58, 62, 64, 66-69, 71, 72, 76, 78-80, 86, 87, 91, 96-98, 100, 103, 105, 107, 114, 126, 132, 133, 134, 150, 152, 153, 166-168, 171, 175, 176, 181, 183] в основном предлагается выделить двух очередную разработку карьерного поля: на первом очереди создается выработанное пространство - емкость под внутренний отвал (I этап развития); на второй внутреннее отвалообразование (II этап развития). При этом существуют довольно широкий перечень систем, технологий, фронтов работ и способов регулирования режима горных работ [103, 130, 140, 143, 180]. Причем зачастую имеющие сложные пространственные и организационные связи, в силу теоретического характера [76, 167, 172].

Необходимость разбиения карьерного поля на очереди разработки вызывается несколькими основными причинами, указанными в порядке убывания значимости: видоизменение системы и технологии разработки; видоизменение подвигания фронта вскрышных работ; технологический переход с внешнего на внутреннее отвалообразование, регулирование режима горных работ и т.п.

По технологической аналогии с вышесказанным и согласно патенту 2830623 РФ [99] предусматривается разработка карьерного поля в два очереди: первая, формирование выработки под внутренний отвал, с размещением вскрыши на внешнем отвале; вторая, отработка безугольной зоны карьерного поля горизонтальными бестранспортными уступами, расположенными перпендикулярно линии простирания залежи и отработка угленасыщенной зоны с продольным фронтом работ.

Очередью или этапом разработки [130] считается ведение горных работ в карьерном поле отличающиеся существенными объемами вскрышных работ.

Сравнение особенностей углубочной продольной (УД) и сплошной поперечной (СП) системы разработки приведено в табл. 2.1.

Из таблицы 2.1. следует промежуточный вывод, что формирование условий и соответственно очередей разработки, должны полагаться в целом на основе их последующей практической применимости и в плоскости наиболее простых пространственных взаимосвязей работ в карьерном поле [139-141]. Согласно этому методическому положению и будут сформированы требования к параметрам и технологии.

Последующими руководящими принципами при формировании последовательности очередей разработки является выбор из двух основополагающих видов системы открытой разработки угольных залежей – продольной и поперечной [143], а также соответствующий им фронт вскрышных и добычных работ по простиранию свиты пластов или вскрест простирания.

Таким образом, из таблицы 2.1. видно, что углубочная продольная система разработки не удовлетворяет требованиям и необходимо использовать сплошную рабочую зону с поперечным подвиганием фронта работ.

В общем виде пространственная и организационная связь нового технологического решения определится следующими парными составляющими:

1) Эксплуатация карьерного поля очередями разработки: первая, формирование выработки во внутренний отвал; вторая, внутреннее отвалообразование;

Таблица 2.1 – Сравнительные условия и требования при разработке пологопадающей залежи с углубочной продольной (УД) и сплошной поперечной системами открытой разработки (СП)

Условия	Требования	УД	СП
Технологии перемещения вскрышных пород	Сокращение доли высокозатратной транспортной вскрыши	Преимущественная доля транспортной вскрыши	Преимущественная доля бестранспортной вскрыши
Рабочая зона и ее площадные размеры: - по падению залежи - по простиранию залежи	Стабильность или сокращение площадных размеров	Возрастают Возрастают	Убывают Постоянные
Объемы вскрышных пород	Постоянство	Возрастающие	Постоянные
Режим горных работ	Равномерность	Нарастающий и неравномерный	Постоянный и равномерный
Фронт вскрышных работ	Пространственная ориентация	По линии простирания залежи	Перпендикулярно простиранию залежи
Производства вскрышных работ и вид выемочного оборудования	Сокращение разнотипных вскрышных экскаваторов	Карьерными экскаваторами типа ЭКГ, ЭГ, ЭГО (в транспортной рабочей зоне). Тип ЭШ (в бестранспортной зоне).	На этапе создания выработки экскаваторами типа ЭШ, ЭКГ. При отработке безугольной зоны ЭШ.
Перемещение вскрышных пород на протяжении всего срока эксплуатации предприятия	Увеличение доли бестранспортной вскрыши	Карьерными автосамосвалами и перевалка драглайнами	Карьерными автосамосвалами за пределы карьерного поля на этапе строительства выработки, перевалка вскрыши безугольной зоны драглайнами
Отвалообразование и вид оборудования	Возможность использования выемочного оборудования на отвале	При транспортной технологии бульдозеры, при бестранспортной отвальным драглайном	При перевалке отвальным драглайном

2) Система открытой разработки: углубочная продольная однобортная; сплошная поперечная однобортная;

3) Подвигание фронта работ: вдоль простирания свиты пластов (продольный фронт работ); вкрест простирания свиты пластов (поперечный фронт работ).

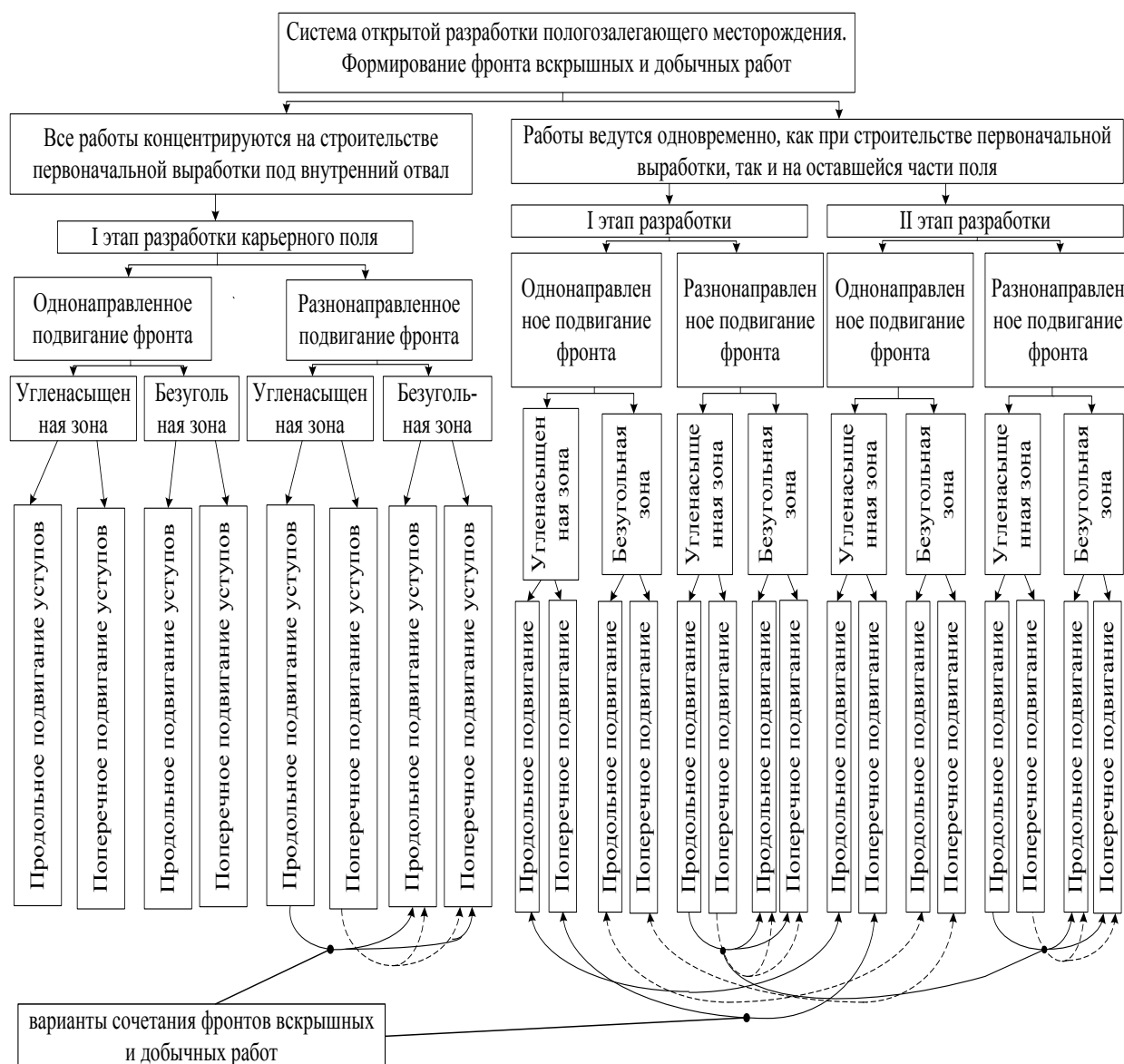
Главными параметрами карьерного поля при открытой системе разработки пологопадающих залежей являются [130]: глубина карьерного поля; ширина карьерного поля по верху и дну; длина карьерного поля по верху и дну. К другим параметрам связующим вышеназванные, являются углы наклона бортов карьерного поля: со стороны висячего бока залежи (борт погашения); со стороны лежащего бока залежи (угол падения свиты пластов); угол наклона двух торцевых бортов карьера (борт погашения); угол наклона рабочего борта (между первоначальным и последующим этапом).

Промежуточный вывод - основываясь на вышесказанном, выработка под внутренний отвал должна по своим параметрам удовлетворять условиям размещения вскрышных пород из безугольной и угленасыщенной зон карьерного поля. Это главное требование, тогда параметры первого и второго этапов рассматриваются в их единой взаимосвязи.

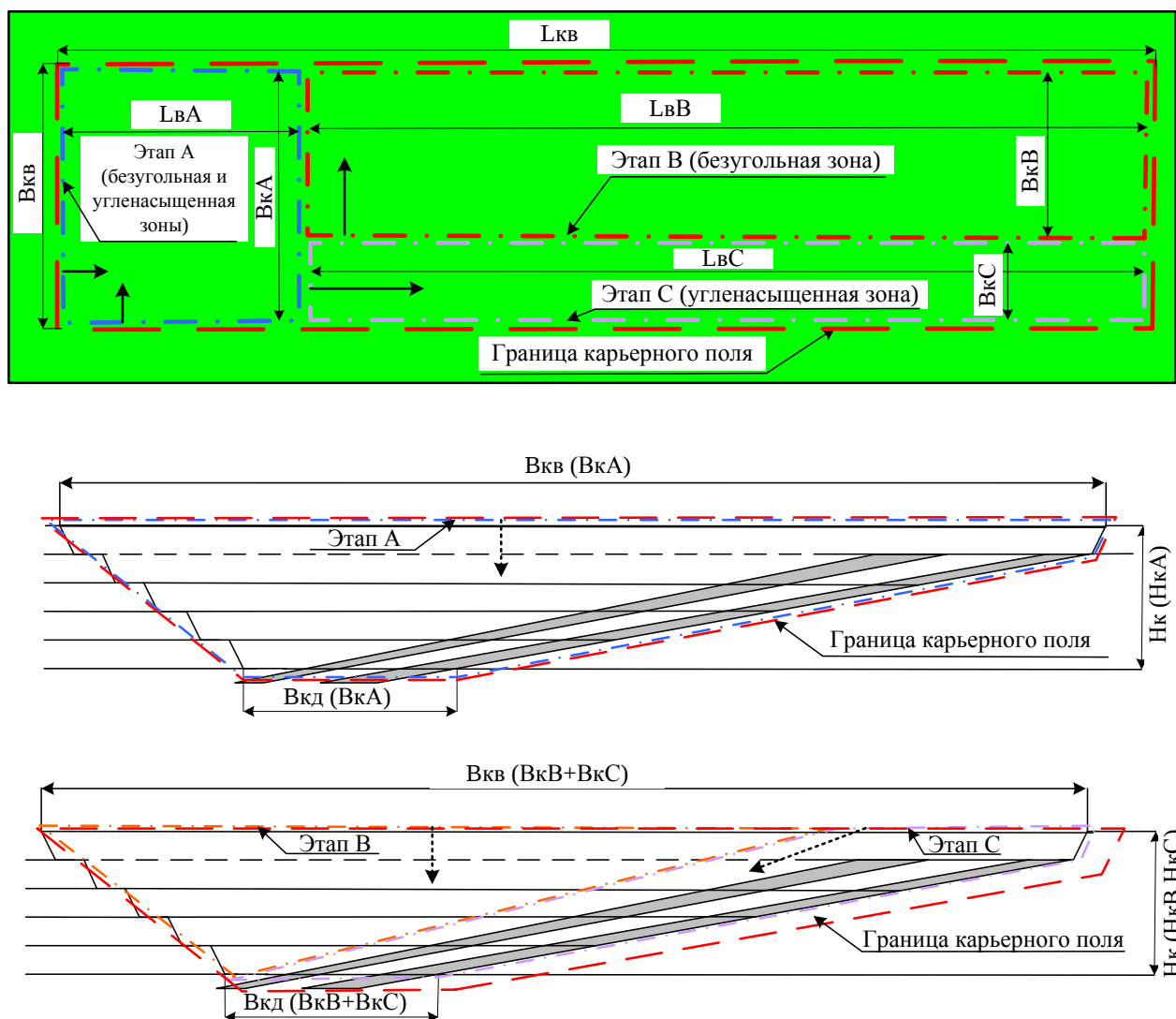
Согласно патенту на изобретение [99] первоначальную выработку под внутренний отвал целесообразно размещать в торце карьерного поля.

Применяя принципы изложенные выше, предлагается выделить очереди разработки, обозначим их в дальнейшем как А, В, С [99] (Рисунок 2.2а). Одновременно в период строительства выработки под внутренний отвал могут отрабатываться этапы разработки В и С, как параллельно, так и последовательно (Рисунок 2.2б).

На этапе А выполняемые работы заключается в разработке, как угленасыщенной, так и безугольной зон в пределах первоначальной выработки под внутренний отвал. На этапе В работы предполагают разработку безугольной зоны, а на этапе С осуществляется выемка в пределах угленасыщенной зоны. Следовательно, для учета взаимосвязи главных параметров карьерного поля с параметрами этапов и свиты пологих пластов необходимо привести их обозначение.



в)



а) схема формирования фронта работ по этапам и зонам карьерного поля; б) раскройка плана карьерного поля на этапы с подвиганием и углублением работ; в) взаимосвязь параметров

Рисунок 2.2 – Обще принципиальная схема формирования этапов разработки и разновидностей системы разработки

Из рисунка 2.2в определяются эти параметры (расчет в последующем производится в метрах или километрах): $Н_{к}$, $Н_{кА}$, $Н_{кВ}$, $Н_{кС}$ – соответственно, глубина карьерного поля и на этапах разработки А, В, С; $L_{кв}$, $L_{кА}$, $L_{кВ}$, $L_{кС}$ – соответственно, длина карьерного поля по верху и на этапах разработки А, В, С; $В_{кв}$, $В_{кА}$, $В_{кВ}$, $В_{кС}$ – соответственно, ширина карьерного поля по верху и на этапах разработки А, В, С. На этапах А, В, С (рисунок 2.2в) показано: черными стрелками направление подвигания и углубления фронта работ; красная пунктирная линия, границы карьерного поля; красная штрих пунктирная линия, гра-

ницы этапа В (безугольная зона); синяя штрихпунктирная линия границы, границы этапа первоначальной емкости под внутренний отвал; фиолетовая штрихпунктирная, границы этапа С; зеленым цветом показана поверхность месторождения; угол наклона борта, $\gamma_{\text{п}}$.

Таким образом, предлагается обозначение главных параметров карьерного поля и этапов разработки с последующим определением вида технологии перемещения вскрышных пород из забоя, либо на внешний или внутренний отвал.

Из обозначенных выше позиций определим, что параметрами выработки под внутренний отвал, будут данные, представленные в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Параметры выработки под внутренний отвал

№ п.п.	Наименование параметра	Обозначение	Ед. изм
1	Длина этапа А по дну; по верху	$L_{\text{дА}}; L_{\text{вА}}$	м.
2	Ширина этапа А по дну; по верху	$B_{\text{дА}}; B_{\text{вА}}$	м.
3	Глубина этапа А	$H_{\text{кА}}$	м.
4	Углы откосов бортов: в торце карьерного поля рабочего, на границе этапов А и В со стороны висячего бока залежи со стороны лежачего бока залежи	$\gamma_{\text{т}}$ $\gamma_{\text{рб}}$ $\gamma_{\text{п}}$ α	град. град. град. град.
5	Объем породы, вывозимый на внешние отвалы	$V_{\text{п.внеш}}$	тыс. м ³
6	Длина транспортирования вскрышных пород на внешний отвал при разработке этапа А	$l_{\text{трА}}^{\text{ср}}$	м.
7	Доля вскрышных пород вынутых на этапе А по транспортно-технологии	$\delta_{\text{трА}}$	д.е.

Часть данных, не представленных на рисунке 2.2 и определяющих параметры выработки под внутренний отвал (табл. 2.2) детализировано будут представлены далее в комплексной графо-аналитической модели. Параметры залежи всегда находятся во взаимосвязи с параметрами системы и технологии разработки.

2.2 Графическая модель параметров строительства выработки под внутренний отвал

Как уже отмечалось в п.2.1 карьерное поле необходимо разбивать на последовательную отработку этапов. Для этого карьерное поле (Рисунок 2.3а,б) с имеющимися граничными контурами по поверхности имеет параметры длину $L_{кв}$ и ширину $B_{кв}$. Их обобщенные значения для разрезов Кузбасса с бестранспортной технологией установлены в главе 1.

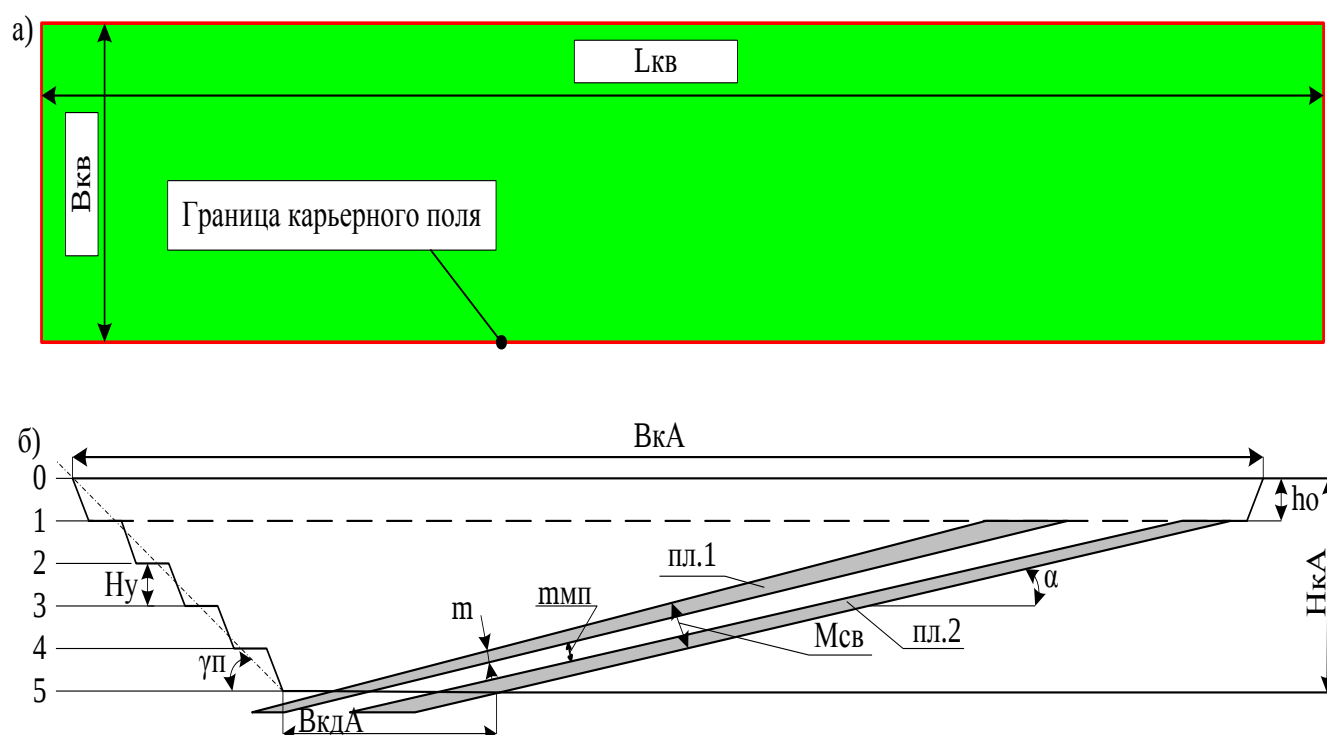


Рисунок 2.3 – План и угленасыщенная зона карьерного поля на этапе разработки А с параметрами

Протяжённость залежи определяет техническую возможность применения этапов разработки [139-141], а также размеры карьерного поля по простиранию, масштабы производства и эффективность технологии.

Ширина карьерного поля по верху будет ограничительным параметром для ширины этапа А по дневной поверхности ВкА. Ширина дна карьерного поля приравнивается к ширине этапа А и обозначен, как параметр ВкдА. Глубина карьерного поля Нк будет равна глубине этапа А с обозначением параметра НкА.

Следует отметить, что установление величины граничного коэффициента вскрыши не входит в перечень поставленных задач диссертации. Тогда, определение функциональной зависимости глубины горных работ от величины граничного коэффициента вскрыши может быть определено на укрупненных значениях параметров карьерных полей Кузнецкого бассейна, где используется комбинированная транспортно-бестранспортная технология (глава 1). Следовательно, предельная глубина карьерного поля принимается в расчетах не более 300м, и, тогда ограничительное значение параметра НкА=300м (см. табл. 1.5).

Рельеф поверхности может определять техническую возможность применения поэтапной разработки и характеризуется мощностью рыхлых отложений h_0 (Рисунок 2.3б), этот параметр влияет на глубину отработки, величину граничного коэффициента вскрыши и схему вскрытия карьерного поля.

Мощность рыхлых отложений может определять экономическую целесообразность применения поэтапной разработки в части объёма горно-строительных работ [139-141]. При строительстве первоначальной выработки под внутренний отвал при углублении горных работ от поверхности с порядковым номером уступа 0 и до дна карьерного поля с порядковым номером уступа 5, необходимо учитывать высоту уступа H_y , определяемую по виду выемочного оборудования (таблица 2.1).

В угленасыщенной зоне карьерного поля (H_y) определяется видом применяемого экскаватора, например в настоящем исследовании принимается тип «ЭГО». В безугольной зоне (H_y) зависит от вида применяемого оборудования и определяется по известным рекомендациям [130, 162, 163].

Существенное влияние на горно-строительные работы оказывает угол наклона борта со стороны висячего бока залежи γ [3].

Схемы вскрытия первоначального этапа достаточно широко представлены в работах [60, 61, 63, 78, 141, 143, 149, 150, 154] и выбираются путем перебора вариантов и их оценкой по выбранным критериям. Для рассматриваемых условий рекомендовано использовать два набора вскрывающих выработок: первоначально для строительства карьера первой очереди капитальную траншею внешнего заложения, расположенную в месте выезда из карьерного поля и обеспечивающей минимальный путь по направлению к месторасположению внешнего отвала; в процессе углубления горных работ наиболее целесообразно использовать скользящие съезды, опять же располагаемые с учетом минимума дальности транспортирования уже только во внутренний отвал.

Параметры угленасыщенной зоны (Рисунок 2.3б), для этапа А, аналогичны С, и принимаются следующие: α - угол падения пласта свиты, град.; m – нормальная мощность пласта свиты, м; $m_{мп}$ - нормальная мощность породных междупластьев, м ; $M_{св}$ – нормальная мощность свиты, м.

Расчет параметров выемки угленасыщенной зоны экскаватором типа ЭГО представлен в главе 3.

Общая последовательность формирования этапа разработки А представлена в виде графической схемы (Рисунок 2.4а,б,в).

На рисунке 2.4а в профиле и плане горных работ показано положение при сооружении емкости под внутренний отвал, когда убраны рыхлые отложения и обнажены от покрывающих пород выходы под наносы угольные пласты, для наглядности показаны два пласта свиты. При углублении горных работ промежуточное положение графически показано на уступе с порядковым номером 3 (Рисунок 2.4б), а момент окончательного положения горных работ формирующим карьер первой очереди проиллюстрирован в качестве примера на уступе с порядковым номером 5.

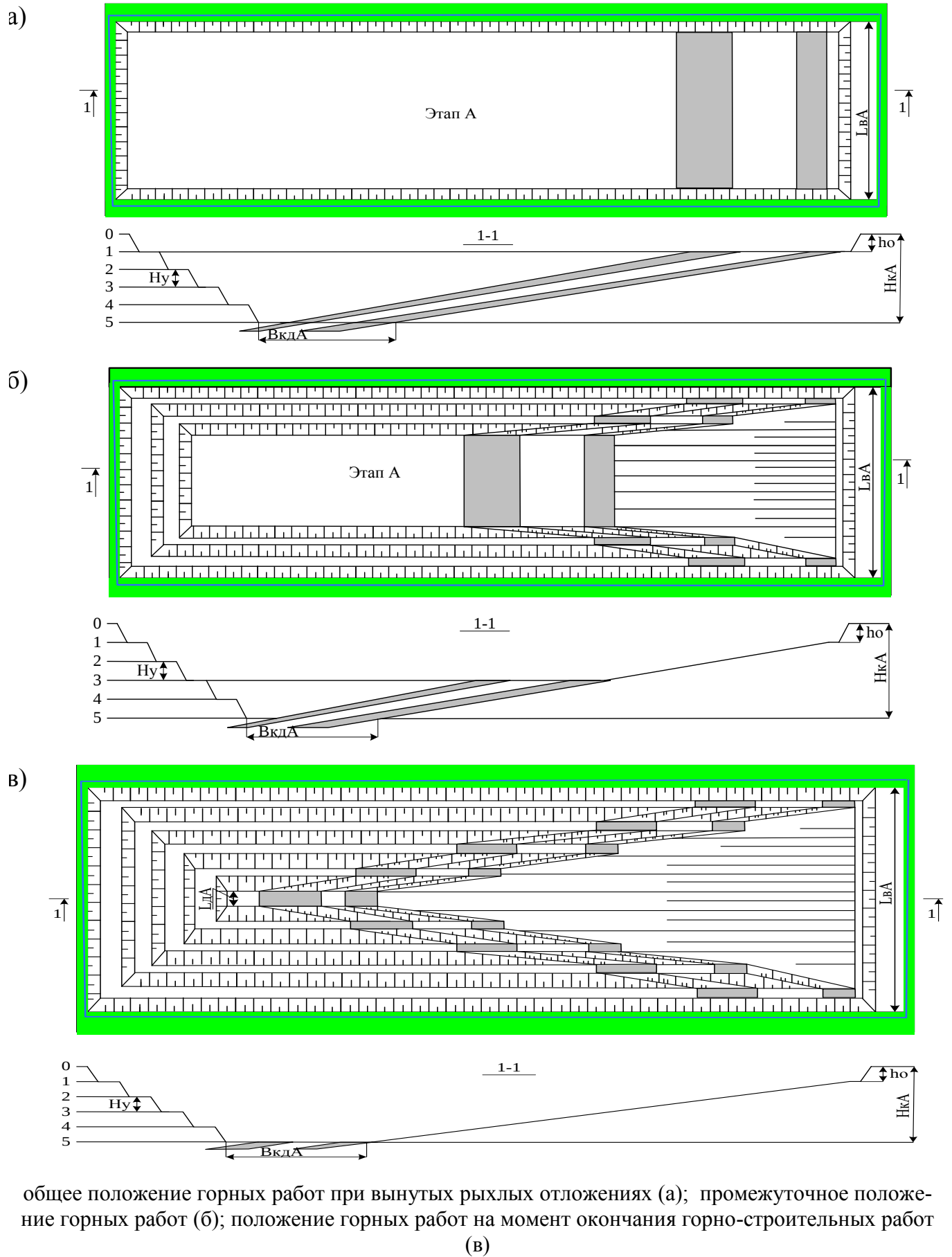


Рисунок 2.4 – Общий вид плана и профиля горных работ на этапе разработки А

На рисунке 2.4в определяющим конечное положение этапа разработки А представлен параметр $L_{дА}$, функционально определяемый двумя граничными величинами: минимальная; максимальная.

Параметр $L_{вА}$ является производным от выбранного значения длины дна, аналитические выражения выбора $L_{дА}$ приведены в п.2.3.

2.3. Математическая модель параметров выработки под внутренним отвалом

Согласно ранее представленному пространственному делению карьерного поля на этапы разработки (графическая модель) формируется перечень аналитических выражений составляющих математическую модель, как в целом по карьерному полю, так и для отдельных этапов разработки. Этапы разработки А, В и С связаны между собой, то и аналитические выражения определения их параметров будут рассматриваться в их единой взаимосвязи.

Ограничивающими параметрами этапов разработки в данном случае будут главные параметры карьерного поля – длина по верху ($L_{кв}$) и низу ($L_{кд}$), ширина по верху ($B_{кв}$) и низу $B_{кд}$, а также предельная глубина карьерного поля (H_k).

Тогда приняв вышесказанное за ограничительные параметры, по простиранию залежи этапы ограничиваются следующей группой величин, определяемых суммированием и вычитанием длин по каждому этапу разработки

$$\begin{aligned} L_{кв} &= L_{вА} + L_{вВ}; L_{кд} = L_{дА} + L_{дВ} \\ L_{вА} &= L_{кв} - L_{вВ}; L_{дА} = L_{кд} - L_{дВ} \\ L_{вВ} &= L_k - L_{вА}; L_{дВ} = L_k - L_{дА} \\ L_{вС} &= L_{вВ}; L_{дС} = L_{дВ} \end{aligned} \quad (2.1)$$

Максимальная длина первоначальной емкости по дну $L_{вА}^{max}$ согласно организации производства работ драглайном на рабочем борту карьерного поля представленном в виде горизонтальных уступов в пределах этапа разработки В, определится исходя из размещения породы в одноярусный внутренний бестранс-

портный отвал и устанавливается из условия обеспечения размещения вскрышной породы из забойной стороны

$$L_{BA}^{max} = \sum_{i=1}^n (A \cdot K_p) \quad (2.2)$$

где n - количество горизонтальных уступов безугольной зоны (этапа разработки В) разрабатываемых по бестранспортной технологии, шт.; A - ширина бестранспортной заходки этапа В, разрабатываемого горизонтальными уступами, м; K_p - коэффициент разрыхления вскрышных пород.

При работе вскрышного драглайна на забойной стороне карьерного поля на этапе разработки В высота уступа $H_y^{бтр}$ определяется глубиной черпания забойного драглайна

$$H_y^{бтр} \leq H_q^{max} \quad (2.3)$$

Приняв равенство конечной глубины карьерного поля H_k и количества горизонтальных уступов, отрабатываемых по бестранспортной технологии $n^{бтр}$, определяем максимальное количество уступов отрабатываемых по бестранспортной технологии

$$n^{бтр} = H_k \quad (2.4)$$

где H_k - глубина карьерного поля, м.

С учетом рекомендации [131], обеспечение качества параметров БВР для бестранспортной технологии достигается ограничением высоты бестранспортного уступа до 30м., что поясняется отклонением скважин от своих проектных параметров от глубины бурения. Тогда, проектную высоту уступа при работе шагающих экскаваторов можно рекомендовать в пределах 25÷30м [144].

Минимальная длина первоначальной емкости по дну L_{BA}^{min} определится размещением вскрышных пород в многоярусный внутренний бестранспортный отвал и укладываемый на наклонном основании почвы стратиграфически нижнего пласта свиты

$$L_{BA}^{min} = H_k \cdot (\operatorname{ctg} \gamma_o^{бтр} - \operatorname{ctg} \gamma_{II}) \quad (2.5)$$

где $\text{ctg } \gamma_0^{\text{бтр}}$ - генеральный угол откоса внутреннего бестранспортного отвала, град.; γ_{Π} - угол погашения торцевого борта карьера ограничивающего размещение внутреннего бестранспортного отвала по длине первоначальной емкости, град.

Условие выбора длины первоначальной емкости по дну $L_{\text{BA}}^{\text{min}}$ должна ограничиваться обеспечением минимального коэффициента переэкскавации при работе отвального драглайна

$$K_{\text{пэ}}^{\text{min}} = f(L_{\text{BA}}^{\text{min}}) \quad (2.6)$$

где $K_{\text{пэ}}^{\text{min}}$ - минимальный коэффициент переэкскавации вскрышных пород.

Следует отметить, что забойный драглайн сбрасывает породу, поэтому согласно терминологии, обозначающей коэффициент переэкскавации и приведенной в работе [130], расчет $K_{\text{пэ}}^{\text{min}}$ ведется только по отвальному драглайну.

Окончательно глубина карьерного поля H_K отрабатываемого по бестранспортной (этап разработки В) и транспортной технологиям (этап разработки С) определится условием выбора между максимальной и минимальной длиной первоначальной емкости по дну

$$n^{\text{бтр}} \cdot H_y^{\text{бтр}} \leq (L_{\text{BA}}^{\text{max}}; L_{\text{BA}}^{\text{min}}) \leq K_{\text{пэ}}^{\text{min}} \quad (2.7)$$

В свою очередь ширина карьерного поля определится следующим образом.

На этапе разработки А, В, С по верху и низу их ширина составит

$$B_{\text{KB}} = B_{\text{BA}} = B_{\text{ВБ}} + B_{\text{ВС}} \quad (2.8)$$

$$B_{\text{KD}} = B_{\text{ДА}} = B_{\text{ДВ}} + B_{\text{ДС}}$$

Минимальная ширина дна в пределах угленасыщенной зоны определяется в свою очередь схемой вскрытия нижнего горизонта и мощностью отрабатываемой свиты пластов

$$B_{\text{KD}} = B_{\text{ДА}} = B_{\text{ДВ}} + B_{\text{ДС}} = A_{\text{э}} + T + \left(\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj} \right) \quad (2.9)$$

где $A_{\text{э}}$ - ширина экскаваторной заходки, м., T - ширина транспортной полосы, м., m_{yi} - горизонтальная мощность i -го угольного пласта свиты, м., n - коли-

чество угольных пластов свиты, m_{nj} – мощность j -го породного междупластья, м., k – количество породных междупластьев.

$$B_{KB} = B_{BA} = B_{BB} + B_{BC} = B_{KD} + 2 \cdot H_K (\operatorname{ctg} \gamma_{\Pi} + \operatorname{ctg} \alpha) \quad (2.10)$$

где α – угол падения свиты пластов, град.

Глубина карьерного поля (H_K) определится следующим равенством $H_K = H_{KA} = H_{KB} = H_{KC} = 300$ м.

Следует особо отметить, что поверх внутреннего бестранспортного отвала отсыпается объем вскрышной породы перемещаемой из этапа разработки С по транспортной технологии. Тогда длина емкости должна корректироваться с учетом размещения пород из этапа разработки С.

Для оценки объемов горной массы, разрабатываемой на пологопадающих месторождениях, можно визуальнo представить в поперечном сечении карьерного поля, что в укрупненном представлении рабочая зона идентифицируется, как треугольник с ломаными сторонами. Основание это дневная поверхность (B_{KB}), а два катета определяются отрезками характеризующими борта погашения на этапах разработки А и В, а на этапе С ограничивающий разработку по падению залежи – почвой стратиграфически нижнего пласта свиты намечаемого к отработке в данном карьерном поле.

Объем породы, вывозимый на внешние отвалы ($V_{\text{п.внеш}}$) при разработке этапа А составит

$$V_{\text{п.внеш}} = V_{BA} - V_{3A} \cdot (1 - K_{\Pi}) \quad (2.11)$$

где V_{BA} – объем этапа А, тыс. м³, V_{3A} – объем запасов угля в границах этапа А, тыс. т., K_{Π} – коэффициент потерь.

Объем этапа разработки А составит

$$V_{BA} = \frac{S_{дA} + S_{BA}}{2} \cdot H_K \quad (2.12)$$

где $S_{дA}$ – площадь дна этапа А, м², S_{BA} – площадь этапа А по верху, м².

$$S_{дA} = S_{дB} + S_{дC} \quad (2.13)$$

$$S_{BA} = S_{BB} + S_{BC}$$

где $S_{дВ}, S_{дС}$ – соответственно площадь этапов В и С по дну, $м^2$, $S_{вВ}, S_{вС}$ – соответственно площадь этапов В и С по верху, $м^2$.

$$S_{дА} = (A_э + T + (\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj})) \cdot L_{дА} \quad (2.14)$$

$$S_{вА} = ((A_э + T + (\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj})) + 2 \cdot H_k(\text{ctg}\gamma_{\Pi} + \text{ctg}\alpha)) \cdot L_{дА} \quad (2.15)$$

$$V_{вА} = \frac{((A_э + T + (\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj})) \cdot L_{дА}) + ((A_э + T + (\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj})) + 2 \cdot H_k(\text{ctg}\gamma_{\Pi} + \text{ctg}\alpha)) \cdot L_{дА}}{2} \cdot H_{кА} \quad (2.16)$$

Рассчитав среднюю длину через выражение $L_{срА} = 0,5(L_{вА} + L_{дА})$ можно сократить формулу объема вынимаемого на этапе А

$$V_{вА} = [(A_э + T + (\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj})) + ((\text{ctg}\gamma_{\Pi} + \text{ctg}\alpha) \cdot L_{срА})) \cdot H_{кА}] \cdot 2 \cdot R_{ч}^{max} + B \quad (2.17)$$

$$V_{зА} = (\sum_{i=1}^n m_{yi} \cdot \gamma_y) + 0,5(L_{вА} + L_{дА}) \cdot H_{кА} \quad (2.18)$$

где B - ширина бермы, размещаемой на борту карьера на этапе А, м., γ_y - плотность угольных пластов, т/м³.

Средняя длина транспортирования вскрышных пород на внешний отвал при разработке этапа А составит

$$l_{трА}^{ср} = L_{срА} + \frac{1000h_{цт}}{i} + ((0,5 \cdot (A_э + T + (\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj})) + 2 \cdot H_k(\text{ctg}\gamma_{\Pi} + \text{ctg}\alpha)) + l_{вн} \quad (2.19)$$

где $h_{цт}$ - высота центра тяжести этапа А относительно дневной поверхности, м., $l_{вн}$ - расстояние транспортирования вскрыши от границ карьерного поля до внешнего отвала, м.

$$h_{цт} = H_k - \frac{L_{срА} - L_{дА}}{\text{ctg}\gamma_{\Pi} + \text{ctg}\gamma_{рб}^{бтр}} \quad (2.20)$$

где $\gamma_{рб}^{бтр}$ - угол наклона бестранспортного рабочего борта на этапе В, град.

При переходе на внутреннее отвалообразование средняя длина транспортирования вскрышных пород внутри рабочей зоны из этапа С в этап А составит

$$l_{\text{трС}} = 0,5 \cdot \left[2 \left((A_{\text{э}} + T + H_{\text{yc}} \cdot \text{ctg} \beta_0 + \sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj}) + (H_{\text{к}} - H_{\text{yc}}) \cdot (\text{ctg} \gamma_{\text{пб}}^{\text{бтр}} + \text{ctg} \gamma_0) + ((A_{\text{э}} + T + H_{\text{yc}} \cdot \text{ctg} \beta_0 + \sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj} + 2 \cdot H_{\text{к}} (\text{ctg} \gamma_{\text{п}} + \text{ctg} \alpha)) \right) \right] \quad (2.21)$$

где $H_{\text{yc}} = H_{\text{y}}^{\text{тр}}$, высота уступа, м., β_0 - угол откоса отвального яруса, град.

Средневзвешенная длина транспортирования вскрышных пород при отработке этапов А и С

$$L_{\text{тр}}^{\text{ср}} = \delta_{\text{трА}} \cdot l_{\text{трА}}^{\text{ср}} + \delta_{\text{трС}} \cdot l_{\text{трС}} \quad (2.22)$$

где $\delta_{\text{трА}}$ - доля вскрышных пород вынутых на этапе А по транспортной технологии, д.е., $\delta_{\text{трС}}$ - доля вскрышных пород вынутых на этапе С по транспортной технологии, д.е.

$$\delta_{\text{трА}} = \frac{V_{\text{п.внеш}}}{V_{\text{п.внеш}} + V_{\text{пБ}} + V_{\text{пС}}} \quad (2.23)$$

где $V_{\text{пБ}} = V_{\text{в}}^{\text{бтр}}$ - объем вскрышных пород разрабатываемых на этапе Б по бестранспортной технологии, тыс.м³, $V_{\text{пС}} = V_{\text{в}}^{\text{тр}}$ - объем вскрышных пород разрабатываемых на этапе С по транспортной технологии; тыс.м³.

Доля внутреннего отвалообразования ($\delta_{\text{вн}}$) суммарно составляет объем вскрыши, обрабатываемой на этапах В (бестранспортная вскрыша) и С (транспортная вскрыша)

$$\delta_{\text{вн}} = \delta_{\text{бтрВ}} + \delta_{\text{трС}} \quad (2.24)$$

$$\delta_{\text{вн}} = \frac{V_{\text{пБ}} + V_{\text{пС}}}{V_{\text{п.внеш}} + V_{\text{пБ}} + V_{\text{пС}}} = 1 - \delta_{\text{трА}} \quad (2.25)$$

где $\delta_{\text{бтрВ}}$ - доля вскрышных пород, складываемых во внутренний бестранспортный отвал при разработке этапа В.

Параметры разработки угленасыщенной зоны карьерного поля на этапе С определяются следующими объемами: производство добычных работ по выемке свиты пологопадающих пластов; вскрышные работы по междупластьям; производство углубочных работ.

Такой параметр этапа С, как объемы запасов полезного ископаемого (V_{3C}) должны обеспечивать заданный уровень производственной мощности горнодобывающего предприятия (A_{Γ})

$$V_{3C} = \sum_{i=1}^n m_{yi} \cdot \gamma_y \cdot \frac{L_{BC} + L_{DC}}{2} \cdot H_{KC} \cdot (1 - K_{\Pi}) \quad (2.26)$$

Отсюда требуемая длина фронта работ (L_c) в угленасыщенной зоне составит с учетом объемов вскрышных работ над стратиграфически верхнем пласте свиты намечаемым к отработке составит

$$L_c = 0,5 (L_{BC} + L_{DC}) \quad (2.27)$$

$$= \frac{A_{\Gamma}}{((\sum_{i=1}^n m_{yi} \cdot \gamma_y \cdot (1 - K_{\Pi})) + \sum_{j=1}^k m_{nj}) + (A_{\text{э}} + T) \cdot H_{KC}}$$

Объемы производства вскрышных работ над намечаемым к отработке стратиграфически верхнем пласте свиты производятся по транспортной технологии, связанные с необходимостью размещения горнотранспортного оборудования. Необходимость дополнительных работ исключается при условии обеспечения бестранспортным вскрышным фронтом доступа именно к этому пласту, в остальных условиях (формула 2.27) должно выполняться за счет обеспечения суммарной длины добычного фронта при выемке остальных пластов свиты. Иными словами, нет необходимости производить дополнительный отгон вскрышного фронта работ по транспортной технологии в безугольной зоне.

