

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Сибирский федеральный университет»

На правах рукописи



Катышев Павел Викторович

**ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЕМКИ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ
УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ
РАЗРАБОТКИ**

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

Диссертация на соискание
учёной степени кандидата
технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук,
профессор В.Е. Кисляков

Красноярск, 2017

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1 СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ ОТРАБОТКИ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ.....	10
1.1 Современное состояние и проблемы угольной промышленности страны	10
1.2 Характеристика объекта исследования.....	13
1.3 Анализ ранее проведенных исследований и применения веерной системы разработки.....	19
1.4 Цель и задачи исследований	31
2 ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗВИТИЯ ФРОНТА ГОРНЫХ РАБОТ НА ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ.....	33
2.1 Развитие фронта горных работ на пологопадающих угольных месторождениях при веерной системе разработки	34
2.2 Способы перехода от параллельного к веерному подвиганию фронта горных работ	45
2.3 Разработка полезного ископаемого за контуром горных работ отрабатываемых посредством веерной системы	51
2.4 Разработка пологопадающих угольных месторождений двумя бортами с размещением отвалов в выработанном пространстве.....	54
2.5 Выводы	57
3 ДИНАМИКА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ	59
3.1 Динамика производительности роторного выемочно-погрузочного комплекса в клиновидно-эксплуатационном блоке (КЭБ).....	59
3.2 Мероприятия для стабилизации производительности роторных выемочно- погрузочных комплексов при отработке КЭБ	71
3.2.1 Работа роторного комплекса диагональным забоем.....	71

3.2.2 Технологический способ обработки КЭБ блочной выемкой	75
3.2.3 Технологический способ обработки КЭБ с проходкой опережающей выработки.....	78
3.3 Динамика производительности выемочно-погрузочного оборудования циклического действия при обработке КЭБ	80
3.3.1 Технологические схемы обработки клиновидно-эксплуатационных блоков выемочно-погрузочной техникой циклического действия	88
3.4 Выводы	92
4 ИССЛЕДОВАНИЕ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ.....	94
4.1 Конвейерный транспорт	94
4.1.1 Сравнение вариантов передвижки забойных конвейерных линий при параллельном и веерном перемещении фронта горных работ	95
4.1.2 Поворот параллельных забойных конвейерных линий в условиях разреза «Березовский-1»	98
4.2 Обоснование направления транспортирования горных пород при обработке КЭБ с применением автомобильного транспорта	103
4.3 Выводы	113
5 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ РАЗРЕЗА «БЕРЕЗОВСКИЙ-1».....	114
5.1 Энергопотребление роторных выемочно-погрузочных комплексов и конвейерного транспорта в условиях веерной системы разработки	114
5.2 Основные технологические решения, выбор критериев оценки	121
5.3 Расчет капитальных вложений и прямых эксплуатационных затрат	127
5.4 Выводы	131
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	132
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	135
ПРИЛОЖЕНИЕ А. АКТ ВНЕДРЕНИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ДИССЕРТАЦИОННОЙ РАБОТЫ.....	143

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. За последние 10 лет мировое потребление угля выросло почти на 50 % (потребление газа – примерно на 30 %; нефти и атомной энергии – менее чем на 10 %). Уголь – это один из главных энергоресурсов, способный удовлетворить основные энергетические потребности растущего населения и развивающейся мировой экономики, внести важнейший вклад в преодоление энергетической бедности и энергетического неравенства.

Конкурентные преимущества российской угольной отрасли в рамках отечественного топливно-энергетического комплекса (ТЭК) заключаются в: наличии огромных (второе место в мире) запасов угля, которых при существующем уровне добычи хватит на долгосрочную перспективу; наличии существенных резервов повышения эффективности; многообразии различных видов угольной продукции, следовательно, возможности быстрой адаптации к меняющимся условиям рынка.

Вышеизложенное ставит перед угольной промышленностью вопросы по решению задач модернизации предприятий и развитию новых технологий в добыче угля для снижения издержек и повышения эффективности в производстве [1].

При разработке открытым способом пологопадающих пластов, крупных по запасам и площадям угольных месторождений на основе роторных выемочно-погрузочных комплексов, существенное влияние на эффективность добычи угля оказывает выбор направления перемещения фронта горных работ в разрезе.

В отечественной практике наиболее распространенной и простой в плане исполнения является параллельная схема перемещения фронта работ в технологии добычи угля, однако её применение сопровождается постоянным наращиванием и перестройкой магистральных транспортных коммуникаций, что сказывается на повышении себестоимости добываемой продукции, в свою очередь использование веерной системы разработки устраняет этот дорогостоящий технологический процесс.

Таким образом, были проведены исследования технологических параметров циклической и поточной добычи угля при веерном развитии фронта горных работ, к достоинствам которой можно отнести:

- исключение необходимости наращивания магистральных транспортных коммуникаций, что ведет к постоянному расстоянию транспортирования горной массы при отработке месторождения, с условием равных затрат на передвижку забойных конвейерных линий;

- поворот конвейерных путей на рабочие горизонты осуществляется в постоянном пункте, благодаря чему исключается передвижка криволинейных участков и позволяет благоприятно располагать промышленные сооружения.

Степень разработанности темы. Научное обоснование технологии открытых горных работ с использованием веерного перемещения фронта отражено в работах таких ученых, как Н.В. Мельников, В.В. Ржевский, М.Г. Новожилов, М.С. Эскин, В.С. Хохряков, Г.Д. Пчелкин, П.И. Томаков, И.К. Наумов, В.П. Шорохов и др.

Несмотря на проведение большого объема исследований на отечественных угольных разрезах веерное перемещение фронта горных работ не нашло применения, это связано в том числе и с тем, что не получили должного научного решения следующие вопросы: обоснование технологии развития фронта горных работ по вееру на пологопадающих угольных месторождениях; определение зон эффективной работы выемочно-погрузочных комплексов при отработке клиновидно-эксплуатационного блока (КЭБ); регулирование производительности выемочно-погрузочной техники при изменении ширины экскаваторной заходки; переход от параллельного к веерному подвиганию фронта горных работ; распределение грузопотоков автотранспорта при отработке клиновидно-эксплуатационного блока.

Таким образом, научно-техническая задача обоснования технологии разработки угольных месторождений при веерном подвигании фронта является актуальной.

Целью работы является обоснование технологии и параметров веерной системы, обеспечивающих снижение затрат на горнотранспортные работы и повышение эффективности разработки пологопадающих угольных месторождений.

Идея работы заключается в том, что эффективность разработки пологопадающих угольных месторождений достигается использованием закономерностей перемещения линии фронта горных работ и технологических решений с обоснованием их параметров при применении веерной системы.

Основные задачи исследования.

1. Обзор и анализ технологий разработки пологопадающих угольных месторождений при веерной системе.
2. Установление особенностей и закономерностей изменения положения фронта горных работ для обеспечения постоянной ширины рабочей площадки уступа при разработке угольных месторождений по веерной системе.
3. Исследование динамики производительности выемочно-погрузочного оборудования при отработке КЭБ.
4. Разработка и обоснование технологических схем выемки и параметров КЭБ при веерной системе.
5. Исследование направлений грузопотока автотранспорта при отработке КЭБ для минимизации грузооборота.

Научная новизна работы.

1. Разработана математическая модель перемещения линии фронта горных работ по веерной системе при отработке пологопадающих угольных месторождений.
2. Выявлены закономерности изменения производительности выемочно-погрузочных комплексов циклического действия при отработке КЭБ.
3. Определены границы зон эффективной работы выемочно-погрузочных комплексов при отработке КЭБ.
4. Установлено влияние предлагаемых технологических решений на производительность выемочно-погрузочных комплексов при отработке КЭБ.

5. Разработана математическая модель определения рационального направления грузооборота автотранспорта при отработке КЭБ.

Теоретическая и практическая значимость работы. Разработана математическая модель перемещения линии фронта горных работ при отработке пологопадающих угольных месторождений, которая обеспечивает постоянную ширину рабочих площадок уступов путем создания параллельности линий фронта горных работ линиям забойных транспортных коммуникаций.

Разработаны способы развития фронта горных работ в плане при выемки полезного ископаемого по веерной системе (патент РФ № 2520619, № 2541352); принципиально новые технологические решения отработки КЭБ (патенты РФ № 2485315, № 2532298, № 2536909), основанные на работе роторного комплекса в постоянно изменяющихся горно-технологических условиях; конструктивное решение отработки целиков полезного ископаемого при веерной системе разработки (патент РФ № 2513464).

Разработанные технологические схемы, а также математическая модель перемещения линии фронта горных работ при веерной системе разработки приняты к возможному внедрению на объекте АО «Разрез Березовский» при разработке проектной документации.

Результаты исследований рекомендуется использовать при планировании горных работ на разрабатываемых и проектируемых пологопадающих угольных месторождениях. В учебном процессе на кафедре «Открытые горные работы» ИГДГГ СФУ.

Методология и методы исследований. В работе применялись научный и технико-экономический анализы, аналитическое обобщение сведений, содержащихся в научно-технической, патентной и специальной литературе. Было проведено математическое моделирование, а также графические и графоаналитические методы обработки данных с применением программных пакетов Microsoft Office, AutoCAD.

Положения, выносимые на защиту.

1. Динамика перемещения линии фронта горных работ при открытой разработке пологопадающих угольных месторождений с использованием веерной системы зависит от ширины заходки выемочного оборудования, расстояния от стационарного пункта до границы КЭБ и описывается аналитическим уравнением.

2. Отработку КЭБ рационально производить диагональным забоем, блочной выемкой и с проходкой опережающей выработки для повышения производительности выемочно-погрузочных комплексов по всему фронту ведения горных работ.

3. Распределение направления грузопотоков при отработке КЭБ по автотранспортной схеме обеспечивается с учетом закономерностей изменения объемов выемочных блоков по длине фронта горных работ.

Степень достоверности работы. Подтверждена патентной защитой полученных решений, использованием результатов проведенных исследований в области разработки пологопадающих угольных месторождений, применением современных методов исследований и аналитических методов расчета, значительным объемом статистических данных о работе горнодобывающих предприятий.

Апробация результатов работы. Материалы диссертационной работы представлены на следующих конференциях и семинарах: XXI заочной научной конференции Research Journal of International Studies, г. Екатеринбург (2013 г.); XI международная научно-техническая конференция «Современные технологии освоения минеральных ресурсов» в Филиппинах г. Манила (2013 г.); 14-я ежегодная научно-практическая конференция «Игошинские чтения» в Иркутском государственном техническом университете (2014 г.); на кафедре открытых горных работ ИГДГГ СФУ (2012-2017 гг.); III международная научно-практическая конференция «Открытые горные работы в XXI веке», г. Красноярск (2017 г.).

Личный вклад автора. Заключается в выполнении основного объема теоретических исследований, изложенных в диссертационной работе, включая постановку целей и задач исследования, в разработке новых технологических решений повышения эффективности веерной системы при отработке пологопадающих угольных месторождений, а также обоснование их параметров.

Публикации. По теме диссертационных исследований опубликовано 15 работ, из них: 9 в изданиях, рекомендованных списком ВАК; 6 патентов РФ на изобретение.

Объем и структура работы. Диссертация изложена на 143 страницах машинописного текста, состоит из введения, 5 глав, заключения и 1 приложения. Содержит 70 библиографических источников, 16 таблиц, 79 рисунков и 68 формул.

1 СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ ОТРАБОТКИ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

1.1 Современное состояние и проблемы угольной промышленности страны

Эффективность экономики страны определяется состоянием ее промышленности, которая, в свою очередь, зависит от степени развития сырьевых и энергетических отраслей. В этой связи повышение конкурентоспособности топливно–энергетических ресурсов приобретает практическое значение, как на внутреннем, так и на международном рынках.

Основными источниками производимой энергии в мире являются следующие геологические топливно-энергетические ресурсы: нефть, уголь, газ, горючие сланцы, торф, уран и т.д. На их долю приходится до 93 % производимой в мире энергии. Оставшиеся 7 % возмещаются использованием возобновляемых источников энергии, т.е. воды, солнца, ветра, биомассы и геотерметики.

В этих условиях развитие мировой энергетики, ее динамика и конъюнктура, в значительной мере, зависит от процессов освоения человечеством геологических топливно-энергетических ресурсов, а именно твердых полезных ископаемых – уголь [2].

Угольная промышленность играет значительную роль не только в экономике России, но и в мировом производстве этого вида топлива. Достаточно сказать, что по объемам добычи угля Россия занимает 3 место после Китая и США и располагает пятой частью мировых запасов угля, таким образом, является одним из признанных мировых лидеров в отрасли.

Являясь лидером по угольному экспорту, Россия поставляет уголь в страны ЕС, Китай, Японию, Турцию и другие государства. Практически в полном объеме угледобыча ведётся частными компаниями, формирующими специфику рынка.

Что касается качества угля, добываемого в российских угольных бассейнах, то оно неоднородно. В России сосредоточено более трети общемировых запасов угля, из которых около 70 % приходится на долю бурого угля. Угольные бассейны при этом являются весьма доступными и их разработка в сочетании с применением современных технологий ничем не затруднена.

Угольное топливо используется главным образом для производства электроэнергии, 44 % всей производимой в мире электроэнергии вырабатывается путем сжигания угля, а в основных угледобывающих регионах мира эта цифра достигает 96 %. В России удельный вес угля в производстве электроэнергии невысок и продолжает снижаться, что связано с широким использованием в качестве сырья для производства энергии природного газа. Если в середине 20 века удельный вес угля в топливном балансе страны составлял 59 %, то к началу 80-х годов он снизился до 20 %, а к настоящему времени составляет около 15 % [3].

Несмотря на это, развитие угледобычи продолжает оставаться приоритетным направлением в развития ТЭК России благодаря, прежде всего, преобладающим размерам запасов угля по сравнению с другими энергоносителями – газом, нефтью, ядерным топливом. По оценкам специалистов министерства топлива и энергетики РФ, разведанных запасов угля в России хватит на 400 лет разработки, в то время как запасов нефти и газа – на 30-60 лет [4].