Длину этапа А с учетом размещения вскрышных пород из этапа С проверяют по выражению

$$L_{дА} = L_c + H_{KC} \cdot (\text{ctg } \gamma_o^{\text{тр}} - \text{ctg } \gamma_{\Pi}) \quad (2.28)$$

где $\gamma_o^{\text{тр}}$ - генеральный угол внутреннего транспортного отвала, град.

Ширина этапа С зависит от горизонта отработки слоя, на самом верхнем рабочем горизонте это будет проекция угленасыщенной зоны на горизонтальную плоскость, а при углублении горных работ до конечных контуров карьерного поля добавляются и условия размещения оборудования для выемки стратиграфически верхнего пласта свиты

$$B_{BC0} = \left(\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj} \right) + 2h_0 \cdot ctg\beta_0 \quad (2.29)$$

$$B_{BC1} = \left(\left(\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj} \right) + 2h_0 \cdot ctg\beta_0 \right) + A_3 + T \quad (2.30)$$

где h_0 - мощность рыхлых отложений, м., β_0 - угол откоса уступа при выемке рыхлых отложений, град., 0 – порядковый номер разработки уступа по рыхлым отложениям этапа С, 1 и так далее порядковый номер разработки скального уступа этапа С.

В общем случае выражение для определения ширины этапа имеет вид

$$B_{BCn} = B_{дС} + 2[H_{КС} - (n_c - 1) \cdot h_0] \cdot (ctg\gamma_n + ctg\alpha) \quad (2.31)$$

где n_c - порядковый номер разработки рабочих уступов этапа С относительно дневной поверхности (1,2,3,... n_c).

Объем горной массы этапа С составит (тыс.м³)

$$V_{BC} = \frac{((L_{BC} \cdot [(\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj}) + 2h_0 \cdot ctg\beta_0] + (L_{дС} \cdot [((\sum_{i=1}^n m_{yi} + \sum_{j=1}^k m_{nj}) + 2h_0 \cdot ctg\beta_0) + A_3 + T]))}{2} \quad (2.32)$$

или в общем виде

$$V_{BC} = L_c \cdot [B_{дС} + 2[H_{КС} - (n_c - 1) \cdot h_0] \cdot (ctg\gamma_n + ctg\alpha)] \quad (2.33)$$

Объем вскрышных работ этапа В определится следующим образом

$$V_{BB} = \frac{S_{дВ} + S_{вВ}}{2} \cdot H_{KB} \quad (2.34)$$

где $S_{дВ}$ – площадь дна этапа В, м², $S_{вВ}$ - площадь этапа В по верху, м².

Ширина дна карьерного поля должна минимально обеспечивать вращение драглайна, а также размещение бермы на борту карьера со стороны висячего бока залежи, тогда

$$B_{\text{кд}} = 2 \cdot R_{\text{ч}}^{\text{max}} + B \quad (2.35)$$

$$S_{\text{дв}} = B_{\text{дв}} \cdot L_{\text{дв}} \quad (2.36)$$

где B - ширина бермы, размещаемой на борту карьера на последнем рабочем горизонте карьерного поля на этапе В, м.

Ширина карьерного поля по верху на этапе В

$$B_{\text{вв}} = B_{\text{кд}} + 2 \cdot H_{\text{кв}}(\text{ctg}\gamma_{\text{п}} + \text{ctg}\alpha) \quad (2.37)$$

$$S_{\text{вв}} = B_{\text{вв}} \cdot L_{\text{вв}} \quad (2.38)$$

Окончательно объем вскрышных пород на этапе В запишется

$$V_{\text{вв}} = \frac{([2 \cdot R_{\text{ч}}^{\text{max}} + B] \cdot L_{\text{дв}}) + ([B_{\text{кд}} + 2 \cdot H_{\text{кв}}(\text{ctg}\gamma_{\text{п}} + \text{ctg}\alpha)] \cdot L_{\text{вв}})}{2} \cdot H_{\text{кв}} \quad (2.39)$$

Таким образом, разработанная математическая модель (формулы 2.1-2.39) позволяет определять параметры этапов разработки.

2.4. Оценка технологического решения на соответствие требованиям многокритериального анализа TOPSIS

В данном исследовании, правильность выбора последовательности разработки этапов, следует производить через оценку критериев на основе метода TOPSIS (метод упорядоченного предпочтения через сходство с идеальным решением) [1], преимуществом которого является возможность решения технико-экономической задачи принятия решений при бесконечном числе альтернатив.

Алгоритм метода TOPSIS:

1. Пусть $\{C\} = \{c_i\}$ – множество оцениваемых критериев, $A = \{a_j\}$ – множество потенциальных параметров и показателей, на основании которых строится матрица значений критериев $X = (x_{ij})$.

Для получения матрицы нормированных значений критериев $P = (p_{ij})$, критерии переводятся в безразмерный вид по формуле:

$$P_{ij} = \frac{x_{ij}}{\sqrt{\sum_{j=1}^n (x_{ij}^2)}} \quad (2.40)$$

2. Затем строится матрица взвешенных значений критериев, где коэффициенты веса $\omega_i \in [0,1]$. Матрицу нормализованных взвешенных значений можно представить в виде:

$$\tilde{P} = (\omega_i p_{ij}) = (\tilde{p}_{ij}) \quad (2.41)$$

3. На следующем этапе находятся идеально-позитивное и идеально-негативное решения.

$$A^+ = (\max(\tilde{p}_{11}), \dots, \max(\tilde{p}_{1n})) = (\tilde{P}_1^+, \dots, \tilde{P}_n^+) \quad (2.42)$$

$$A^- = (\min(\tilde{p}_{11}), \dots, \min(\tilde{p}_{1n})) = (\tilde{P}_1^-, \dots, \tilde{P}_n^-) \quad (2.43)$$

Затем определяются расстояния от альтернатив до идеально-позитивных и идеально-негативных решений.

$$S_j^+ = \sqrt{\sum_{j=1}^n (\tilde{P}_1^+ - \tilde{p}_{ij})^2}, j = \overline{1, n} \quad (2.44)$$

$$S_j^- = \sqrt{\sum_{j=1}^n (\tilde{P}_1^- - \tilde{p}_{ij})^2}, j = \overline{1, n} \quad (2.45)$$

4. Последним шагом будет нахождение относительной близости к идеально-позитивному решению по формуле:

$$P_j^+ = \frac{S_j^-}{S_j^+ + S_j^-} \quad (2.46)$$

И выбирается альтернатива, для которой значение относительной близости будет ближе к единице.

Для оценки наилучшего варианта рассматриваем следующие сценарно-концентрационные варианты производства работ: 1) существующее технологическое решение (обозначим, как вариант A1); 2) предлагаемое технологическое решение, при последовательной разработке этапов $A \rightarrow B \rightarrow C$ (A2); 3) то же при по-

последовательной и затем параллельной разработке этапов $A \rightarrow B, C$ (A3); 4) то же при последовательной разработке этапов $A \rightarrow C \rightarrow B$ (A4).

При каждом решении A1, A2, A3, A4 рассматриваем их сравнении по выбранным критериям, основой критериев служит матрица оценки по шкале в десять баллов. Ранги критериев представлены в виде коэффициентов веса и отражены в таблицах 2.3 и 2.4.

Предлагаются следующие критерии: объемы перемещения вскрышных пород на внешний или внутренний отвал (обозначим, как критерий K1); объемы вскрышных работ (критерий K2); объемы добычных работ (критерий K3); постоянство пространственных размеров рабочей зоны (критерий K4); возможность регулирования режима горных работ (критерий K5); однотипность вскрышного и отвального оборудования (критерий K6); технология, организация работ и производительность оборудования при перемещении вскрышных пород из забоя в отвал (критерий K7).

Таблица 2.3 – Оценки критериев по десятибалльной шкале

Критерии	Оценки критериев			
	вариант A1	вариант A2	вариант A3	вариант A4
K1	6	4	7	9
K2	8	5	8	7
K3	7	6	8	6
K4	9	5	6	8
K5	3	3	4	6
K6	5	7	4	8
K7	4	2	5	6

Таблица 2.4 – Веса критериев

Критерии	Веса критериев
K1	0,260
K2	0,210
K3	0,177
K4	0,158
K5	0,135
K6	0,128
K7	0,169

По формуле (2.40) определяем нормированные значения альтернатив, данные представлены в таблице 2.5 и 2.6.

Таблица 2.5 – Перевод исходной матрицы в безразмерный вид

Критерии	Значения x_{ij}^2				$\sqrt{\sum_{j=1}^n (x_{ij}^2)}$
	вариант А1	вариант А2	вариант А3	вариант А4	
К1	54	38	66	82	12,466
К2	76	49	71	80	9,065
К3	65	72	83	59	12,608
К4	84	47	66	77	11,530
К5	24	35	51	58	13,258
К6	36	69	28	69	10,189
К7	31	15	44	70	12,540

Таблица 2.5 – Нормирование оценки альтернатив

Критерии	Произведение веса и критерия на оценку			
	вариант А1	вариант А2	вариант А3	вариант А4
К1	0,624	0,3822	0,677	0,881
К2	0,735	0,458	0,803	0,644
К3	0,693	0,587	0,725	0,701
К4	0,337	0,570	0,612	0,655
К5	0,351	0,179	0,303	0,592
К6	0,424	0,686	0,507	0,618
К7	0,338	0,175	0,465	0,528

С использованием коэффициентов веса получаем взвешенные нормированные оценки альтернатив (Таблица 2.6).

Таблица 2.6 – Взвешенные нормированные оценки альтернатив

Критерии	Вес	Произведение веса и критерия на оценку			
		вариант А1	вариант А2	вариант А3	вариант А4
К1	0,260	0,158	0,077	0,012	0,082
К2	0,210	0,129	0,064	0,089	0,094
К3	0,177	0,076	0,041	0,092	0,096
К4	0,158	0,062	0,043	0,019	0,077
К5	0,135	0,069	0,058	0,044	0,051
К6	0,128	0,088	0,060	0,052	0,058

K7	0,169	0,068	0,046	0,084	0,062
----	-------	-------	-------	-------	-------

На основании полученных данных определены идеальные решения (Таблица 2.7) и рассчитаны расстояния до идеально-позитивного (Таблица 2.8) и идеально-негативного решения (Таблица 2.9).

Таблица 2.7 – Идеальные решения

Критерии	Идеальные решения	
	A^+	A^-
K1	0,172	0,015
K2	0,144	0,029
K3	0,092	0,033
K4	0,081	0,027
K5	0,079	0,042
K6	0,064	0,025
K7	0,066	0,011

Таблица 2.8 – Определение расстояний до идеально-позитивного решения

Критерии	Альтернативы			
	вариант A1	вариант A2	вариант A3	вариант A4
K1	0,001	0,004	0,022	0,001
K2	0,001	0,003	0,007	0,001
K3	0,001	0,004	0,002	0,001
K4	0,001	0,001	0,004	0,000
K5	0,000	0,001	0,001	0,001
K6	0,000	0,001	0,003	0,001
K7	0,000	0,001	0,001	0,001
S^+	0,049	0,128	0,166	0,092

Таблица 2.9 – Определение расстояний до идеально-негативного решения

Критерии	Альтернативы			
	вариант A1	вариант A2	вариант A3	вариант A4
K1	0,019	0,004	0,0001	0,005
K2	0,007	0,001	0,0004	0,002
K3	0,001	0,000	0,003	0,001

K4	0,001	0,001	0,000	0,004
K5	0,001	0,000	0,000	0,001
K6	0,000	0,000	0,000	0,001
K7	0,002	0,001	0,001	0,001
S^-	0,178	0,092	0,098	0,107

Затем по формуле (2.46) рассчитываются значения относительной близости оценок к идеально-позитивному решению.

Таблица 2.10 – Нахождение относительной близости к идеально-позитивному решению

Критерий	Альтернативы			
	вариант A1	вариант A2	вариант A3	вариант A4
P^+	0,226	0,557	0,689	0,432
Ранг	4	2	1	3

Согласно значению P^+ приоритет отдается в порядке значимости вариантов: A3, A2, A4 и A1. По результатам вычислений наибольшую близость к идеальному решению имеет вариант A3 с рангом 1.

2.5 Выводы

1) Разработана комплексная графо-аналитическая модель отработки карьерного поля этапами. Ограничивающими параметрами этапов будут главные параметры карьерного поля – длина по верху ($L_{кв}$) и низу ($L_{кд}$), ширина по верху ($B_{кв}$) и низу $B_{кд}$, а также предельная глубина карьерного поля (H_k). По простира-нию залежи этапы ограничиваются группой величин определяемых суммированием и вычитанием длин по каждому этапу. Обеспеченность удовлетворения критерия минимальной длины первоначальной емкости по дну $L_{вА}^{\min}$ определит размещение вскрышных пород в многоярусный внутренний бестранспортный отвал и конструкцию борта с нисходящими бестранспортными горизонтальными уступами, а максимальная длина первоначальной емкости по дну $L_{вА}^{\max}$ определится

размещением породы в одноярусный отвал. Минимальная ширина дна $B_{\kappa\delta}$ определяется схемой вскрытия нижнего горизонта и мощностью отрабатываемой свиты пластов, на ширину карьерного поля по верху $B_{\kappa\delta}$ будет влиять H_{κ} и выбор угла наклона борта карьера со стороны висячего бока залежи. На параметры $L_{\text{BA}}^{\min}$ и $L_{\text{BA}}^{\max}$ влияют высота бестранспортного уступа H_y^{btp} , их количество n^{btp} и ширины заходки драглайна А, тогда глубина карьерного поля H_{κ} отрабатываемого по бестранспортной на этапе Б определится условием выбора между максимальной и минимальной длиной первоначальной емкости по дну $n^{\text{btp}} \cdot H_y^{\text{btp}} \leq (L_{\text{BA}}^{\max}; L_{\text{BA}}^{\min}) \leq K_{\text{пз}}^{\min}$. При $n^{\text{btp}} = 1$ приходится один рабочий ход драглайна, который начинается от одного фланга заходки являющейся границами разделения угленасыщенной и безугольной зоны карьерного поля и заканчивается на фланге примыкающем к борту карьерного поля со стороны висячего бока залежи. Количество же ходов драглайна в пределах первоначальной емкости будет определяться рабочими параметрами отвального драглайна, свойствами пород укладываемых в отвал и критериями выбора $L_{\text{BA}}^{\max}; L_{\text{BA}}^{\min}$.

2) Установлены аналитические выражения средней длины транспортирования вскрышных пород на внешний отвал при разработке первоначального этапа $l_{\text{тРА}}^{\text{ср}}$, и при переходе на внутреннее отвалообразование пород внутри рабочей зоны $l_{\text{тРС}}$ с учетом главных параметров карьерного поля;. Доля внутреннего отвалообразования суммарно составляет объем вскрыши отрабатываемой на этапах В (бестранспортная вскрыша) и С (транспортная вскрыша) $\delta_{\text{вн}} = \delta_{\text{бтРБ}} + \delta_{\text{тРС}}$. Параметры разработки угленасыщенной зоны карьерного поля на этапе С определяются следующими объемами: производство добычных работ по выемке свиты пологопадающих пластов; вскрышные работы по междупластьям, производство углубочных работ. Такой параметр этапа С, как объемы запасов полезного ископаемого ($V_{\text{зс}}$) должны обеспечивать заданный уровень производственной мощности горнодобывающего предприятия ($A_{\text{г}}$), отсюда находится требуемая длина фронта работ ($L_{\text{с}}$) в угленасыщенной зоне.

3) Методом многокритериального анализа TOPSIS рассматриваем следующие варианты: 1. существующее технологическое решение (вариант A1); 2. предлагаемое технологическое решение, при последовательной разработке этапов $A \rightarrow B \rightarrow C$ (вариант A2); 3. то же при последовательной и затем параллельной разработке этапов $A \rightarrow B, C$ (вариант A3); 4. то же при последовательной разработке этапов $A \rightarrow C \rightarrow B$ (вариант A4). В анализируемых вариантах принимаются следующие критерии: доля перемещения вскрышных пород на внешний или внутренний отвал (критерий K1); объемы вскрышных пород (критерий K2); объемы добычи (критерий K3); стабильность пространственных размеров рабочей зоны (критерий K4); регулирование режима горных работ (критерий K5); однотипность вскрышного и отвального оборудования (критерий K6); технология перемещения вскрышных пород из забоя в отвал (критерий K7). При нахождении относительной близости к идеально-позитивному решению установлено, что в целом карьерное поле разделить следующими этапами разработки:

- первый с внешним отвалообразованием - это сооружение первоначальной выработки, как последующей емкости под внутренний отвал с вывозкой автотранспортом вскрышной породы на внешний отвал – этап разработки A;

- второй с внутренним отвалообразованием - это параллельная разработка безугольной зоны карьерного поля по бестранспортной технологии этап разработки - B и угленасыщенной зоны (свита пластов и породные междупластья) по транспортной технологии этап разработки C.

Представленные выводы являются итогами решения первой поставленной в диссертационной работе задачи – «обосновать очередность открытой разработки пологопадающей залежи с формированием комплексной графо-аналитической модели рабочей зоны карьерного поля».

Полученные в ходе исследования выводы позволяют сформулировать следующее **научное положение**:

параметры фронта горных работ в карьерном поле пологопадающей залежи устанавливаются на основе многофакторной оценки, обеспечивающей бестранспортную перевалку вскрыши на внутренний отвал при сохранении постоянства пространственных размеров рабочей зоны, возможности оперативного регулирования режима горных работ и однотипности вскрышного и отвального оборудования.

3. ОЦЕНКА ВЗАИМОСВЯЗИ ПАРАМЕТРОВ СООРУЖЕНИЯ ВЫРАБОТКИ ПОД ВНУТРЕННИЙ ОТВАЛ И ПЕРЕНОСА БЕСТРАНСПОРТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ В БЕЗУГОЛЬНУЮ ЗОНУ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Для решения поставленной задачи необходимо:

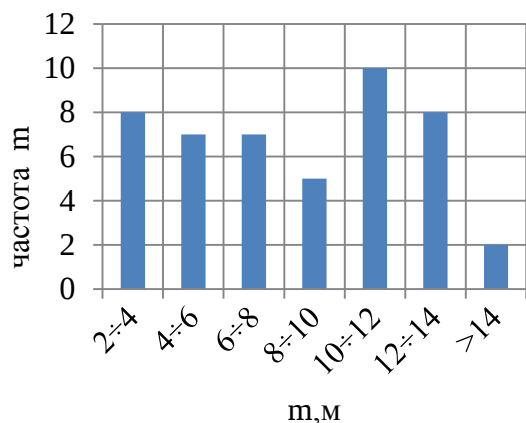
- обосновать технологию и параметры выемки угленасыщенной зоны;
- сформировать требования к параметрам бестранспортных уступов;
- разработать графо-аналитическую модель параметров схемы экскавации;
- обосновать параметры схемы экскавации.

3.1 Численные распределения отдельных параметров этапов разработки А, В, С

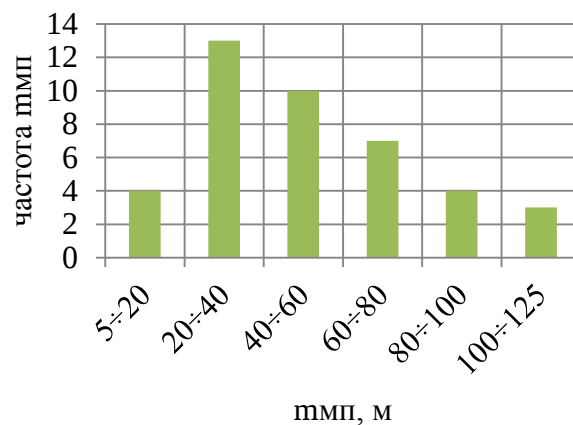
Изменение параметров залегания месторождения в пространстве могут учитываться посредством оценки их законов распределения, такие рекомендации даны в трудах Арсентьева А.И. [2] и Ржевского В.В. [130]. Это касается параметров угленасыщенной и безугольной зон. В настоящей работе параметры этапов определяются экстремумами рассматриваемых величин. Статистическое численное моделирование параметров представлено на рисунке 3.1. Исходными данными являются пологопадающие месторождения восточной части центрального и южного Кузбасса, где на разрезах используется бестранспортная технология (см. главу 1).

В целях оценки взаимовлияния факторов на параметры технологии предлагается их сформировать, как общие и обозначить в виде следующих групп: карьерное поле; свита пластов; этап разработки. В свою очередь ширина карьерного поля будет определяться параметрами залегания свиты пологопадающих пластов и в основном определится параметрами в поперечном сечении свиты пластов. Тогда, в целях определения числовых значений этих этапов необходимо оценить параметры свиты пологопадающих пластов с позиции обработки их через статистические показатели (Рисунок 3.1).

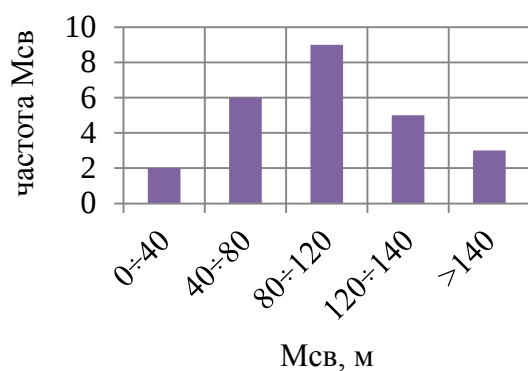
а)



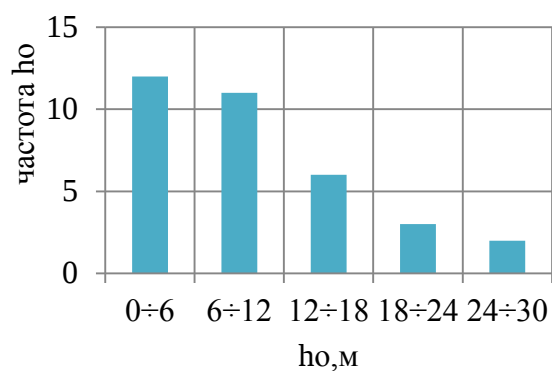
б)



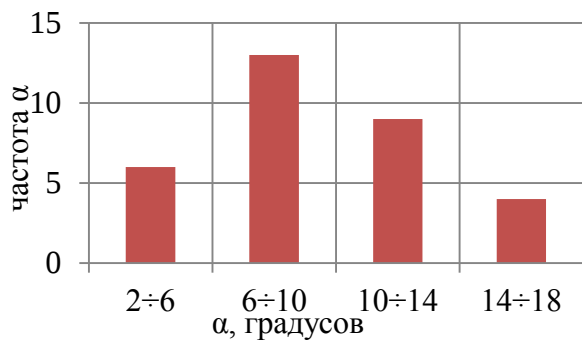
в)



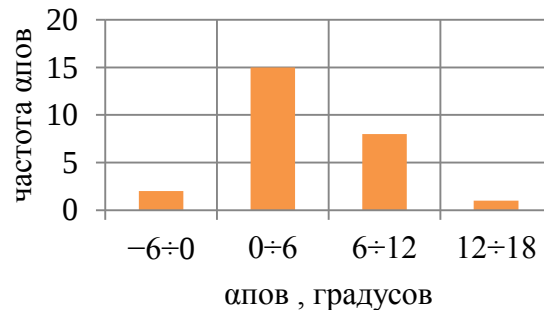
г)



д)



е)



нормальная мощность угольных пластов свиты (а); нормальная мощность породных междупластьев (б); нормальная мощность свиты (в); мощность рыхлых отложений (г); угол падения свиты пластов (д); угол наклона поверхности месторождения (е)

Рисунок 3.1 – Законы распределения отдельных параметров при разработке свиты пологопадающих пластов на карьерных полях с бестранспортной технологией в условиях разрезов Центрального и Южного Кузбасса

Анализ данных представленных на рисунке 3.1 показывает, что характер залегания свиты пологопадающих пластов главным образом определяются следующими диапазонными параметрами: нормальной мощностью угольных пластов от 10 до 12 м; нормальной мощностью междупластьев от 20 до 40 м.; нормальной мощностью свиты от 80 до 120 м.; мощностью рыхлых отложений до 12 м; угол падения пластов от 6° до 10° ; возвышение угла наклона поверхности относительно линии горизонта плюс 6° . Эти данные ограничивают параметры этапов.

3.1.1 Графо-аналитическое моделирование разработки угленасыщенной зоны экскаватором типа «ЭГО» на этапах А и С

При анализе угленасыщенных зон карьерных полей важным значением для технологии их отработки является взаимное расположение пластов относительно друг друга [123]. При отработке пологопадающих свит угольных пластов на этапах А и С их сближенность определяется возможностью формирования минимально необходимой ширины транспортной площадки при тупиковом развороте автосамосвала (Рисунок 2.5) в пределах экскаваторной заходки [95].

Минимально необходимая ширина транспортной площадки должна быть равна значению

$$B_{mn}^{min} = 2,5R_a + C + Z \quad (3.1)$$

где R_a - радиус разворота автоуглевоза, м.; C – безопасный зазор, ($C=1$ м.); Z - берма безопасности, м.

Выражение (3.1) должно соответствовать горизонтальной мощности междупластья, т.е. $B_{mn}^{min} = L_z^{mn}$. (Рисунок 3.2).

Тогда мощность междупластья по нормали, обеспечивающая формирование транспортной площадки, определяется по выражению

$$H_n^{mn} = B_{mn}^{min} \cdot \sin \alpha = [2,5R_a + C + Z] \cdot \sin \alpha \quad (3.2)$$

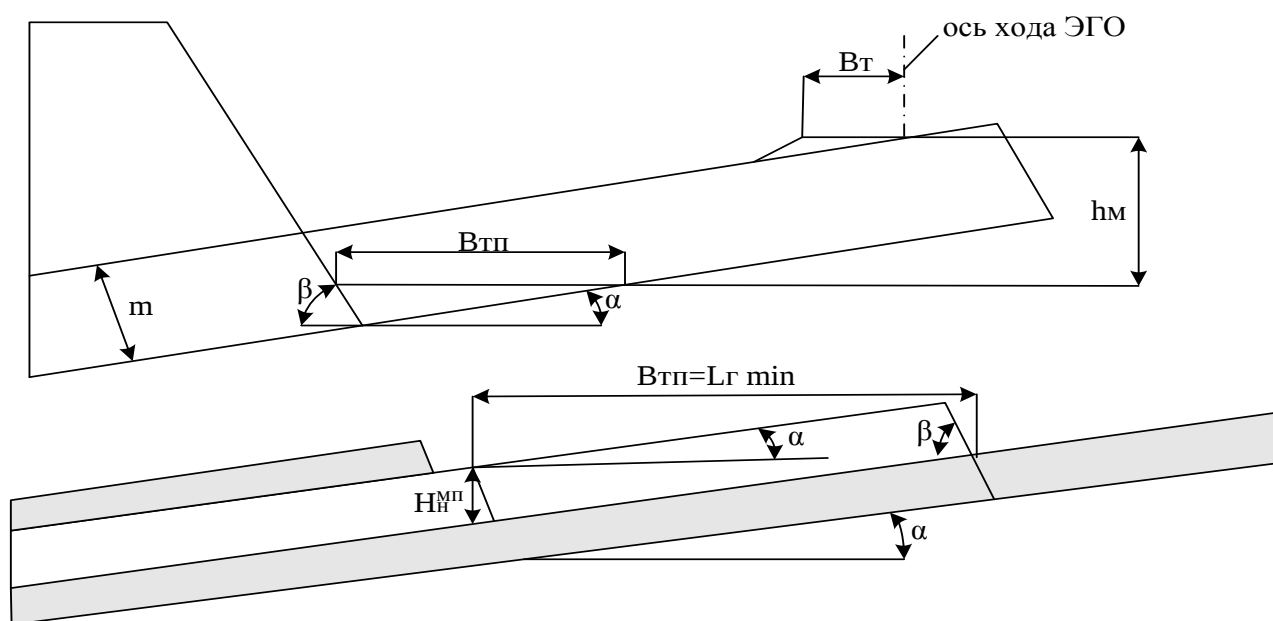


Рисунок 3.2 – Схема к обоснованию сближенности угольных пластов пологого залегания

К сближенным пластам следует относить пласты, расстояние между которыми менее необходимого значения H_n^{mn} .

Для выемки угля и породы в угленасыщенной зоне в исследовании принят экскаватор – обратная гидравлическая лопата (ЭГО). В угленасыщенной зоне работает один экскаватор, т.к. по условию последовательности выемки угля и междупластья не представляется возможным совмещение работы двух или трех экскаваторов.

Необходимо отметить, что структура схемы экскавации по условию соблюдения безопасных расстояний между работающим драглайном и экскаватором в угленасыщенной зоне, позволяет производить независимо бестранспортную перевалку навалов и добычные и породные работы с применением автотранспорта в угленасыщенной зоне [53].

Обратные гидравлические лопаты имеют ограниченную глубину черпания [135], тогда как нормальная мощность пластов составляет от 3 м до 12. Кроме того, надо учитывать, что пологое залегание пластов увеличивает их вертикальную высоту. Поэтому технологические схемы добычных работ могут характеризоваться как однослойной отработкой, так и двухслойной.

Возможность применения той или другой схемы для отработки пласта оценивается сравнением рабочей глубины черпания ($H_{ч.у.}$) с параметром h_m , представляющим разность отметок (высоту) между трассой рабочего хода экскаватора и транспортной полосой, формируемой на почве пласта (Рисунок 3.3).

Параметр (h_m) равен

$$h_m = L_z^{mn} \cdot tg\beta + \frac{m \cdot \sin \beta}{\sin(\alpha + \beta)} - \frac{(0,5 \cdot B_m + B_{mn}) \cdot tg\alpha}{(1 + tg\alpha \cdot tg\beta_0)} \quad (3.3)$$

Для инженерных расчетов на рисунке 3.3 приведены значения h_m в зависимости от нормальной мощности пласта (m) и угла его падения (α).

Совместное решение формулы 3.3 и данных, представленных на рисунке 3.2 показывает, что они могут разрабатываться одним слоем, при мощности пласта до 7м включительно, двумя слоями при мощности пласта от 8м до 12м., тремя слоями до 16м, четырьмя до 22м., пятью до 29м. включительно.

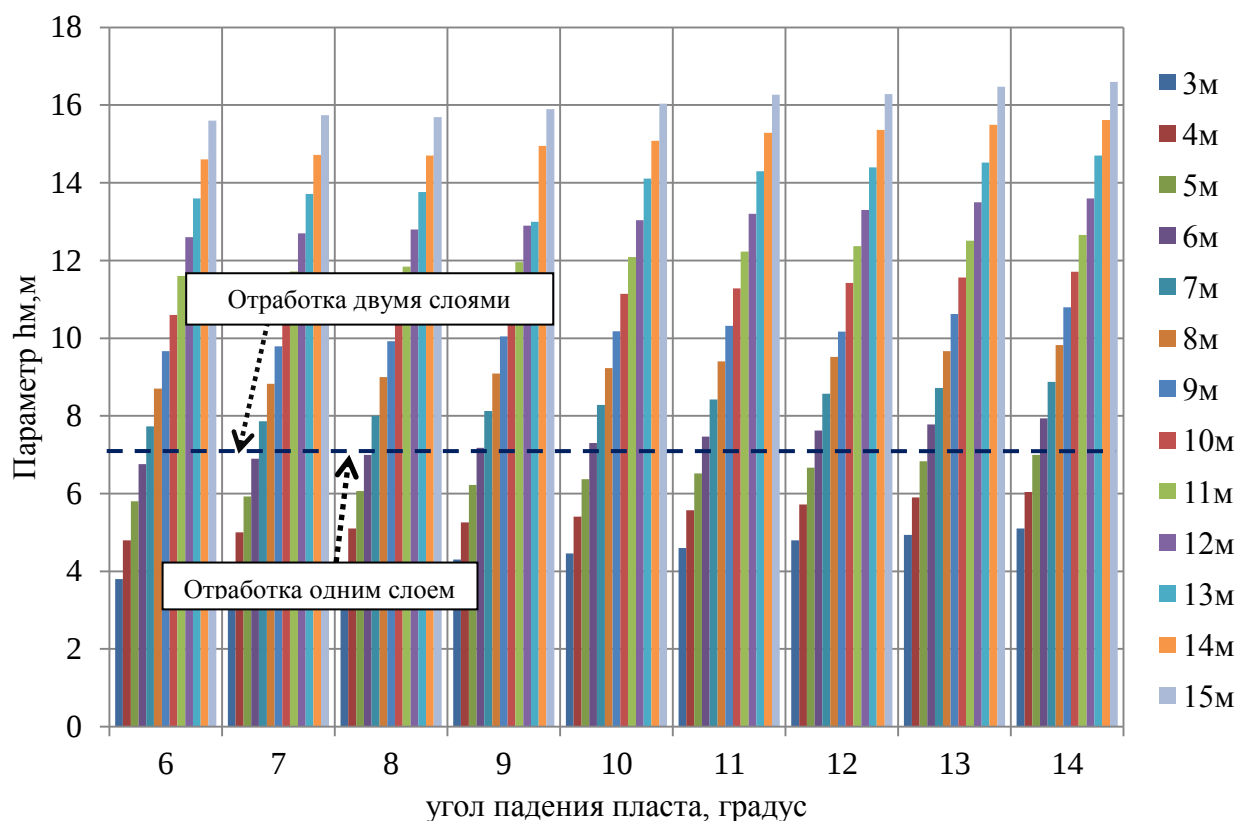


Рисунок 3.3 – Значение параметра (h_m) в зависимости от угла падения пласта и его мощности

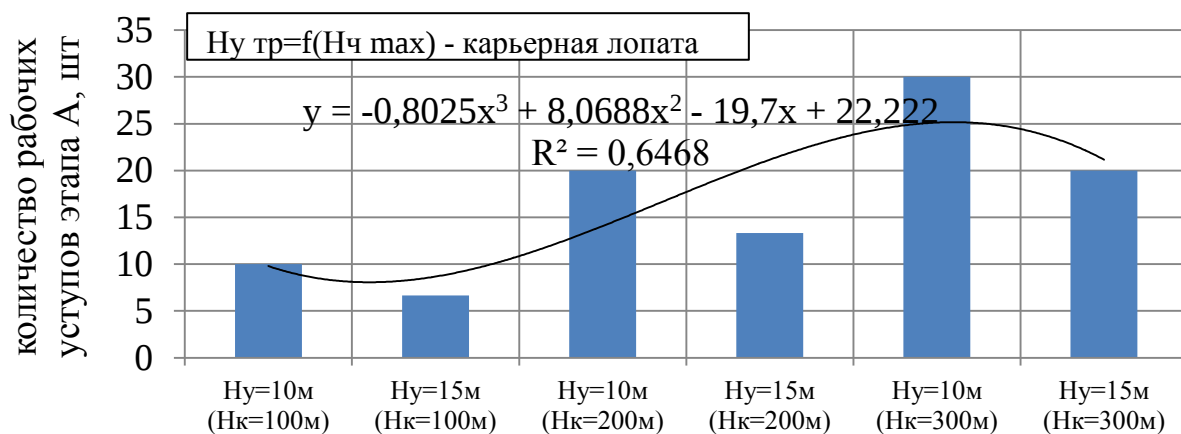
3.2. Оценка параметров этапа А

Как уже отмечалось ранее, суммарно параметры этапа А будут складываться из двух составляющих: в первую очередь, параметры угленасыщенной зоны; во вторую очередь, параметры безугольной зоны.

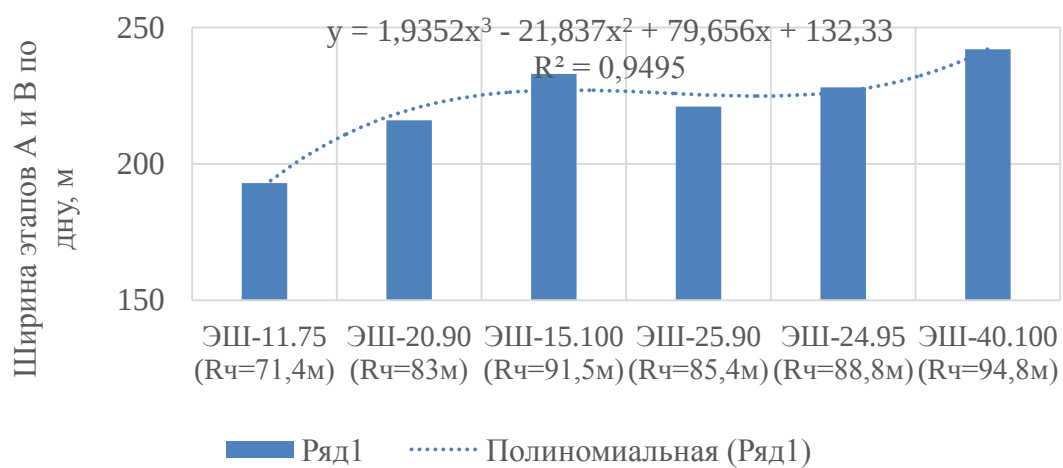
Первоочередное влияние параметров угленасыщенной зоны рассмотрено ранее в п. 3.1. Для оценки, так называемой второй очереди, влияние параметров производится через расчеты, учитывающие их воздействие на геометрические и объемные параметры этапа (Рисунок 3.4). Необходимо так же иметь ввиду, что производными от параметров этапа являются отдельные и в тоже время ключевые параметры технологии строительства первоначальной выработки под внутренний отвал, к числу которых можно причислить высоту уступа [53] (Рисунок 3.4а).

Согласно практике работы угольных разрезов Кузбасса в транспортной рабочей зоне высота уступа составляет $10\div 15$ м, этот же параметр является связующим расчетным элементом в определении параметров строительства первоначальной выработки (Рисунок 3.4а), изменение количества уступов от глубины карьерного поля описывается степенным полиномом. Минимальная значение ширины дна этапов А и Б по дну составит $180\div 250$ м (Рисунок 3.4б) со степенной полиномной зависимостью от модели драглайна и радиуса его черпания при полноповоротном его вращении на дне карьерного поля. На ширину по верху этапов А и В (Рисунок 3.4в) изменяющееся в пределах $100\div 720$ м оказывает влияние угол наклона борта карьера со стороны его висячего бока залежи изменяющегося в диапазоне $20\div 45^\circ$ и глубина карьерного поля $50\div 300$ м. взаимосвязь представлена степенным полиномом. Минимальная длина по дну этапа А (Рисунок 3.4г) изменяется в пределах $16\div 180$ м, зависит от генерального угла внутреннего отвала $15\div 30^\circ$, взаимосвязь параметров описывается степенными полиномами. Максимальная длина по дну этапа А $50\div 400$ м зависит от размещения породы в одноярусный отвал, глубин карьерного поля в диапазоне от 50 до 300 м и черпания различных моделей драглайнов, взаимосвязаны параметры опять же степенными полиномами (Рисунок 3.4д).

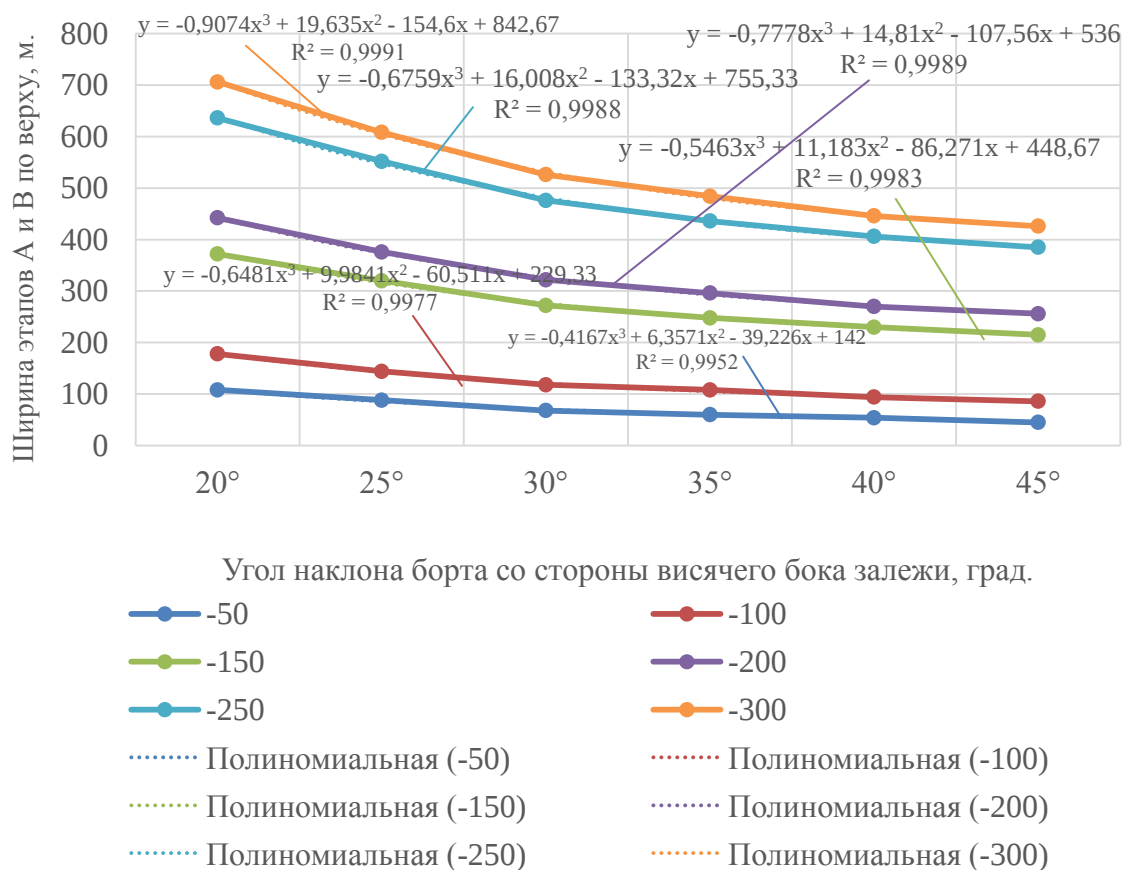
а)



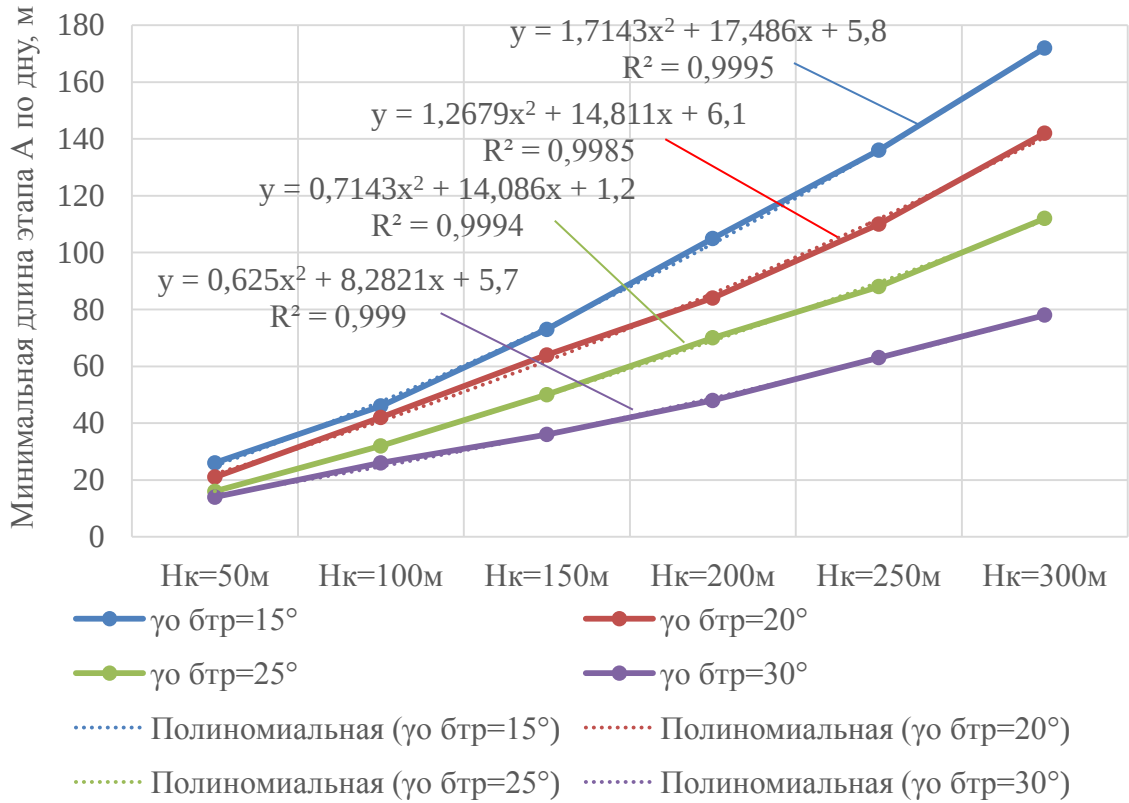
б)



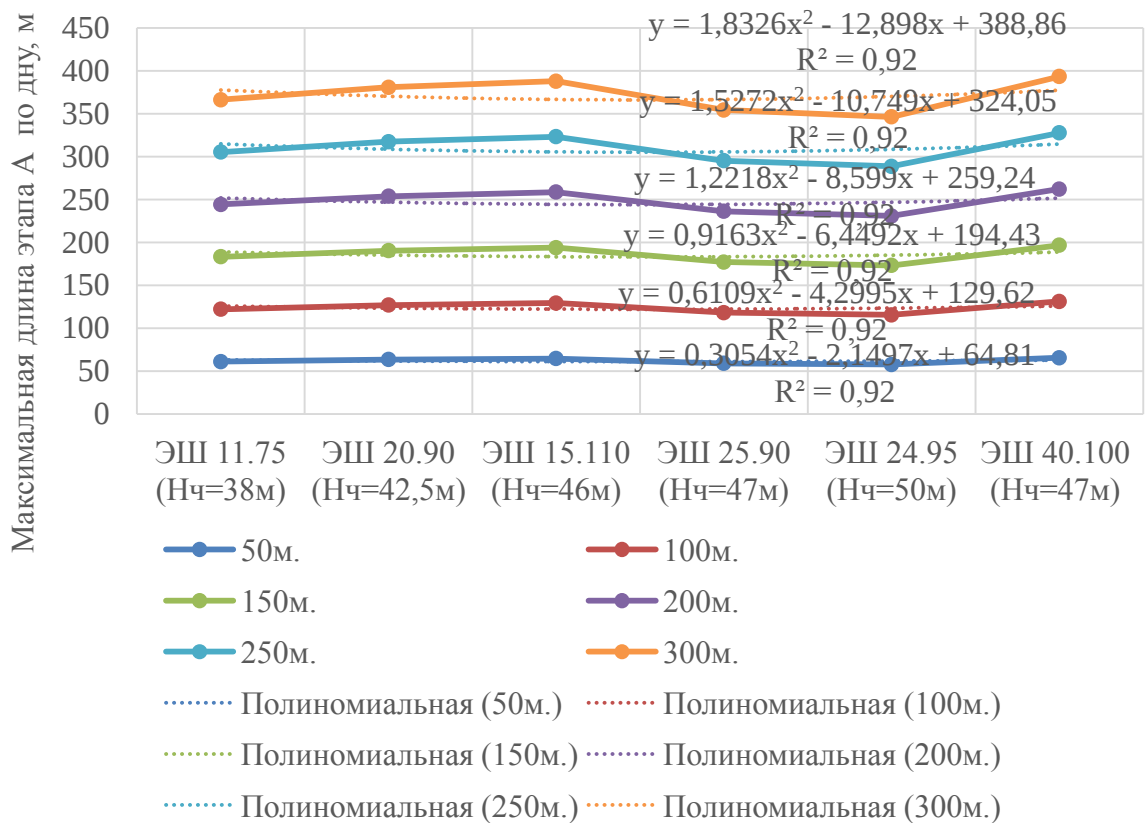
в)



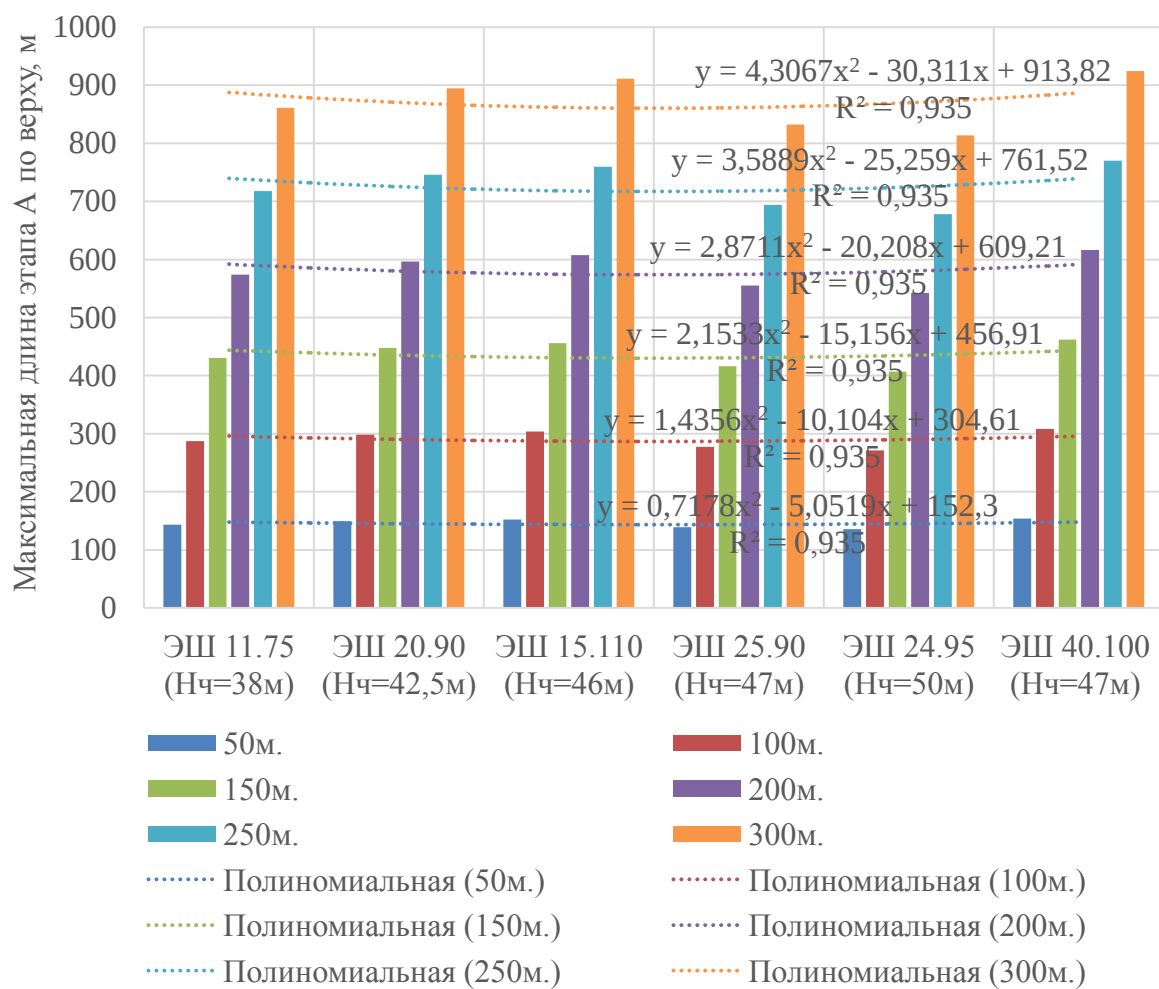
г)



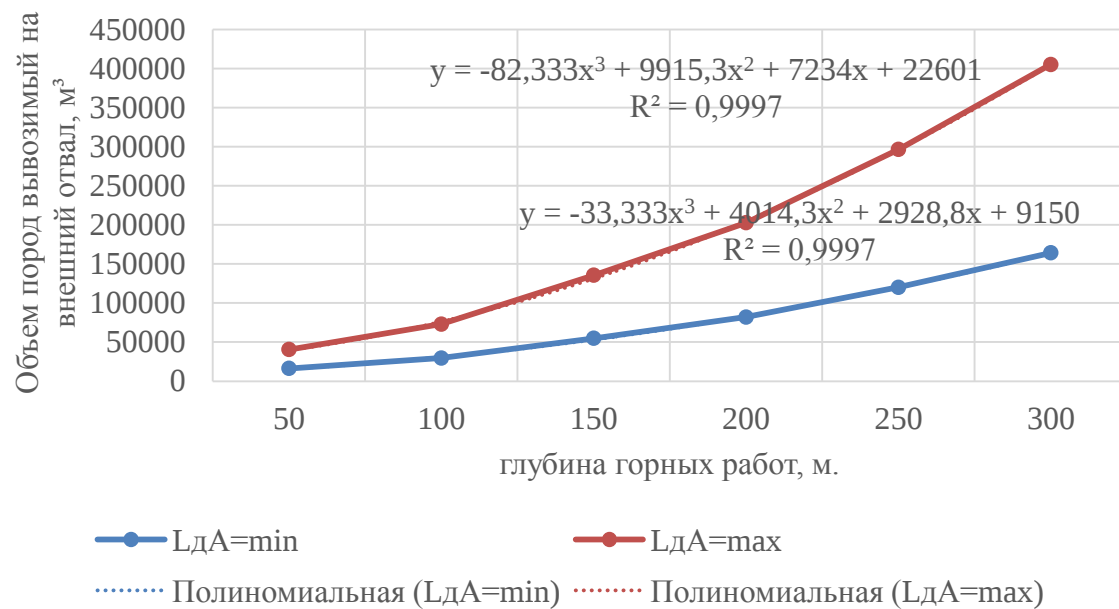
д)



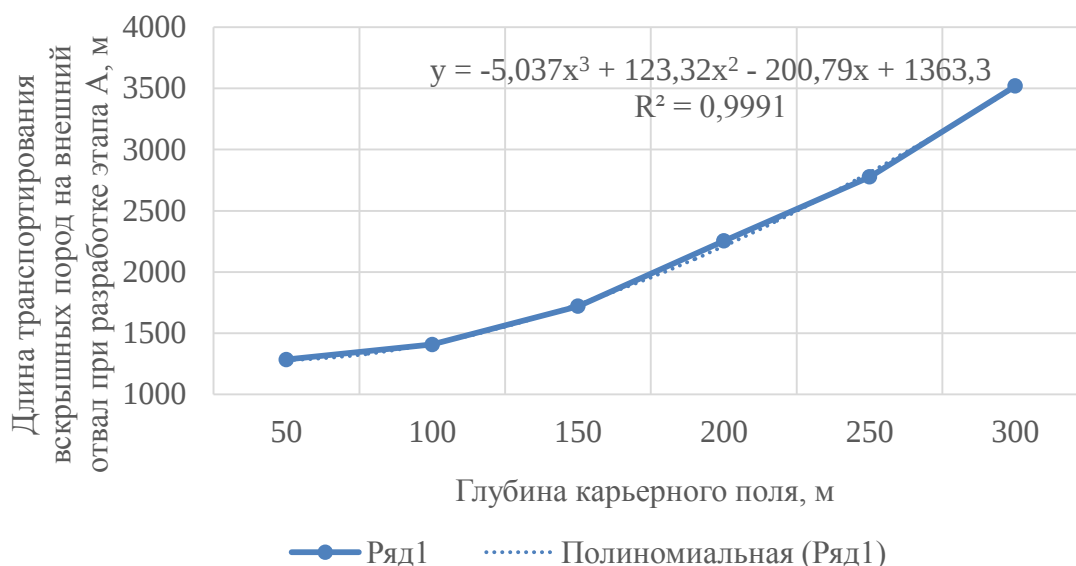
е)



ж)



3)



зависимость количества разрабатываемых карьерными лопатами уступов от его высоты и глубины карьерного поля (а); зависимость ширины этапов А и Б по дну от модели драглайна и его радиуса черпания (б); зависимость ширины этапов А и Б по верху от угла наклона борта со стороны висячего бока залежи и глубины карьерного поля (в); зависимость минимальной длины этапа А по дну от глубины карьерного поля и генерального угла внутреннего отвала (г); зависимость максимальной длины этапа А по дну от модели применяемого драглайна, глубины его черпания и глубины карьерного поля (д); зависимость максимальной длины этапа А по верху от модели применяемого драглайна глубины его черпания и глубины карьерного поля (е); зависимость минимального и максимального объема вскрыши вывозимого на внешние отвалы при строительстве первоначальной выработки от глубины карьерного поля (ж); зависимость длины транспортирования вскрышных пород на внешний отвал при разработке этапа А от глубины карьерного поля (з)

Рисунок 3.4 – Аналитические взаимозависимости параметров этапа строительства выработки под внутренний отвал

Максимальная длина по верху этапа А (Рисунок 3.4е) от 100 до 1000 м зависит от глубины черпания различных моделей драглайнов от 38 до 50 м и связанна с глубиной карьерного поля степенным полиномом. Объем пород, перевозимый на внешний отвал (Рисунок 3.4ж) зависит от глубины карьерного поля максимально составляет 40000 м³ для Нк= 300 м, параметры описываются полиномиальной зависимостью. Дальность транспортирования вскрыши на внешний отвал (Рисунок 3.4з) взаимосвязана с глубиной горных работ полиномиальной зависимостью.

Представленные в вышеприведённом абзаце данные являются новыми зависимостями параметров изучаемого предмета исследования.

3.3 Основные положения к оценке параметров этапа В

В существующем технологическом решении [99] сразу предлагается несколько направлений позволяющих осуществить новый подход, одновременно упрощающий пространственные связи и организацию работ при комбинированном применении транспортной и бестранспортной технологии разработки свиты пологопадающих пластов.

Как уже и отмечалось в главе 2 карьерное поле разбивается на этапы разработки, первоначальным из которых является создание выработки под внутренний бестранспортный отвал [101]. Следовательно, предлагается следующая организация работ, основывающаяся в последующем на разграничении работ на стыке первоначальной емкости и оставшейся части карьерного поля: этап А, служащий основой подготовки выработки под внутренний отвал, конструктивно включает в себя безугольную и угленасыщенную зоны с разработкой по транспортной технологии с вывозкой вскрышной породы на внешний отвал; этап В, бестранспортная технология с внутренним отвалообразованием, причем один вскрышной драглайн последовательно сверху вниз горизонтальными уступами отрабатывает безугольную зону, со сбросом породы во внутренний бестранспортный отвал, а второй отвальный драглайн осуществляет перевалку породы во отвал; этап С, транспортная технология, выемка угольных свиты и перемещение вскрыши междупластьев во внутренний отвал.

При этом этап разработки А формируется, как условие, обеспечивающее параллельную выемку вскрышных пород этапов В и С, что и оценено методом многокритериального анализа TOPSIS.

Следует особо отметить, что при классических бестранспортных схемах с углублением горных работ после границы разделения забойной и отвальной зон необходимо перемещать вскрышную породу по принципу «снизу-вверх» [99]. В предлагаемой новой схеме экскавации это обстоятельство ликвидируется, т.е. с ростом глубины вскрышная порода при углублении горных работ перемещается вниз, что существенно снижает трудоемкость выполнения вскрышных работ. По

укрупненной оценке, объем безугольной зоны пологопадающих залежей составляет до 60% в этом же пределе и находится снижение трудоемкости работ. В таком случае проявляется положительная сторона данного технологического решения, снижение трудоемкости производства вскрышных и отвальных работ.

В целях обеспечения удовлетворенности критериев выбора ЛДА определена конструкция борта с нисходящими бестранспортными горизонтальными уступами [99] и их параметрами (Рисунок 3.5).

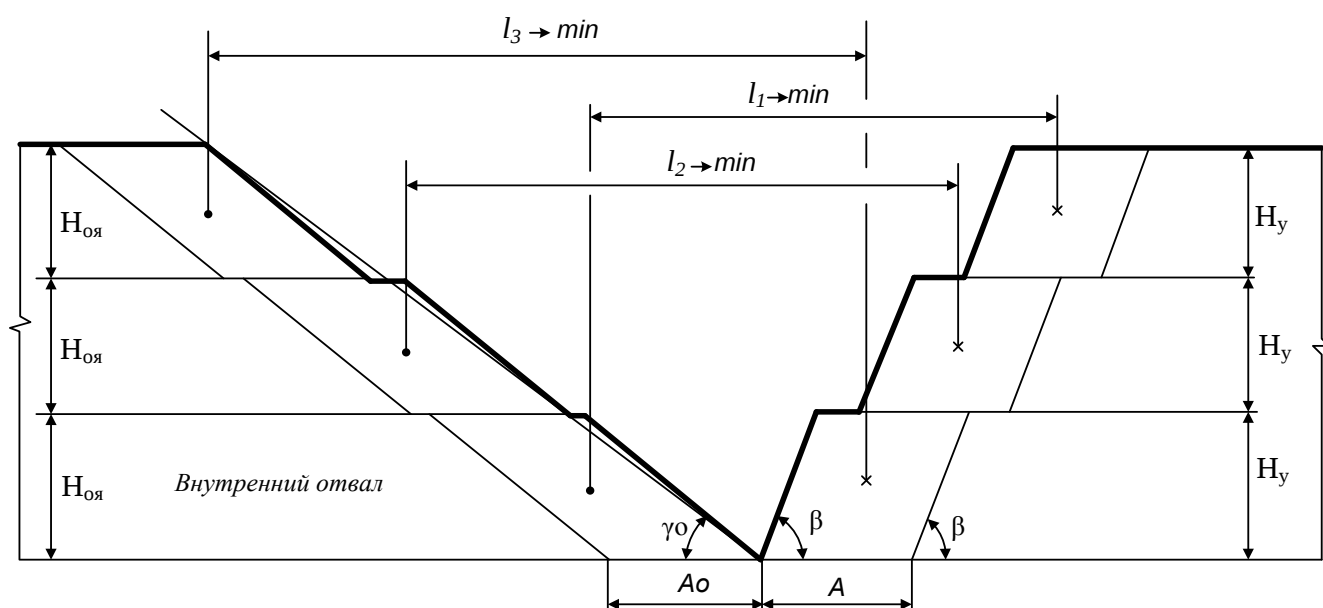


Рисунок 3.5 – Конструкция борта карьера и внутреннего многоярусного бестранспортного отвала в продольном профиле карьерного поля

На рисунке 3.5 показан общий вид на продольном сечении карьерного поля расположения нисходящих заходов – смещенные друг относительно друга на величину бермы. На рисунке 3.5 приняты следующее обозначения: A , ширина заходки забойного драглайна, м; A_0 , ширина заходки отвального драглайна, м; H_y , высота вскрышного уступа, разрабатываемого забойным драглайном, м; $H_{оя}$, высота яруса, отсыпаемого отвальным драглайном, град.; β , угол откоса вскрышного уступа, град.; γ_0 , генеральный угол откоса внутреннего отвала, град.; l_1-l_3 , кратность перемещения вскрышных пород и порядок их укладки во внутреннем отвале.

Исходя из принципиальной схемы, представленной на рисунке 3.5, определяются основные требования к бестранспортной технологии: обеспечение безопасных условий работ в рабочей зоне; обеспечение минимального сближения забойной и отвальной зоны для сокращения дальности перевалки пород, что обеспечивается формированием угла откоса рабочей зоны близким к углу устойчивого откоса карьера; обеспечение минимальной кратности переэкскавации пород; максимальное использование рабочих параметров выемочных и отвальных экскаваторов.

Особенностью бестранспортной технологии является наличие горизонтального основания отвала и боковых плоскостей из ненарушенного горного массива. Причём ширина основания отвала равна ширине дна карьера, а ширина отвала на уровне дневной поверхности соответствует ширине карьера по верху. Таким образом, внутренний отвал формируется в зажатой среде. Отсыпка отвала производится ярусами.

Параметрами бестранспортных уступов этапа В будут данные представленные в табл. 3.1.

Таблица 3.1 – Параметры бестранспортных уступов и внутреннего отвала

№ п.п.	Наименование параметра	Обозначение	Ед. изм.
1	Высота уступа	Н _у	м.
	Высота отвального яруса	Н _{оя}	м.
2	Ширина заходки: - забойного драглайна - отвального драглайна	А А _о	м. м.
3	Угол откоса вскрышного уступа	β	град.
4	Угол откоса отвального яруса	β_o	град.
5	Генеральный угол откоса внутреннего отвала	γ_o	град.
6	Количество бестранспортных уступов	$n^{бр}$	шт.
7	Количество отвальных ярусов	$n^{оя}$	шт.

Таким образом, исходя из данных таблицы 3.1 определяем параметры бес-транспортных уступов и внутреннего отвала.

3.3.1 Общее графическое моделирование параметров этапов В и С

Окончательным моментом формирования этапа разработки А следует считать удовлетворение критериям выбора между минимальной и максимальной длиной первоначальной выработки по дну карьерного поля. Для общего представления о последовательности работ на рисунке 3.6а,б,в представлены иллюстрации общего вида положения горных работ по этапам.

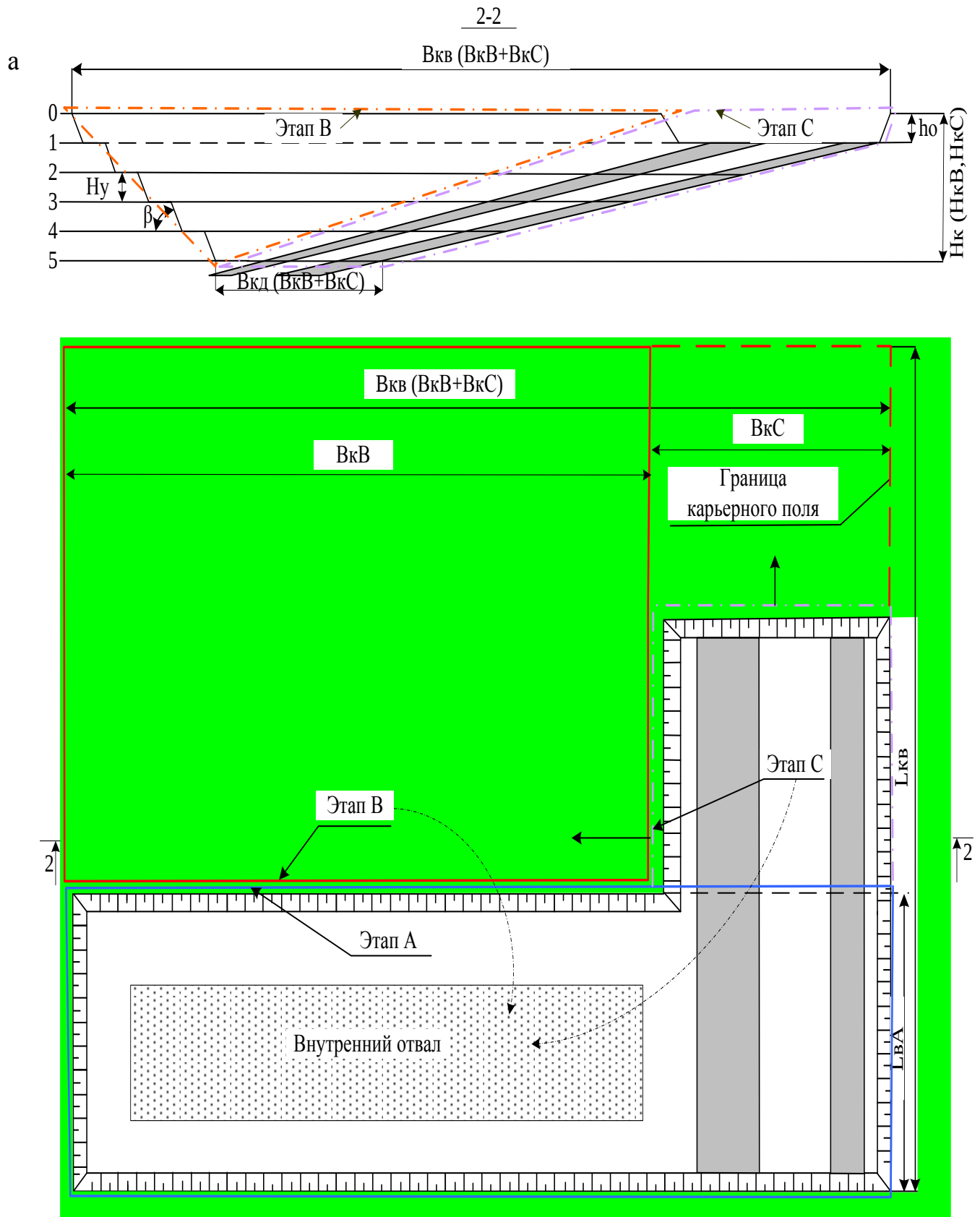
Общий вид конечного положения этапа А (емкости под внутренний отвал) и начального положения работ на этапе разработки В (безугольная зона) и частично убранными рыхлыми отложениями на этапе разработки С (угленасыщенная зона) показан на рис. 3.6а. Общий вид начала работ в безугольной зоне, формирование фронта работ на первом углесодержащем рабочем горизонте представлено на рис. 3.6б. На рисунке 3.6в показан общий вид положения горных работ при заполнении внутреннего отвала вскрышными породами безугольной зоны и междупластий угленасыщенной зоны до уровня выхода пластов под наносы.

На рис. 3.6а в продольном сечении карьерного поля приняты следующие обозначения: синяя штрихпунктирная линия, граница этапа разработки А; красная штрихпунктирная линия, граница этапа разработки В; Ну - высота уступа, м.; β - угол откоса вскрышного уступа, градусов; А - ширина экскаваторной заходки, м.; 0-5 порядковый номер разработки уступов; зеленым цветом показана поверхность месторождения.

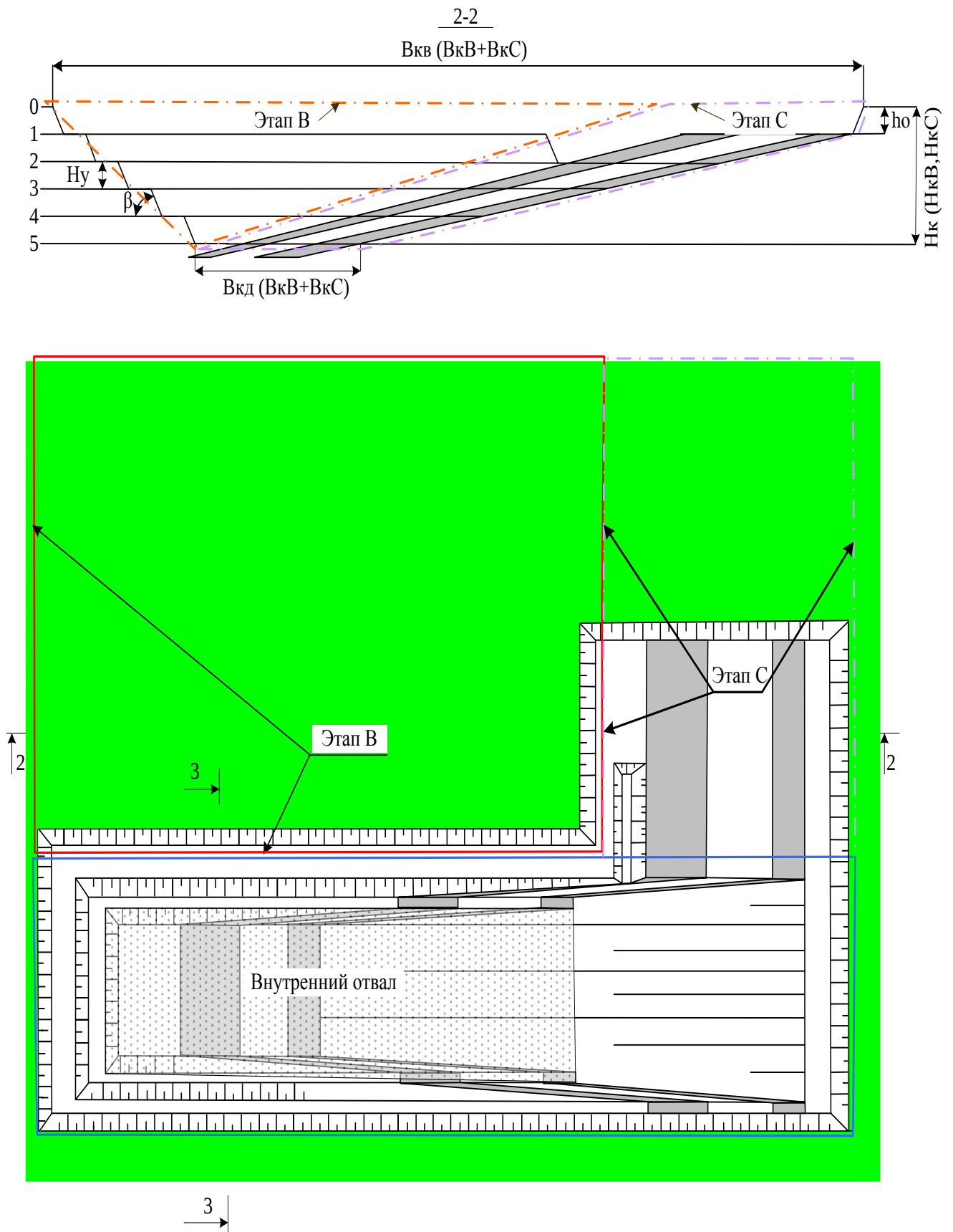
На рис.3.6а показан профиль и план карьерного поля с положением горных работ на момент окончания формирования этапа разработки А и перед началом работ в этапе разработки В.

Так же на рис. 3.6б представлено общее пространственное положение внутреннего отвала, ограниченного с трех сторон: бортом со стороны висячего бока

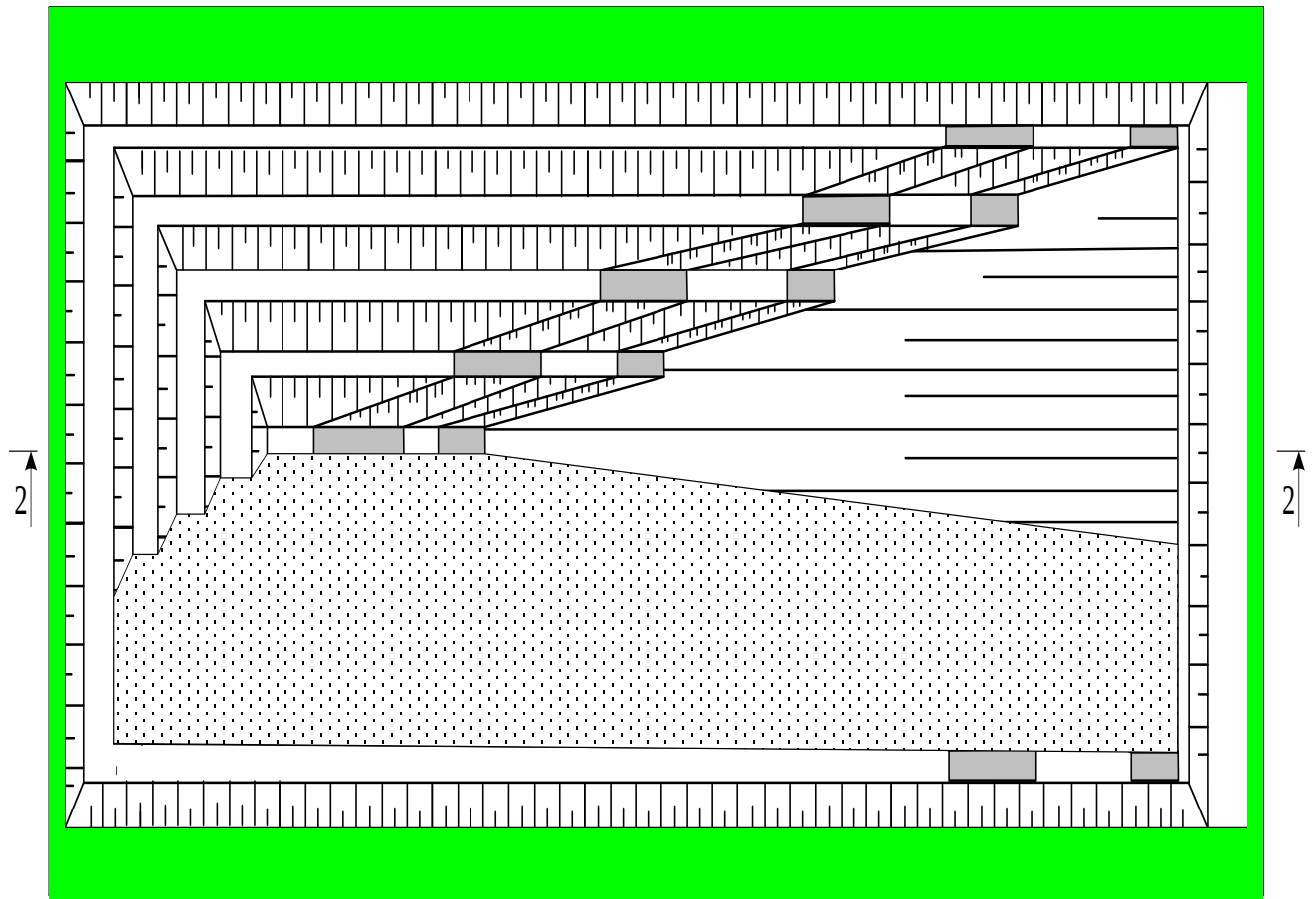
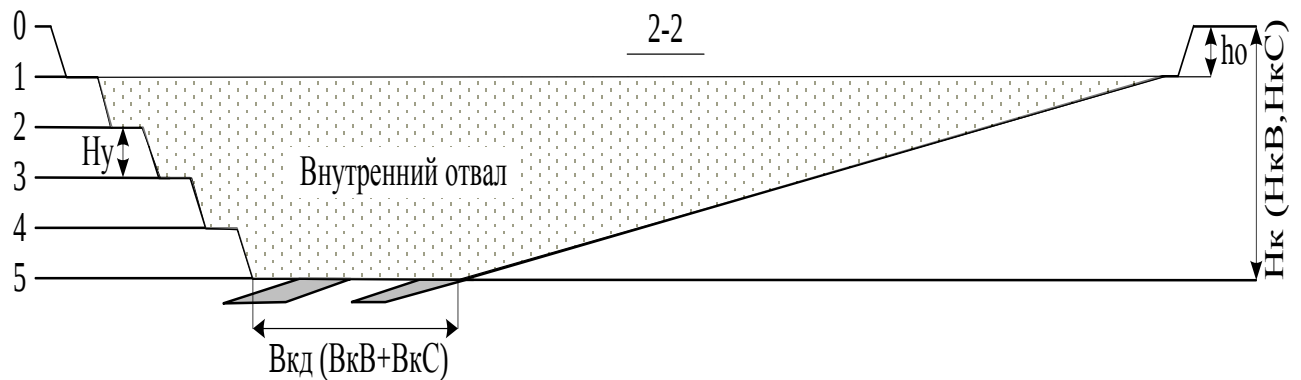
залежи; почвой отработанного и стратиграфически нижнего пласта свиты; бортом с горизонтальными бестранспортными уступами безугольной зоны.



б)



в)



общий вид конечного положения работ на этапе разработки А и начального положения работ на этапе разработки В и частично убранными рыхлыми отложениями на этапе разработки С (а); общий вид начала работ на этапе разработки В, формирование фронта работ на первом углесо-держащем рабочем горизонте этапа разработки С и формирование внутреннего отвала (б); общий вид положения горных работ при заполнении внутреннего отвала вскрышными породами безугольной зоны этапа разработки В и междупластий этапа разработки С до уровня рабочего горизонта с порядковым номером 1 (в)

Рисунок 3.6 – Общий вид плана и профиля горных работ при их завершении на этапе А и начале на этапах В и С

Таким образом, из графической схемы, проиллюстрированной на рис.3.6б можно сделать вывод, что внутренний бестранспортный отвал формируется в «зажатой среде».

3.3.2 Требования к параметрам бестранспортных уступов этапа В

Ограничивающими параметрами этапов в рассматриваемой технологии будут главные параметры карьерного поля – длина по верху ($L_{\text{кв}}$) и низу ($L_{\text{кд}}$), ширина по верху ($B_{\text{кв}}$) и низу $B_{\text{кд}}$, а также предельная глубина карьерного поля ($H_{\text{к}}$).

Ширина карьерного поля по дну прежде всего будет определяться закономерностями горизонтальной мощности свиты, а производной будет являться ширина по верху. Глубина карьерного поля будет являться обратной величиной минимальной выработки по дну, что и будет исследоваться далее.

При работе вскрышного драглайна на забойной стороне карьерного поля на этапе разработки В высота уступа $H_y^{\text{бтр}}$ определяется глубиной черпания забойного драглайна

$$H_y^{\text{бтр}} \leq H_{\text{ч}}^{\text{max}} \quad (3.1)$$

Приняв равенство конечной глубины карьерного поля $H_{\text{к}}$ и количества горизонтальных уступов, отрабатываемых по бестранспортной технологии $n^{\text{бтр}}$, определяем максимальное количество уступов отрабатываемых по бестранспортной технологии

$$n^{\text{бтр}} = H_{\text{к}} \quad (3.2)$$

где $H_{\text{к}}$ - глубина карьерного поля, м.

С учетом рекомендации [131], обеспечение качества параметров БВР для бестранспортной технологии достигается ограничением высоты бестранспортного уступа до 25÷30 м, что поясняется отклонением скважин от своих проектных параметров от глубины бурения.

Минимальная длина первоначальной емкости по дну L_{BA}^{min} определится размещением вскрышных пород в многоярусный внутренний бестранспортный отвал и укладываемый на наклонном основании почвы стратиграфически нижнего пласта свиты

$$L_{BA}^{min} = H_K \cdot (\operatorname{ctg} \gamma_0^{\text{бтр}} - \operatorname{ctg} \gamma_{\Pi}) \quad (3.3)$$

где γ_0 - генеральный угол откоса внутреннего бестранспортного отвала, град.; γ_{Π} - угол погашения торцевого борта карьера ограничивающего размещение внутреннего бестранспортного отвала по длине первоначальной емкости, град.

Условие выбора длины первоначальной емкости по дну L_{BA}^{min} должна ограничиваться обеспечением минимального коэффициента переэкскавации при работе отвального драглайна

$$K_{\PiЭ}^{min} = f(L_{BA}^{min}) \quad (3.4)$$

где $K_{\PiЭ}^{min}$ – минимальный коэффициент переэкскавации вскрышных пород.