Балансовые запасы угля в России составляют более 200 млрд. т (см. рис. 1.1). Промышленные запасы энергетических углей на действующих предприятиях в России оцениваются в 14,6 млрд. т, из них 6,4 млрд. т (43,8 %) – каменных и 8,2 млрд. т (56,2 %) – бурых. В ресурсах к поставке энергетических углей доля бурых – около 45 % и каменных – 55 %. В России действуют 220 угледобывающих предприятий, в том числе 106 разрезов и 114 шахт, которые входят в состав или представляют самостоятельно 83 акционерных общества, компании, госпредприятия.

Основная часть российских запасов бурого, каменного и коксующегося углей (порядка 81 %) находится на территории Западной и Восточной Сибири, где в настоящее время извлекается 61 % всей общероссийской добычи угля. Значительная часть запасов сосредоточена в крупных месторождениях, характеризующихся благоприятными горно-геологическими и географо-экономическими условиями, что позволяет значительно увеличить добычу угля и в перспективе полностью удовлетворить как внутренние, так и экспортные потребности России.

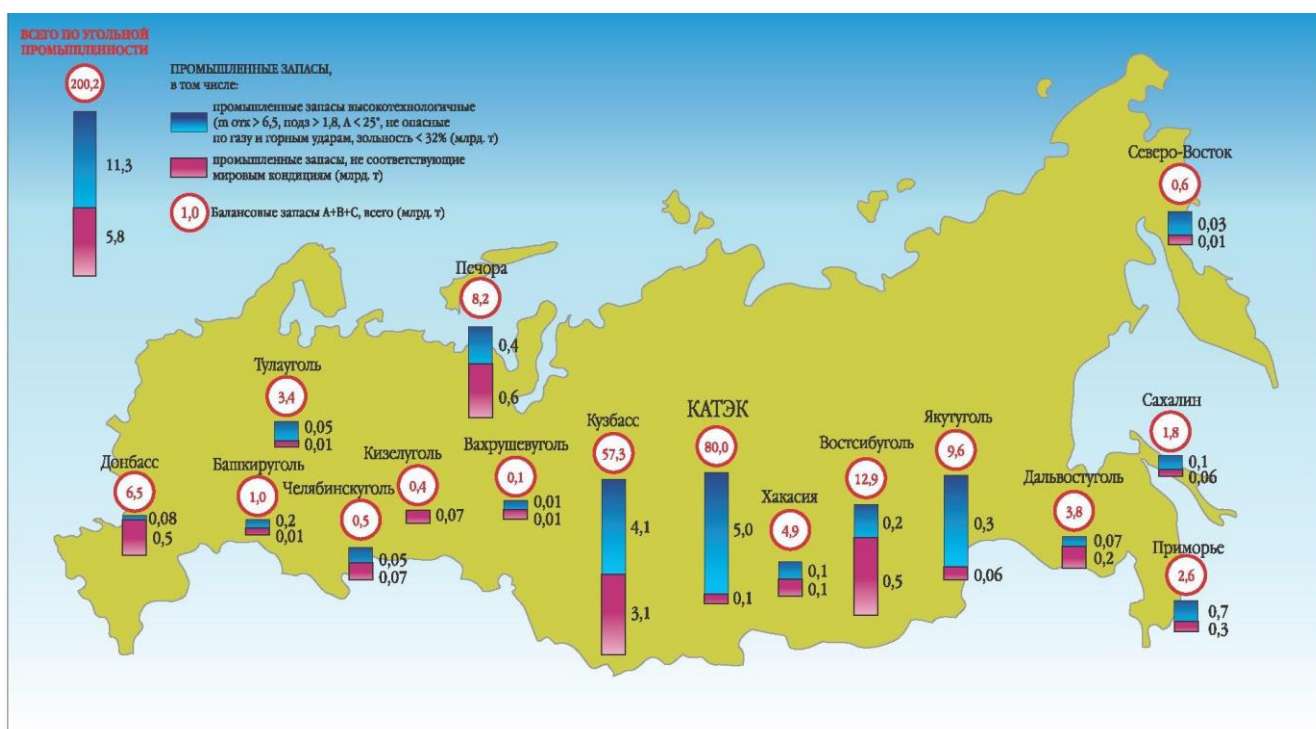


Рисунок 1.1 – Географическое размещение сырьевой базы угля, качество обрабатываемых промышленных запасов угля [5]

Исходя из сложившейся структуры энергетических балансов вышеприведенных регионов, уголь остается основным и наиболее надежным энергоресурсом восточной территории, при этом требуется осуществить радикальное изменение технологии добычи и использования угля на принципиально новой основе: совершенствования способов, средств выемки и транспортировки полезного ископаемого на дальние расстояния, а также широкое

внедрение экологически эффективных технологий использования угля в электроэнергетике. Основные положения энергетической стратегии России на период до 2030 года представлены на рис. 1.2

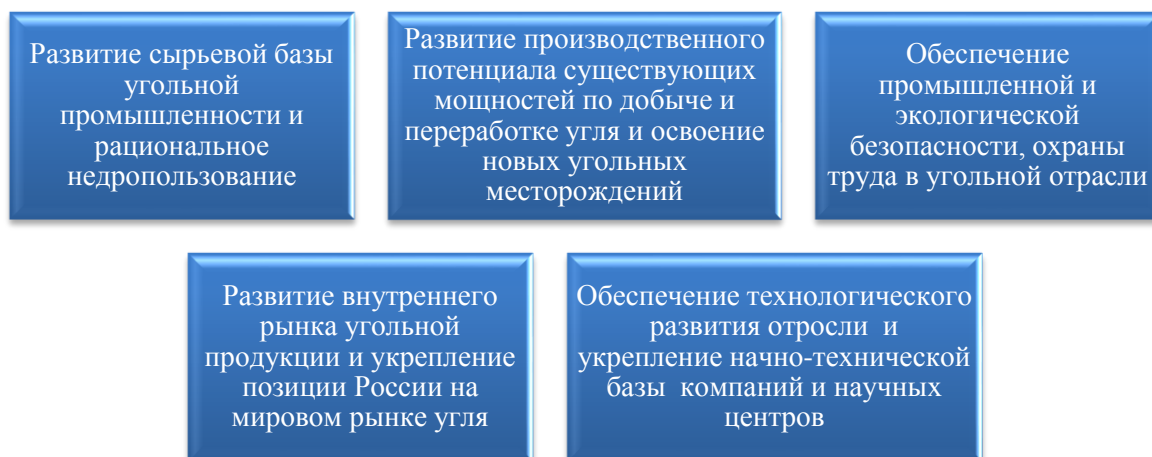


Рисунок 1.2 – Основные положения программы развития угольной промышленности России на период до 2030 года [1]

Вышеизложенное ставит перед угольной промышленностью вопросы по решению задач модернизации предприятий и развитию новых технологий добычи угля, обеспечивающих снижение издержек и повышение эффективности в производстве.

1.2 Характеристика объекта исследования

Восточные регионы России располагают мощным энергетическим потенциалом, включающим в себя многочисленные источники первичной энергии, а также созданные за период существования СССР современные отрасли энергетики, такие, как угольная, нефтеперерабатывающая, газодобывающая электро- и теплоэнергетика. Регионы Восточной Сибири и Дальнего Востока обладают уникальными по объемам запасами энергетических ресурсов – энергетических и коксующихся углей [6].

Россия располагает 30 % мировых запасов угля. Прогнозные ресурсы угля оцениваются в 4,5 трлн. т, балансовые запасы (категории А+В+СО₁) – в более чем 200 млрд. т [7]. В Восточной Сибири и на Дальнем Востоке географически расположено 44 % балансовых запасов угля России, из которых $\frac{3}{4}$ благоприятны для освоения. В настоящее время вовлечено в разработку 10,6 млрд. т балансовых запасов [8].

Наиболее крупным угольным бассейном Восточной Сибири и Дальнего Востока является Канско-Ачинский угольный бассейн (один из крупнейших в мире). Он расположен на территории Красноярского края (80 %) и частично в пределах Кемеровской и Иркутской областей. Вся площадь бассейна в пределах Красноярского края разделяется на 9 геолого-экономических районов: Березовско-Назаровский, Боготольский, Восточно-Ачинский, Гляденско-Сережский, Рыбинский (Бородинский), Абанский (Канский), Саяно-Партизанский, Приенисейский и Балахтинский. Эти геолого-экономические районы объединяют месторождения и угленосные площади со сходными или близкими геолого-экономическими условиями.

Угленосность Канско-Ачинского бассейна связана главным образом с юрскими континентальными отложениями, приуроченными к двум разновозрастным генетическим циклам осадконакопления – нижнеюрскому и среднеюрскому. Нижнеюрский цикл угленакопления приурочен к верхней части разреза – переясловской и макаровской свитам. Как в западной, так и в восточной частях бассейна в отложениях нижнеюрского комплекса содержатся от 2 до 42 угольных пластов, из которых от 1 до 18 имеют рабочую мощность. Суммарная мощность углей колеблется от 1,7 до 27,2 м. Угленосность отложений среднеюрского комплекса связана в основном с бородинской свитой Канской части бассейна и с верхней половиной разреза итатской свиты Чулымо-Енисейской части бассейна. Эта часть разреза угленосной юры характеризуется более высокой угленосностью. Свита содержит от 3 до 35 угольных пластов, большая часть которых (от 2 до 23) имеет рабочую мощность. Суммарная

мощность угольных пластов равна от 4 до 97 м, а коэффициент угленосности составляет от 0,3 до 35 % [9].

Угли бассейна низкозольные и малосернистые с низкими концентрациями токсичных компонентов, являются прекрасным энергетическим топливом, сырьем для химической промышленности, производства жидкого моторного и котельного топлива, получения искусственного горючего газа путем подземной его газификации.

Разведанные запасы углей 81,4 млрд. т, предварительно оценённые — 34,2 млрд. т, из них бурого соответственно 80,1 и 33,9, каменных углей (марок Д и Г) — 1,3 и 0,3. Пригодные для открытой добычи запасы бурых углей: разведанные — 79,2, предварительно оценённые — 32,8 (1984); прогнозные ресурсы углей до глубины 600 м оцениваются в 523 млрд. т (260 млрд. т) [10].

В целом же Канско-Ачинский бассейн – стабильная сырьевая база, способная на протяжении сотни лет обеспечивать годовую добычу не менее 450 млн. т. Однако очень важной является проблема транспортировки угля из разрезов к топкам и батареям будущих энерготехнологических комбинатов и ГРЭС. Объемы перемещаемых масс угля настолько велики, что требуют совершенно новых технологических решений, в частности, использования различных видов транспортеров [11].

В настоящее время в Красноярской части Канско-Ачинского бассейна разрезами разрабатывается 11 угольных месторождений. Добыча угля ведется на трех крупных разрезах: Бородинском, Назаровском, и Березовском. Для местных топливных нужд в пределах Канско-Ачинского бассейна строится 8 разрезов, на 5 из них ведется попутная добыча угля. Обзорная карта Канско-Ачинского угольного месторождения приведена на рис. 1.3.

Березовское месторождение бурых углей является одним из крупных месторождений в Канско-Ачинском бассейне. Оно расположено в Назаровском и Ужурском районах Красноярского края, только небольшая юго-западная часть его (450 км²) расположена в Тяжинском районе Кемеровской области. Общая

площадь месторождения равна 2100 км², таким образом основная его часть в 1650 км² расположена на территории Красноярского края.

Угленосные отложения Березовского месторождения занимают Назаровскую впадину. На севере и северо-западе они ограничиваются палеозойскими образованиями хр. Арга, а на юге и юго-востоке девонскими и карбоновыми отложениями Антроповского вала и отрогами Кузнецкого Алатау [9].

Длина месторождения по выходу пласта Березовский под наносы около 85 км, ширина – 20-25 км, в призамковых частях – до 10-15 км. Условно, с учетом разведанности и характера угленосности, месторождение разделено на 11 участков: Урюпское – западный и восточный, Березовские I, II, III, IV и V, Алтатский, Назаровское – Ачинский, Чулымский и № 11 (рис. 1.4).

К проблемам разработки разреза «Березовский-1» можно отнести неблагоприятные условия эксплуатации блока № 2. При длине блока 2,4 км и конвейерном транспорте угля дальность транспортировки вскрышных пород автосамосвалами во внутренние отвалы составляет 3,2 км. Кроме того, мощность вскрыши на границе блоков № 2 и № 3 в настоящее время составляет 45 м и постоянно увеличивается. Усредненные физико-механические показатели вмещающих пород Березовского месторождения приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1 - Физико-механические свойства пород Березовского месторождения

Наименование пород	Плотность, т/м ³	Угол внутреннего трения, град.	Сцепление, т/м ²
Суглинки	1,92	10	5,0
Переотложенные глины и песчаники	2,0	10	6,0
Надугольные песчано-глинистые породы	2,0	24	5,0
Подугольные породы	2,1	30	18,0
Уголь	1,3	29	5,0
Рыхлые отвальные породы	2,0	9	3,5
Коренные породы в отвалах	1,8	24	2,5