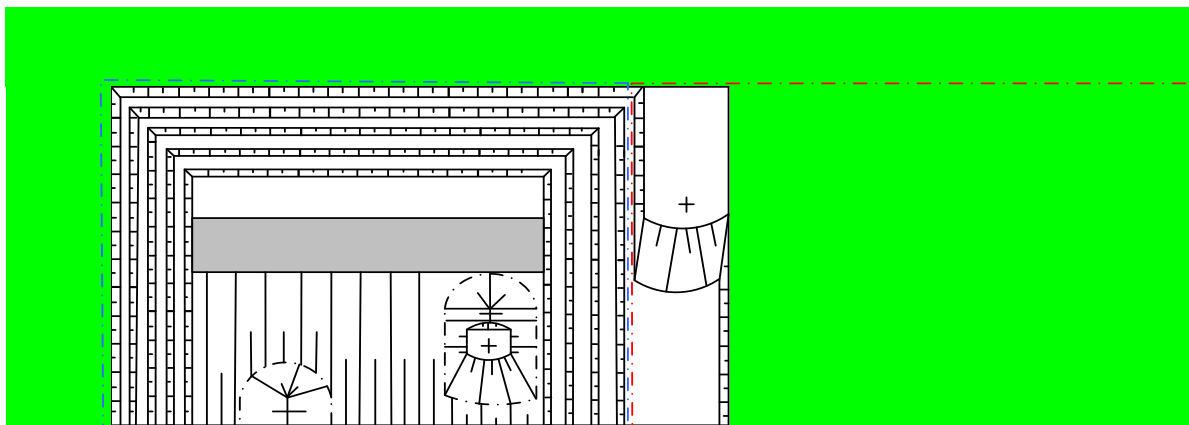
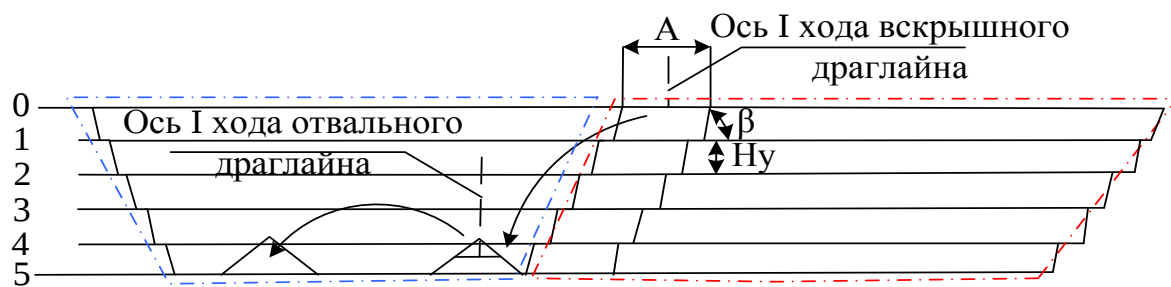
Окончательно глубина карьерного поля H_K отрабатываемого по бестранспортной (этап В) и транспортной технологиям (этап С) определится условием выбора между максимальной и минимальной длиной первоначальной емкости по дну

$$n^{\text{бтр}} \cdot H_y^{\text{бтр}} \leq (L_{BA}^{\max}; L_{BA}^{\min}) \leq K_{\PiЭ}^{min} \quad (3.5)$$

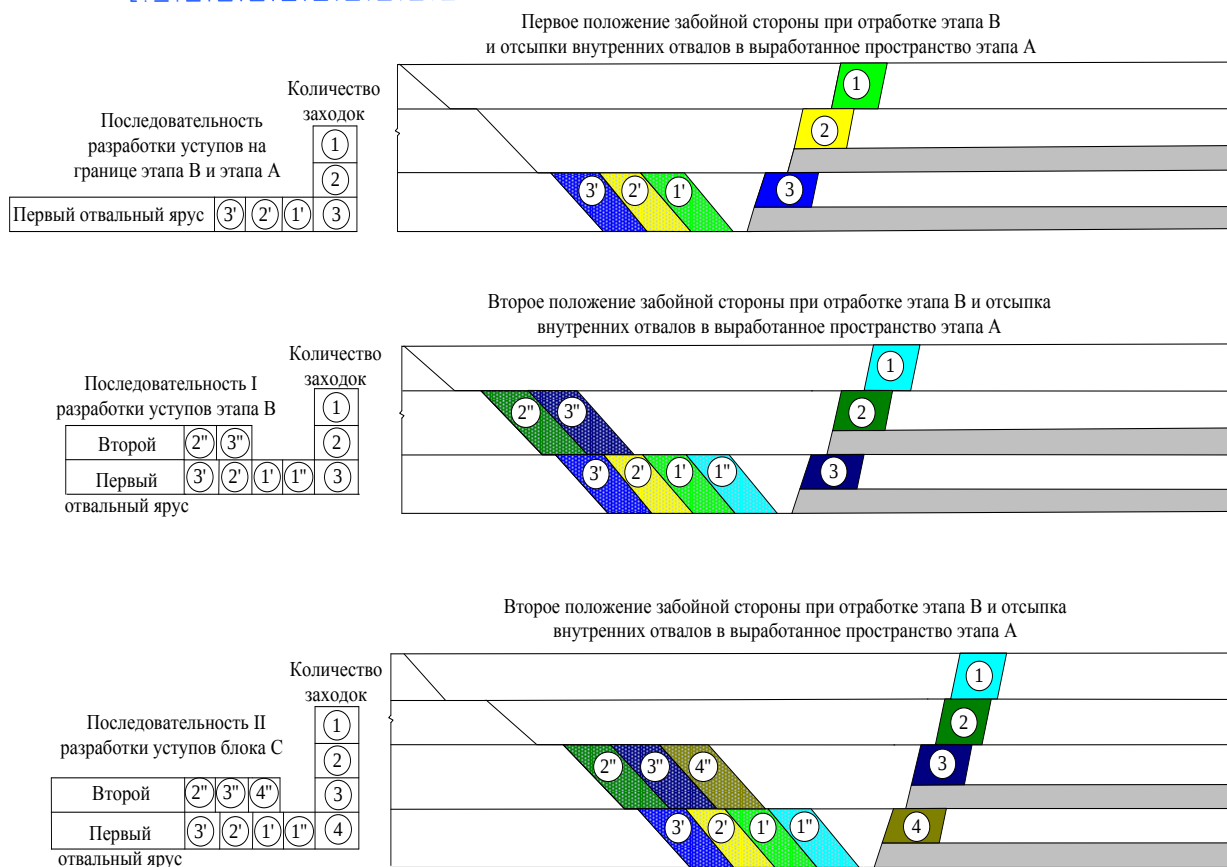
На рис.3.7а показан профиль и план карьерного поля с положением горных работ на момент окончания формирования этапа разработки А и перед началом работ в этапе разработки В. На рис. 3.7б показаны укрупненные варианты укладки отвальным драглайном вскрышных заходов во внутренний бестранспортный отвал.

Строительство выработки под внутренний отвал может осуществляться с вывозкой породы на внешний отвал автотранспортом. Тогда при строительстве выработки под внутренний отвал применяется перемещение вскрышных пород на внешний отвал по автотранспортной технологии. Критерии выбора параметров этапа А рассмотрены в работах [99,141].

а)



б)



а) общий порядок производства бестранспортных работ на границе этапов разработки А и В; варианты формирования внутреннего отвала (б)

Рисунок 3.7 – Общее положение границ этапов разработки А и В с порядком разработки бестранспортных горизонтальных уступов

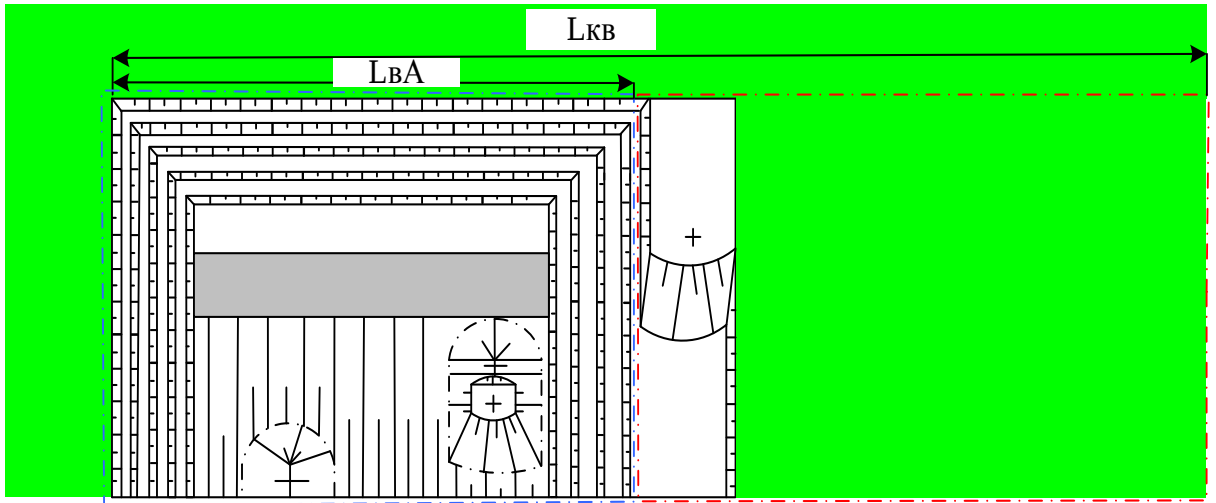
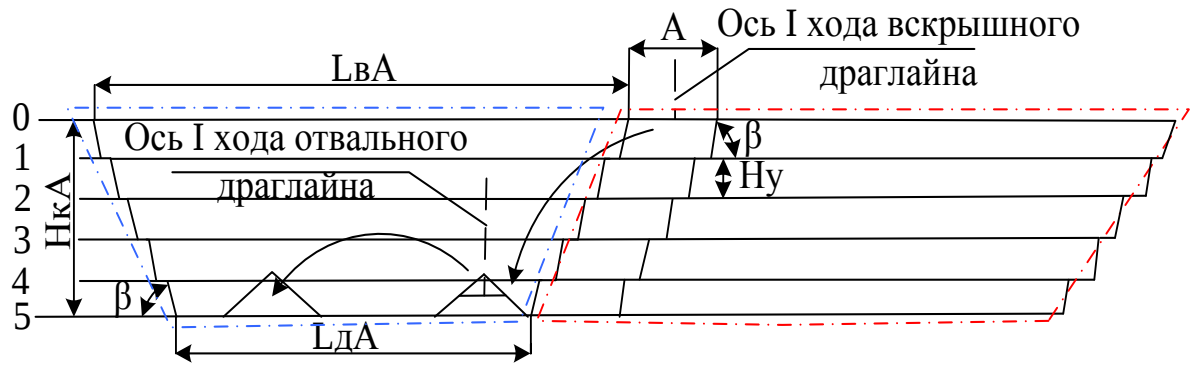
Следует отметить, что при существующих технологических схемах (глава 1) с углублением горных работ после границы разделения забойной и отвальной зон необходимо одним и тем же драглайном перемещать вскрышную породу снизу вверх, что увеличивает количество рабочих ходов драглайна в зависимости от числа разрабатываемым заходов. В предлагаемой схеме, наоборот, при углублении горных работ вскрышную породу сбрасываем вниз и при работе одной единицы выемочной и отвальной техники (драглайна). Тогда на одну вскрышную заходку приходится один рабочий ход, на отвальную максимум два, чего нельзя достичь в существующих классических схемах перевалки, например при «Райчихинской» или «Южнокузбасской» [81, 85, 102, 106, 113, 129, 156, 162, 163, 169]. В качестве объектов, формирующих параметры технологии, выступают карьерные поля с пологопадающими залежами, расположенными в восточной части Центрального Кузбасса и Южного Кузбасса. Тогда, в целях обоснования параметров этапа разработки В и проектирования параметров предлагаемой технологии возникает необходимость обобщения отдельных параметров, как в целом по карьерным полям, так и в отдельности для бестранспортной технологии с позиции их минимальных и максимальных значений, что и произведено в главе 1.

Таким образом, выявлено, что наряду с вышеизложенными преимуществами, обеспечивающими основными принципами формирования этапов, систем и технологий разработки позволяет получить более простые организационные связи в забойной и отвальной частях рабочей зоны.

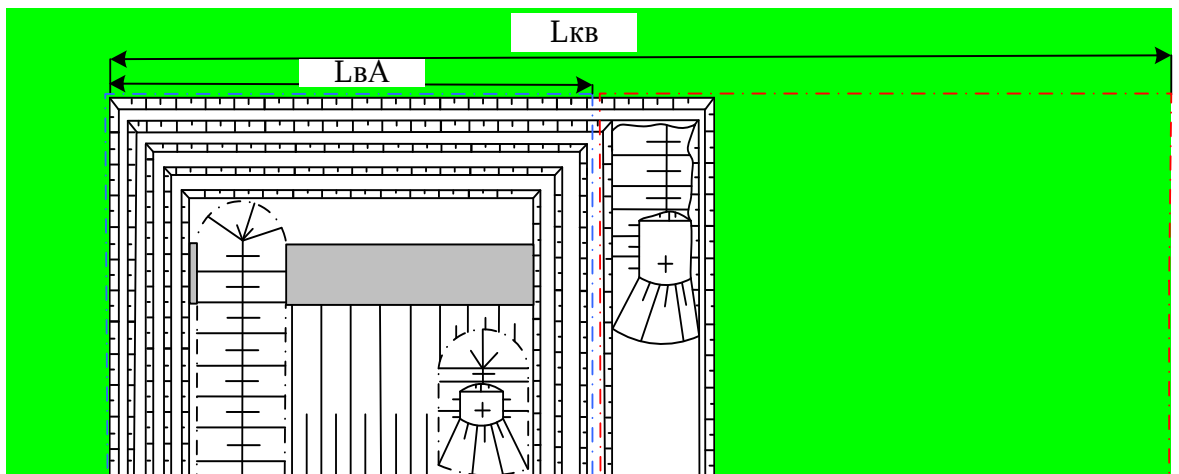
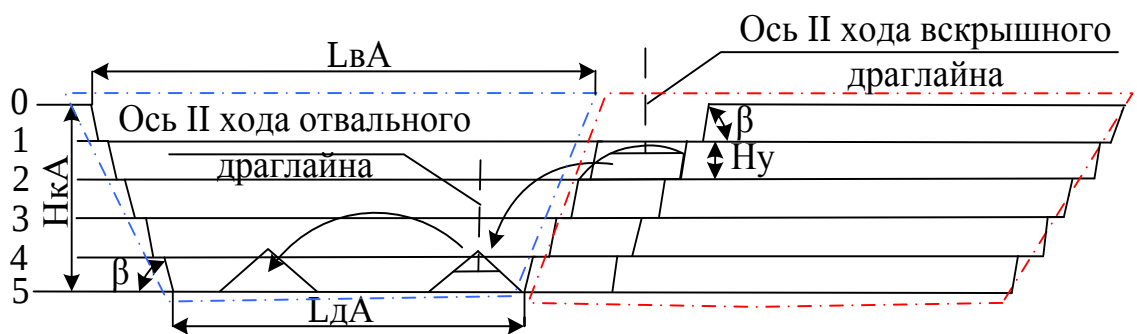
3.4 Графоаналитическое моделирование и оценка параметров этапа В

Общая организационная последовательность разработки бестранспортных уступов, укладки породы в одноярусный отвал в продольном профиле и плане карьерного поля показана на рисунке 3.8.

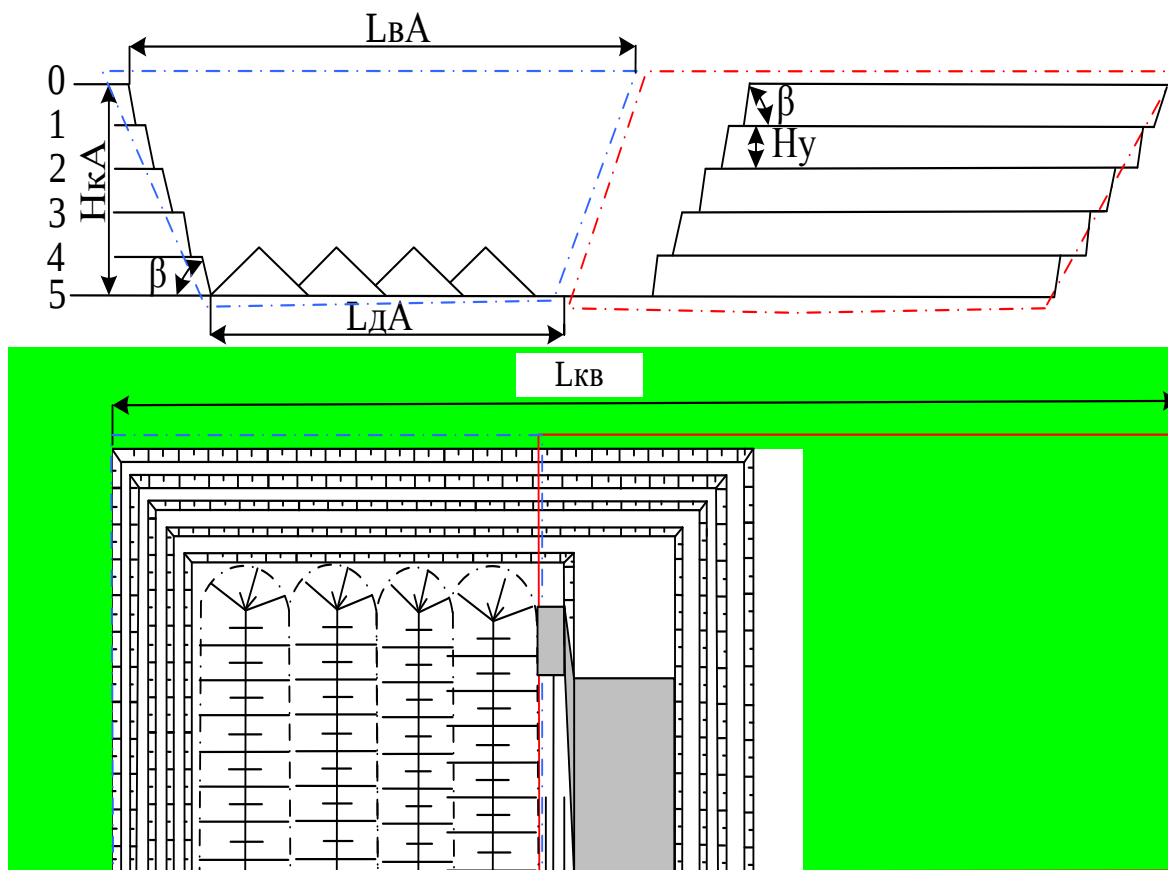
a)



б)



в)



общий вид выемки забойным драглайном и переукладки вскрышных пород отвальным драглайном при разработке уступа с порядковым номером 0 (а); общий вид выемки забойным драглайном и переукладки вскрышных пород отвальным драглайном при разработке уступа с порядковым номером 1 (б), общий вид отработанных уступов с порядковыми номерами 1-5 и уложенных вскрышных пород во внутренний отвал с подвиганием бестранспортной рабочей зоны на ширину одной экскаваторной заходки (в)

Рисунок 3.8 – Общая последовательность этапа разработки В

При выемке вскрышных пород безугольной зоны с позиции организации производства имеется постоянство, заключающееся в том, что на один рабочий уступ приходится один рабочий ход драглайна (рис.3.8а), который начинается от одного фланга заходки являющейся границами разделения угленасыщенной и безугольной зоны карьерного поля, и заканчивается на фланге примыкающем к борту карьерного поля со стороны висячего бока залежи. Спуск на нижерасположенный уступ осуществляется по трассе, способ формирования которой изложен в работе [20], а так же проиллюстрирован на рис. 1.10. Тогда количество бес-

транспортных рабочих уступов будет равно количеству рабочих ходов забойного драглайна (Рисунок 3.8б). Количество же ходов драглайна в пределах первоначальной емкости будет определяться рабочими параметрами отвального драглайна, свойствами пород, укладываемых в отвал и критериями выбора длины этапа A по дну. Отработав уступы с 1 по 5 (Рисунок 3.8в) получим горизонтальное приращение подвигания бестранспортных уступов на ширину одной экскаваторной заходки и так продолжают работы вкрест линии простирания свиты пластов до границ карьерного поля по его длине.

Необходимо иметь ввиду, что производными от параметров этапов разработки являются отдельные и в тоже время ключевые параметры технологии. В рамках изучаемого объекта исследования к числу этих параметров относится ширина заходки A и высота уступа при работе драглайна H_y [81].

Ширина бестранспортной заходки A определится, как функция от максимального радиуса черпания R_q^{max} , и согласно рекомендациям, предложенным акад. В.В. Ржевским [130] определится в целом $0,4 \div 0,6 R_q^{max}$ (Рисунок 3.9).

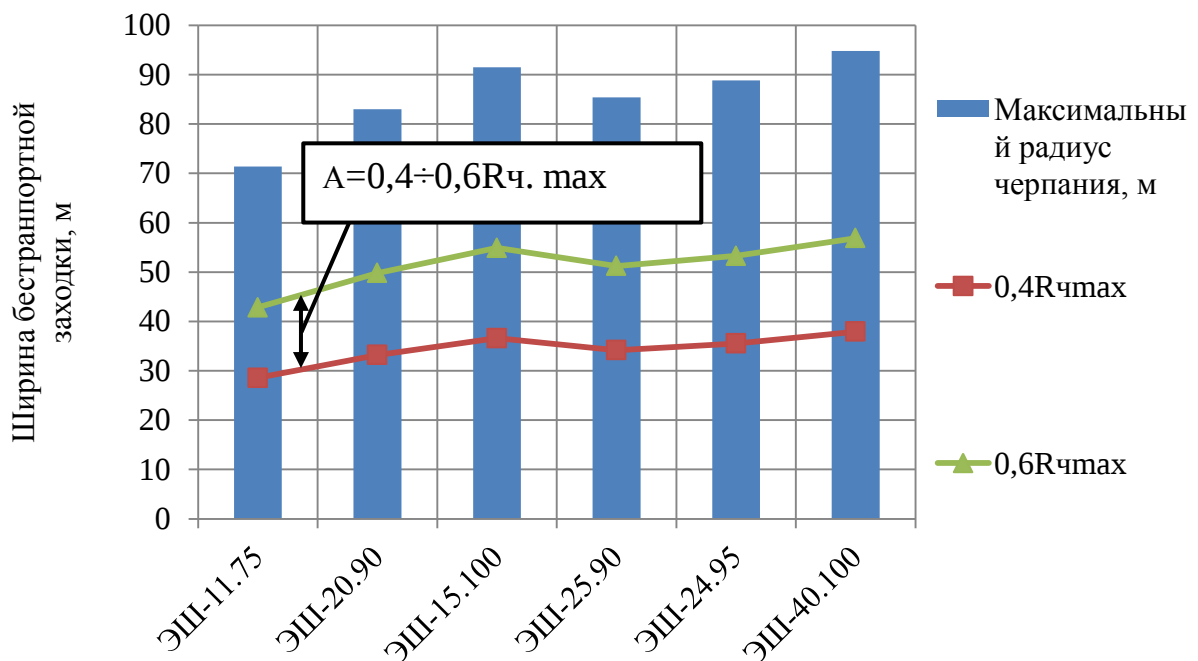


Рисунок 3.9 – Ширина бестранспортной заходки (A) в зависимости от модели забойного драглайна и максимального радиуса его черпания ($R_{ч. max}$)

Для дальнейших инженерных расчетов ширину заходки можно принять по моделям шагающих экскаваторов в следующем диапазоне: ЭШ 11.75, 30÷35 м; ЭШ 20.90, 35÷45 м; ЭШ 15.100, 40÷45 м; ЭШ 25.90, 35÷45 м; ЭШ 24.95, 40÷45 м; ЭШ 40.100, 45÷55 м.

В целях эффективной работы драглайна [130], следует принимать, что ширина отвального яруса (A_o) приравнивается к ширине заходки забойного драглайна (A).

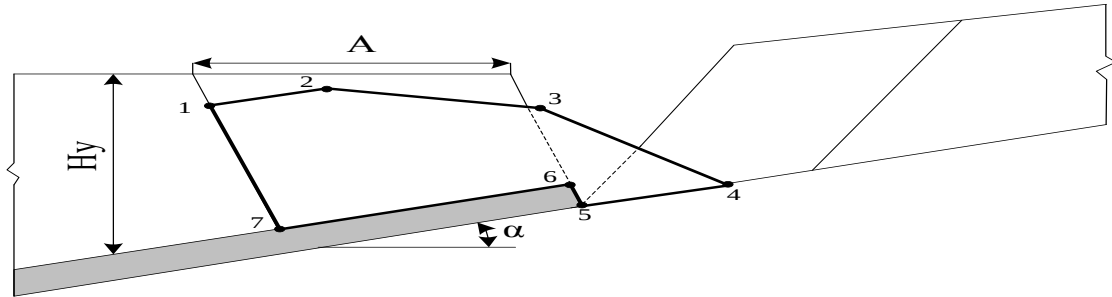
По высоте уступа H_u в работе забойного драглайна в настоящей работе принимаются два ограничения: 1) существуют рекомендации, ограничивающие высоту уступа из-за влияния на рабочие параметры драглайна зоны не регулируемого черпания [70], что сказывается на снижении производительности экскаватора типа «ЭШ»; 2) при обуивании высоких уступов учитывается снижение производительности буровых станков при бурении наклонных глубоких (более 30 м) скважин и отклонения положения буровых штанг от прямолинейной оси, что в конечном итоге сказывается на отклонение от проектных параметров и качестве БВР [128].

В таком случае, необходимо обуивать породную толщу глубиной не более 25÷30 м, что также ограничивает высоту уступа при работе драглайна, и вызывает необходимость принимать ее меньше, чем максимальная глубина черпания. Следовательно, высоту уступа приравненую к максимальной глубине черпания можно сократить, например для ЭШ-11.75 уменьшение составит 13 м. и тогда фактическая высота уступа снизится с 38 до 25 м., или наоборот если не уменьшать высоту уступа будет наблюдаться снижение производительности бурового станка, экскаватора, а так же отклонение от проектных параметров БВР.

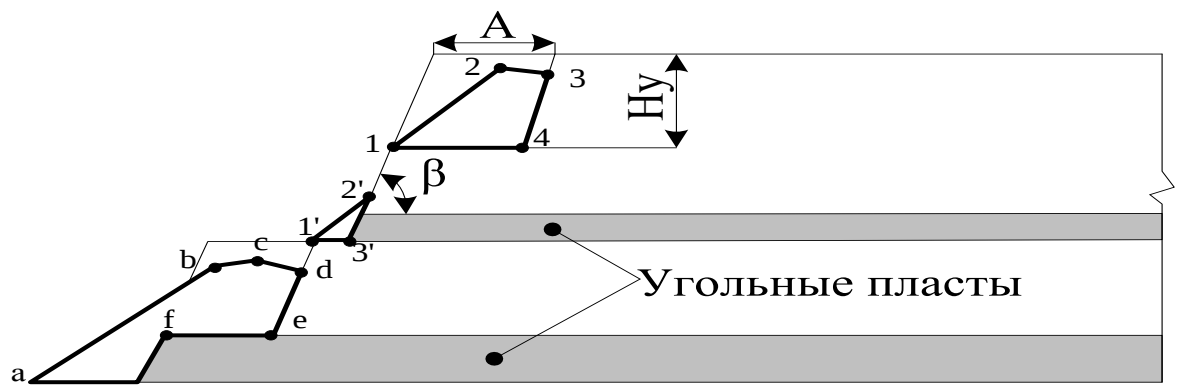
В процессе разработки вскрышного уступа последовательность разработки состоит в выемке породы и перемещении вскрыши из забоя во внутренний отвал (схема экскавации) в соответствии с данными о свойствах пород безугольной зоны и приведенными в таблице 1.1, их необходимо предварительно рыхлить буровзрывным способом.

Расчет параметров БВР для бестранспортной технологии достаточно подробно приведен в работах [14, 131], что не требует детального изучения. Следует ниже отметить только те две характерные особенности, которые определяются конструкцией рабочего борта и отличаются по сравнению с классическими схемами экскавации (Рисунок 3.10).

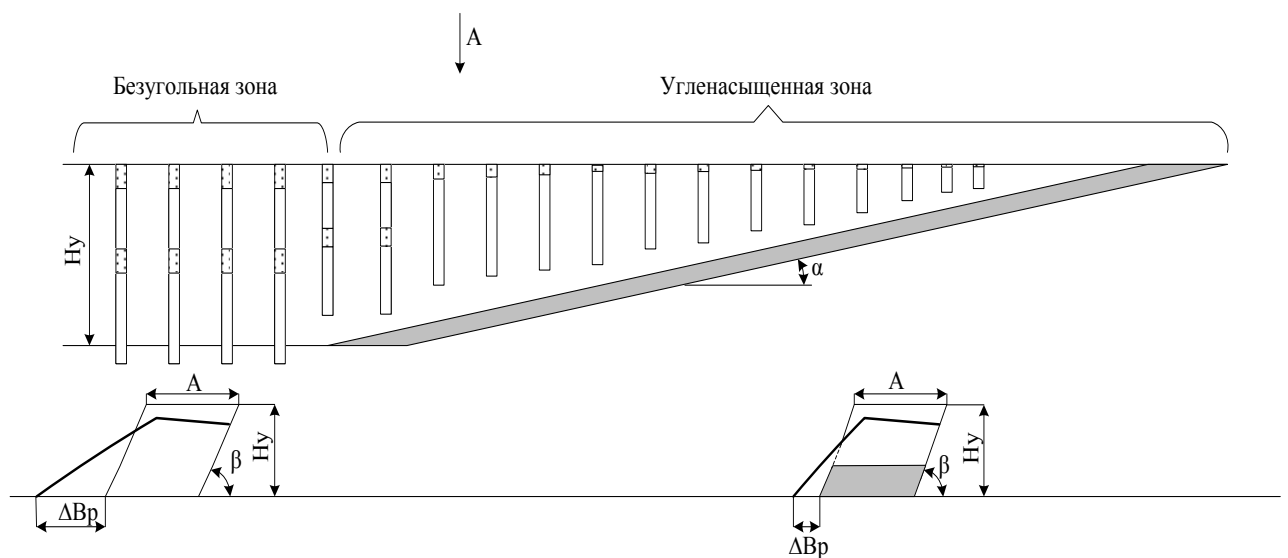
а)



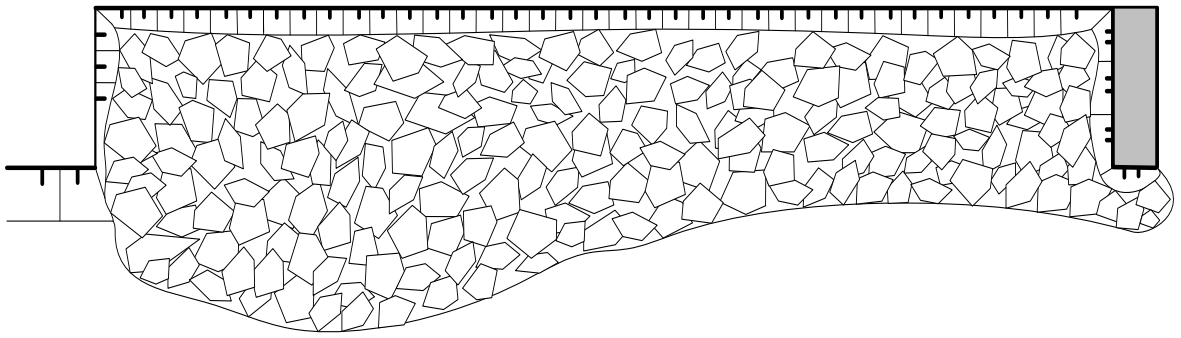
б)



в)



вид А



общий вид профиля развала и сброшенной вскрыши при существующей схеме (а); общий вид продольного профиля развала и сброшенной породы для предлагаемой бестранспортной схемы на границе этапов В и С (б); особенности формирования сброса вскрышных пород в безугольной зоне и походе бестранспортного фронта к границе угленасыщенной зоны этапа С (в)

Рисунок 3.10 – Особенности формирования сброса вскрышных пород с бестранспортных уступов

Первая особенность. В пределах вскрышного уступа, характеризующегося следующими размерами - высотой уступа H_u и шириной заходки A , разрыхляют вскрышные породы с получением заданных значений коэффициента разрыхления [34, 120] и получают развал пород (Рисунок 3.10а). Развал вскрышных пород характеризуется ломаной фигурой 1-2-3-4-5-6-7, часть объема вскрыши над кровлей пласта фигура 1-2-3-6-7 остается в пределах бестранспортной заходки, а часть объема сбрасывается на почву отработанного пласта в зону отвальной заходки, характеризуется фигурой 3-4-5-6. Обычно эти объемы рассчитываются в поперечном профиле горных работ, а и их отношение определяет такой показатель, как коэффициент сброса [54, 119]. В условиях же нисходящих заходок, первая особенность заключается в том, что так же часть развала остается в пределах уступа и определяемая замкнутой фигурой 1-2-3-4 (Рисунок 3.10б), а часть сбрасывается на нижележащие уступы, характеризуется фигурой 1'-2'-3', а так же накапливается вместе со сброшенной драглайном породой у подножия борта и в конечном итоге определяется фигурой a-b-c-d-e-f.

Вторая особенность. Разработка горизонтальных уступов производится в безугольной зоне, границей которой является начало угленасыщенной. Тогда, приращение ширины развала относительно ширины заходки, и как параметр учитывающий коэффициент сброса на рисунке 3.10в обозначен - ΔB_r будет для безугольной зоны будет максимальным и установлен на основе расчета рекомендованных в работах [14, 131], а на границе с угленасыщенной сброс будет минимальным для исключения воздействия энергии взрыва на пласт [14, 131].

В расчетах параметров схемы экскавации необходимо учитывать двухсторонне величину сброса, с одной стороны определяемой путем графических построений схемы экскавации, например приведенной на рисунке 3.10а,б,в, а с другой учитывающий долю сброшенных пород, учтенных через коэффициент сброса ($K_{сб}$) и определяемого в свою очередь в зависимости от площади развала ($S_{развала}$) и коэффициента разрыхления (K_r) (Рисунок 3.11).

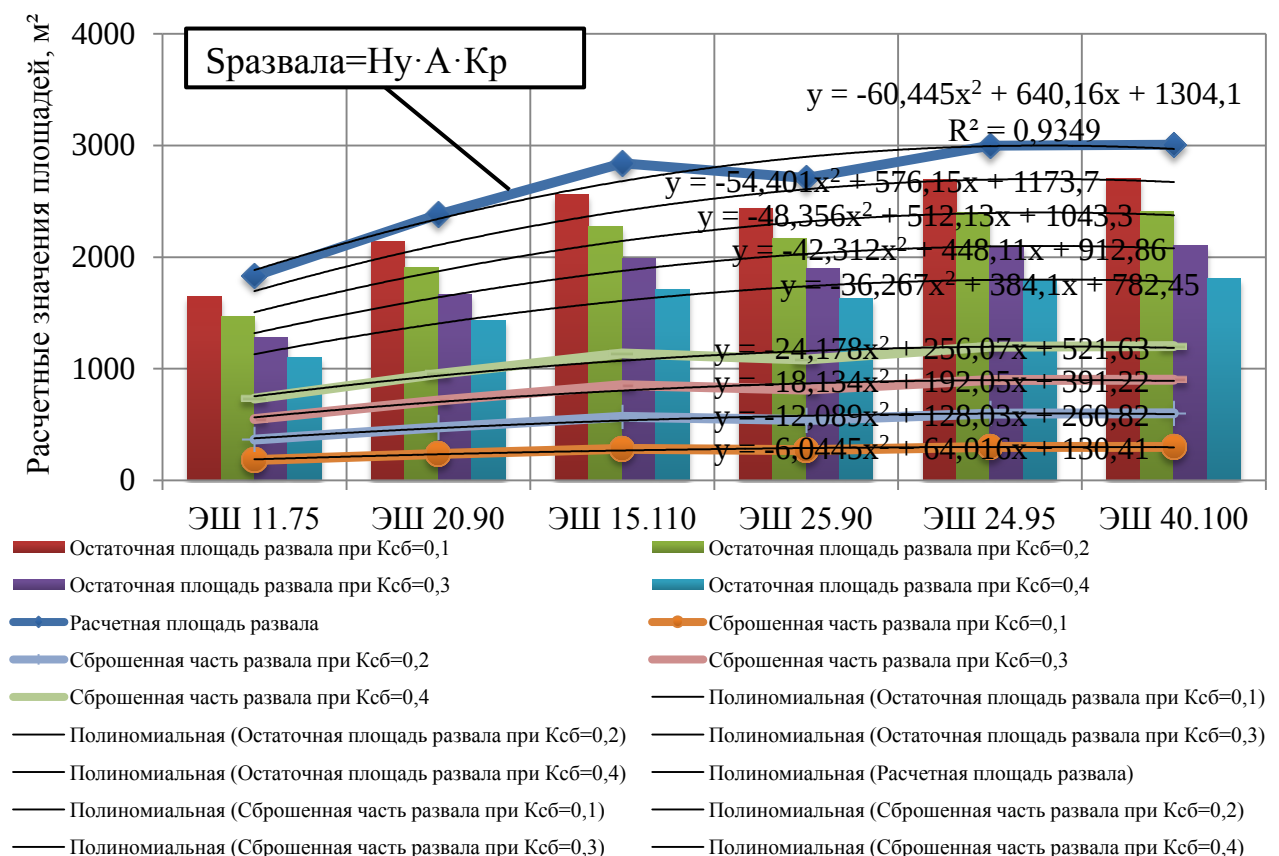


Рисунок 3.11 – Расчетные значения взаимосвязи параметров развала и взрывного сброса

Аналитические зависимости (Рисунок 3.11) расчетных значений коэффициент сброса ($K_{сб}$) по моделям забойных драглайнов показывают взаимосвязь параметров выраженных степенными полиномами и обратно пропорциональные отношения величин остаточной площади развала на уступе и его части смещенной взрывом на нижележащие поверхности уступов и откосов.

Важным параметром бестранспортной технологии является величина так называемого «выхода» стрелы в выработанное пространство, обозначим этот параметр, как $e_{д.р}$ и рассчитывается он по моделям драглайнов для производства сброса породы с уступа (Рисунок 3.12).

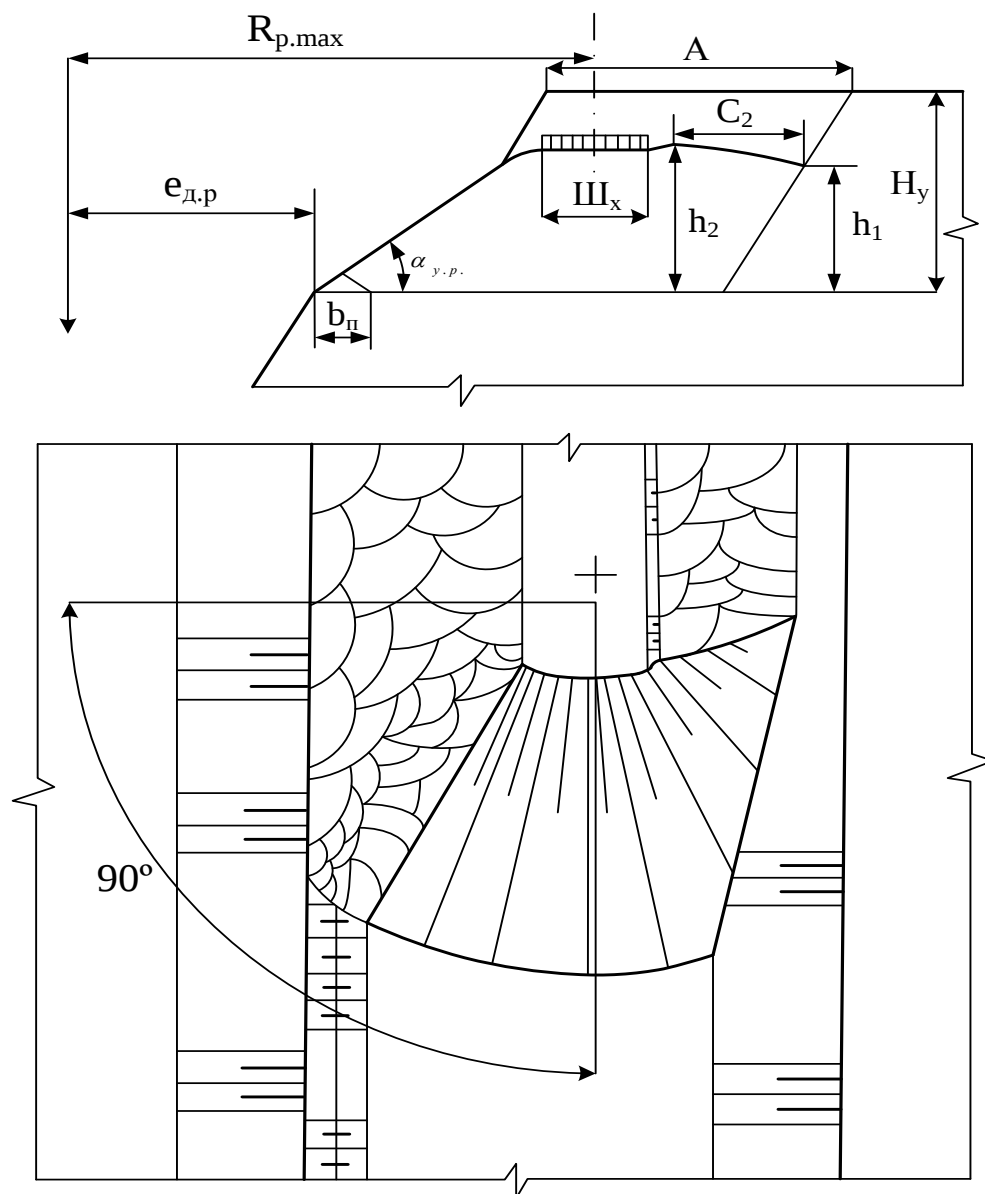


Рисунок 3.12 – Технологическая схема разработки породного развала уступа драглайном со сбросом породы в выработанное пространство

По этому параметру можно оценить эффективность использования разгрузочного параметра экскаватора при сбросе забойным драглайном вскрышной породы в выработанное пространство этапа А.

При установке забойного драглайна на развале вскрышных пород

$$e_{\partial p} = R_{p.max} \cdot K_{сн} \cdot H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_{y.p} - 0,5 \cdot Ш_x \quad (3.6)$$

где $b_{п}$ – ширина призмы возможного обрушения, м; $K_{сн}$ – коэффициент характеризующий отношение величины развала к высоте уступа в массиве ($K_{сн}=0,7$) [131]; $\alpha_{y.p}$ – устойчивый угол откоса при установке драглайна на развале, град., $Ш_x$ – ширина хода драглайна, м.

Параметр едр следует рассчитывать при установке ЭШ на развале взорванной породы. Параметры развала C_2 , h_1 , h_2 рассчитываются согласно работе [131]. Ширина призмы определяется по известной формуле [130]. По породам 3-4 категории по трудности экскавации угол откоса рабочего уступа равен $60 \div 75^\circ$ [129]. Угол устойчивого откоса принят согласно [2].

В таблице 3.2 приведены значения ширины призмы возможного обрушения, а на рисунке 3.13 значения параметров выхода стрелы в выработанное пространство.

Таблица 3.2 – Ширина призмы возможного обрушения

Высота уступа, м	Угол рабочего откоса уступа $\alpha_{п}$, градусов			
	60	65	70	75
	Угол устойчивого откоса уступа α_y , градусов			
	55	57	59	60
20	2,5	3,7	4,7	6,2
25	3,0	4,6	5,9	7,7

Данные рисунка 3.13 показывают, что “выход” стрелы при работе драглайнов достаточен для осуществления сброса породы с уступа. При этом анализируя данные схемы 3.13 можно отметить, что угол поворота на разгрузку составит не более 90° .

Согласно общей практике комплектования звеньев комплексной механизации [130], с позиции равнозначности производительности каждого звена следует выбирать модели техники с близкими показателями работы.