ОБЗОРНАЯ КАРТА КАНСКО-АЧИНСКОГО УГОЛЬНОГО БАСЕЙНА

Масштаб 1:1000000

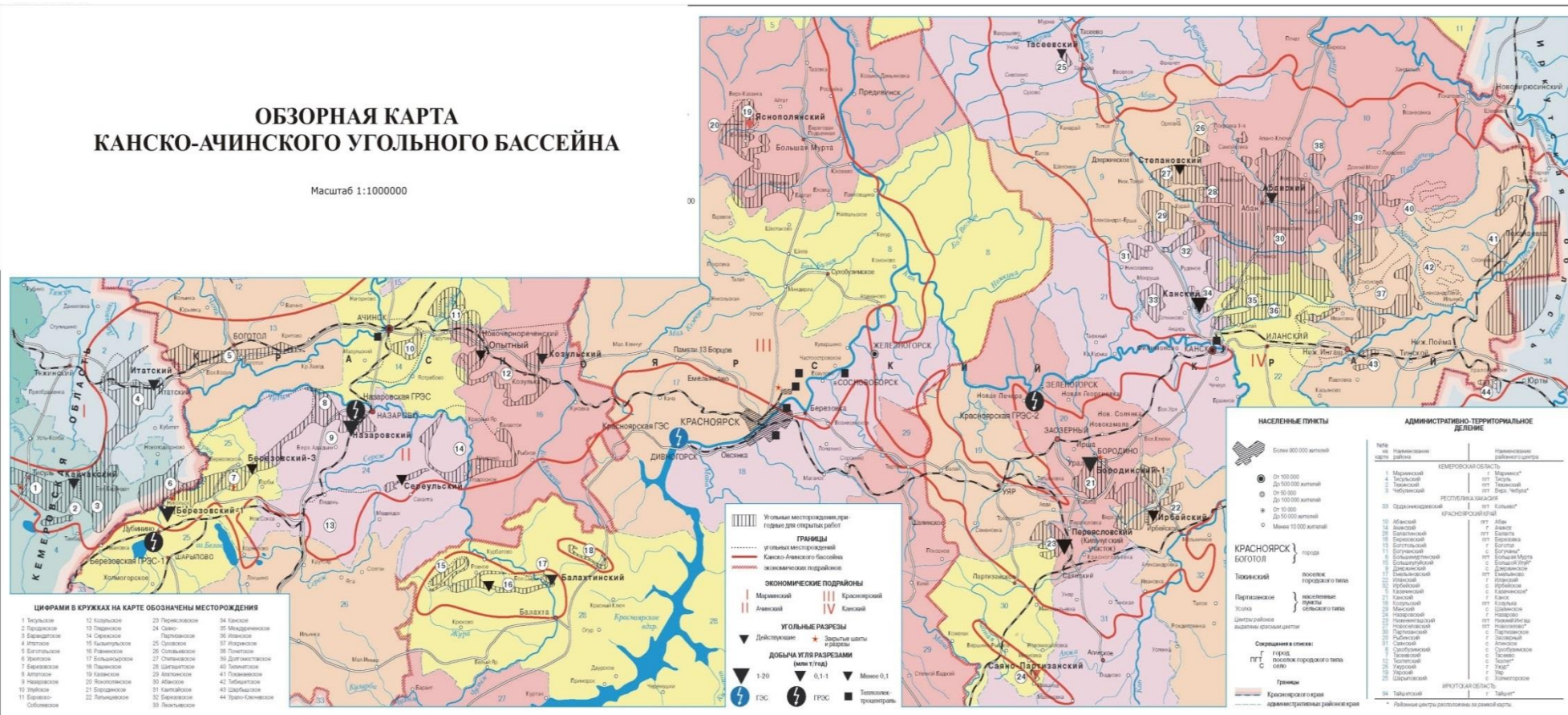


Рисунок 1.3 – Обзорная карта Канско-Ачинского угольного бассейна [12]

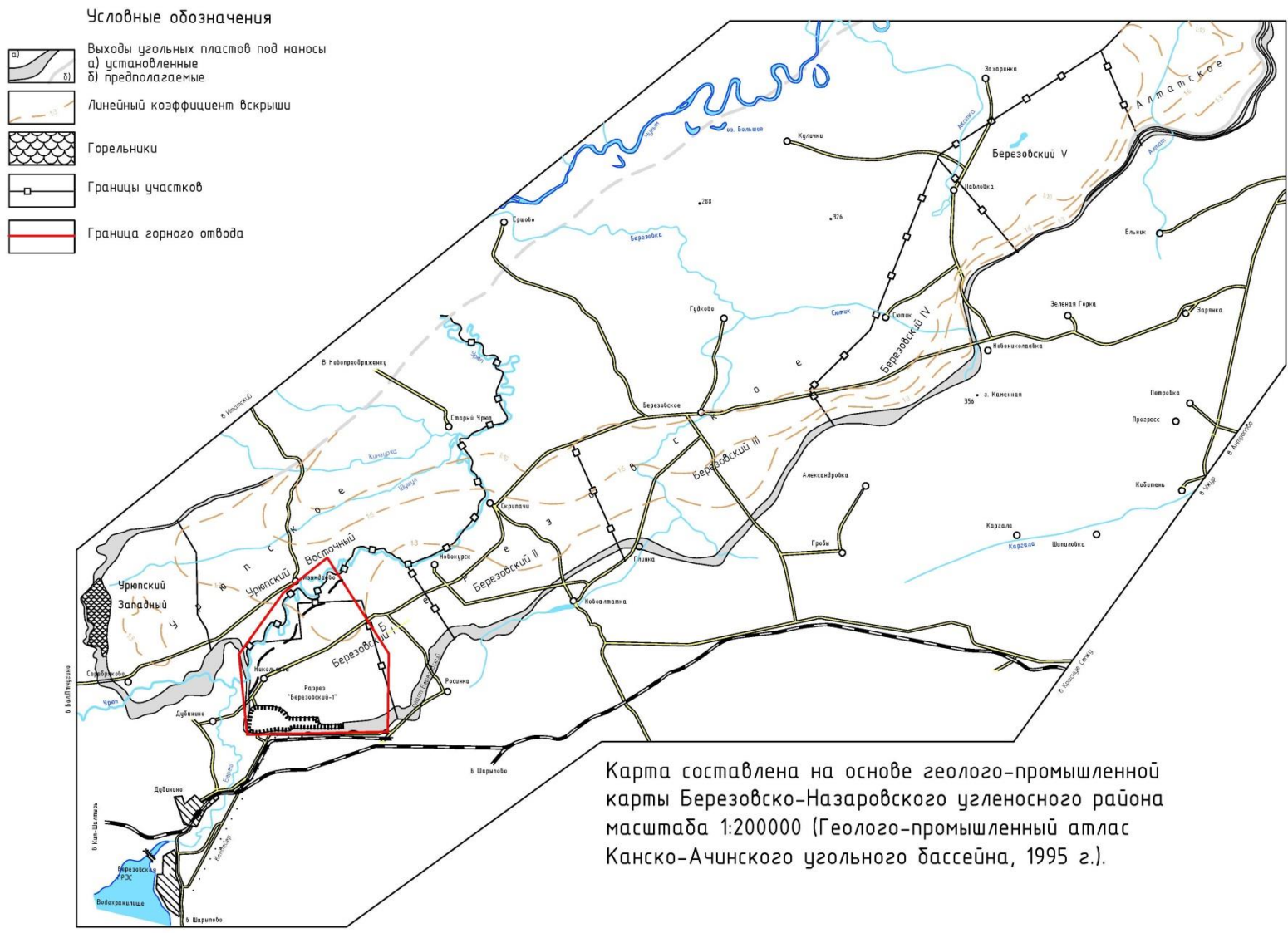


Рисунок 1.4 – Обзорная карта Березовского месторождения

Для повышения эффективности отработки поля разреза необходимо оптимизировать технологические схемы и порядок разработки блоков для обеспечения минимальных текущих коэффициентов вскрыши и дальности транспортирования угля и пород вскрыши.

Основная стратегия по определению оптимальных схем развития горных работ должна заключаться в установлении управляющих факторов, прямо влияющих на выбор системы разработки, определяющее, прежде всего положение фронта работ и, следовательно, эффективность отработки Березовского месторождения.

1.3 Анализ ранее проведенных исследований и применения веерной системы разработки

Предложено довольно много различных классификаций систем разработки месторождений. Наибольшее развитие получили два типа классификаций, за основу которых взято:

- направление подвигания забоев и конфигурация фронта работ (А.П. Зотов [13], С.М. Шорохов [14], А.И. Арсентьев [15], Г.В. Секисов [16], В.В. Ржевский [17, 18, 19] и др.[20, 21]);

- способ производства вскрышных работ, механизация выемки и доставки пород (Е.Ф. Шешко [22, 23], Н.В. Мельников [24], П.Э. Зурков [25] и др.).

Если признать, что система разработки отражает принятые решения по развитию рабочей зоны карьера, типу забоев, направлению их перемещения, взаимосвязи добычных уступов, то наиболее логичным является следующее определение: система разработки – это порядок формирования рабочей зоны карьера в пространстве и времени, характеризующийся соразмерным развитием горных работ на уступах, формой забоев и направлением их подвигания [15].

В вышеприведенной формулировке основным классификационным признаком системы разработки выступает направление развития фронта горных

работ, от которого зависит планомерность вскрышных и добычных работ, следовательно, эффективность отработки месторождения полезных ископаемых.

Фронт работ уступа – часть уступа по длине, подготовленная к производству горных работ. Подготовка фронта работ уступа заключается в создании на уступе рабочей площадки необходимой ширины и в подводе транспортных и энергетических коммуникаций для обеспечения работы горного и транспортного оборудования [26].

Применение параллельного подвигания фронта горных работ при разработке пологопадающих угольных месторождений с использованием конвейерного транспорта сопровождается систематическими работами по наращиванию става магистральных конвейеров, приводящие к остановке всех конвейерных линий, находящихся в технологической связи. Указанный способ характеризуется высокой трудоёмкостью работ по наращиванию става магистральных конвейеров, снижающий эффективность технологии непрерывного действия [27].

Ликвидация технических мероприятий по наращиванию ставов наклонных магистральных конвейерных линий представляется возможной только при веерном подвигании фронта горных работ [28, 29, 30].

Таким образом, перечисленные характеристики фронта работ, а также варианты направления его перемещения служат основанием для правильного выбора системы разработки и параметров её элементов, вскрытия и применения схем комплексов механизации в целях повышения эффективности горных работ.

Научное обоснование технологии открытых горных работ с использованием веерного перемещения фронта, отражено в работах таких ученых, как Н.В. Мельников, В.В. Ржевский, М.Г. Новожилов, М.С. Эскин, В.С. Хохряков, Г.Д. Пчелкин, П.И. Томаков, И.К. Наумов, В.П. Шорохов и др.

Однако теоретическая часть этого вопроса разработана недостаточно и на отечественных угольных разрезах веерное перемещение фронта горных работ не нашло применения.

В странах мира имеются угледобывающие предприятия, на которых успешно применяется веерное подвигание фронта работ или комбинация применения параллельного и веерного способов [31].

Так, на отработанном в период с 1958 по 1990 г. угольном разрезе Меуро в Германии [32] было применено веерное подвигание фронта горных работ с несколькими пунктами поворота. За указанный период было извлечено 330 млн. тонн угля и уложено в отвалы 1,84 млрд. м³ вскрышных пород. Площадь отчуждаемых земель составила 3583 Га. Схема развития фронта горных работ представлена на рис. 1.5.

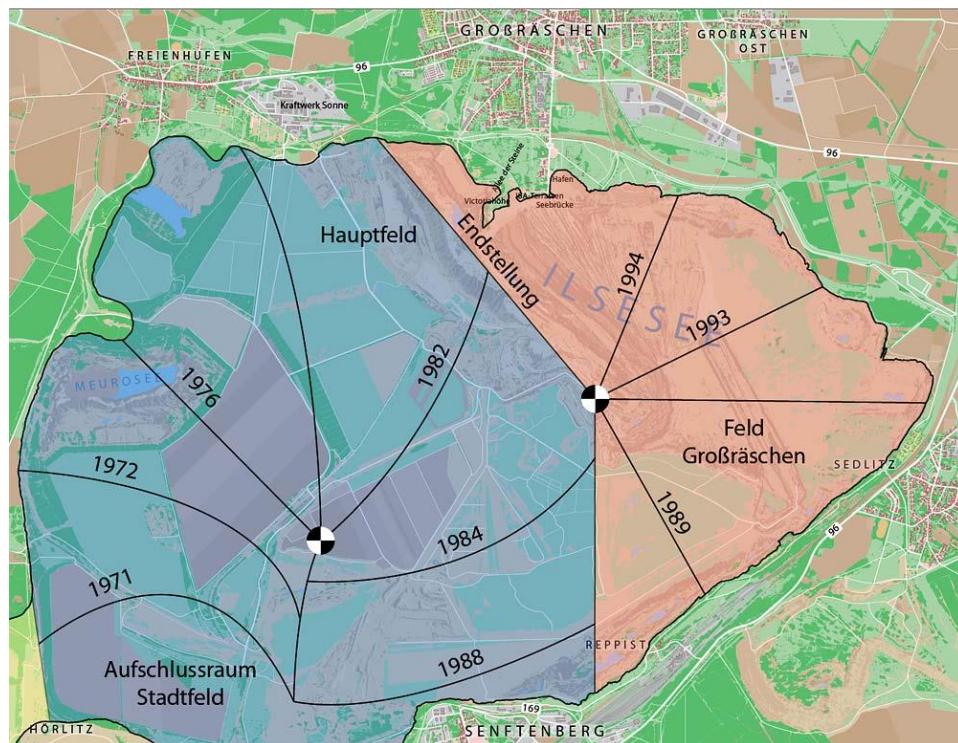


Рисунок 1.5 – Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Меуро (Германия)

Веерное подвигание фронта горных работ с несколькими поворотными пунктами находило применение и на отработанном угольном разрезе Espenhain (Германия) [33]. За период работы карьера (1937-1994) было отработано 565 млн. т. Принципиальная схема развития фронта горных работ представлена на рис 1.6.