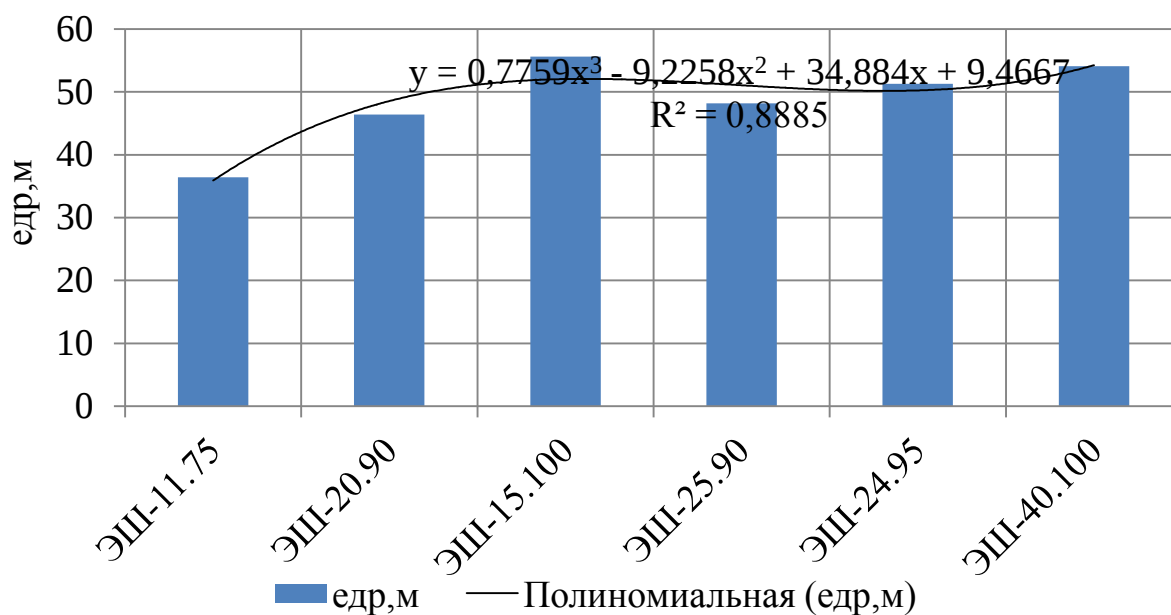


Рисунок 3.13 – Зависимость величины «выхода» стрелы в выработанное пространство от модели забойного драглайна

Тогда принимаем допущение, что одна и та же модель производит выемку и перевалку породы, например по схеме один плюс один (ЭШ-11.75+ ЭШ-11.75). В качестве графического примера, рассмотрим общую организацию работ (схему экскавации) при разработке нескольких горизонтальных уступов шагающим экскаватором ЭШ-11.75 (Рисунок 3.14). На схемах экскавации показывается, как основной процесс, производство вскрышных работ и перевалки навалов.

Выемка же пластов угля в рассматриваемых условиях, например, когда пласт может попасть во вскрышную заходку достаточно подробно рассматривается в публикации [77] и не требует детального рассмотрения.

На рисунке 3.14а показана схема экскавации этапа разработки первого (верхней) уступа, включающего экскавацию и сброс породы с уступов в промежуточный навал и переекскавацию его в контур постоянного отвала. Для этого выполняется по одному рабочему ходу экскаватора (I в забое и I на отвале). Отработка уступа включает перемещение породы с разгрузкой породы в промежуточный навал и его перевалку в постоянный отвал для обнажения верхней площадки третьего (нижней) уступа. Перевалка выполняется за II рабочих хода экскаватора и выполняется со смещением оси хода на 19 м.

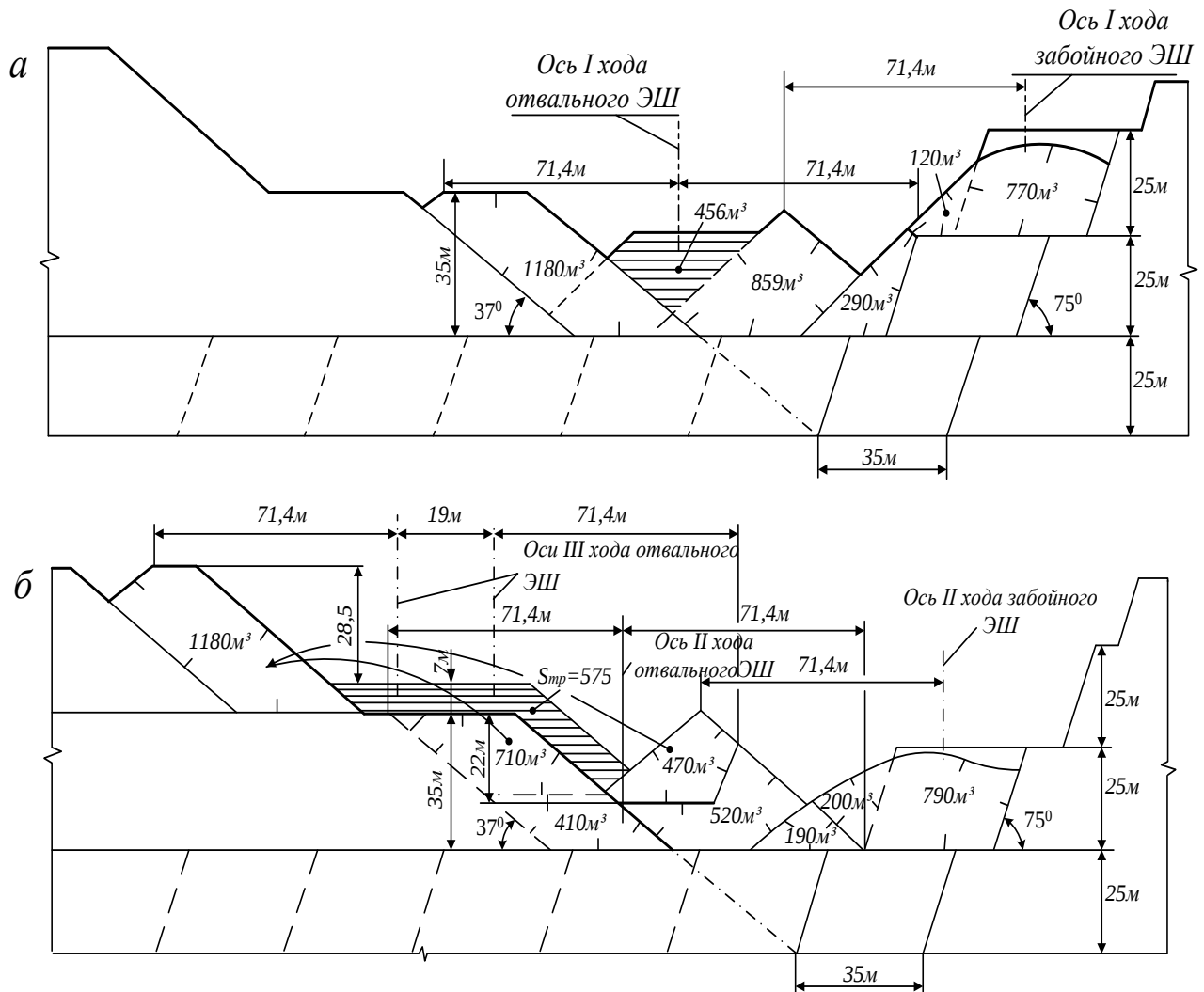


Рисунок 3.14 – Графический пример схемы экскавации на этапе В при эффективной организации работы драглайна ЭШ-11.75

Ширина бермы между нижним и верхним уступами соответствует ширине бермы по условию установки бурового станка для бурения последнего ряда наклонных скважин со стороны рабочего борта карьера (11÷12м). Вторым ходом (II) драглайн переэкскавирует промежуточный навал в одноярусный постоянный отвал. Отсыпка отвала производится таким образом, чтобы линия откоса яруса проходила через нижнюю бровку откоса нижнего. Такая отсыпка отвала вызвана двумя причинами. Первая, необходимо обеспечить прямолинейность отвального фронта для эффективного использования драглайна на отсыпке отвала (одно из требований рационального использования экскаваторов [85]). Второе, отработка нижележащего уступа требует обнажения откоса.

Угол откоса вскрышного уступа и отвального яруса принимается согласно рекомендациям нормативно-технической документации для угольных разрезов [108, 170]. Устойчивость внутренних бестранспортных отвалов рассмотрена в работах [14, 15, 103]. В этих же работах приведены значения генерального угла откоса многоярусного отвала и он определён с учётом коэффициента запаса устойчивости $n = 1,2$ для двух видов оснований: слабых и прочных, для слабых оснований при высоте отвала в диапазоне 20÷100м. угол рекомендуется от 32° до 16°, при прочном основании в том же диапазоне высот составит от 46° до 33°.

Предельной высотой отвального яруса является максимальная высота разгрузки отвального драглайна (Рисунок 3.15). Диапазон рассматриваемых высот яруса изменяется от 30 до 45м, а при росте максимальной высоты разгрузки (H_p) отвального драглайна от наименьшей модели ЭШ-11.75 к наибольшей ЭШ-40.100 функция имеет вид степенного полинома.

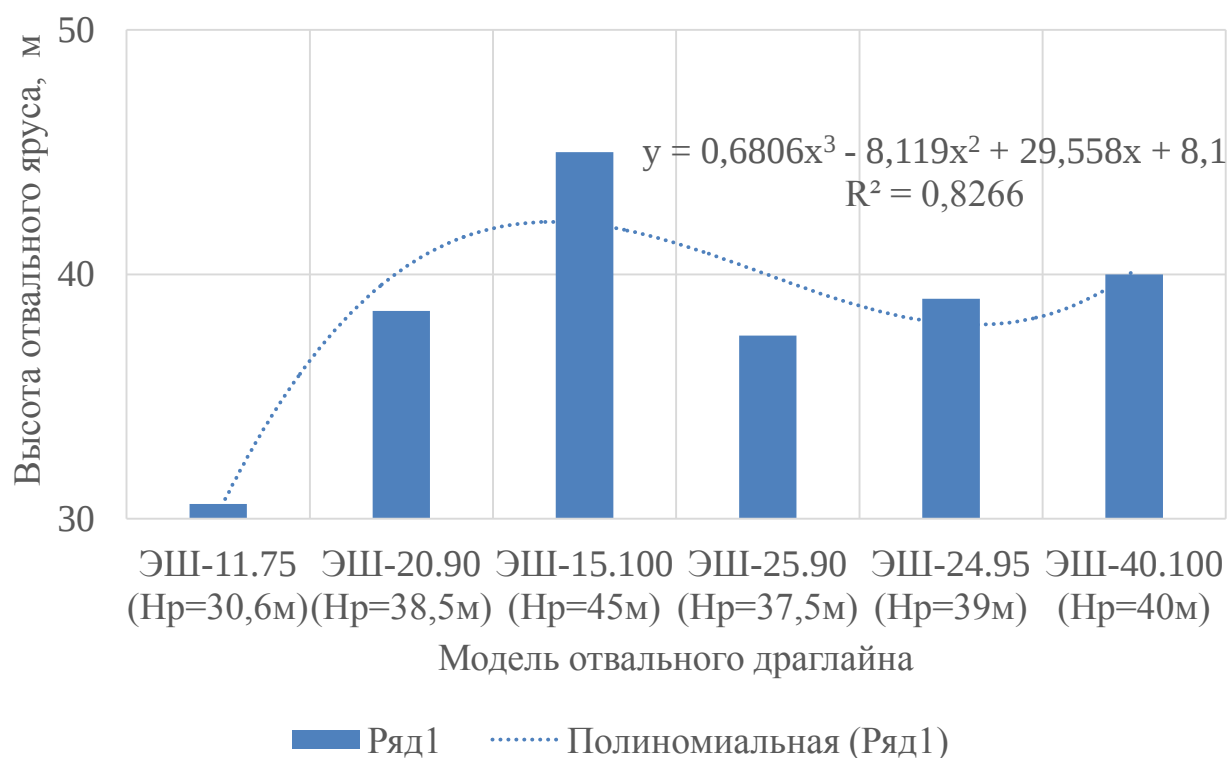
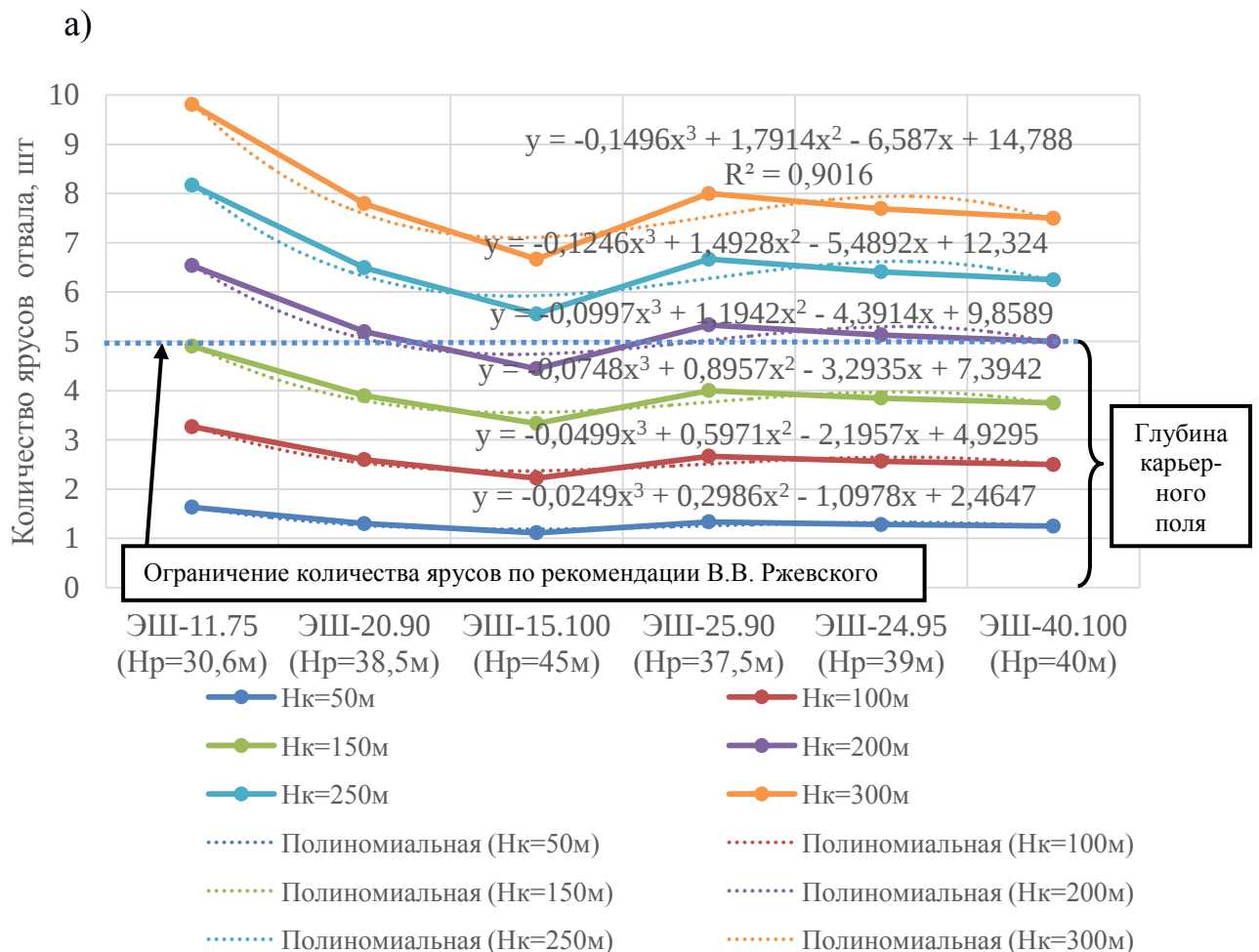
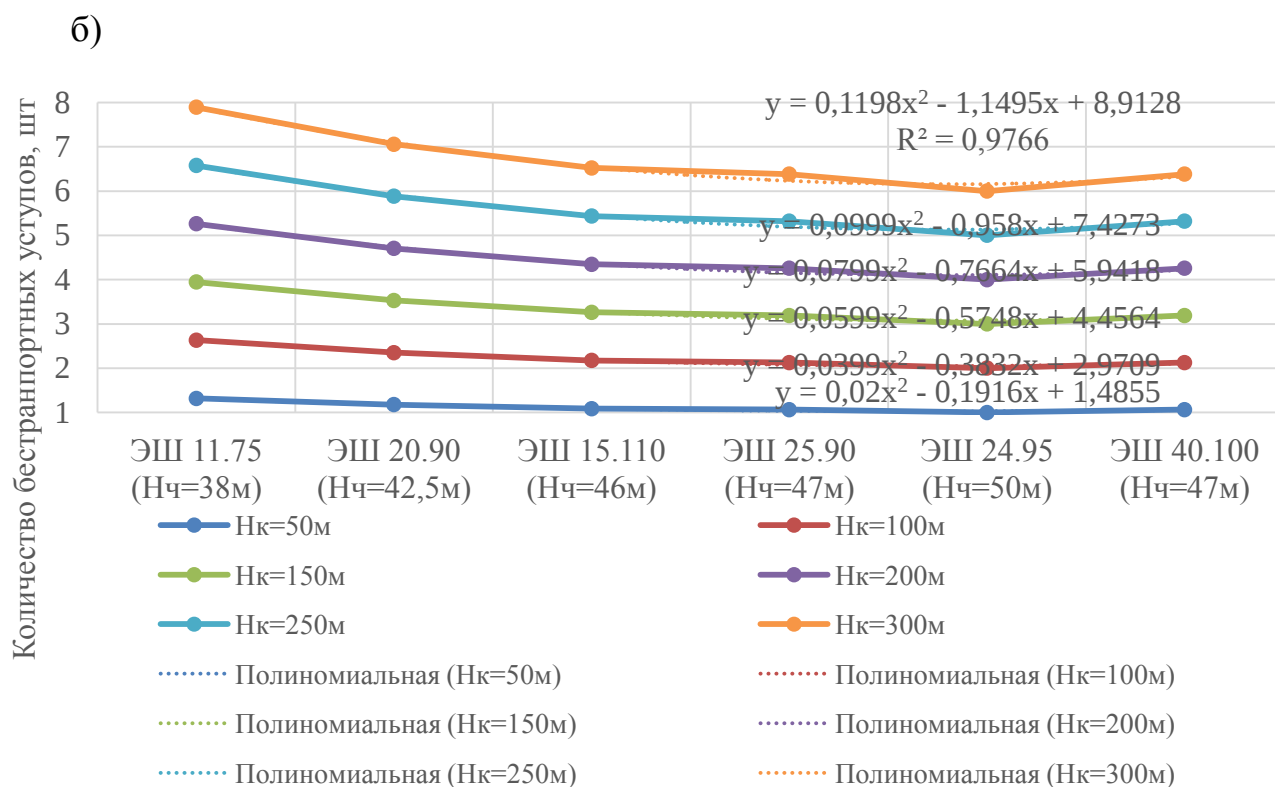


Рисунок 3.15 – Высота яруса в зависимости от максимальной высоты разгрузки и модели отвального драглайна

Согласно рекомендациям, принятым при проектировании бестранспортных схем в части количества ярусов внутреннего отвала [130], то их целесообразно ограничивать не более 5 шт., что поясняется усложнением работы отвального оборудования и снижением эффективности работы связанной ростом количества рабочих ходов и создания дополнительных трасс. Тогда основываясь на максимальной высоте разгрузке отвального драглайна (Рисунок 3.16) определяем взаимосвязь количества отвальных ярусов при росте глубины горных работ. Из взаимосвязи параметров определяется следующее. При росте высоты разгрузки драглайна от 30,6 до 45 м количество ярусов от 2 до 5 шт. связано с глубиной карьерного поля степенной полиномиальной зависимостью.





зависимость количество ярусов отвала от высоты разгрузки драглайна и глубины горных работ (а); зависимость количества бестранспортных уступов от глубины черпания драглайна и глубины карьерного поля (б)

Рисунок 3.16 – Зависимости количества ярусов и уступов от параметров драглайна и глубины горных работ

Из графической зависимости (Рисунок 3.16а) следует сделать основополагающий вывод, что при отсыпке не более 5 ярусов отвала, глубина карьерного поля для предлагаемой схемы экскавации будет составлять не более 150÷200 м, а количество уступов рабочей зоны не более 8 (Рисунок 3.16б) связано с параметрами драглайна и ростом глубины горных работ степенной полиномиальной зависимостью.

Установив вышеприведенные параметры, произведем оценку длины бестранспортных уступов, которые, как отмечалось ранее расположены вскрест линии простирания пластов. Например на рисунке 3.8а,б на продольном сечении карьерного поля в качестве примера показана разработка уступов расположенных одного в заходке с порядковым номером 2 и другого с порядковым номером 3.

Анализ данных показывает, что максимальная длина вскрышной заходки приурочена к верхнему уступу, на рисунке с порядковым номером 0 будет равняться ширине карьерного поля по верху Вкв, главным образом на длину будет оказывать влияние угол падения пласта, например при 5° и при глубине карьерного поля 300м., длина самого верхнего составит более 3200м. (рисунок 3.17), напротив же минимальная длина вскрышного фронта будет приурочена к ширине дна карьерного поля Вд – уступ с порядковым номером разработки 5 и будет составлять не более 85 м., что определится падением пласта свиты под углом 20° и расчетной глубиной горных работ 100 м.

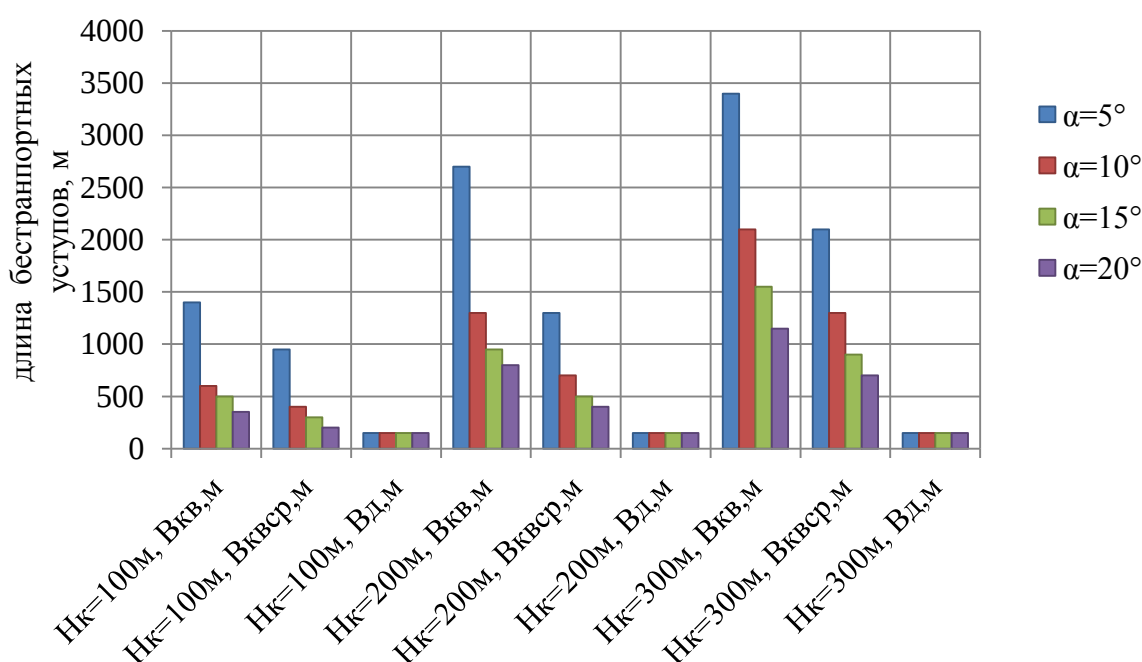


Рисунок 3.17 – Зависимости длины бестранспортных вскрышных заходов этапа Б от угла падения пласта свиты пластов этапа С, глубины производства работ и ширины карьерного поля

Общие закономерности количества отрабатываемых вскрышных заходов по глубине карьерного поля определены исходя из аналитических зависимостей приведенных на рисунке 3.18. По длине же карьерного поля, основное влияние будет оказывать ширина вскрышной заходки, определяемой, как функции от максимального радиуса черпания, тогда определяется их максимальное количество в зависимости от протяженности карьерного поля по верху (Рисунок 3.18).

Анализ зависимостей рисунка 3.18 показывает, что максимальное количество заходов около 230 шт. необходимо разметить во внутренний бестранспортный отвал драглайном ЭШ-11.75 при длине карьерного поля по верху 8000м., а минимальное их количество 48шт. при работе драглайна ЭШ-40.110 с длиной карьерного поля по верху 2000м.

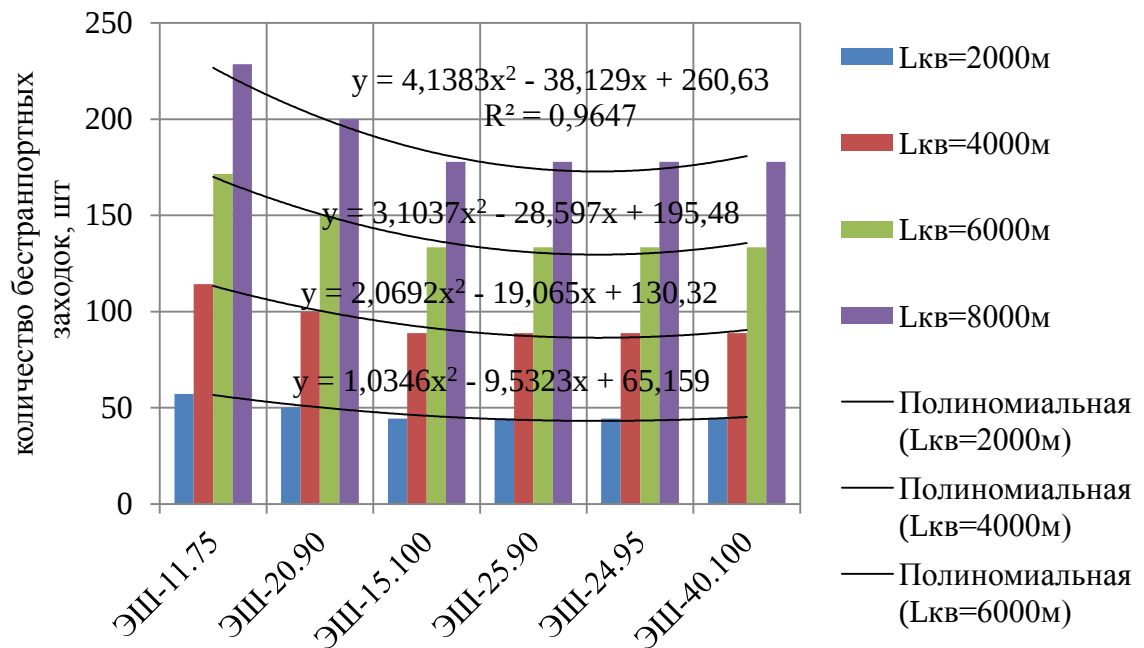


Рисунок 3.18 – Зависимости количества вскрышных заходов от длины карьерного поля по верху и модели вскрышного экскаватора

3.5 Выводы

1) При анализе угленасыщенных зон карьерных полей важным значением для технологии их отработки является взаимное расположение пластов относительно друг друга. При отработке пологопадающих свит угольных пластов экскаватором типа «ЭГО» в зоне транспортной технологии их сближенность определяется возможностью формирования минимально необходимой ширины транспортной площадки при тупиковом развороте автосамосвала. Возможность применения

той или другой схемы для отработки пласта оценивается сравнением рабочей глубины черпания с параметром h_m , представляющим разность отметок (высоту) между трассой рабочего хода экскаватора и транспортной полосой, формируемой на почве пласта. Пласты могут разрабатываться одним слоем, при его мощности до 7 м включительно, двумя слоями при мощности от 8 м до 12 м., тремя слоями до 16 м, четырьмя до 22 м., пятью до 29 м. включительно.

2) Минимальное значение ширины дна этапов А и В по дну составит от 180 до 250 м со степенной полиномной зависимостью от модели драглайна и радиуса его черпания при полноповоротном его вращении на дне карьерного поля. На ширину по верху этапов А и В изменяющееся в пределах от 100 до 720 м оказывает влияние угол наклона борта карьера со стороны его висячего бока залежи изменяющегося в диапазоне от 20 до 45° и глубина карьерного поля от 50 до 300 м. взаимосвязь представлена степенным полиномом. Минимальная длина по дну этапа А изменяется в пределах 16÷180 м, зависит от генерального угла внутреннего отвала 15÷30°, взаимосвязь параметров описывается степенными полиномами. Максимальная длина по дну этапа А 50÷400 м зависит от размещения породы в одноярусный отвал, глубин карьерного поля и черпания различных моделей драглайнов, взаимосвязаны параметры опять же степенными полиномами. Максимальная длина по верху этапа А от 100 до 1000 м зависит от глубины черпания различных моделей драглайнов от 38 до 50 м и связаны с глубиной карьерного поля степенным полиномом. Объем пород, перевозимый на внешний отвал, зависит от глубины карьерного поля максимально составляет 40000 м³ для глубины карьера 300 м, параметры описываются полиномной зависимостью. Дальность транспортирования вскрыши на внешний отвал взаимосвязана с глубиной горных работ полиномной зависимостью. Таким образом, представленные параметры первоначальной емкости под внутренний отвал взаимосвязаны между собой степенным полиномам и получены впервые для указанных условий предмета исследования.

3) Установлены следующие параметры уступов: ширина бестранспортной заходки, как функция от максимального радиуса черпания R_i^{max} определится

диапазоном $0,4 \div 0,6 R_q^{max}$. По высоте уступа Ну в работе забойного драглайна принимаются ограничения не более $25 \div 30$ м. в виду зоны нерегулируемого черпания драглайна и снижения эффективности проектных параметров буровзрывных работ. Длины уступов будут определяться поперечным сечением карьерного поля, тогда максимальная длина вскрышной заходки приурочена к ширине карьерного поля по верху, а минимальная длина вскрышного фронта будет приурочена к ширине дна карьерного поля на эти параметры оказывают влияние угол падения пласта, например при 5° и глубине карьерного поля равного 300 м., длина самого верхнего составит и составит не более 800 м., а при глубине в 100 м., и угле падения свиты 20° длина самого нижнего уступа не более 250 м.

4) Введена величина «едр», так называемого «выхода» стрелы в выработанное пространство, оценивающая эффективность использования разгрузочного параметра экскаватора при сбросе забойным драглайном вскрышной породы. Величина выражена степенным полиномом в зависимости от модели забойного драглайна.

5) Установлены взаимосвязи рабочих параметров забойного и отвального драглайнов и: а) высоты отвальных ярусов; б) количества отвальных ярусов; в) количества бестранспортных уступов; г) глубины карьерного поля. Зависимость минимальной (многоярусный отвал) и максимальной (однойярусный) длины первоначальной емкости по дну от количества горизонтальных уступов бестранспортной технологии и глубины карьерного поля определится расчетным значением ширины заходки и количеством уступов в диапазоне $1 \div 9$, тогда максимальная длина емкости по дну составит не более 450 м, а минимальная длина емкости при генеральном угле внутреннего многоярусного бестранспортного отвала от 15° до 30° составит $20 \div 180$ м. Можно отсыпать от 2 до 5 ярусов внутреннего отвала с суммарной высотой отвала до 210 м и высотой каждого отвального яруса не превышает высоту разгрузки отвального драглайна. Полученные взаимосвязи между параметрами определяются степенными полиномами.

6) Минимальная ширина угленасыщенной зоны определяется суммарной мощностью угольных пластов и междупластьев и составляет от 118 до 367 м. Объ-

ем запасов этапа С имеет линейный характер вида $2E+07mu_i$ и является определяющим в обеспечении расчетного уровня годовой добычи. Минимальное количество промышленных запасов при суммарной мощности пластов свиты 30 м и длине фронта добычных работ 1 км в 20 млн.т. и максимальные запасы при суммарной мощности 120 м, длине фронта 4 км, составит 82 млн.т. Фактором, определяющим заданный уровень производственной мощности является требуемая длина добычного фронта с учетом суммарной мощности пластов свиты от 30 до 120 м и годовом уровне добычи угля от 1 до 6 млн. т. требуется длина добычного фронта работ от 3300 до 4750 м.

9) Обеспечение высоко производительной работы экскаваторов типа ЭШ в безугольной зоне обеспечивается предлагаемыми схемами организации работы, что соответствует углу поворота на разгрузку не более 90° .

Представленные выводы являются итогами решения второй поставленной в диссертационной работе задачи – «оценить зависимость параметров выработки под внутренний отвал от переноса бестранспортной технологии в безугольную зону карьерного поля, оценить параметры схемы экскавации».

Полученные в ходе исследования выводы позволяют сформулировать следующие **научные положения**:

- полином третьей степени взаимоувязывает минимальные и максимальные параметры выработки по дну и верху с глубиной черпания драглайна и высотой рабочей зоны;

- полином третьей степени определяет закономерность критерия «выхода» стрелы забойного драглайна в выработку под внутренний отвал, при ограничении угла поворота на разгрузку не более 90° .

4. ОЦЕНКА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ ЭТАПАМИ

Для решения задачи оценки эффективности по предлагаемому технологическому варианту отработки карьерного поля этапами необходимо:

- предложить критерии эффективности и безопасности предлагаемого технологического решения;
- оценить эффективность разработки пологопадающего месторождения этапами.

4.1 Общие подходы к формированию критериев эффективности

В целях разработки критериев эффективности необходимо отметить то, что эффективность любого горнодобывающего предприятия неотъемлемо связано с безопасностью производства. Следовательно, в настоящей работе, предлагается совместная оценка критериев эффективности и безопасности (Рисунок 4.1).



Рисунок 4.1 – Взаимосвязь критериев технико-экономической эффективности и условий геомеханической устойчивости.

Последовательность учета критериев, может быть представлена в виде алгоритма оценки взаимовлияния факторов (Рисунок 4.2).

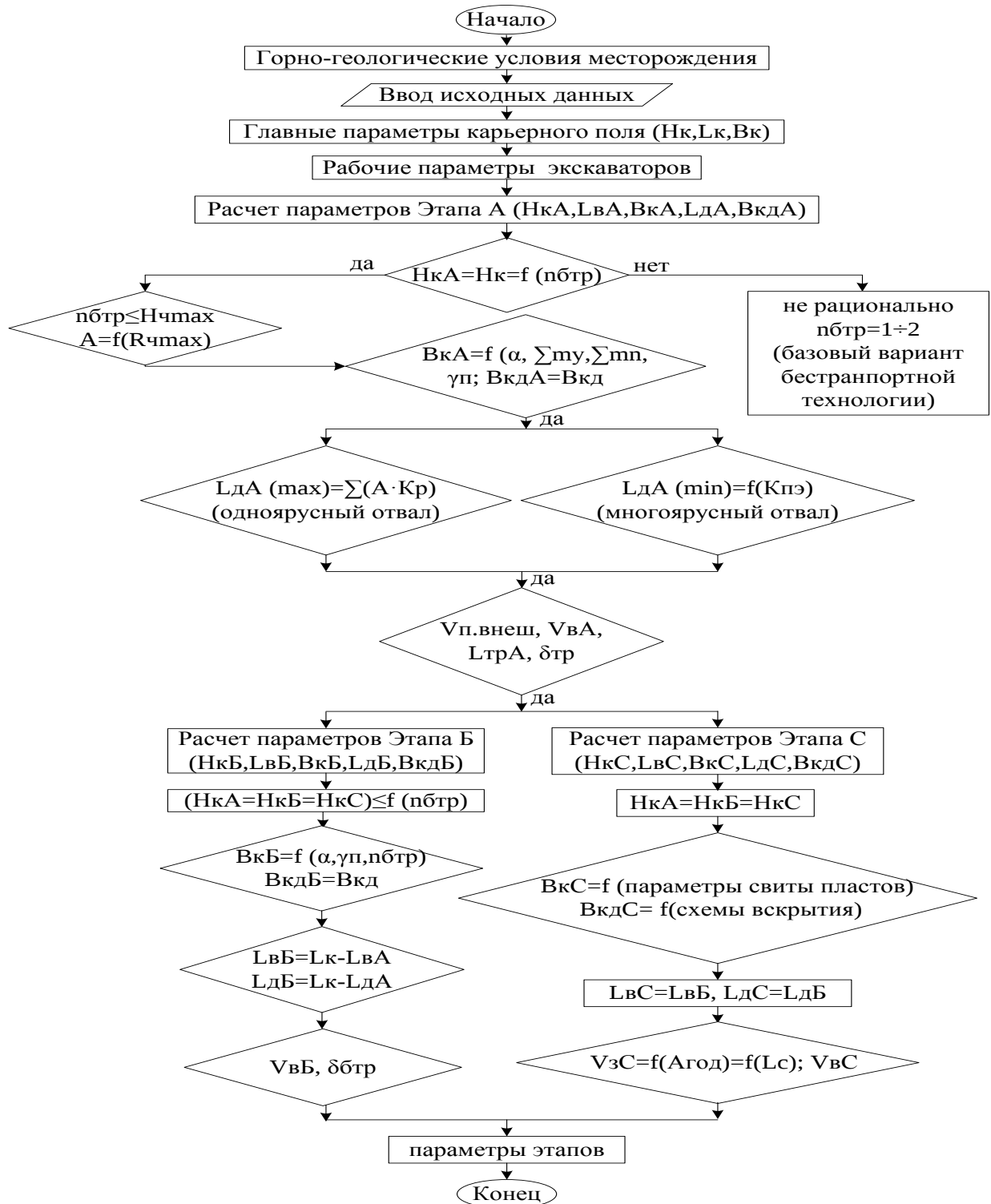


Рисунок 4.2 – Алгоритм расчета параметров и показателей разработки пологопадающей залежи с транспортной технологией на этапах А, С и бестранспортной на этапе В

Тогда предлагается учитывать следующие объединенные в группы параметры: свита угольных пластов; карьерные поля; этапы и технология. Расчет параметров определяется относительно технологического решения [91], организация работ, по которому представлена в главах 2 и 3. Следует лишь отметить одну из очевидных положительных сторон. В классических бестранспортных схемах перевалки вскрыши из забоя во внутренний отвал с углублением горных работ после границы разделения забойной и отвальной зон необходимо перемещать вскрышную породу по принципу «снизу-вверх», в данной схеме это обстоятельство ликвидируется, т.е. с ростом глубины пустая порода перемещается вниз. В таком случае проявляется положительная сторона данного технологического решения, как снижение трудоемкости производства вскрышных и отвальных работ.

Обозначение данных входящих в алгоритм (Рисунок 4.2) приведены ранее в главах 2 и 3. Основой расчета по алгоритму является обобщенные данные, приведенные в главе 1.

Результаты расчетов согласно алгоритму выполняются в следующей последовательности:

1. рассчитываются объемные параметры существующего и предлагаемого технологического решения;
2. выбирается модель и характеристика забойного и отвального драглайнов;
3. рассчитывается высота бестранспортного уступа, как функция от максимальной глубины черпания шагающего драглайна с ограничением по параметрам производства БВР;
4. для выбранной модели драглайна устанавливается ширина заходки драглайна, как функции от максимального радиуса черпания, углы откоса заходки принимаются по рекомендациям геомеханической устойчивости;
5. вычисляется длина рабочих уступов расположенных вскрест простирания залежи, с проверкой параметров рабочего и не рабочего борта на его устойчивость;
6. определяются общие закономерности количества отрабатываемых заходок по глубине карьерного поля и по длине карьерного поля, как функции опре-

деления вместимости внутреннего отвала, с проверкой устойчивости внутреннего отвала;

7. устанавливается общая организация работ перемещения вскрыши из забоя во внутренний отвал, по критерию коэффициента переэкскавации оценивается эффективность организации работ в схеме экскавации;

8. оценивается производительность забойного и отвального драглайнов;

9. по совокупности выбранных критериев оценивается эффективность технологического решения.

Отдельно стоит отметить, что в обобщённом виде и согласно рекомендации [130] критериями эффективности организации работы будут: для забойного драглайна, при котором его производительность (Q) будет стремиться к условию $Q \rightarrow \max$; для отвального драглайна, при котором профильный коэффициент ($K_{пэ}$) будет стремиться к условию $K_{пэ} \rightarrow \min$.

4.1.1 Обобщенная математическая модель существующей комбинированной транспортно-бестранспортной технологии

Для сравнения предлагаемого варианта технологии возникает потребность в оценке объемных параметров существующего варианта комбинированной транспортно-бестранспортной технологии.

В существующих технологических решениях отработки угольных залежей Кузнецкого бассейна отработка свиты пологих пластов представлена следующим образом. Используется комбинированная технология. Породный слой над пластом (ми) разрабатывается драглайном по бестранспортной технологии, а вышележащая породная толща разрабатывается по транспортной технологии с применением автомобильного транспорта для перемещения вскрыши на поверхность внутреннего бестранспортного отвала [130, 139]. Общий вид схемы представлен на рисунке 4.3, и приняты следующие обозначения: Вк, ширина карьерного поля по верху; Нк, глубина карьерного поля; $\gamma_{рб}$, угол наклона рабочего борта в транспортной рабочей зоне; $\gamma_{п}$, угол наклона борта погашения.