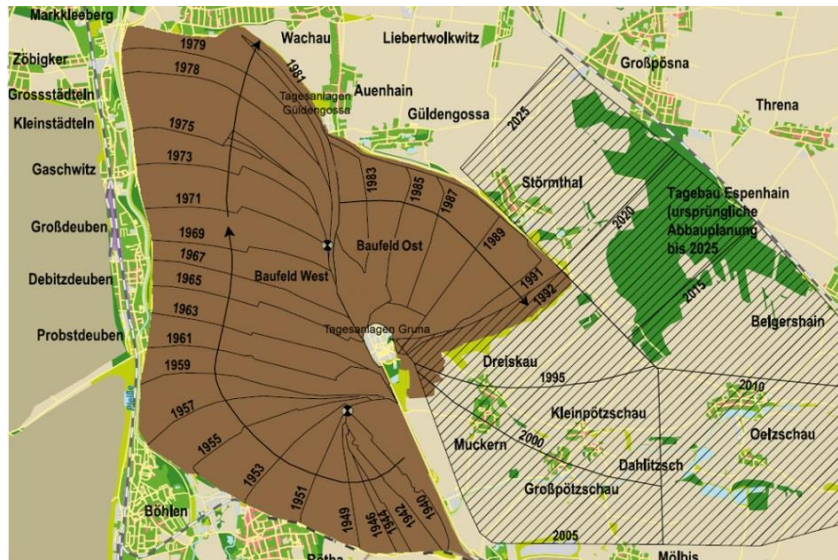


Рисунок 1.6 – Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Espernhain (Германия)

Схема перемещения конвейерных линий на разрезе Espernhain представлена на рис. 1.7 [34].

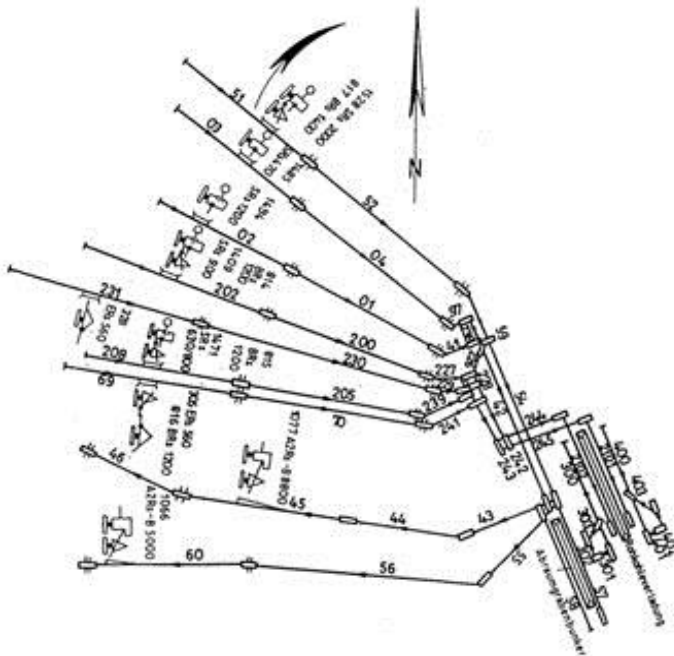


Рисунок 1.7 – Схема перемещения конвейерных линий на разрезе Espernhain (Германия)

В Сербском бурогольном бассейне Колубара [35] на разрезе Радльево (2012-2038 гг.) с средней производственной мощностью 9 млн. тонн/год

применено комбинированное параллельно–веерное развитие линии фронта горных работ. Планируется использование веерного подвигания с несколькими поворотными пунктами в течение 20 лет (рис. 1.8).

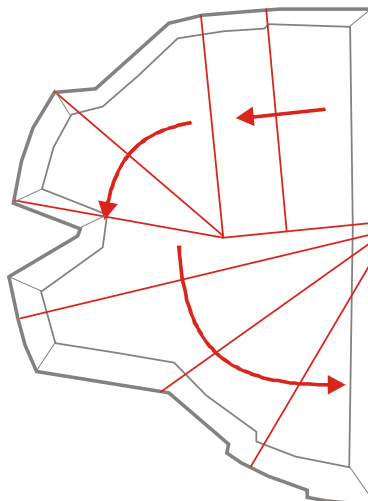


Рисунок 1.8 – Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Радльево (Сербия)

На отработываемом (1972-2040 гг.) разрезе Вельцов-Зюд в Лузатском бурогольном бассейне (Германия) так же применяется комбинированное подвигание линии фронта горных работ [36]. С учетом, что веерное развитие фронта применяется свыше 20 лет. Производственная мощность предприятия по углю составляет 20-24 млн. т/год, объем вскрышных работ – 140-150 млн. м³/год. Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Вельцов-Зюд представлена на рис. 1.9.

На отработанном в период с 1944 по 1963 гг. угольном разрезе Нимч в Лузатском бурогольном бассейне (Германия) было применено веерное подвигание фронта работ с несколькими пунктами поворота. В указанный период производственная мощность составляла 10-12 млн. тонн угля в год с объемом вскрыши 25-30 млн. м³/год. На схеме (рис.1.10) представлено веерное подвигание фронта работ на разрезе Нимч с несколькими поворотными пунктами [31].

Отработка буроугольного разреза Mine-II, в бассейне Нейвели (Южная Индия) применяется с использованием комбинированного (параллельно-веерного) развития фронта горных работ с объемами добычи угля 10-15 млн. т/год и перемещения вскрыши 60-100 млн. м³/год. Веерная система разработки месторождения используется с 2000 по 2035 г. Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Mine-II, Южная Индия представлена на рисунке 1.11.

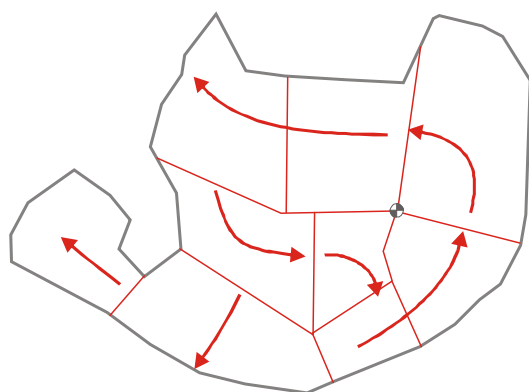


Рисунок 1.9 – Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Вельцов-Зюд (Германия)



Рисунок 1.10 – Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Нимч (Германия)

В Европе на самом крупном угольном разрезе Хамбах (Германия) [37] в Рейнском бассейне в период с 1978 по 2040 гг. так же предусмотрено применение параллельно-веерного перемещения линии фронта горных работ. Добыча угля составляет 40 млн. т/год, объем вскрышных работ 200 млн. м³/год. Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Хамбах, Германия представлена на рисунке 1.12.

Реализация веерной системы разработки с несколькими поворотными пунктами находило применение и на отработанном угольном разрезе Цвенкау (Германия) в среднегерманском буроугольном бассейне (1921-1998 гг.). Добыча полезного ископаемого достигала 6-15 млн. т./год. Объем вскрыши составлял 15-20 млн. м³ /год [38]. Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Цвенкау представлена на рисунке 1.13.