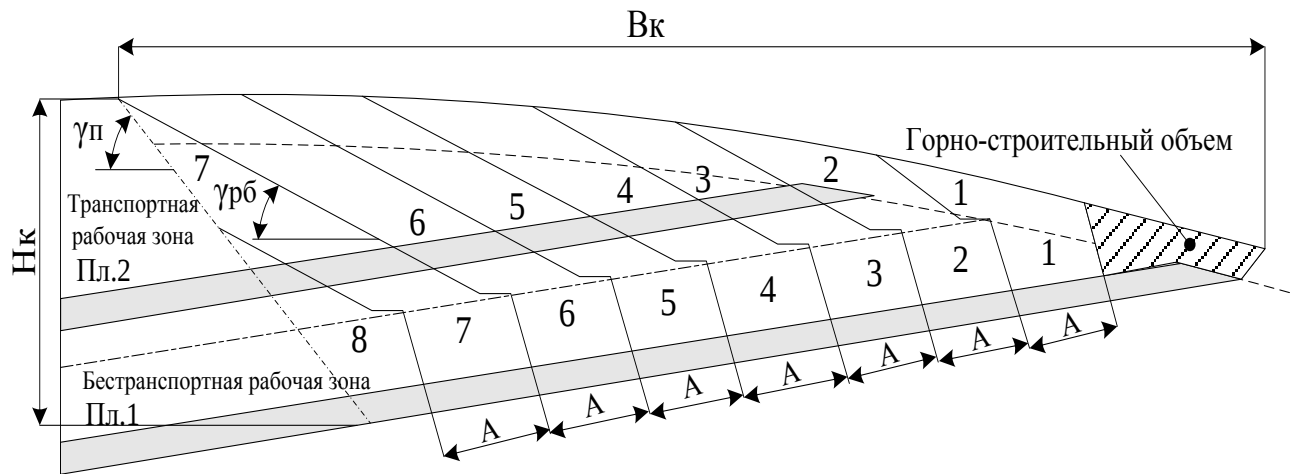


Рисунок 4.3 – Принципиальная схема существующего варианта разработки пологопадающей залежи по комбинированной транспортно-бестранспортной технологии

Недостатком является то, что вскрыша отрабатывается по бестранспортной технологии максимально двумя, реже тремя уступами, что предусматривают организацию не более трёхъярусного отвала [141], а вышележащая породная толща отрабатывается по транспортной технологии с перемещением вскрыши поверх бестранспортных ярусов. Организационный недостаток обусловлен особенностью существующих бестранспортных схем экскавации, применением одного и того же драглайна, который осуществляет выемку естественно отрабатываемого уступа параллельного углу наклона залежи (естественно наклонного) и перевалку вскрышной породы из забойной в отвальную часть карьерного поля на почву стратиграфически отрабатываемого пласта. При увеличении количества отрабатываемых вскрышных уступов резко возрастает объем вторичной перевалки и существенно увеличивается количество ходов экскаватора в забое и на отвале, усложняется организация работы в целом, что в конечном итоге приводит к неэффективной работе бестранспортной технологии [123-125].

В дальнейшем этот обобщающий вариант отработки принят, как существующий в настоящее время на разрезах Кузнецкого бассейна (обозначен в формулах индексом «баз»).

В таком случае объем вскрышных пород естественно-наклонных бестранспортных уступов в рабочей зоне ($V_{\text{в}}^{\text{бтр}}$) определится в укрупненном виде следующим аналитическим выражением

$$V_{\text{в}}^{\text{бтр}} = n_{\text{баз}}^{\text{бтр}} \cdot H_{\text{у}}^{\text{бтр}} \cdot A \cdot L_{\text{фр}}^{\text{бтр}} \quad (4.1)$$

где $V_{\text{в}}^{\text{бтр}}$ - объем вскрышных пород в бестранспортной зоне, тыс.м³, $n_{\text{баз}}^{\text{бтр}}$ – количество уступом обрабатываемых по бестранспортной технологической схеме, A – ширина заходки драглайна, м., $L_{\text{фр}}^{\text{бтр}}$ – длина вскрышного фронта работ в бестранспортной рабочей зоне, м.

В настоящее время за эффективность существующего варианта отработки принимается минимальное значение кратности перевалки вскрыши определяемой в соответствии с принятой схемой экскавации (последовательность перемещения вскрыши из забоя во внутренний отвал) и в целом оцениваемой коэффициентом переэкскавации ($K_{\text{пэ}}^{\text{min}}$), обычно рассчитываемым в поперечном профиле горных работ. По рекомендации акад. В.В. Ржевского бестранспортная перевалка эффективна при $K_{\text{пэ}}^{\text{min}}=4\div 5$ [130].

Тогда высота бестранспортной рабочей зоны должна стремиться к выполнению следующего условия

$$n_{\text{баз}}^{\text{бтр}} \cdot H_{\text{у}}^{\text{бтр}} \cdot A \cdot L_{\text{фр}}^{\text{бтр}} \rightarrow K_{\text{пэ}}^{\text{min}} \quad (4.2)$$

Глубина черпания вскрышного драглайна определит высоту бестранспортного уступа

$$H_{\text{у}}^{\text{бтр}} \leq H_{\text{ч}}^{\text{max}} \quad (4.3)$$

где $H_{\text{ч}}^{\text{max}}$ - максимальная глубина черпания вскрышного драглайна, м.

Из-за особенностей применения бестранспортной технологии в нижней части рабочей зоны карьерного поля будут определяться параметры карьерного поля по дну (Рисунок 4.1).

Ширина карьерного поля по дну

$$B_{\text{кд}} \leq A \quad (4.4)$$

где A - ширина бестранспортной заходки, м., согласно работе [130] должна быть не менее 30 метров.

Ширина бестранспортной заходки A определится рабочими параметрами драглайна

$$A = f(R_q^{max}) \quad (4.5)$$

где R_q^{max} – максимальный радиус черпания вскрышного драглайна, м., согласно рекомендациям [129] $A=0,4 \div 0,6 R_q^{max}$.

Длина карьерного поля по дну ($L_{кд}$), определится, как суммарная длина вскрышных заходов по самому нижнему бестранспортному уступу

$$\sum L_{фр}^{бтр} = L_{кд} \quad (4.6)$$

Глубина карьерного поля H_k устанавливается, как известная в проектной практике функция зависимости от граничного коэффициента вскрыши ($K_B^{гп}$) и в данном исследовании задача определения $H_k = f(K_B^{гп})$ не ставится.

В целом объем вскрыши транспортной зоны ($V_B^{тр}$) составит

$$V_B^{тр} = n^{тр} \cdot H_y^{тр} \cdot Ш_{рп} \cdot L_{фр}^{тр} \quad (4.7)$$

где $V_B^{тр}$ - объем вскрышных пород транспортной зоны, тыс.м³, $n^{тр}$ - количество уступов разрабатываемых в транспортной рабочей зоне, $H_y^{тр}$ - высота уступа в транспортной рабочей зоне, м., $Ш_{рп}$ - ширина рабочих площадок по скальным и мягким вскрышным породам в транспортной зоне, м., $L_{фр}^{тр}$ - суммарная длина фронта работ в транспортной зоне, м.

Ширина рабочих площадок для скальных и мягких пород принимается согласно рекомендациям [129].

Для экскаваторов типа механической лопата или прямой гидравлической лопаты высота уступа в транспортной зоне будет составлять для разработки рыхлых отложений $H_y^{тр} \leq H_q^{max}$, для скальных пород $H_y^{тр} \leq 1,5 H_q^{max}$. Для экскаваторов типа «обратная гидравлическая лопата» $H_y^{тр} \leq H_k^{max}$.

Долю объемов горной массы ($\delta_{\text{гм}}$) разрабатываемой в целом по карьерному полю можно разделить на две составляющие, одна из них — это бестранспортная технология ($\delta_{\text{бтр}}$), вторая транспортная технология ($\delta_{\text{тр}}$)

$$\delta_{\text{гм}} = \delta_{\text{бтр}} + \delta_{\text{тр}} \quad (4.8)$$

Тогда объем горной массы будет подразделяться на объемы бестранспортной вскрыши, и объемы транспортной вскрыши и в любом случае разработка угля по транспортной технологии.

$$V_{\text{гм}} = V_{\text{в}}^{\text{бтр}} + V_{\text{в}}^{\text{тр}} + V_{\text{у}}^{\text{тр}} \quad (4.9)$$

Приняв объем горной массы, разрабатываемой в данном карьерном поле за единицу (100%) и исключив объем добываемого угля на автотранспорт, доля бестранспортной технологии составит

$$\delta_{\text{бтр}} = 1 - \delta_{\text{тр}} \text{ или } V_{\text{в}}^{\text{бтр}} = \frac{1}{V_{\text{в}}^{\text{тр}} + V_{\text{у}}^{\text{тр}}} \quad (4.10)$$

Выражения (4.1-4.10) в укрупненном виде используются для оценки объемных показателей разработки транспортной и бестранспортной рабочих зон карьерного поля и для сравнения с предлагаемым вариантом технологии.

Оценочным критерием эффективности бестранспортной технологии в соответствии с принятой схемой экскавации является профильный коэффициент переекспкавации, тогда $K_{\text{пэ}}^{\text{min}} \rightarrow \text{min}$, который должен стремиться при принятых организационно-технических условиях к своему минимуму.

4.2. Сравнительная оценка объемов вскрыши по видам технологии

Параметры существующей комбинированной транспортно-бестранспортной технологии представлены в таблице 4.1, а параметры предлагаемой технологии в таблице 4.2. Анализ данных, представленных в таблице 4.1 показывает, что преобладающую часть существующего варианта технологии занимает транспортная вскрыши с ее долевым участием $0,85 \div 0,9$ д.е., а бестранспортная вскрыша составляет всего лишь только $0,1 \div 0,15$ д.е..

Таблица 4.1 – Результаты расчетов параметров существующей комбинированной транспортно-бестранспортной технологии

№ п.п.	Наименование параметра	Обозначение	Ед. изм	Значение параметра	
				min	max
1	Объем вскрышных пород в бестранспортной зоне	$V_{\text{в}}^{\text{бтр}}$	тыс.м ³	17500	33000
2	Объем вскрыши в транспортной зоне	$V_{\text{в}}^{\text{тр}}$	тыс.м ³	113268	464678
3	Доля объемов транспортной вскрыши	$\delta_{\text{тр}}$	д.е.	<u>0,85</u>	<u>0,9</u>
4	Долю объемов бестранспортной вскрыши	$\delta_{\text{бтр}}$	д.е.	<u>0,1</u>	<u>0,15</u>

Таблица 4.2 - Результаты расчетов параметров предлагаемой поэтапной разработки карьерного поля с комбинированной транспортно-бестранспортной технологии

№ п.п.	Наименование параметра	Обозначение	Ед.изм	Значение параметра	
				min	max
1	Объем породы, вывозимый на внешние отвалы	$V_{\text{п.внеш}}$	тыс.м ³	37678	113871
2	Доля вскрышных пород вынутых на этапе А по транспортной технологии	$\delta_{\text{трА}}$	д.е.	1,0	1,0
3	Доля вскрышных пород вынутых на этапе С по транспортной технологии	$\delta_{\text{трС}}$	д.е.	0,1	0,15
4	Доля вскрышных пород, складированных во внутренний бестранспортный отвал при разработке этапа В	$\delta_{\text{бтрВ}}$	д.е.	<u>0,85</u>	<u>0,9</u>

Это обстоятельство подчеркивает то, что низкая эффективность существующих схем экскавации напрямую определяется организационно-техническими признаками технологических схем. Выводы по результатам совместного анализа данных таблиц 4.1 и 4.2 и расчета параметров этапов А, В, С показывают следующее.

Согласно практике работы угольных разрезов Кузбасса в транспортной рабочей зоне высота уступа при выемке пород безугольной зоны этапа разработки А составляет $10 \div 15$ м, этот же параметр является связующим расчетным элементом в определении параметров строительства первоначальной выработки. Площадь карьера по дну и верху в своем минимуме или максимуме определяет с учетом разрыхления пород, конструкции отвала, но при укрупненных вычислениях являются площадными размерами внешнего отвала, по его основанию и по поверхности. В зависимости от выбранного диапазона этапа по дну площадь изменяется при минимальном значении длины первоначальной выработки по дну диапазон площади по дну и верху составит $75000 \div 160000$ м², при максимальном $480000 \div 1420000$ м².

В целом объем вскрыши, перемещаемый на внешний отвал за период строительства первоначальной выработки, изменяется в пределах $37678 \div 113871$ тыс. м³. Таким образом, определяются параметры этапа А, устанавливаемых на основе последующих расчетов отдельных параметров этапа В и С. В целом же параметры этапа А, определяются условием параллельности производства вскрышных работ на этапе В и С.

Параметры этапа разработки В определяются параметрами этапа А, как выработки под внутренний отвал, куда размещаются по бестранспортной технологии вскрыша безугольной зоны и по транспортной технологии породные междупластья угленасыщенной этапа С.

4.2.1 Обоснование режима горных работ, как критерий выбора последовательности разработки этапов

Из теории открытых горных работ известно [1-4, 130, 160, 172], что на основе использования метода горно-геометрического анализа карьерного поля (как одного из инструментов определения параметров этапов и очередей отработки) и технологического конструирования систем разработки, создаются технологии отработки месторождений очередями при изменении направления подвигания фронта горных работ. Данные технологии получили название «гибких» благодаря динамическому подходу к определению мобильности границы между этапами и очередностью их отработки для конкретных горно-технических условий. В целом же они направлены на повышение технико-экономической эффективности при ведении горных работ [171].

Ввиду сложности и большой трудоемкости получения заданных объемов вскрышных пород в данной многовариантной задаче, а также отсутствия в настоящий момент времени универсальной математической модели месторождения в исследованиях принят двух этапный подход.

На первом шаге выполняется обобщенный горно-геометрический анализ карьерного поля с получением общих закономерностей (графиков режима горных работ) горно-геометрического анализа, в том числе прогнозных значений коэффициента вскрыши: текущего (разнонаправленное подвигание фронта работ); среднего для различных положений проектируемых этапов в границах карьерного поля; их сочетаний для возрастающего или убывающего характера (для уточнения переходного периода между этапами).

При этом определяется горно-геометрическая, а так же математическая основа расчета задачи выбора направления подвигания фронта работ.

На втором шаге при уточнении и конкретизации режима горных работ оценивается влияние технологических вариантов и параметров этапов на режим горных работ с получением уже реальных (или приближенных к ним) составляющих вынимаемых объемов горной массы и коэффициентов вскрыши.

При выполнении горно-геометрического анализа карьерного поля могут приниматься как простые, так и сложные условия карьерных полей. В данном случае горно-геометрической расчетной основой выступают поперечные сечения угольной залежи. Принимается во внимание и продольный разрез карьерного поля. Установлено, что все многообразие условий залеганий конкретизируется двумя подходами [1-4, 130]: для сложных условий конкретных карьеров целесообразно применение метода Арсентьева А.И.; для простых условий подход Ржевского В.В.

Стоит только отметить, что во втором случае для пологопадающих залежей выдвинуто положение, о том, что за основу подвигания фронта может быть принято направление простирание свиты пластов.

Приведем некоторые методические положения применительно к специфике подвигания фронта работ по простиранию пластов. Очевидно, что для рассматриваемых условий месторождений справедливо выделить два типовых варианта на поперечном сечении: разработка месторождения еще не начата; часть месторождения отработано.

В любом случае и согласно рекомендациям Арсентьева А.И и Ржевского В.В. проецировать площадь рабочей зоны рекомендовано на вертикальную плоскость нормальную к линии простиранию пластов или длиной оси карьерного поля. Названная проекция рабочей зоны в зависимости от стадии отработки является либо треугольником, либо трапецией. Причем площадь проекции рабочей зоны можно описать через два измерения: первое, ширина карьерного поля; второе, проекция средних линий на нормаль к линии падения пласта (ординаты горной массы, полезного ископаемого и вскрыши).

При определении объемов и учитывается третье измерение – величина подвигания рабочей зоны или приращение длины карьерного поля [5, 130]. Причем условием сопоставления показателей для разнонаправленного подвигания является равнозначное значение объемов добычи полезного ископаемого. Очевидно, что ввиду равенства площадей по полезному ископаемому при анализе могут быть исключены два измерения ширина на этапе отработки основной части карьерного

поля и приращение подвигания карьерного поля. А это означает, что функциональные зависимости объемов горной массы, полезного ископаемого и вскрыши для всех этапов могут быть выражены соответствующей одной ординатой – средней линией трапеции [1-4, 130].

При определении коэффициента вскрыши рассчитывают в начале площади по вскрышным породам и по полезному ископаемому умножением соответствующих ординат на среднюю ширину оставшейся части карьерного поля. Затем результат умножают на квадрат масштаба чертежа и величину подвигания по простиранию пластов (длину этапов) и таким образом получают вынимаемые объемы [1-4, 130].

При определении объемов учитывается такой параметр, как величина подвигания рабочей зоны или же скорость подвигания фронта работ на данном этапе. Таким образом, с использованием единой геометрической и методической основой можно получить режим горных работ.

Промежуточное заключение основывается на том, что совершенствование систем открытой разработки направлено по пути изыскания новых технологических решений, исключающих или снижающих негативное влияние указанных недостатков открытых горных работ на эффективность разработки угольных месторождений. Одним из главных ответов, выбора разнонаправленного подвигания фронта работ, выделения этапов разработки карьерного поля и является объективные данные графиков режима горных работ.

Особенностью отработки пологих угольных пластов является отсутствие разноски борта карьера со стороны почвы нижнего пласта отрабатываемой свиты. Одним из важнейших элементов системы разработки является параметры выработки под внутренний отвал, этап А, создающий условия для внутреннего отвалообразования.

Сооружение выработки может осуществляться по следующим вариантам [141, 143]: площадно-слоевая в граничных контурах с формированием рабочей зоны отработки карьерного поля с поперечным подвиганием фронта работ; система открытой разработки с продольным подвиганием фронта работ; поэтапно-

углубочная, вариант развития горных работ при переходе от частичного до полного перехода на внутреннее отвалообразование.

Применительно к отработке пологопадающих угольных пластов могут быть предложены следующие варианты сочетаний систем открытой разработки. Вариант 1 - поперечно-продольная сплошная система разработки с одновременным сооружением карьера первой очереди по площадно-слоевой технологии и отработкой части карьерного поля по углубочной продольной системе разработки. Вариант 2 - поперечно-продольная сплошная система разработки с одновременным сооружением карьера первой очереди с продольным развитием горных работ и отработкой части карьерного поля по продольной углубочной системе разработки со сдвигом во времени. Вариант 3 - поперечно-продольная сплошная система разработки с поэтапно-углубочной технологией создания поперечного рабочего фронта работ с некоторым отставанием отработки части карьерного поля по продольной углубочной системе разработки от начала поэтапно-углубочных работ.

Организационная сущность технологических вариантов состоит в следующем. Выемка этапа разработки А по площадно-слоевой технологии заключается в создании единого выемочного слоя в пределах породугольного массива отрабатываемого отдельными участками. При сооружении карьера первой очереди по сплошной поперечной системе разработки, заключающейся в последовательной отработке поля в граничных контурах карьера первой очереди горизонтальными слоями, текущий коэффициент вскрыши достигает максимума в начальный период. С понижением горных работ коэффициент вскрыши снижается и достигает минимума на нижнем горизонте. Достоинствами является: сокращение строительства первоначальной емкости под внутренний отвал и более высокая концентрация горных работ, к недостаткам относится неравномерность режима горных работ. Как известно из практики разработки угольных месторождений при использовании углубочных продольных систем разработки позволяет обеспечивать минимальное значение текущего коэффициента вскрыши в первоначальные сроки освоения месторождения, а при достижении граничных контуров карьерного поля его значения будут максимальными. Достоинствами является: значительная про-

тяженность фронта работ и минимальный текущий коэффициент вскрыши в первоначальный период эксплуатации. Характерные особенности режима горных работ для углубочных систем разработки является недостатком варианта. Третий вариант характеризуется тем, что при углублении горных работ скачкообразно нарастает текущий коэффициент вскрыши. К достоинствам относят: более короткий период перехода на внутреннее отвалообразование; минимум текущего коэффициента вскрыши в начальный период эксплуатации карьерного поля и объемов пород складированных на внешний отвал. Недостатки обусловлены, как и в предыдущем варианте.

Следовательно, для предварительной оценки выбора системы открытой разработки необходимо оценить режим горных работ. Обобщённые графики режима горных работ для горно-геологических условий рассматриваемых угольных месторождений представлены на рисунке 4.4.

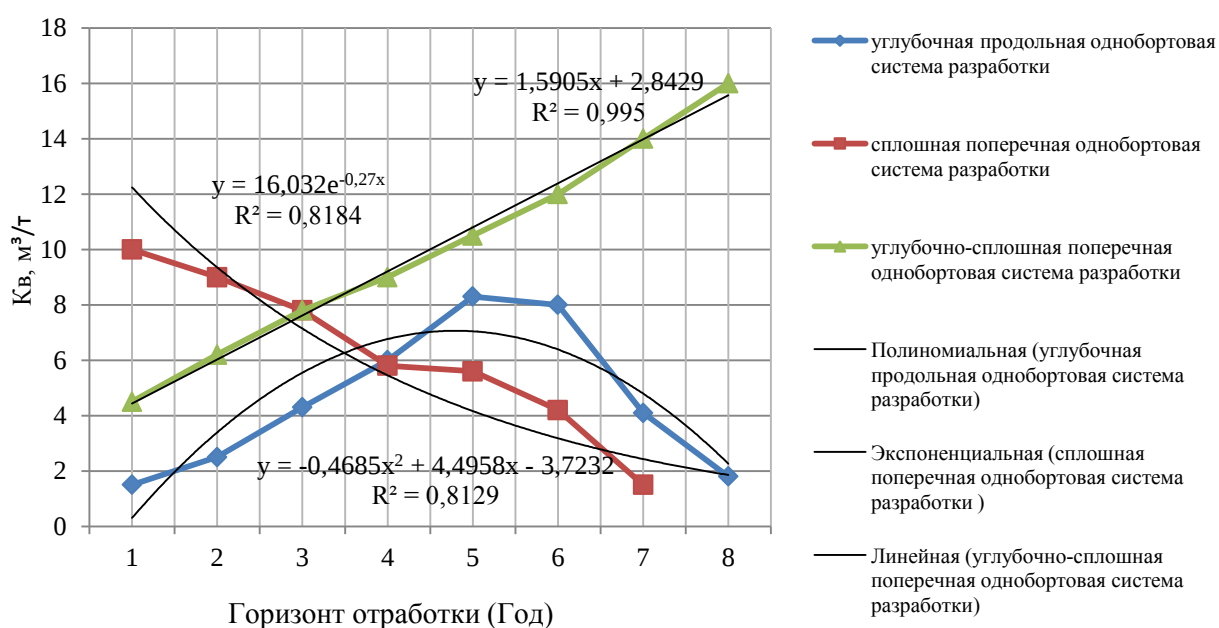


Рисунок 4.4 – Графики режима горных работ при строительстве карьера первой очереди (этап разработки А): 1 - продольная углубочная; 2 –сплошная поперечная ; 3 – углубочно-сплошная.

Анализ графиков режима горных работ (Рисунок 4.4) показывает, что все технологические варианты создания условий для перехода на систему с внутренним отвалообразованием не лишены недостатков. А именно - все графики

имеют неравномерный характер, что снижает эффективность открытой разработки угольных месторождений в подготовительный период перехода на поперечное развитие фронта горных работ. В связи с этим возникла необходимость в изменении технологических приемов, позволяющих осуществлять выравнивание (сглаживание) графиков режима горных работ в начальный период разработки месторождения.

Таким технологическим решением является отработка части карьерного поля по углубочной продольной однобортной системе разработки в период сооружения карьера первой очереди.

Как уже отмечалось выше, предлагаемым технологическим вариантам характерна неравномерность режима горных работ, в целях выравнивания рекомендуется для этапа разработки С до промежуточной глубины, которая определяется минимумом текущего коэффициента вскрыши. Для этого делаем допущение равенства текущего коэффициента вскрыши для этапов разработки А и С, суммарно не превышающего средневзвешенного значения в целом по карьерному полю. Определение промежуточной глубины определяется выравниванием усредненных значений текущего коэффициента вскрыши (Рисунок 4.5). После установления текущего коэффициента вскрыши отмечаем на графике период выемки этапов разработки. На рис.4.5 в качестве примера приведен результирующий график режима горных работ, объединяющий этапы разработки карьерного поля и целесообразный вид системы открытой разработки по каждому из этапов.

В соответствии с рекомендациями акад. В.В. Ржевского [130] регулирование режима горных работ можно осуществлять, так же за счет изменения темпа углубки горных работ. При одновременной разработке этапов А и С для установленной глубины карьера задаются различные значения темпа углубки и определяется время сооружения карьера 1-й очереди и, следовательно, время работы в зоне углубочной продольной однобортной системы разработки, расчетные условия аналогично данным рис.4.4.

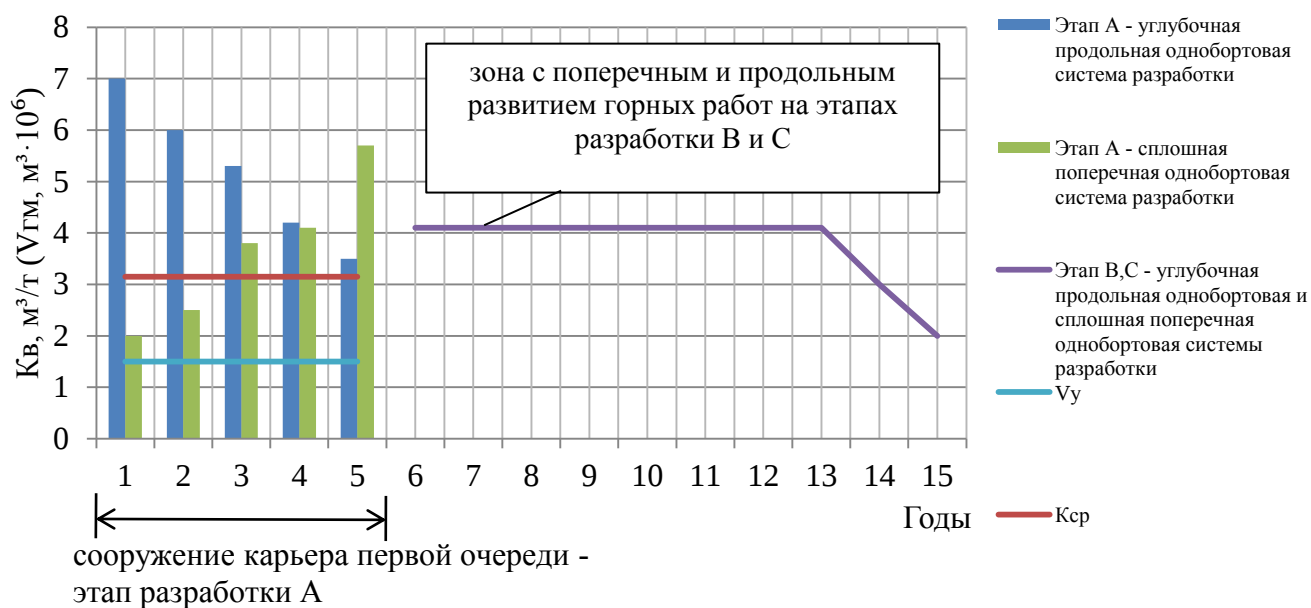


Рисунок 4.5 – Результирующий график режима горных работ при разнонаправленном подвигании фронта работ

Таким образом, при учете принципов разбиения карьерного поля на этапы дополнительно необходимо учитывать обеспечение стабильности режима горных работ.

4.3. Оценка технико-экономической эффективности

В технологических схемах с разнонаправленным развитием фронта работ и при разработке пологопадающей залежи этапами экскаватор может выполнять следующие виды работ: экскавацию породы из развала взорванной породы с разгрузкой породы во временный навал; переэкскавацию породы промежуточного навала; выемка угля с погрузкой его в автотранспорт.

Условия выполнения операции рабочего цикла во всех этих случаях различные и поэтому будут не одинаковые производительности экскаватора. Очевидно, что необходимо учесть факторы, влияющие на производительность [129]: угол поворота экскаватора на разгрузку; состояние и характеристики разрабатываемой горной породы.

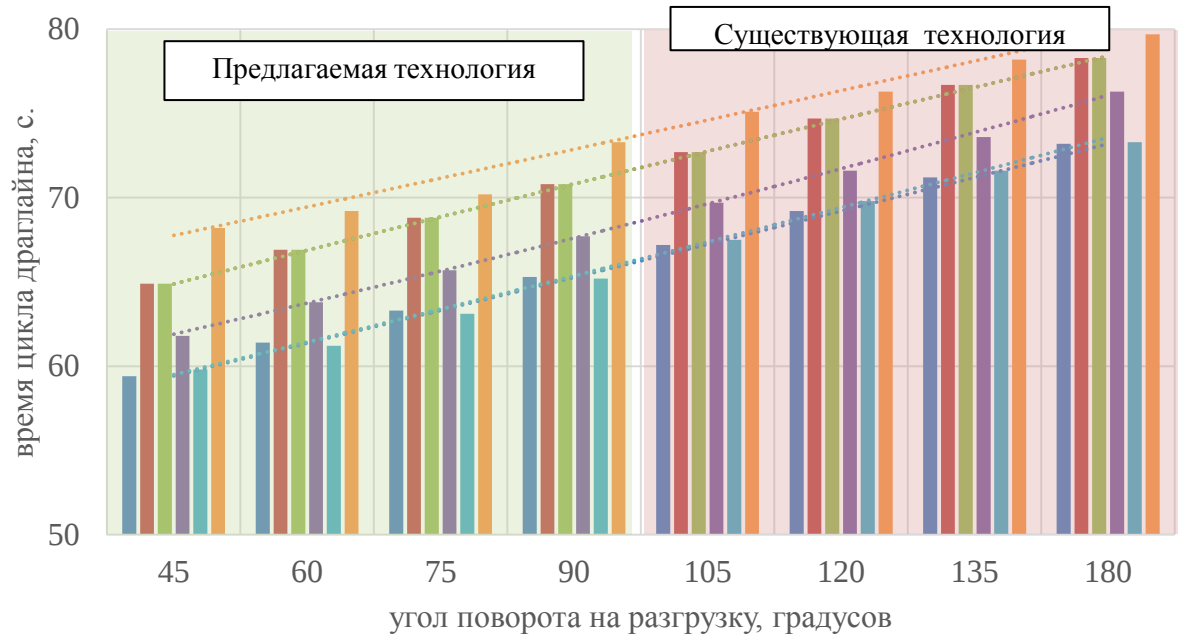
Особенностью применения экскаваторов при разработке свит пологопадающих угольных пластов в Кузбассе является разработка взорванных полускальных и скальных пород III-IV категории по трудности экскавации требующих буровзрывную подготовку к выемке. Поэтому расчёты следует производить по методике, учитывающей технологические характеристики взорванной горной массы. Этому условию отвечает методика, изложенная в работе [131]. В ней рассматривается расчёт параметров буровзрывных работ в условиях свит пологопадающих угольных пластов Кузнецкого бассейна. В том числе рассматривается и производительность при разработке взорванного массива осадочных пород. В исследовании рассматриваются породы средне и крупноблочные при среднем диаметре естественной отдельности 1,2м.

Техническая производительность драглайнов определяется по формулам приведенных в работе [130], а итоговые результаты расчетов приведены на рисунке 4.6.

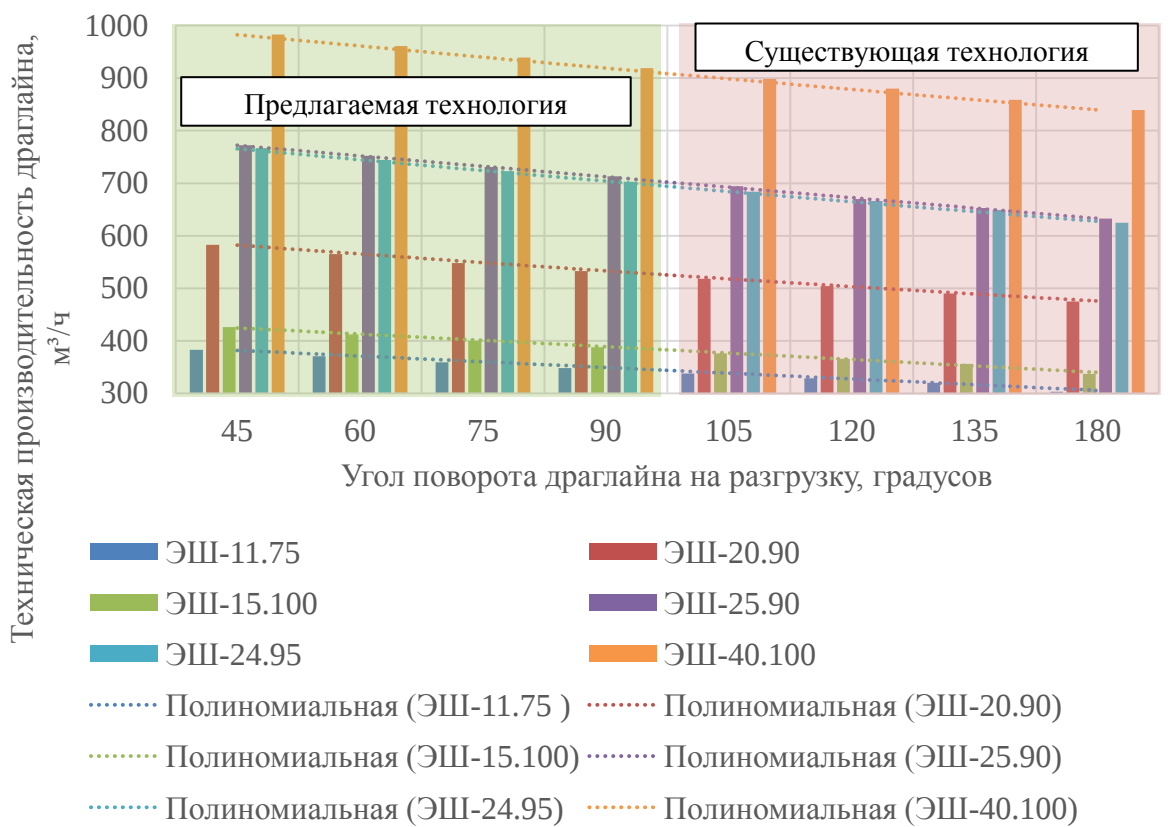
На рисунке 4.6 область выделенная зеленым цветом соответствует работе экскаватора, когда обеспечивается его максимальная производительность, т.е. соответствует углу поворота на разгрузку не более 90° [156], розовым цветом выделена область соответствующая работе драглайнов в классических схемах экскавации в условиях разрезов восточной части Центрального и Южного Кузбасса, с углом поворота более 90° . Полученные значения времени цикла, часовой и сменной производительностей драглайнов используются при расчете показателя эффективности разработки свит пластов с применением новой разновидности бестранспортной технологии.

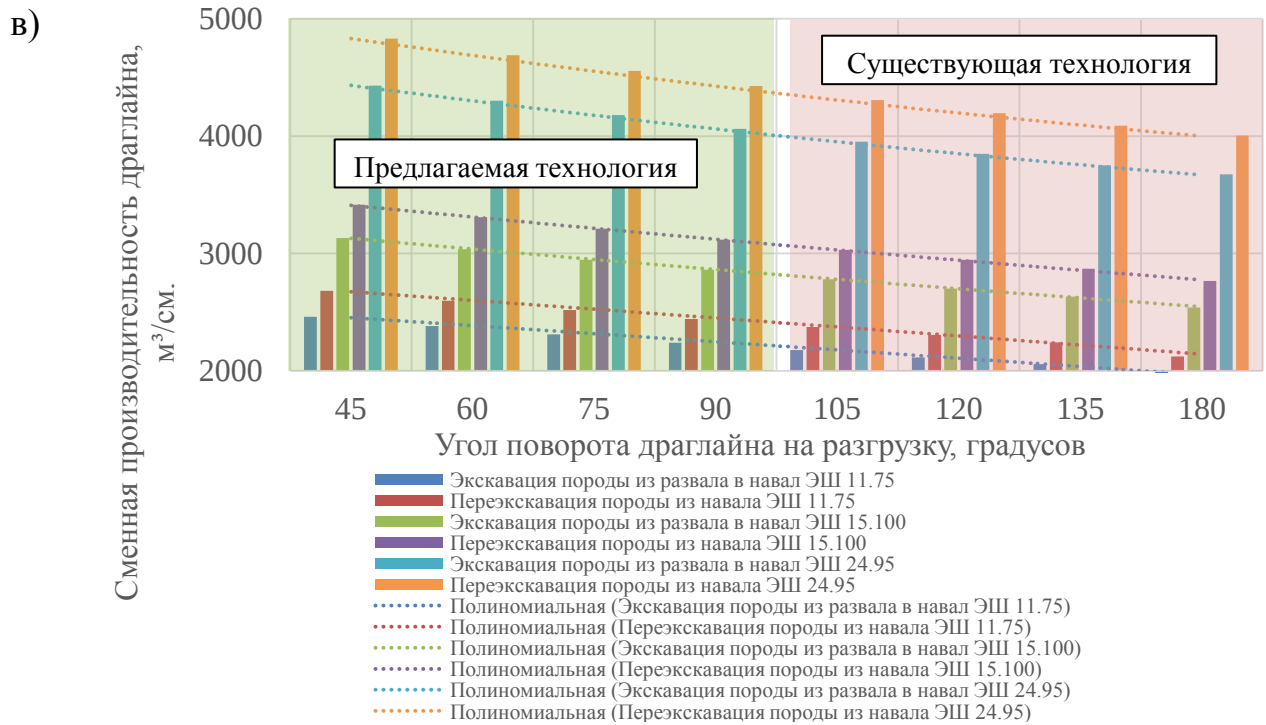
Установив такие параметры, как высота уступа и ширина заходки произведем оценку эффективности организации работ в схеме экскавации и использования экскаватора драглайна. В целом эффективность оценивается таким критерием, как коэффициент переэкскавации [130]. Методика расчёта коэффициента переэкскавации бестранспортных технологических схем изложена в работах [117, 120-122].

а)



б)





зависимость продолжительности цикла драглайна от угла поворота на разгрузку (а); зависимость часовой производительности драглайна от угла поворота на разгрузку (б); зависимость сменной производительности драглайна от угла поворота на разгрузку (в)

Рисунок 4.6 – Зависимости времени цикла, производительности драглайна от угла поворота на разгрузку

Для оценки коэффициента переэкскавации из-за сложности схемы экскавации возникает необходимость ее графоаналитического построения для конкретной модели, в качестве примера приведен ЭШ – 11.75 (Рисунок 3.14). Для остальных моделей драглайнов, также строились схемы экскавации, а окончательные результаты расчета приведены в виде обобщенной аналитической зависимости (Рисунок 4.7).

Анализ данных изменения коэффициента переэкскавации показывает его низкое значение не более 0,8, при рекомендуемых значениях [130] кратности переэкскавации не более четырех. Это обстоятельство поясняется тем, что идет четкое разграничение работ между забойным и отвальным драглайном. Тогда, справедливо сделать окончательный вывод, что безугольную зону можно отработать по всей глубине карьерного поля серийно изготавливаемыми драглайнами горизонтальными уступами.

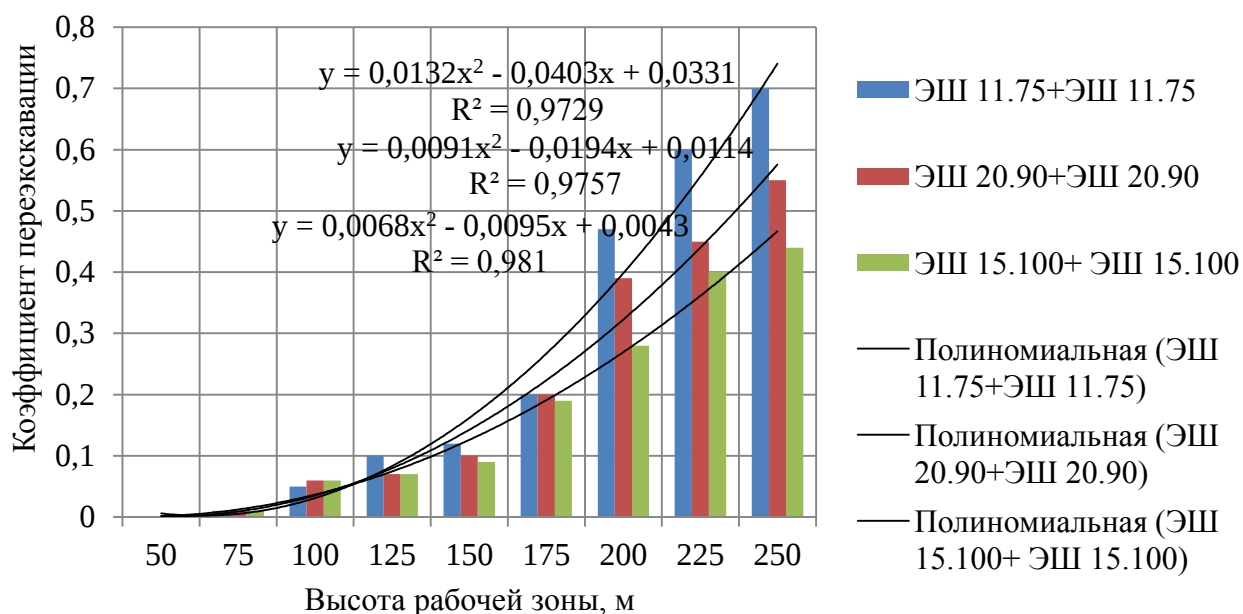


Рисунок 4.7 – Зависимость профильного коэффициента переэкскавации от высоты рабочей зоны, модели забойного и отвального драглайнов

Первоначальная выработка должна обеспечивать размещение вскрышных пород безугольной и угленасыщенной зон карьерного поля. Основным критерием приемной способности выработки является ее длина [99, 141], тогда возможны два варианта этого параметра - минимальный и максимальный.

Минимальная длина первоначальной емкости по дну $L_{\text{ВА}}^{\text{min}}$ определится размещением вскрышных пород в многоярусный внутренний бестранспортный отвал.

Зависимость минимальной (многоярусный отвал) и максимальной (одноярусный) длины первоначальной емкости от количества горизонтальных уступов бестранспортной технологии и глубины карьерного поля установится следующим. Для расчетных значений ширины экскаваторной заходки забойного драглайна в диапазоне от 38 до 66 м, количеством их убывания или возрастания, минимальная длина емкости при генеральном угле внутреннего многоярусного бестранспортного отвала от 15° до 30° составит не более 155 м. Условие выбора длины первоначальной емкости по дну между минимальным и максимальным ее зна-

чении должно окончательно определяться обеспечением минимального коэффициента переэкскавации при работе отвального драглайна.

Параметры этапа С - это параметры угленасыщенной зоны. Основная технологическая задача этапа заключается в обеспечении расчетной величины производственной мощности, определяемой запасами полезного ископаемого. Тогда величина годовой добычи зависит от параметров свиты пластов, а именно от мощности пластов и объема запасов. После формирования контуров этапа А, устанавливаются зависимости влияния факторов технологии на параметры этапа С. Минимальная ширина угленасыщенной зоны определяется суммарной горизонтальной мощностью угольных пластов и междупластьев. Определяющим фактором обеспечения расчетного уровня добычи угля является промышленные запасы угля с учетом нормативного значения коэффициента потерь, обычно принимаемого в расчетах от 0,1 до 0,15, устанавливается объем запасов с учетом протяженности фронта работ в угленасыщенной зоне.

По сравнению с объемами вскрыши карьерного поля объем вскрыши этапа С является малозначительным, так при обнажении угольных пластов на длину фронта 2 км, и суммарной мощности междупластьев 20 м., объем вскрыши составит около 45 тыс.м³, а при обнажении угольных пластов на длину 8 км., и мощности междупластьев 100м. объем составит 815 тыс.м³.

С учетом мощности пластов свиты, а так же их суммы и проектируемом годовом уровне добычи угля от 1 до 6 млн. т. требуется длина добычного фронта работ от 3020 до 4540м.

Одним из основных особенностей открытого способа разработки является перемещение основных объемов вскрыши за пределы карьерного поля, причем подавляющее большинство занимает доля автотранспортной вскрыши [151]. Тогда одним из критериев эффективности выступает дальность транспортирования вскрышных пород. На этапе А вскрыша перевозится на внешний отвал с изменением дальности от 1285м. до 2977м. При переходе на внутреннее отвалообразование по автотранспортной технологии перемещаются в основном породные междупластья угольной свиты при этом дальность изменяется от 638м. до 1726м.

По результатам расчетов по сравнению с существующим вариантом комбинированной транспортно-бестранспортной отработки карьерных полей восточной части центрального и южного Кузбасса (глава 1) укрупненная доля бестранспортной вскрыши составит не более 10÷15% от объема вскрыши в карьерном поле, остальную долю занимает транспортная вскрыша, соответственно 85÷90. При выделении этапов разработки карьерного поля А, В и С, ситуация меняется на противоположную. При сооружении емкости под внутренний отвал доля транспортной вскрыши достигает до 100% в связи с необходимостью перемещения вскрыши за пределы карьерного поля, но с учетом минимально возможной длины емкости по дну объем этапа А составит не более 113871 тыс.м³. При переходе на внутреннее отвалообразование объем бестранспортной вскрыши достигает своего расчетного максимума 85÷90%, т.е. вся оставшаяся часть карьерного поля исчисляемая много миллионными объемами вскрыши, т.е. по транспортной технологии вывозится лишь междупластья и часть объемов вскрыши удаляемых для доступа к стратиграфически верхнему отрабатываемому пласту свиты, что в целом оставляет не более 10÷15% объемов вскрыши.

Следующим критерием эффективности вступает современное значение величины экономической эффективности технологического решения: чистый дисконтированный доход (ЧДД) (Рисунок 4.8). Установлено расчетами, что для базового варианта: ЧДД = 1280 млн.р, при выделении этапов разработки ЧДД = 1650 млн.р.

Важным моментом технологического решения выделения этапов выступает возможность проведения горно-технического этапа рекультивации вслед за продвижением фронта работ [98], что в рамках предлагаемой технологии позволяет осуществлять такой подход.

В результате математического моделирования и графического построения схемы экскавации отработки безугольной зоны пологопадающего угольного месторождения горизонтальными бестранспортными уступами расположенными вкрест простираения свиты пластов получены аналитические зависимости (общие закономерности) технологического решения от условий залегания свиты, главных

параметров карьерных полей восточной части Центрального и Южного Кузбасса, а так же рабочих параметров шагающего драглайна. Отличительной чертой предлагаемой технологии является отработка нисходящими заходками и спаренная работа двух одинаковых драглайнов, одного при углублении горных работ сбрасывающего вскрышу вниз к подножию борта разграничивающего выработку под внутренний бестранспортный отвал и оставшуюся часть карьерного поля, а вторым переваливающим породу в многоярусный внутренний отвал.

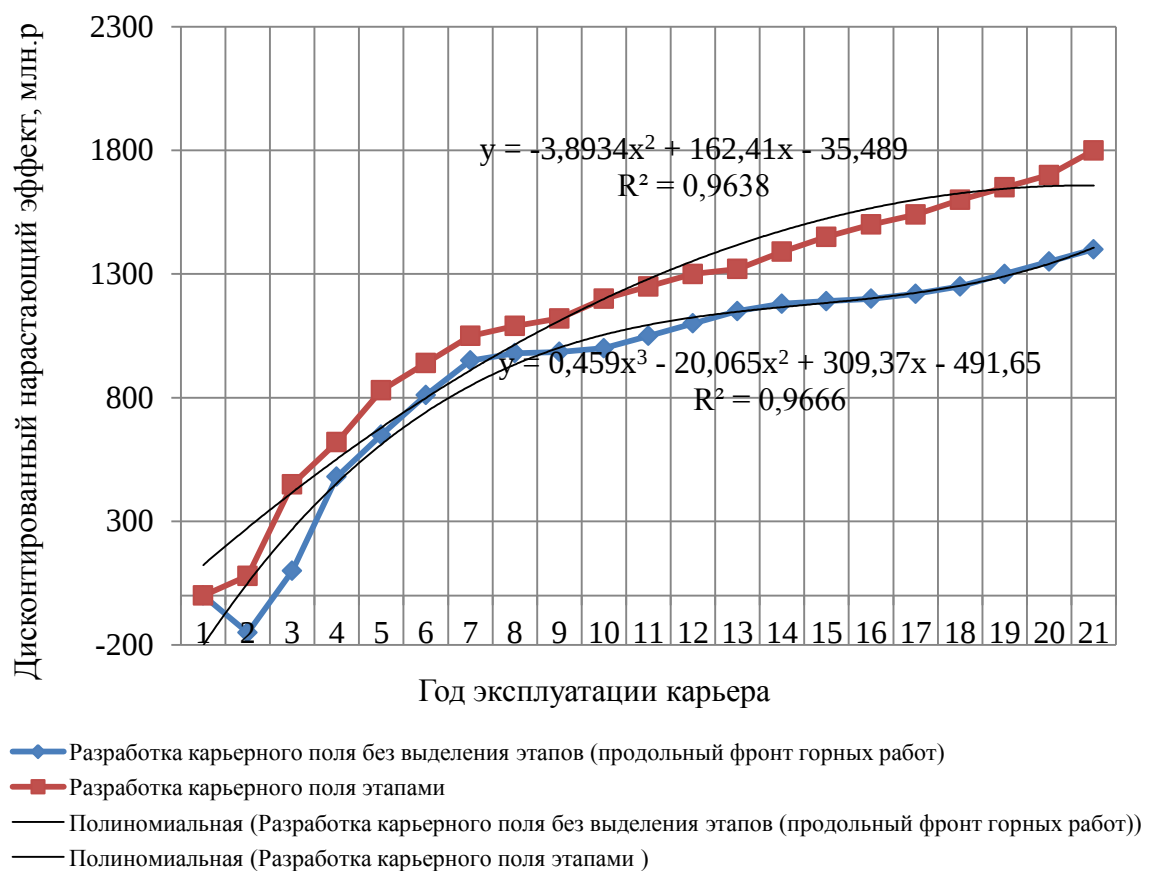


Рисунок 4.8 – Зависимость чистого дисконтированного дохода от варианта отработки и срока эксплуатации карьерного поля

Предлагаемая методика расчета позволяет отработать по всей глубине и протяженности карьерного поля безугольную зону с обеспечением минимально возможного коэффициента переэксплуатации, выступающего как одного из критериев эффективности бестранспортных схем.

4.4. Оценка геомеханической устойчивости

Согласно отраслевому нормативному документу Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов" устойчивость бортов, уступов и отвалов обеспечивается при условии предельного равновесия удерживающих и сдвигающих сил, действующих по наиболее напряженной поверхности скольжения в прибортовом массиве. Оценка устойчивости откосов и определение максимальных параметров бортов, уступов и отвалов производят с помощью расчета коэффициента запаса устойчивости (Таблицы 4.3, 4.4 и 4.5).

Таблица 4.3 - Нормативные коэффициенты запаса устойчивости бортов и уступов разрезов

Характеристика откоса	Стадии до начала эксплуатации	Эксплуатация и техническое перевооружение	Проектирование доработки карьера (менее 3 лет), лет	Для ответственных сооружений в чаще карьера	При безлюдной выемке
1	2	3	4	5	6
Полускальные и скальные породы					
Уступ*	1,50 (2,0)	1,5	1,3	2,0	1,2
Участок борта, борт	1,3 (1,5)	1,3	1,2	1,5	1,2
Песчаные и гравелистые породы					
Уступ, участок борта, борт	1,3	1,2	1,1	1,3	1,1
Глинистые породы					
Уступ	1,5	1,3	1,2	2,0	1,2
Участок борта, борт	1,4	1,3	1,2	1,5	1,2

* - для рабочих уступов полускальных и скальных пород промежуточного контура /разреза и сроком их стояния до 1 года при высоте не более 20 м. допустимо использовать нормативный коэффициент запаса 1,2, при высоте более 20 м - 1,5.

Таблица 4.4 - Категории сложности условий отвалообразования

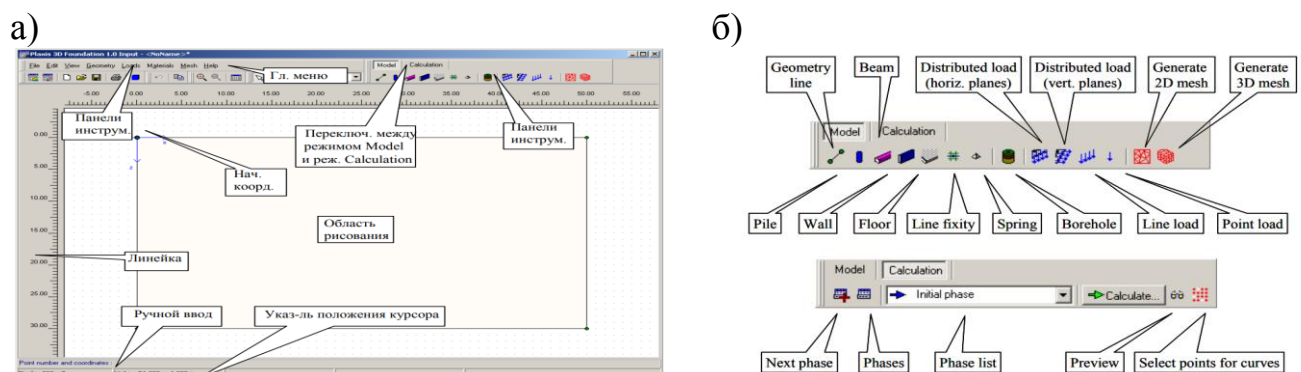
Фактор	Категория сложности		
	1 - простые	2 - сложные	3 - особо сложные
Основание	Прочное (скальное)	Дисперсные несвязные породы	Дисперсные связные породы
Угол наклона основания, град.	менее 5	5 - 10	более 10
Состав отвальных пород	1. Обломки скальных и полускальных пород с примесью суглинистых или моренных пород не более 20%	Песчано-глинистые, песчано-супесчаные и/или моренные отложения	Суглинистые
Строение основания	Однородное	Неоднородное	Неоднородное

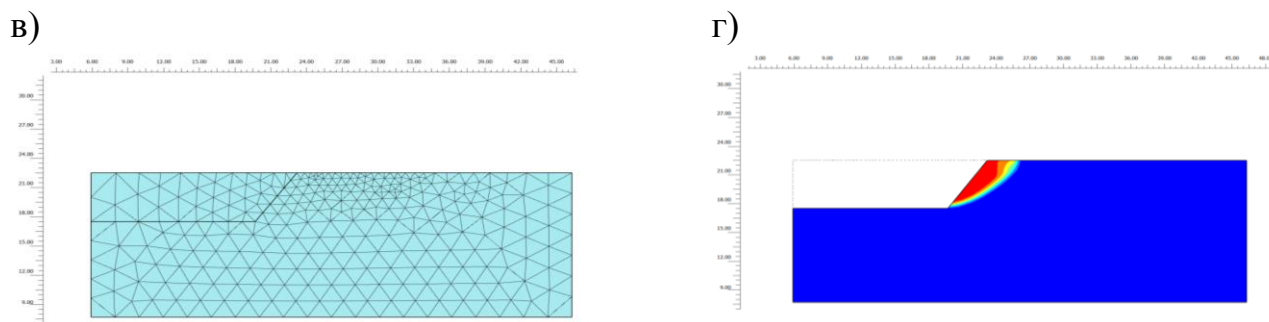
Таблица 4.5 - Нормативные коэффициенты запаса устойчивости для отко-
сов отвалов при детерминированном подходе в сейсмически спокойных районах

Тип отвальной массы	Тип основания		
	Прочное основание (основание представленное скальными, полускальными и песчано-гравийными породами, сопротивление сдвигу которых не ниже, чем у отвальной массы)	Слабый контакт (слой, мощностью не более 2 метров, представленный глинисто-суглинистыми породами, сопротивление сдвигу которых ниже, чем у отвальной массы)	Слабое основание (слой, мощностью более 2 метров, представленный глинисто-суглинистыми породами, сопротивление сдвигу которых ниже, чем у отвальной массы)
Скальная отвальная масса	1,1	1,2	1,3
Песчано-глинистые породы, смесь песчано-глинистых и скальных пород	1,2	1,2	1,3

Из таблиц 4.3-4.5 принимается, что расчетные значения коэффициента запаса устойчивости определены диапазоном $1,1 \div 1,5$. Следовательно, для численного моделирования коэффициента запаса устойчивости уступов, бортов и внутреннего отвала на этапах А, В и С принимаем выше обозначенный диапазон.

Согласно «Методических указаний по определению параметров бортов и уступов разрезов и откосов отвалов (ИПКОН РАН)», для численного моделирования и оценки устойчивости откосов могут применяться методы механики сплошной среды (методы конечных элементов, конечных разностей, граничных элементов и др.), дискретных сред (метод дискретных элементов или его аналоги), переходные задачи дискретно-сплошной среды (метод конечно-дискретных элементов). Для моделирования могут использоваться различные модели деформирования массива (упругая, упругопластическая, с упрочнением, с разупрочнением и др.) с применением различных критериев прочности массива (Кулона-Мора, Хука-Брауна и др.). При численном моделировании расчет коэффициента запаса устойчивости бортов и уступов карьеров осуществляется путем поэтапного снижения прочности на сдвиг до появления в расчете пластических деформаций. Границы численных моделей по высоте и в плане должны быть удалены за границы возможной зоны деформирования массива. Сами границы должны быть закреплены и/или нагружены, исходя из заданных смещений или напряжений. В настоящее время существует достаточно широкий спектр САПР позволяющие выполнить расчеты геомеханической устойчивости массива горных пород, например, в настоящем исследовании используется PLAXIS 3D (Рисунок 4.9), которая является предшественником программного обеспечения софта CAE-Fidesis.





главное окно программы (а); панели инструментов (б); пример двухмерной сетки конечных элементов геометрической модели уступа с линейным масштабированием (в); предварительный просмотр геометрической модели и активных нагрузок с помощью затенения (г)

Рисунок 4.9 – Примеры фрагментов расчета устойчивости в САПР PLAXIS 3D

Следует отметить, что многообразные САПР по расчету геомеханической устойчивости открытых горных выработок близки друг другу по алгоритмам расчета и выдаче результатов. В качестве исходных данных принимаемых при моделировании устойчивости используются данные таблиц 1.1-1.3, в которых учитываются состояние массива горных пород разрезов центральной и южной части Кузнецкого бассейна. В качестве критерия определяющего устойчивость массива горных пород при производстве открытых горных работ принимается коэффициент запаса устойчивости [2-4,130] (Рисунок 4.10).

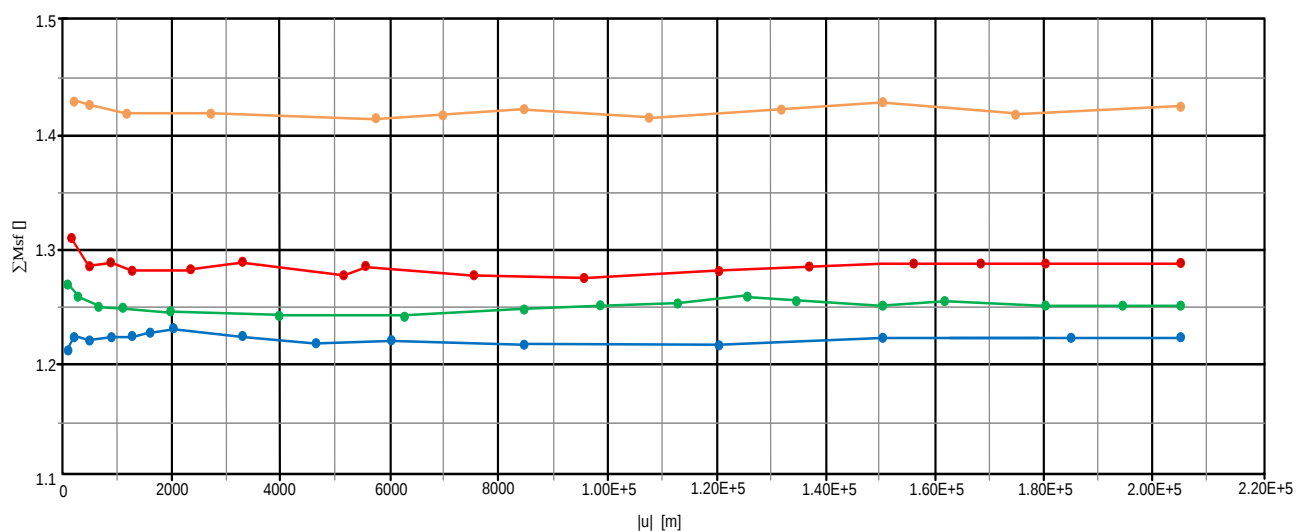


Рисунок 4.10 – Расчетные значения коэффициента запаса устойчивости при разработке пологопадающих залежей этапами

Оценку этого критерия произведем, для следующих условий (Рисунок 4.10) формирующих: борта погашения на этапах А, В и С (красная линия); рабочий борт на этапе В (синяя линия); внутренний отвал (зеленая линия); рабочий борт на этапе С (желтая линия). Проведя сравнительный анализ полученных данных на рисунке 4.10 и нормативных значений коэффициента запаса устойчивости, получаем, что при новом технологическом решении обеспечивается геомеханическая устойчивость массива горных пород.

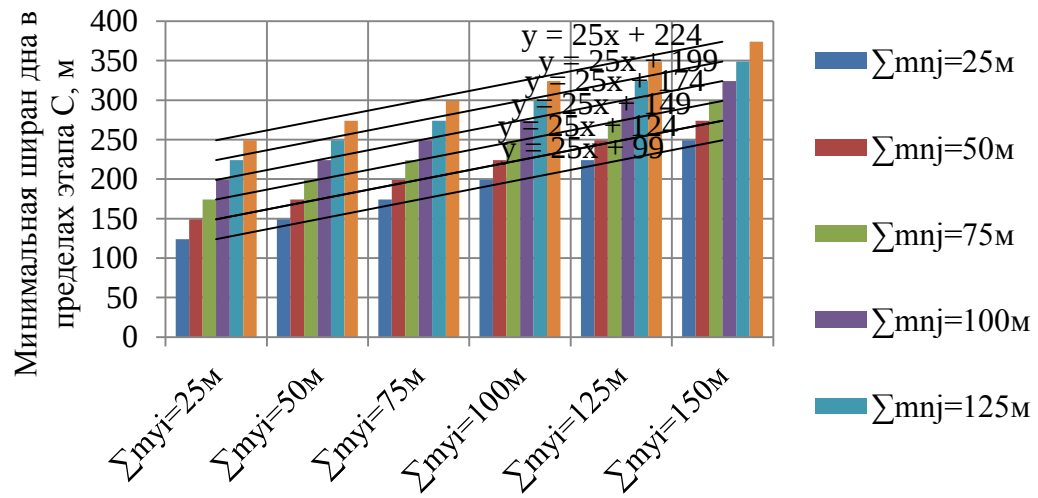
4.5. Оценка параметров этапа С

Параметры этапа С - это параметры угленасыщенной зоны в основе которых заложены статистические модели свиты пластов представленные в п.3.1. Основная технологическая задача этапа заключается в обеспечении расчетной величины производственной мощности, определяемой запасами полезного ископаемого. Тогда величина годовой добычи зависит от параметров свиты пластов, а именно от мощности пластов и объема запасов.

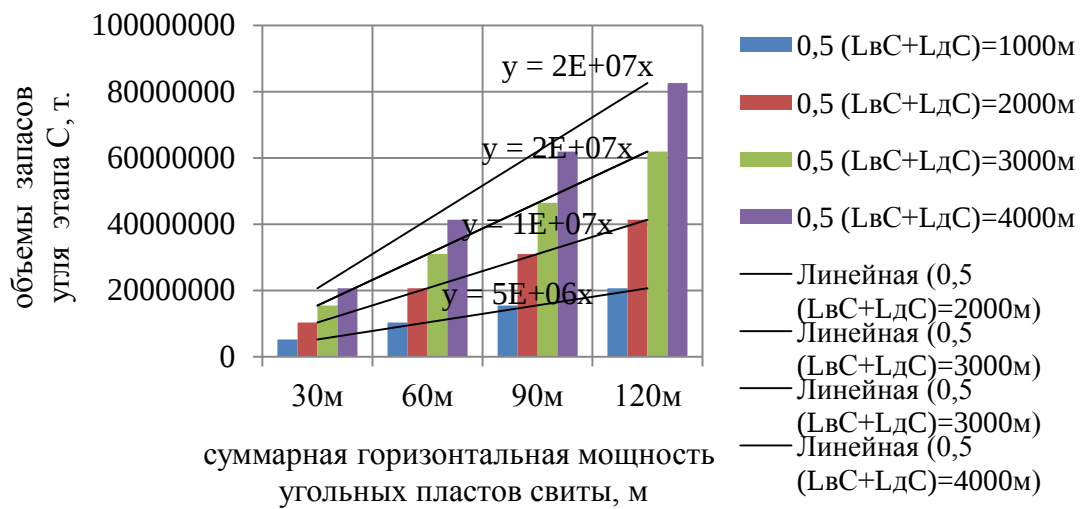
После формирования контуров этапа А, устанавливаются зависимости влияния факторов технологии на параметры этапа С. Отдельные объемные и линейные показатели этапов представлены в виде графических зависимостей (Рисунок 3.19).

Минимальная ширина угленасыщенной зоны (Рисунок 4.11а) определяется суммарной мощностью угольных пластов и междупластьев и составляет от 118 до 367м. Определяющим фактором обеспечения расчетного уровня добычи угля является промышленные запасы угля с учетом нормативного значения коэффициента потерь, обычно принимаемого в расчетах от 0,1 до 0,15, устанавливается объем запасов с учетом протяженности угленасыщенной зоны (Рисунок 4.11б). Объем запасов этапа С имеет линейный характер вида $2E+07myi$. Расчетами установлен его минимальный запас при мощности пластов 30м и длине фронта работ 1км в 20млн.т. и максимальной при мощности 120м, длине фронта 4 км., 82 млн.т.

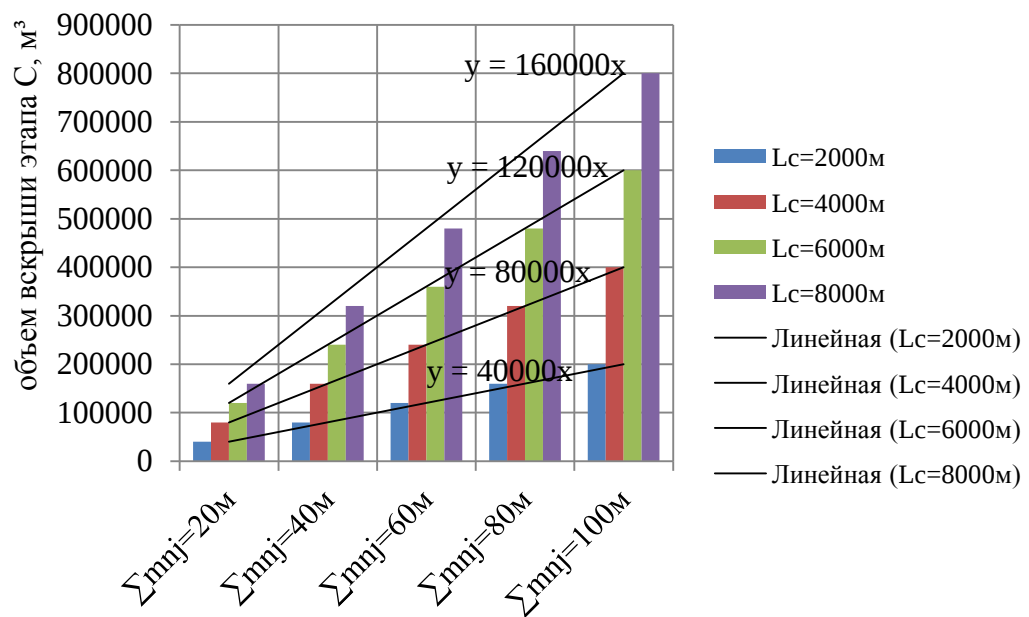
а)



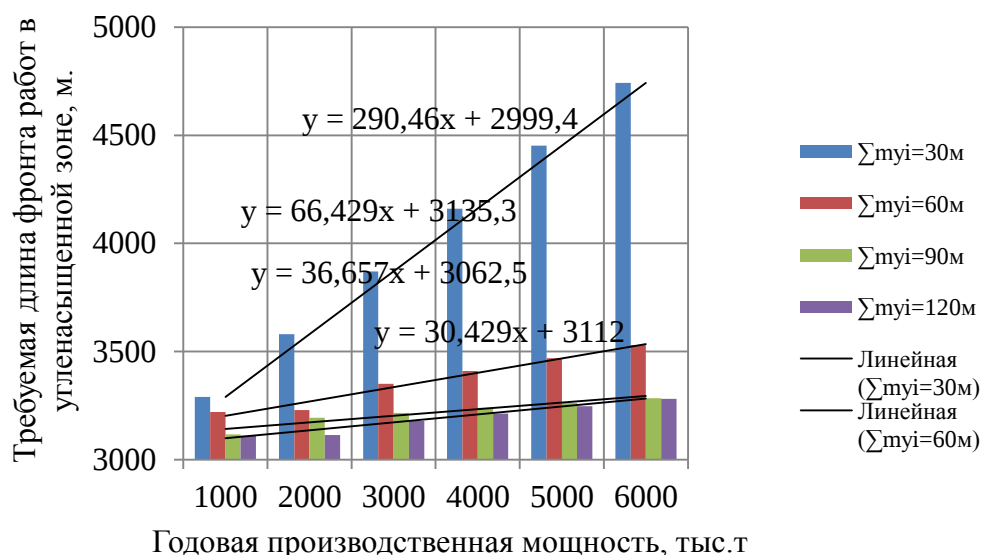
б)



в)



г)



зависимость минимальной ширины угленасыщенной зоны в зависимости от суммарной мощности породных междупластьев и пластов свиты (а); зависимость объема запасов угленасыщенной зоны от средней длины карьерного поля и суммарной горизонтальной мощности угольных пластов свиты (б); объем вскрышных пород перемещаемые на этапе С во внутренний отвал в зависимости от суммарной мощности породных междупластьев и длины фронта работ на этапе С (в); длина фронта работ обеспечивающая годовой уровень добычи в зависимости от заданного значения добычи угля и мощности угольных пластов свиты (г)

Рисунок 4.11 – Зависимости влияния факторов на параметры этапа С

По сравнению с объемами вскрыши карьерного поля объем вскрыши этапа С является малозначительным (Рисунок 4.11в), так при обнажении угольных пластов на длину фронта 2 км, и суммарной мощности междупластьев 20м., объем вскрыши составит около 45 тыс.м³., а при обнажении угольных пластов на 8км., и мощности междупластьев 100м. объем составит 800 тыс.м³. С учетом суммарной мощности пластов свиты от 30 до 120 метров (Рисунок 3.11г) и годовом уровне добычи угля от 1 до 6 млн. т. требуется длина добычного фронта работ от 3300 до 4750 м.

4.6. Выводы

1) В целях сравнения параметров предлагаемой технологии и существующего варианта предложены укрупненные математические формулы объемов

вскрышных пород в бестранспортной и транспортной рабочих зон с соответствующими долями в перерабатываемом объеме горной массы $\delta_{бр}$, $\delta_{тр}$;

2) В предлагаемом варианте разработки карьерного поля этапами, ограничивающими объемы горной массы будут главные параметры карьерного поля – длина по верху ($L_{кв}$) и низу ($L_{кд}$), ширина по верху ($B_{кв}$) и низу $B_{кд}$, а также предельная глубина карьерного поля (H_k). По простиранию залежи этапы ограничиваются группой величин, определяемых суммированием и вычитанием длин по каждому из них. Минимальная ширина дна определяется схемой вскрытия нижнего горизонта и мощностью отрабатываемой свиты пластов, на ширину карьерного поля по верху будет влиять глубина карьера и выбор угла наклона борта карьера со стороны висячего бока залежи.

3) Доля внутреннего отвалообразования суммарно составляет объем вскрыши на этапах разработки В (бестранспортная вскрыша) и С (транспортная вскрыша). Параметры выемки угленасыщенной зоны карьерного поля на этапе разработки С определяются следующими объемами: производство добычных работ по выемке свиты пологопадающих пластов; вскрышные работы по междупластьям, производство углубочных работ.

4) Формирование вида рабочей зоны и соответствующего фронта работ в пределах каждого этапа базируется на критерии минимума текущего коэффициента вскрыши: этап разработки А – углубочная продольная однобортная система разработки; этап разработки В – сплошная поперечная однобортная система разработки; этап разработки С – углубочная продольная однобортная система разработки.

5) Эффективность организации работ оборудования является производительность и коэффициент переэкскавации. В предлагаемых схемах экскавации обеспечивается максимальная производительность, что соответствует углу поворота на разгрузку не более 90° . Диапазонные значения коэффициента переэкскавации, определяются четким разграничением работ между забойным и отвальным драглайном, нисходящим порядком отработки уступов и сбросом вскрыши при углублении горных работ. Безугольную зону можно отработать по всей глубине

карьерного поля серийно изготавливаемыми драглайнами горизонтальными уступами с коэффициентом переэкскавации не более 0,8, при существующих рекомендациях кратности перевалки не более четырех.

6) В существующих технологических решениях укрупненная доля бестранспортной вскрыши составит не более 10÷15% от объема вскрыши в карьерном поле, остальную долю занимает транспортная вскрыша, соответственно 85÷90%. При выделении этапов разработки карьерного поля А, В и С, ситуация меняется на противоположную. При сооружении емкости под внутренний отвал доля транспортной вскрыши достигает до 100% в связи с необходимостью перемещения вскрыши за пределы карьерного поля, но с учетом минимально возможной длины емкости по дну. Объем этапа А составит не более 37678 тыс. м³. При переходе на внутреннее отвалообразование объем бестранспортной вскрыши достигает своего расчетного максимума 85÷90%, т.е. вся оставшаяся часть карьерного поля исчисляемая много миллионными объемами вскрыши, по транспортной технологии вывозится лишь междупластья и часть объемов вскрыши удаляемых для доступа к стратиграфически верхнему отрабатываемому пласту свиты, что в целом оставляет не более 10÷15% объемов вскрыши.

7) Экономическая оценка в виде критерия чистого дисконтированного дохода (ЧДД), показывает, что для существующего варианта: ЧДД = 1280 млн. р, при выделении этапов разработки ЧДД = 1650 млн.р.

8) Согласно нормативным отраслевым документам оценку устойчивости откосов и определение максимальных параметров бортов, уступов и отвалов производят с помощью расчета коэффициента запаса устойчивости, имеющим диапазон 1,1÷1,5. Для численного моделирования и оценки устойчивости применяем метод конечных элементов с использованием САПР PLAXIS 3D. Оценка произведена для следующих условий формирующих: борта погашения на этапах А, В и С; рабочий борт на этапе В; внутренний отвал; рабочий борт на этапе С. Сравнительный анализ расчетных значений коэффициента запаса устойчивости и его нормативных значений, показывает, что при новом технологическом решении обеспечивается геомеханическая устойчивость.

Сформированные выводы являются итогами решения третьей научной задачи – «оценить объемы бестранспортной перевалки вскрыши и эффективность предлагаемого технологического решения».

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных автором исследований, предложено новое научно обоснованное технологическое решение, заключающееся в разработке основ, определяющих рациональные параметры схемы экскавации, с позиции критериев эффективной организации бестранспортной перевалки вскрышных пород безугольной зоны, которое вносит вклад в создании новой разновидности открытой геотехнологии и имеющие существенное значение для развития Российской Федерации.

Основные выводы, научные и практические результаты работы, полученные лично автором, заключается в следующем.

1) При открытой разработке свит пологих пластов Кузнецкого бассейна и с углом падения залежи обычно не более $10\div 12^\circ$, редко до $15\div 18^\circ$; применяется основной вид технологии - это комбинированная транспортно-бестранспортная. При мощности вскрыши $15\div 20$ м возможно применение простой бестранспортной технологии с однократной перевалкой, при увеличении мощности до $30\div 40$ м применяется усложненная многократная перевалка. Мощность вскрыши отрабатываемой по бестранспортной технологии ограничивается техническими возможностями драглайна и применяемой схемой экскавации. При этом затраты на бестранспортную вскрышу в $2\div 3$ раза дешевле относительно транспортной технологии, однако укрупненная доля технологии с перевалкой пород составляет в настоящее время не более $10\div 15\%$ от объема вскрыши в карьерном поле.

2) Многокритериальным анализом установлено, что в целом карьерное поле разделить следующими этапами разработки: первый с внешним отвалообразованием - это сооружение первоначальной выработки, как последующей емкости под внутренний отвал с вывозкой автотранспортом вскрышной породы на внешний отвал – этап разработки А; второй с внутренним отвалообразованием - это параллельная разработка безугольной зоны карьерного поля по бестранспортной технологии этап разработки - В и угленасыщенной зоны (свита пластов и породные междупластья) по транспортной технологии - этап разработки С.

3) Разработана комплексная графо-аналитическая модель отработки карьерного поля этапами. При отработке угленасыщенной зоны экскаватором типа «ЭГО» возможность применения той или другой схемы оценивается сравнением рабочей глубины черпания с параметром, представляющим разность отметок (высоту) между трассой рабочего хода экскаватора и транспортной полосой, формируемой на почве пласта. Угольные пласты могут разрабатываться одним слоем, при его мощности до 7 м включительно, двумя слоями при мощности от 8 м до 12 м., тремя слоями до 16 м, четырьмя до 22 м., пятью до 29 м. включительно. Минимальное значение ширины дна этапов А и В по дну составит от 180 до 250 м со степенной полиномиальной зависимостью от модели драглайна и радиуса его черпания при полноповоротном его вращении на дне карьерного поля. На ширину по верху этапов А и В изменяющееся в пределах от 100 до 720 м оказывает влияние угол наклона борта карьера со стороны его висячего бока залежи изменяющегося в диапазоне от 20 до 45° и глубина карьерного поля от 50 до 300 м. взаимосвязь представлена степенным полиномом. Минимальная длина по дну этапа А изменяется в пределах 16÷180 м, зависит от генерального угла внутреннего отвала 15÷30°, взаимосвязь параметров описывается полиномами второй степени. Можно отсыпать от 2 до 5 ярусов внутреннего отвала с суммарной высотой отвала до 210 м, полученные взаимосвязи между параметрами определяются полиномами второй степени.

4) Введена величина, так называемого «выхода» стрелы в выработанное пространство, оценивающая эффективность использования разгрузочного параметра экскаватора при сбросе забойным драглайном вскрышной породы. Эффективностью организации работ в схеме экскавации является производительность и коэффициент переэкскавации. Обеспечение высоко производительной работы ЭШ достигается углом поворота на разгрузку не более 90°, а коэффициент переэкскавации не превышает значения 0,8 при существующих рекомендациях кратности перевалки не более 4.

5) При сооружении емкости под внутренний отвал доля транспортной вскрыши достигает до 100% в связи с необходимостью перемещения вскрыши за пределы карьерного поля. При переходе на внутреннее отвалообразование объем бестранспортной вскрыши достигает своего расчетного максимума 85÷90%.

6) Экономическая оценка в виде критерия чистого дисконтированного дохода (ЧДД), показывает, что для существующего технологического варианта составляет: ЧДД = 1280 млн. р, при выделении этапов разработки ЧДД = 1650 млн.р.

7) Согласно нормативным отраслевым документам оценку устойчивости откосов и определение максимальных параметров бортов, уступов и отвалов производят с помощью расчета коэффициента запаса устойчивости, имеющим диапазон $1,1 \div 1,5$. Для численного моделирования и оценки устойчивости применяем метод конечных элементов, для следующих условий формирующих: борта погашения на этапах А, В и С; рабочий борт на этапе В; внутренний отвал; рабочий борт на этапе С. Сравнительный анализ расчетных значений коэффициента запаса устойчивости и его нормативных значений, показывает, что при новом технологическом решении обеспечивается геомеханическая устойчивость.

8) Основная технологическая задача этапа С заключается в обеспечении расчетной величины производственной мощности, определяемой запасами полезного ископаемого. Тогда величина годовой добычи зависит от параметров свиты пластов, а именно от мощности пластов и объема запасов. Расчетами установлен объем запасов этапа, при мощности пластов 30м и длине фронта работ 1км в 20млн.т. и максимальной при мощности 120м, длине фронта 4 км., 82 млн.т. С учетом суммарной мощности пластов свиты от 30 до 120 метров и годовом уровне добычи угля от 1 до 6 млн. т. требуется длина добычного фронта работ от 3300 до 4750 м.

Дальнейшие исследования планируется вести в следующих направлениях:

- 1) Разработка графоаналитических моделей строительства первоначальной емкости с использованием бестранспортной технологии.
- 2) Определение параметров и показателей строительства первоначальной выработки по бестранспортному способу: объемов горно-строительных работ; сроков строительства и периода освоения производственной мощности.

Список литературы

1. Hwang, C. L., Yoon K. Multiple attributes decision making methods and applications. Berlin, Springer-Verlag Berlin Heidelberg. 1981. 269 p. DOI: 10.1007/978-3-642-48318-9.
2. Арсентьев А.И. Принятие решений о параметрах карьера: учеб. пособ. / А.И. Арсентьев. - Л.: ЛГИ, 1982. - 60 с.
3. Арсентьев А.И. Законы формирования рабочей зоны карьера / А.И. Арсентьев // - Л.: ЛГИ, 1986. - 54 с.
4. Арсентьев А.И. Интенсификация горных работ в карьерах. Арсентьев, А.И. // - М.: Недра, 1965. -280 с.
5. Александрова, В. И. Оптимальное распределение вскрышного оборудования по рабочим площадкам // ГИАБ. - 2008. - № 1. - С. 303 - 307.
6. Анпилогов, А.Е., Определение основных параметров бестранспортной системы разработки / А.Е. Анпилогов // Уголь. - 1987. - №2. - С. 23-25.
7. Альбом типовых технологических схем ведения горно-вскрышных работ при строительстве угольных разрезов для различных горногеологических условий КАТЭКа и ЭТЭКа. Кемерово: Издательство КузНИИшахтострой, 1984. -231 с.
8. Альбом оптимальных инженерных решений при производстве горно-вскрышных работ в нетиповых условиях на строительстве и реконструкции разрезов. - Кемерово: КузНИИшахтстрой, 1989, -168 с.
9. Баскаков, В.П., Инновационная модель технологического развития угледобывающего предприятия / В.П. Баскаков, Галкина Н. В., Коркина Т. А., Соколовский А. В., Устинова С.А. // Уголь. 2007. - №10. - с. 13-15.
10. Белинкин, А.А. Увязка вскрышных и добычных работ при бестранспортной системе / А.А. Белинкин, Г.Н. Серин // Уголь. - 1971. - №8. -с. 32-363.
11. Богданова, О.И. Рекомендации по выбору параметров внутренних отвалов при использовании мощных драглайнов на разрезах Южного Кузбасса / О.И. Богданова // Вопросы разработки угольных и сланцевых месторождений открытым способом: науч. сообщ. ИГД им. Скочинского. - М., 1980. - Вып. 185. - с. 18-25.

12. Бурмистров, К.В. Обоснование параметров этапа открытых горных работ в переходные периоды разработки крутопадающих месторождений / К.В. Бурмистров, М.П. Овсянников. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – № 6. – с. 20–28.

13. Вагоровский, В.С. Об эффективности полного использования рабочих параметров драглайнов // Уголь / 1983. №2. - с.24-25.

14. Вагоровский, В.С. Исследование рациональных параметров бестранспортных систем разработки пологих угольных пластов: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. - М., 1975. - 23 с.

15. Васильев, Е.И., Обоснование мощности вскрыши по бестранспортной технологии / Е.И. Васильев, Ю.И. Звягинцев, А.П. Духов // Совершенствование открытой разработки месторождений полезных ископаемых: Сб. науч. тр. ИГД СО АН СССР. -Новосибирск. 1973. -с.43-49.

16. Васильев, Е.И. Исследование схем вскрытия карьерных полей при разработке месторождений с пологим и слабонаклонным залеганием пластов / Е.И. Васильев, С.П. Печенихин // Сб. ст. ИГД СО АН СССР. - Новосибирск, 1974. - с. 56-64.

17. Васильев, Е.И. Вскрытие добычных горизонтов в зоне бестранспортных систем разработки / Е.И. Васильев, Звягинцев, Ю.И. // Сб. ст. ИГД СО АН СССР. - Новосибирск, 1972. - с. 126-159.

18. Васильев, Е.И. Математическая модель внутренних отвалов с учетом динамики схем вскрыши Текст. / Е. И. Васильев // Оптимизация решений при проектировании и планировании открытых горных работ: сб. науч. тр. / ИГД СО АН СССР. Новосибирск, 1985. -с. 3 - 19.

19. Васильев, Е.И. К вопросу определения области применения бестранспортных схем на карьерах / Е.И. Васильев, Б.Н. Лоханов // Технология и механизация на открытых горных работах: сб. ст. ИГД СО АН СССР. -Новосибирск, 1971. - с. 43-46.

20. Воронков, В.Ф. Интенсификация разработки вскрышных надугольных горизонтов на разрезах Южного Кузбасса // Диссертация на соискание учёной степени кандидата технических наук. Москва 1988. 172с.

21. Веселов, Г.С. Прогрессивные решения по отработке поля карьера Сибиргинского №2 / Г.С. Веселов, А.И. Соболев, Б.Т. Рутковский // Открытая добыча угля в Кузбассе: Сб. статей / Кузбас. политехн. ин-т. Кемерово, 1971. -с. 30-37.

22. Выгодский, М.Я. Справочник по высшей математике -М.: АСТ: Астрель, 2008, -991с.

23. Габриэлян, С.С. Применение комбинированного перемещения породы при бестранспортной системе разработки // Уголь. 1969. - №1. -с. 12-14.

24. Гавришев, С.Е. Методика управления параметрами горнотехнической системы в динамике развития горных работ для обеспечения устойчивого функционирования горнодобывающего предприятия в изменяющихся условиях рынка / С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов, А.И. Курочкин, В.В. Мельник, А.И. Пыталев // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2024. Т. 22. № 4. -с. 5-14.

25. Гавришев, С.Е. Стратегии повышения эффективности комплексного освоения участка недр при открытой геотехнологии / С.Е. Гавришев, В.Ю. Заляднов, К.В. Бурмистров, Г.В. Михайлова // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2023. № 4. -с. 400-412.

26. Гавришев, С.Е., Оценка устойчивости функционирования системы вскрытия карьеров / С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров, А.Н. Рахмангулов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2020. № 4. -с. 132-141.

27. Гавришев, С.Е. Использование промышленных отходов для обеспечения технического этапа рекультивации карьеров / С.Е. Гавришев, И.А. Пыталев, Е.В. Павлова // Комплексное освоение месторождений полезных ископаемых: Сб. науч. тр. - Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск, гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. - с. 10-16.

28. Гавришев, С.Е. Формирование карьерного пространства и отвалов в виде емкостей для размещения отходов / С.Е. Гавришев, И.А. Пыталев, Е.В. Павлова // Материалы V междунар. науч.-практ. конференции, Екатеринбург, 2009. - Магнитогорск: МГТУ, 2009. - с. 128-130.

29. Гвоздкова, Т.Н. Разработка по бестранспортной технологии свиты из трех пологих пластов с общей мощностью междупластий 80 м на ОАО “Разрез Сибиргинский” // Вестн. КузГТУ. - 2004. - № 3. - с. 39 - 45.

30. Глебов, А.В. Методологические аспекты переходных процессов при формировании горнотехнических систем глубоких карьеров / А.В. Глебов, В.Л. Яковлев, А.Г. Журавлев, С.Н. Жариков, Е.С. Шимкив // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2024. № 6. -с. 85-97.

31. Глебов, А.В. Определение значимости показателей при оценке уровня качества геотехники // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2021. № 1. -с. 123-137.

32. Гриднёв, А.П. Повышение эффективности бестранспортной системы разработки на разрезах / ЦНИЭИуголь. Москва. 1973. -63с.

33. Гриднев, В.А. Эффективность применения мощных драглайнов // Добыча угля открытым способом: научн.-техн. реф. сб. / ЦНИЭИуголь. М., 1980.-№7. - с. 8-11.

34. Гриднев, А.П. Технологические схемы бестранспортных систем разработки // Добыча угля открытым способом: Научн.-техн. сб. / ЦНИЭИуголь. -М., 1982.-№3. -с. 33-34.

35. Горные науки, освоение и сохранение недр земли / под ред. акад. К.Н. Трубецкого.- М.: Изд-во. Академии горных наук, 1997. - 475 с.

36. Доможиров, Д.В. К вопросу повышения эффективности добычи и переработки минерального сырья за счет управления параметрами буровзрывных работ для достижения требований к качеству // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2023. Т. 21. № 1. с. 5-14.

37. Доможиров, Д.В. Управление качеством минерального сырья путем обоснования технологии и параметров подготовки к выемке пород природных

массивов при открытой геотехнологии / Д.В. Доможиров, И. А. Пыталев, Д.Б. Симаков, Е.В. Борисенко // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2023. № 4. с. 472-484.

38. Дудинский, Ф.В. Производительность драглайнов при совмещении вскрышных и добычных работ / Ф.В. Дудинский, К.Б. Нечаев // Известия Сибирского отделения РАН. Геология, поиска и разведка рудных месторождений № 4(57). 2016. с.91-99.

39. Дудинский, Ф.В. Методические основы определения параметров технологии вскрышных работ с формированием внешних отвалов драглайнами / Вестник Иркутского государственного технического университета №12(83), 2013. с.149-153.

40. Дробин, В.Н. Совершенствование бестранспортной системы разработки // Уголь. 1983. - №3. - с. 28-29.

41. Жариков, И.Ф. Особенности буровзрывной подготовки горного массива при высокоуступной технологии вскрышных работ с использованием выемочно-погрузочных драглайнов // Сб. «Взрывное дело», № 99/56, М., 2008, -с. 80-82.

42. Заровняев, Б.Н. Геотехнологические основы трансформирования малых угольных месторождений Якутии // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2025. № 4. С. 23-33.

43. Заровняев, Б.Н. Повышение эффективности вскрышных работ при разработке пологих угольных пластов / Б.Н. Заровняев, Н.Н. Савинова// Известия Уральского государственного горного университета. 2021. № 3 (63). -с. 107-112.

44. Заляднов, В.Ю. Обоснование способов формирования техногенных георесурсов при открытой разработке железорудных месторождений: Дис. канд. техн. наук / Заляднов В.Ю. Магнитогорск, 2005. - 130 с.

45. Зайцева, А.А. Влияние системы разработки карьера на вместимость внутреннего отвала / А. А. Зайцева. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № 9. – с. 310–318.

46. Зайцева, А.А. Определение реального ресурса выработанного пространства карьеров для внутреннего отвалообразования при разработке наклонных

угольных месторождений / А. А. Зайцева, Г. Д. Зайцев. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № 2. – с. 168–176.

47. Зайцева, А.Н. Оптимизация вместимости внутреннего отвала на наклонном месторождении / А. Н. Зайцева // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2003. - № 5. - с. 138 - 140.

48. Звягинцев, Ю.И. Влияние схем вскрытия при комбинированных системах разработки на объем вскрышных работ / Ю.И. Звягинцев, В.А. Журавлев // Новое в теории проектирования и технологии открытых горных работ: сб. науч. тр. ИГД СО АН СССР. - Новосибирск, 1974. - с. 104-107.

49. Звягинцев, Ю.И. Методика обоснования схем организации работ при использовании систем разработки с перевалкой вскрыши / Ю.И. Звягинцев, О.Б. Кортелев // Оптимизация параметров карьера: С.науч.тр. ИГД СО АН СССР. - Новосибирск. 1978.-с.32-37.

50. Злобина, Е.В. Статистические модели рабочих параметров шагающих драглайнов / Е.В. Злобина // Вестн. КузГТУ.- 2010. - №5. - с. 90-92.

51. Иванов, В.Д. Методика расчета вскрываемых запасов комплексом экскаваторов при бестранспортной системе разработки: Сб. научн. тр. / НИИОГР. Челябинск, 1969. - с. 25-28.

52. Истомин, В.В. Ресурсовоспроизводящие функции открытых горных работ / Истомин В.В. // Экологические проблемы горного производства, переработка и размещение отходов. М., 1995. - С. 115-120.

53. Измалков, А.В. Технологические схемы применения выемочно-погрузочных драглайнов / А.В. Измалков, А.И. Шендеров, Н.П. Сеинов, Ю.П. Самородов // Научные сообщения ННЦ ГП ИГД им. А. А. Скочинского. Выпуск 326, М., 2004. - с. 15-26.

54. Калинин, А.В. Расчёт коэффициента переэкскавации при бестранспортной разработке пологих пластов /А.В. Калинин, В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // Разработка угольных месторождений открытым способом: Сб.науч.тр./ Кузбасс. политехн. ин-т. Кемерово, 1976. -с. 15 - 24.

55. Калинин, А.В. К вопросу методики классификации схем экскавации при бестранспортной системе разработки / А.В. Калинин, М.М. Березняк, В.Г. Проноза // Открытая добыча угля в Межвуз. сб. науч. тр. Кузбасс. политехн. ин-т. - Кемерово, 1971. - с.150-158.

56. Калабин, Г.В. Горнопромышленный комплекс и природоохранные технологии / Калабин Г.В. // Горный журнал. - 2005. - №2. - с. 12-16.

57. Каплунов, Д.Р. Обоснование полного цикла комплексного освоения недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых // ГИАБ, 2011. №1 (специальный выпуск). - с. 447-455.

58. Каплунов, Д.Р. Теоретические основы проектирования освоения недр: становление и развитие // Горный журнал.- 2014. -№7. - с.49-51.

59. Коваленко, В.С. Новые природоохранные ресурсосберегающие технологии для открытой разработки угольных пластов / В. С. Коваленко // Уголь. 1999. - № 1.-С. 28-31.

60. Коваленко, В.С. Формирование ресурсосберегающих технологий открытой разработки свит крутых и наклонных угольных пластов: автореф. дис. . д-ра техн. наук / В. С. Коваленко; МГГУ. М., 1995. - 34 с.

61. Коваленко, В.С. Принципы управления техногенным ресурсом выработанного пространства карьеров Текст. / В. С. Коваленко // Открытые горные работы. 1999. - Пилотный номер. - С. 34 - 37.

62. Ковалев, Б.Н. Экологические и экономические возможности внутреннего отвалообразования Текст. / Б. Н. Ковалев // Комплексное использование минерального сырья. 1986. - № 8. - С. 76 - 79.

63. Колесников, В.Ф. Вскрытие карьерных полей на угольных месторождениях: учебное пособие. - Кемерово: ГУ КузГТУ, 2007. - 139 с.

64. Козловский, А.А. Обоснование параметров технологических схем размещения промышленных отходов в отвалах и выработанном пространстве карьеров Автореферат диссертации на соискание ученой степени к.т.н. по специальности 25.00.22 Геотехнология (подземная, открытая и строительная) Магнитогорск. 2011. 20с.

65. Кортелев О. Б., Ческидов В. И., Молотилов С. Г., Норри В. К. Открытая разработка угольных пластов с перемещением горной массы экскаваторами-драглайнами. — Новосибирск: Изд-во ИП “Илюшин”, 2010. — 215 с.

66. Ковалевский, В.А. Разработка технологии отвалообразования при засыпке глубоких карьеров: Автореф. дис. канд. техн. наук / Ковалевский В.А. - Кривой рог, 1990.

67. Конончик, Т.Е. Складирование вскрышных пород в отработанное карьерное пространство как способ охраны окружающей среды Конончик Т.Е., Суслонова Г.Н. // Горный журнал. 2001. - №7. - С. 26-28.

68. Козловский, А.А. Обоснование параметров технологических схем размещения промышленных отходов в отвалах и выработанном пространстве карьеров: дис. ... канд. техн. наук / Козловский А.А. - Магнитогорск, 2011.

69. Колбасин, А.А. Рациональная разработка недр и охрана природы на карьерах /А. А. Колбасин, Г. Л. Середа, Н. Е. Тартаковский.- М.: Недра, 1983. - 118 с.

70. Кондрашов, В.В. Эксплуатационная производительность шагающих драглайнов // Добыча угля открытым способом: Научн.-техн. реф. сб. / ЦНИЭИ-уголь.-М., 1975.-№11.-С. 11-13.

71. Краснянский, Г.Л. Экономические аспекты развития топливно-энергетического комплекса России. —М.: АГН, 2000;

72. Кузнецов, В.И. Технология разработки месторождений с изменением направления подвигания фронта горных работ. // Уголь, №12, 1997, -с. 31-36.

73. Лель, Ю.И. Физические принципы оценки и оптимизации параметров эксплуатации карьерного транспорта / Ю.И. Лель, И.А. Глебов, С.В. Исаков, Р.С. Ганиев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2024. № 6. С. 10-21.

74. Лоханов, Б.Н. К вопросу обоснования границ усложнённой бестранспортной системы разработки пологопадающих угольных месторождений // Сборник "Добыча угля открытым способом в Кузбассе"/ 1968. №3. -с.268-280.

75. Лоханов, Б.Н. Исследование параметров бестранспортной системы разработки свиты пологих пластов // Автореферат на соискание учёной степени кандидата технических наук / Москва. 1969. -26с.

76. Лигоцкий, Д.Н., Организация проектирования и строительства рудных и угольных карьеров / Д.Н. Лигоцкий, С.И. Фомин. Изд-во СПГГИ, -2010, - 86 с.

77. Макридин, Е.В. Исследование выемки угля в экскаваторной заходке драганами при поперечных системах разработки наклонных и крутых залежей // Кемерово, 2002. -23с. Библиогр. назв. Рус. Деп. в ВИНТИ 24.05. 2000. №1495-В-20.

78. Макшеев, В.П. Технология разработки наклонных залежей с внутренними отвалами горизонтальными уступами // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1997. – № 1. – С. 157–158.

79. Маляров, И.П. Разработка техногенных месторождений: Монография / И.П. Маляров, А.В. Сизиков Магнитогорск: МГТУ, 2002. -147 с.

80. Мацко, К. А. // Ресурсосберегающие технологии открытой разработки месторождений / отв. ред. Трубецкой К. Н. М.: ИПКОН РАН, 1992. - С.5 - 19.

81. Методика обоснования комплекта оборудования при бестранспортной системе разработки пологих пластов со скальными вмещающими породами // Отчёт №38-72. Кемерово. КузПИ. 1972. -99с.

82. Меньшонок, П.П. Создание гибких технологий для разрезов Сибири: основные результаты исследований, перспективы практического использования в Кузбассе. // Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности. Труды Междунар. науч.-практ. конф. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 2002. –с.42-45.

83. Меньшонок, П.П. К вопросу обеспечения экологически безопасного и устойчивого развития карьеров и регионов // Труды V-й международной научно-практической конференции: «Безопасность жизнедеятельности предприятий в угольных районах». – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2002., -с.51-58.

84. Меньшонок, П.П. Новые технологические решения при использовании диагонально-поперечных систем разработки угольных месторождений // Вестн. КузГТУ. — 2004. — № 6. — С. 68 – 75.

85. Мельников Н.В., Веницкий К.Е., Стахевич Е.Б. Об эффективности применения мощных шагающих драглайнов при открытой разработке угольных месторождений / Уголь. 1960. - № 6. - С.50-58.

86. Мельников, Н.В. Теория и практика открытых разработок / Н.В. Мельников, Э.И. Реентович, Б.А.Симкин. - М.: Недра, 1979. - 636 с.

87. Мельников, Н.В. Типовые проекты систем разработки и транспорта на карьерах / Н.В. Мельников. - М.: Госгортехиздат, 1962. - 95 с.

88. Назаров И.В. Моделирование бестранспортной системы разработки пластовых месторождений // Диссертация на соискание учёной степени кандидата технических наук 05.15.03., 05.13.16./ Новосибирск. 1998. -150с.

89. Нечаев, А.И., Анализ недостатков открытой разработки свиты пологопадающих пластов месторождений Южного Кузбасса / А.И. Нечаев, А.В. Селюков // Материалы XIV Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых «Россия молодая» Кемерово. КузГТУ, 2022. [электронный ресурс].

90. Нечаев, А.И., Корректировка параметров транспортной рабочей зоны разреза «Междуречье» при производстве вскрышных работ экскаватором Р&Н-2800 / А.И. Нечаев, А.В. Селюков // Материалы XV Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых «Россия молодая» Кемерово. КузГТУ, 2023. [электронный ресурс].

91. Нечаев А.И. К оптимизации параметров бестранспортной технологической схемы разработки пологопадающих угольных пластов / А.И. Нечаев, А.В. Селюков // Материалы XVI Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых «Россия молодая» Кемерово. КузГТУ, 2024. [электронный ресурс].

92. Нечаев, А.И. Технологические направления развития открытого способа при разработке пологих пластов / А.И. Нечаев, А.В. Селюков // Сборник статей XVII Международной научной конференции «Инновации в технологиях и образовании», Белово, КузГТУ, 2024, т.3. -с.136-140.

93. Нечаев, А.И. Энергоемкость выемки и перемещения вскрышной породы по бестранспортной и транспортной технологиям / А.И. Нечаев, А.В. Селюков //

Материалы XIII Международной научно-практической конференции «Современные тенденции и инновации в науке и производстве». Междуреченск, КузГТУ, 2024, [электронный ресурс].

94. Нечаев, А.И. Поэтапная разработка пологопадающих угольных залежей открытым способом / Материалы IX Международной научно-практической конференции «Перспективы инновационного развития угольных регионов России», Прокопьевск, КузГТУ, 2024г. -с.83-87.

95. Нечаев, А.И. Определение параметров отработки угленасыщенной зоны пологопадающей залежей обратной гидравлической лопатой / «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов», научный журнал №10-2024. Новокузнецк, 2024. С.51-56.

96. Нечаев, А.И. Формирование структурных схем очередности отработки карьерных полей / А.И. Нечаев, Е.И. Берешова // Сборник трудов XX Международной научно-практической конференции Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. СИБРЕСУРС 2024. [электронный ресурс].

97. Нечаев А.И., Дисконтированная оценка разнонаправленного фронта горных работ при открытой разработке угольных месторождений / А.И. Нечаев, А.Ф. Латфуллина // Сборник трудов VIII Международного молодежного экологического форума Кемерово. КузГТУ, 2024. с.1-5. [электронный ресурс].

98. Нечаев, А.И., Эффективность горнотехнического этапа рекультивации на примере разрезов Центрального Кузбасса / А.И. Нечаев, А.Ф. Латфуллина // Материалы II Всероссийской научно-практической конференции «Экология и безопасность жизнедеятельности» Кемерово. КузГТУ, 2024. [электронный ресурс].

99. Нечаев А.И., Селюков А.В. Патент 2830623 РФ, МПК E21C 41/00 (2006.01) E21C 41/28 (2006.01) СПК E21C 41/00 (2024.01) E21C 41/28 (2024.01) Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

100. Нечаев А.И. Обоснование параметров отвальной емкости при разработке пологопадающих залежей продольно-поперечным фронтом / / Материалы

ХIII Инновационного конвента «Кузбасс: образование, наука, инновации» Кемерово, 2025. с.1-5. [электронный ресурс].

101. Нечаев А.И., Почечуй В.Н. Расчет величины выходы стрелы драглайна при сбросе породы с горизонтального бестранспортного уступа // Материалы XVII Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых с международным участием. – Кемерово. КузГТУ, 2025 [электронный ресурс]. с.1-6.

102. Нечунаев, В.Н. Определение целесообразности дополнительного холостого перегона вскрышных экскаваторов / В.Н. Нечунаев // Исследования по технологии и комплексной механизации разработки месторождений угля открытым способом: науч. сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского. - Вып. 152. - М., 1977. - С. 86-89.

103. Ненашев, А.С. Исследование эффективности разработки месторождений Южного Кузбасса этапами с внутренними отвалами. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. - М.: МГИ, 1975.

104. Нецветаев, А.Г. Обоснование параметров рабочих зон и экскавационного оборудования для разработки сложноструктурных месторождений: Авт-реф. дис. канд. техн. наук. -М.: ИГД им.А.А.Скочинского, 1988. —14 с.

105. Новожилов М.Г., Горногеометрический анализ и режим горных работ карьеров / М.Г. Новожилов, Б.Н. Тартаковский, М.С. Четверик // Киев: Наук, думка, 1971.- 144 с.

106. Никонов, Е.С. Некоторые вопросы эффективного использования драглайнов на карьерах Кузбасса / Е.С. Никонов, Б.Н, Лоханов // Открытая добыча угля в Кузбассе: сб. ст. КузПИ. - Кемерово, 1975. - С. 241-247.

107. Новожилов, М.Г. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский // М., Недра, 1978. - 328 с.

108. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом" от 10 ноября 2020 года (с изменениями на 29 января 2024 года). Приказ №

436 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору.

109. Павлова, Е.В. Обоснование параметров карьеров при комплексном освоении природных и техногенных георесурсов: автореферат дис. ... кандидата технических наук: 25.00.22, Геотехнология (подземная, открытая и строительная) Павлова Елена Витальевна; [Место защиты: Магнитог. гос. техн. ун-т им. Г.И. Носова]. - Магнитогорск, 2013. - 19 с.

110. Певзнер, М.Е. Горное дело и охрана окружающей среды: Учебник для вузов / Певзнер М.Е., Малышев А.А., Мельков А.Д., Ушань В.П. — 3-е изд., стер. — М.: Изд-во МГГУ, 2001. — 300 с.

111. Печенихин, С.П. Аналитический способ определения коэффициента переэкскавации при бестранспортной отработке пологих пластов / С.П. Печенихин, В.И. Ческидов, Т.И. Россова // Разработка угольных месторождений открытым способом: межвуз. сб. науч. тр. КузПИ - Вып. 6 - Кемерово, 1977. - С. 51-57.

112. Подгорный, М.С. Технологические схемы вскрышных работ при применении драглайна ЭШ 40.85 / М.С. Подгорный, В.Г. Проноза, В.С. Вагоровский // Уголь. - 1983. - №10 - С. 41-45.

113. Подэрни, Р.Ю. Шагающие драглайны на открытых разработках США. Угольное и горнорудное машиностроение / Р.Ю. Подэрни. - М.: НИИинформтяж, 1980. - 70 с.

114. Платежи горных предприятий за пользование природными ресурсами Текст. / Н. Д. Волкова и др.; под общ. ред. Певзнера М. Е. 2-е изд., стереотип. - М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2002. - 224 с.

115. Просандеев, Н.И. О размещение пород во внутренних отвалах при разработке крутопадающих залежей Текст. / Н. И. Просандеев // Открытая разработка угольных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. / КузПТИ. Кемерово, 1987. - С. 87-93.

116. Просандеев, Н.И. Оптимизация высоты ярусов внутренних отвалов после переходного периода Текст. / Н. И. Просандеев // Изв. вузов. Горный журнал. 1982. - №7. - С. 25-29.

117. Проноза, В.Г. Экономическое сравнение способов перемещения породы перевозкой автотранспортом и многократной перевалкой драглайнами / В.Г. Проноза // Интенсификация горных работ на угольных разрезах: межвуз. сб. науч. тр. КузПИ - Кемерово, 1988. - С. 160-164.

118. Проноза, В.Г. Вскрытие бестранспортной глубинной зоны разрезов в условиях пологопадающих месторождений Южного Кузбасса / В.Г. Проноза, А.Я. Дрямин // Сб. науч. тр КузПИ. - Кемерово, 1971. - С. 18-23.

119. Проноза, В.Г. Интенсификация развития рабочей зоны на разрезах южного Кузбасса / В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // Повышение эффективности открытой угледобычи: межвуз. сб. науч. тр. КузПИ. - Кемерово, 1989. С. 97-108.

120. Проноза, В.Г. Исследование организации работ и обоснование комплекта оборудования для бестранспортной выемки свиты пологих пластов со скальными вмещающими породами: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. - М., 1972. - 24 с.

121. Проноза, В.Г. Транспортно-перевалочная доставка породы от верхних горизонтов во внутренние отвалы на разрезе «Красногорский» / В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // КузГТУ. - Кемерово, 1996. - 24 с. - Деп. в ВИНТИ 22.07.96. №2483 - В96.

122. Проноза, В.Г. Направления совершенствования технологических схем эксплуатации мощных драглайнов в условиях пологих месторождений юга Кузбасса / В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // Перспективы развития открытого способа добычи угля в восточных районах страны: сб. науч. тр. КузПИ. - Кемерово, 1984. - С. 76-83.

123. Проноза, В.Г. Высота бестранспортного слоя при отработке пологих угольных месторождений по углубочно-сплошной системе разработки на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» / В.Г. Проноза, Е.В. Злобина // Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности: тр. XI междунар. научн.-практич. конф. - Кемерово: КузГТУ, 2009. - С. 277-283.

124. Проноза, В.Г. Рациональная высота бестранспортного уступа при разработке пологих пластов на разрезах центрального Кузбасса / В.Г. Проноза, Е.В.

Злобина // Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительство и энергетики: мат. V междунар. конф. - Тула: ТулГУ, 2009.- С. 185-192.

125. Проноза, В.Г. Технология разработки двух сближенных пологих пластов на месторождениях центрального Кузбасса / В.Г. Проноза, Е.В. Злобина // Вестн. КузГТУ. - 2010. - №6. - С. 10-19.

126. Пыталев, И.А. Обоснование параметров карьеров и отвалов, формируемых в виде емкостей для размещения промышленных отходов: диссертация ... кандидата технических наук: 25.00.22 Геотехнология (подземная, открытая и строительная)/ Пыталев Иван Алексеевич; [Место защиты: Магнитог. гос. техн. ун-т им. Г.И. Носова]. - Магнитогорск, 2008. - 167 с.:

127. Пыталев, И.А. Обоснование параметров открытой геотехнологии комплексного освоения крутопадающих месторождений для устойчивого развития горнотехнических систем: специальность 25.00.21 "Теоретические основы проектирования горно-технических систем": диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук / Пыталев Иван Алексеевич. - Магнитогорск, 2019. - 360 с.

128. Ракишев, Б.Р. Формирование рабочей зоны на пологих и наклонных угольных месторождениях С.К. Молдабаев / Горный информационно-аналитический бюллетень № 10. 2009. С. 119-132.

129. Ржевский, В.В. Процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1974. - 320 с.

130. Ржевский, В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М.: Недра, 1980. - 368 с.

131. Репин, Н.Я. Буровзрывные работы на угольных разрезах. М., Недра, 1987. - 254 с.

132. Результаты оценки воздействия разреза "Восточный" АО "Салек" на окружающую среду / Т. В. Корчагина, Г. В. Стась, Н. Н. Бородкина, А. В. Проников // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. - 2021. - № 3. - С. 54-66.

133. Романенко, А.В. Оценка области применения технологии разработки крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием этапами Текст. / А. В. Романенко // Горный журнал. 2002. - № 4. - С. 87 - 89.

134. Рутковский, Б.Т. Блочный способ отработки карьерных полей с большим простираем Текст. / Б. Т. Рутковский // Разработка угольных месторождений открытым способом: межвуз. сб. / КузПТИ. Вып. 1. - Кемерово, 1972. - С. 81 - 87.

135. Рыбаков, Б.Н. Применение экскаваторов типа обратной лопаты при разработке сложноструктурных месторождений // Б.Н. Рыбаков, Б.Н. Лоханов, А.С. Ненашев, В.А. Ермолаев / Добыча угля открытым способом. М., ЦНИЭИ-уголь. - 1978. - №6. - С. 6-8.

136. Саканцев, Г.Г. Основы применения внутреннего отвалообразования при разработке глубокозалегающих месторождений ограниченной длины / Г.Г. Саканцев // Горн, информ. аналит. бюл. - 2008. - №8. - С. 226-234.

137. Саксин, Б.Г. Региональная оценка воздействия горного производства на окружающую среду / Саксин Б.Г., Крупская Л.Т. // Горный журнал. --2005.-№2.- С. 82-86.

138. Стенин, Ю.В. Рациональные параметры автотранспортных берм карьеров Текст. / Ю. В. Стенин, Д. Х. Ильбульдин // Горный журнал. 2010. - № 2. - С. 8 - 10.

139. Селюков, А.В. Результаты математического моделирования разработки безугольной зоны пологопадающих месторождений горизонтальными бестранспортными уступами / А.В. Селюков, А.И. Нечаев // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. --2025. --№.1. С. 569-584.

140. Селюков, А.В. Режим горных работ в задаче выбора этапов разработки пологопадающих угольных месторождений / А.В. Селюков, А.И. Нечаев // Вестник КузГТУ.--2025. --№. 2 (168). С.111-119.

141. Селюков, А.В. Обоснование подготовки емкости под внутренний бестранспортный отвал на основе закономерностей залегания свиты пологопадаю-

щих пластов и главных параметров карьерного поля / А.В. Селюков, А.И. Нечаев // Вестник КузГТУ.–2025. –№.4 (170). С.184-193.

142. Сеинов Н.П., Управление шириной развала при взрывании вскрышных пород на разрезе «Междуреченский» // Сборник «Добыча угля открытым способом» М., ЦНИЭИуголь, № 11, 1974. С. 12-14.

143. Селюков А.В., Ресурсосберегающие технологии: конспект лекций для обучающихся специальности 21.05.04 "Горное дело" / А.В. Селюков, А.И. Нечаев, Д.Д. Терентьев // Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева; Кафедра открытых горных работ; составители: А.В. Селюков, А.И. Нечаев, Д.Д. Терентьев, Кемерово : КузГТУ, 2025. 102 с.

144. Селюков, А.В. Обоснование высоты бестранспортной зоны при разработке наклонных угольных свит по поперечной системе: специальность 25.00.22 «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)»: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Селюков Алексей Владимирович. – Кемерово, 2006. – 151с.

145. Селюков, А.В. Обоснование и разработка ресурсосберегающих технологий открытой угледобычи на карьерных и отработанных шахтных полях: специальность 25.00.22 «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)»: диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук / Селюков Алексей Владимирович. – Кемерово, 2019. – 308 с.

146. Супрун, В.И. Формирование отвальных массивов при отработке угольных месторождений. - М.: Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2014. - 240 с.

147. Тальгамер, Б.Л. Повышение эффективности вскрышных работ в условиях деградирующей мерзлоты / Б.Л. Тальгамер, И.А. Константинов, А.Е. Старков// Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2024. № 6 (166). С. 133-139.

148. Тальгамер, Б.Л. К методике обоснования границ между открытыми и подземными работами / Б.Л. Тальгамер, Н.В. Мурзин, Ф.В. Дудинский // Устойчивое развитие горных территорий. 2023. Т. 15. № 2 (56). С. 298-307.

149. Томаков П.И., Ненашев А.С. Поэтапная отработка пологих месторождений Южного Кузбасса / П.И. Томаков, А.С. Ненашев // Добыча угля открытым способом - 1972. - № 1. - с.17-21.

150. Томаков, П.И. Природоохранные технологии открытой разработки крутых и наклонных угольных месторождений Кузбасса / П. И. Томаков, В. С. Коваленко // Уголь. - 1992. - № 1. - С. 16 - 20.

151. Томаков, П.И. Вовлечение в производство ресурса выработанного пространства - основное направление в снижении ресурсоемкости и улучшении экологических показателей угледобычи на разрезах Кузбасса / П.И. Томаков, В.С. Коваленко // Горный информационно-аналитический бюллетень - 1998. - №3. - С.37-44.

152. Томаков, П.И. Перспективы развития внутренних отвалов на разрезе «Богатырь» / П.И. Томаков, В.И. Супрун, Д.П. Мелехов // Уголь. - 1986. - №12. - С. 24 – 26

153. Томаков, П.И. Система разработки крутых пластов угля с внутренним отвалообразованием Текст. / П. И. Томаков // Новые направления в технике и технологии открытых горных работ: сб. трудов / МИРГЭМ. М.: Недра, 1965. - С. 67 - 73.

154. Томаков, П.И. Некоторые основания к выбору технологических схем с внутренними отвалами при разработке пологих и слабонаклонных месторождений Кузбасса / П.И. Томаков, Б. Н. Лоханов, А. С. Ненашев, А. С. Галлер // Разработка угольных месторождений открытым способом: межвуз. сб. ст. - Вып. 2 - Кемерово, 1973.- С.13-19.

155. Томаков, П.И. Экология и охрана природы при открытых горных работах / П.И. Томаков, В.С. Коваленко, А.М. Михайлов, А.Т. Калашников. М.: МГГУ, 1994.-418 с.

156. Ткаченко, В.Я. Анализ траекторий транспортировки ковша драглайна / В.Я. Ткаченко, И.Я. Фаустова, О.В. Фесенко // Изв. вузов. Горный журнал. 1973. - №8. -С. 93-97.

157. Трубецкой, К.Н. Классификация способов формирования и использования выработанного карьерного пространства / К.Н. Трубецкой, А.А. Пешков, Н.А. Манко // Ресурсосберегающие технологии открытой разработки месторождений. - М.: ИПКОН РАН, 1992. - 116 с.

158. Трубецкой, К.Н. Снижение текущего коэффициента вскрыши в процессе технического переоснащения карьеров // Открытые горные работы, М., 2000, № 2, С. 7-13.

159. Трубецкой, К.Н. Экологические проблемы освоения недр при устойчивом развитии природы и общества. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П., Бурцев Л.И. - М.: ООО Издательство «Научтехлитиздат», 2003. - 262 с.

160. Трубецкой, К.Н. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений Текст. / К. Н. Трубецкой, А. Г. Шапарь. М.: Недра, 1993.-272 с.

161. Трубецкой, К.Н. Определение области применения способов разработки крутопадающих залежей с использованием заранее сформированного выработанного пространства карьера / Трубецкой К.Н., Пешков А.А. // Горный журнал. - 1994. - №1. - С. 51-52.

162. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. - М.: Недра, 1982. - 405 с.

163. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР-Челябинск, 1991.- 350 с.

164. Угольная база России. Том II. Угольные бассейны и месторождения Западной Сибири (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский бассейны; месторождения Алтайского края и Республики Алтай). - М.: ООО «Геоинформцентр», 2003.- 604 с.

165. Усенко, С.П. К вопросу о расширении области применения бестранспортной технологии / С.П. Усенко, А.Л. Глазков, Б.Н. Рыбаков // Открытая угледобыча в Кузбассе / Итоги. Проблемы. Перспективы: Науч.-техн. сб. / Кемеровское книжное изд-во. Кемерово, 1984. - С. 25-27.

166. Фомин, С.И. Оценка наиболее значимых факторов для реализации проекта открытой разработки рудных месторождений / С.И. Фомин, А.С. Говоров // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2025. № 1. С. 29-38.

167. Фомин, С.И. Обоснование сценарного подхода к определению границ карьеров с учетом стохастического характера исходных данных / С.И. Фомин, А.С. Говоров // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2023. № 5. С. 70-78.

168. 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.

169. Финадеев, П.А. Определение среднего угла поворота экскаваторов при бестранспортной системе разработки / П.А. Финадеев, В.В. Крючков // НИИОГР. Челябинск. 1982.

170. Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.1997 N 116-ФЗ (ред. от 08.08.2024).

171. Хохряков, В.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок: Учебное пособие. Екатеринбург: УГГГА, 1996.- 180 с.

172. Хохряков, В.С. Проектирование карьеров / Хохряков В.С. 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1980. - 336 с.

173. Хохряков, В.С. Критерии технико-экономической оценки вариантов открытой разработки Текст. / В. С. Хохряков // Горный журнал. 1970. - № 9 -С. 16 - 20.

174. Хохряков, В.С. Открытая разработка месторождений. М.: Недра, 1991.- 336 с.

175. Хохряков, В.С. Открытая разработка месторождений этапами // Изв. вузов. Горный журнал.-1965. -№10. С.19-26.

176. Хохряков, А.В. Комплексная оценка влияния горного производства на окружающую среду и выбор природосберегающих параметров горнодобывающих предприятий. Автореф. докт. дисс. М, 1989;

177. Ческидов, В.И. Бестранспортная технология на разрезах Кузбасса: состояние и перспективы / В.И. Ческидов, В.К. Норри // ФТПРПИ. — 2016. — № 4. — С. 109 – 116.

178. Ческидов В.И., Резник А.В. Особенности внутреннего отвалообразования вскрышных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых / В.И. Ческидов, А.В. Резник // ФТПРПИ. — 2022. — № 2. — С. 61 – 68.

179. Ческидов, В.И. Очередность отработки пологих и наклонных угольных пластов с размещением вскрышных пород во внутренних отвалах. Диссертация в виде научного доклада на соискание ученой степени кандидата технических наук. - Новосибирск, 1999. - 52 с.

180. Шапарь, А.Г. Минеральные ресурсы: их исчерпаемость, целесообразность и условия ввода в эксплуатацию / А.Г. Шапарь, П.И. Копач // Экотехнология и ресурсосбережение, К.: 2001, 11-17с.;

181. Шилин, А.Н. Пути интенсификации вскрышных работ на карьерах // Горный журнал. 1981. - №5. - С. 15-19.

182. Щелканов, В.А., К вопросу внутреннего отвалообразования на горнорудных предприятиях СССР / В.А. Щелканов, А.Я. Элькин, Л.В. Сватовский // Труды Ин-та горного дела Минчермета СССР. Свердловск: Изд-во ИГД Минчермета СССР, 1970. -Вып.28. - С. 117-119.

183. Яковлев, В.Л. Границы карьеров при проектировании разработки сложно-структурных месторождений Текст. / В. Л. Яковлев, М. Г. Саканцев, Г. Г. Саканцев. -Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2009. 302 с.



№ 2830623

Документ подписан электронной подписью
Сертификат: 00927678-30000000000000000000
Владелец: Зубов Юрий Сергеевич
Действителен с: 10.02.2004 по: 03.10.2005

Ю.С. Зубов





ООО «ПРОМЭКС»
Юр. адрес: 650021, г. Кемерово, ул. Невьянская, д. 8
Почт адрес: 650021, г. Кемерово, ул. Невьянская, д. 8
Тел. 8 (3842) 57-02-05, тел/факс: 57-00-62, 90-00-12
Эл. почта: office@promexs.ru Сайт: www.promexs.ru
ИНН/КПП: 4205254833/420501001
р/с: 40702810726000022808
в Кемеровском отделении № 8615 ПАО СБЕРБАНК
и/с 30101810200000000612 БИК 043207612

Акт

использования рекомендаций, разработанных
в диссертационной работе аспиранта Нечаева Андрея Игоревича

Настоящим актом подтверждается, что ООО «ПРОМЭКС» использованы основные положения диссертационной работы аспиранта Федерального государственного бюджетного образовательного учреждения «Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева» Нечаева А.И.

Постановка разработки карьерного поля с увеличением доли вскрышных работ с использованием менее затратной бестранспортной технологии, упрощение организации работ, как вскрышного, так и отвального драглайнов, снижение затрат на перевалку вскрыши при углублении горных работ (росте глубины карьерного поля) в бестранспортной рабочей зоне карьерного поля определяет основные научно-практические положения исследования аспиранта Нечаева А.И.

В работе предлагается новая организация производства горных работ при разработке залежей пологого падения, рассмотренная на примере разработки угольных месторождений Кузнецкого бассейна и включающая:

- разделение пространства карьерного поля на этапы (системы открытой разработки): первый этап, формирование емкости под внутренний отвал (углубочная продольная система открытой разработки), как функция параллельной выемки объемов вскрышных пород двух последующих; второй этап, безугольная зона с подвиганием бестранспортной рабочей зоны вкост простирания свиты пластов (сплошная поперечная система открытой разработки); третий этап, угленасыщенная зона с подвиганием фронта вдоль простирания свиты пластов и транспортной рабочей зоной (углубочная продольная система открытой разработки);

- конструкцию, параметры рабочей зоны карьерного поля и определяются двумя основополагающими факторами; первый, разработкой забойной стороны второй рабочей зоны одним вскрышным драглайном последовательно сверху вниз горизонтальными уступами со сбросом вскрышной породы во внутренний отвал, укладку вскрыши другим в пределах выработанного пространства первой рабочей зоны; второй, требуемой длиной фронта добычных работ в третьей рабочей зоне и обеспечивающей уровень производственной мощности горнодобывающего предприятия.

В проекте использованы: разработанная математическая модель параметров каждой из рабочих зон отработки свиты пологопадающих пластов; технологические схемы производства вскрышных и добычных работ; оценка влияния факторов на параметры отработки этапов, а также общие рекомендации технико-экономической эффективности предлагаемым технологическим решениям.

Выполненные расчеты в проектах горнодобывающих предприятий с использованием рекомендаций, разработанных в диссертационной работе, позволяют увеличивать объемы вскрыши, разрабатываемой с использованием горизонтальных бестранспортных уступов, до 70÷75% по отношению к существующим бестранспортным схемам, что в целом определяет доходность горнодобывающего предприятия 1650 млн. руб.

Генеральный директор

Грибов М.А.



**ЭФФЕКТИВНЫЕ
РЕШЕНИЯ**

ООО «Эффективные решения»

✉ er-pro1@yandex.ru

☎ 8-913-327-2221

Адрес: 650021, Кемеровская область,
Кузбасс, Г. О Кемеровский,
г. Кемерово, ул. Предзаводская,
д. 10, офис 1302.

ИНН 4205409916

КПП 420501001

Р/с 40702810026000005266

К/с 30101810200000000612

БИК 043207612

Кемеровское отделение

№ 8615 ПАО СБЕРБАНК

АКТ

использования рекомендации по обоснованию параметров
и показателей поэтапной разработки угольных месторождений,
разработанных в диссертационной работе аспиранта Нечаева А.И.

Настоящим актом подтверждается, что при разработке проектной документации на строительство объектов открытых горных работ, технических проектов отработки угольных месторождений, технико-экономических обоснований и предложений по освоению участков недр использованы основные научные и практические рекомендации, разработанные в диссертационной работе аспиранта КузГТУ Нечаева А.И.

В работе технологически развиваются теоретические основы открытой разработки карьерных полей с пологопадающими залежами, включающие выделение этапности производства горных работ в пределах карьерных полей угольных разрезов, обоснование конструкции и параметров бестранспортной и транспортной рабочих зон, минимальную и максимальную вместимость внутреннего отвала; разработанный расчетный алгоритм, объединяющий параметры карьерных полей, свиты угольных пластов, этапы и технологию производства горных работ.

В проектах горнодобывающих предприятий использованы рекомендации, разработанные в диссертации аспиранта Нечаева А.И.:

- математическая модель параметров этапов, с группировкой величин по сумме и разности этапов и ограничивающихся главными параметрами карьерного поля и свитой пластов, наиболее значимым из которых является минимальная длина первоначальной емкости по дну при размещении вскрышных пород в многоярусный внутренний бестранспортный отвал;
- математическая модель дальности и объемов транспортирования вскрыши на внешний отвал, объемов первоначальной емкости;
- графо-аналитическая модель конструкция рабочей зоны при нисходящем порядке разработки бестранспортных уступов и по схеме организации производства один забойный и один отвальный драглайн.
- обобщенные результаты математического и графо-аналитического моделирования закономерностей выемки безугольной зоны в зависимости от расположения бестранспортных уступов по глубине или длине этапа и определяемых рабочими параметрами серийно изготавливаемых шагающих экскаваторов типа драглайн.

Результаты позволяют обосновано выделять этапы и очередность разработки месторождений; конструировать и выбирать параметры новой схемы экскавации; выбирать уровень производственной мощности горнодобывающего предприятия с достижением положительного экономического эффекта от применения обоснованных технологических решений.

Исполнительный директор

М.А. Бибик



Бибик М.А.