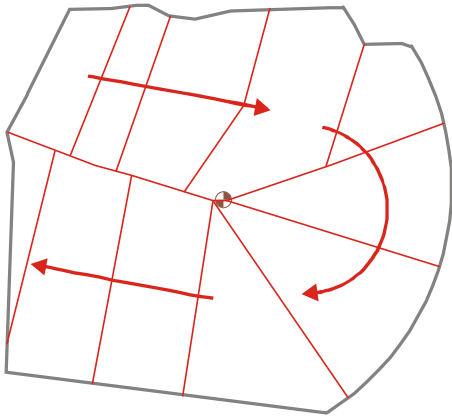


Рисунок 1.11 – Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Mine-II (Южная Индия)

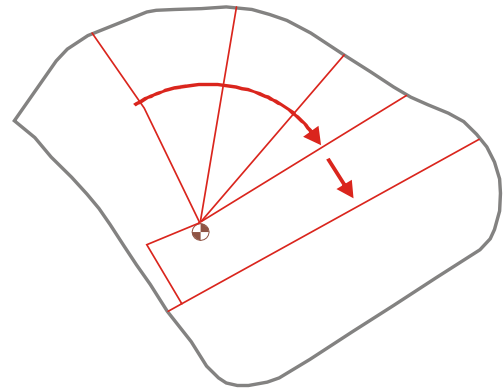


Рисунок 1.12 – Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Хамбах (Германия)

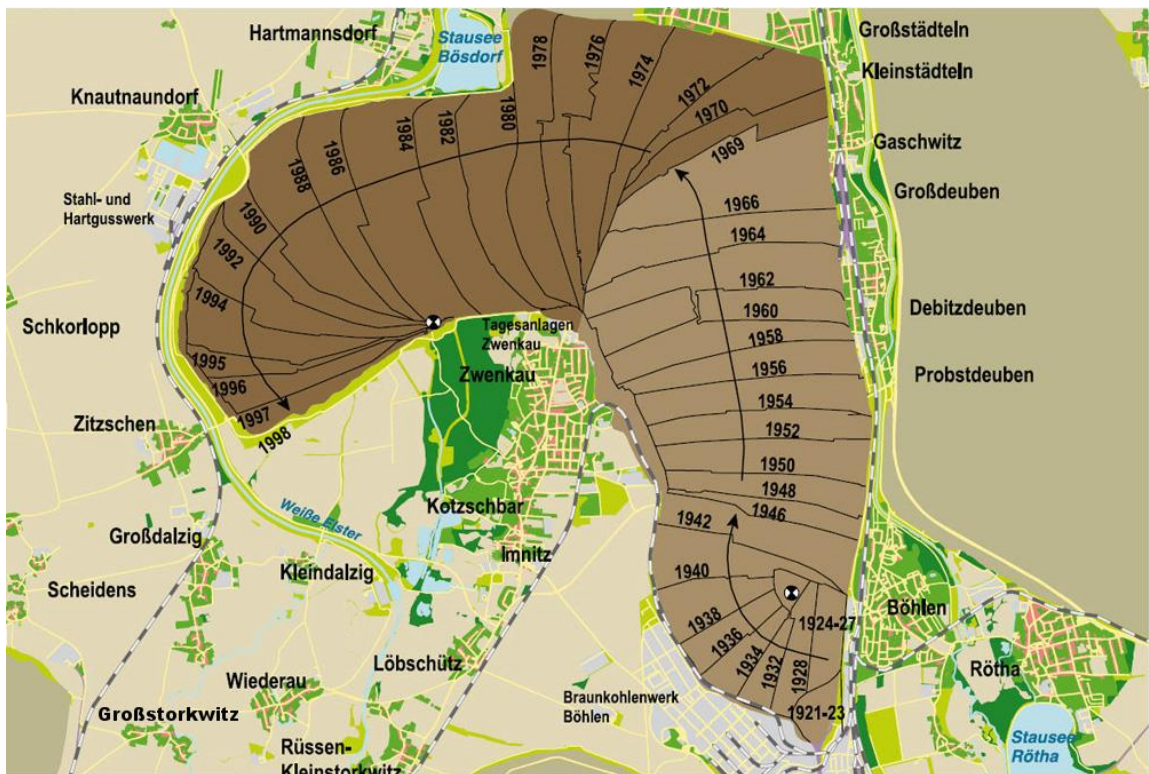


Рисунок 1.13 – Принципиальная схема развития фронта горных работ на разрезе Цвенкау (Германия)

В Польше на Белхатовском угольном разрезе конечную часть карьерного поля отрабатывают с применением верного подвигания фронта горных работ.

Открытую разработку бурого угля в районе города Белхатов осуществляет одноименная польская компания «Белхатов», основанная 17 января 1975. Добыча осуществляется на трех участках (польск. „Kamieńsk”, „Bełchatów” и „Szczerców”). Месторождение «Bełchatów» с общими запасами в 2 млрд. тонн предполагается использовать до 2038 года. Принципиальная схема подвигания фронта работ на разрезе представлена на рисунке 1.14.

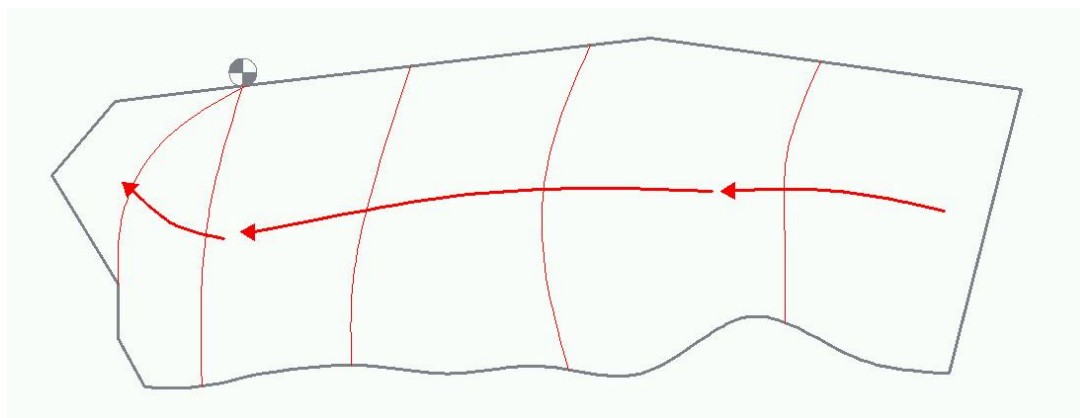


Рисунок 1.14 – Принципиальная схема подвигания фронта работ на разрезе Белхатовский (Польша)

На карьере по добыче бурого угля Гарцвайлер в Германии давно применяется веерное подвигание фронта горных работ. Принципиальная схема подвигания фронта работ на разрезе представлена на рисунке 1.15.

В проекте у предприятия продолжить разработку карьера Гарцвайлер II так же с применением веерного подвигания фронта горных работ с 2025 года до завершения отработки месторождения в 2044 году, что доказывает ее актуальность, ссылаясь на проектный чертеж схемы подвигания фронта работ (рис. 1.16).

Как видно из вышеприведенных схем, на угольных разрезах применяется комбинированное (параллельно-веерное) перемещение фронта работ с одним или несколькими поворотными пунктами.

В практике открытых работ при округлых очертаниях и форме карьерного поля, близкой к треугольной, отдается предпочтение веерному перемещению

фронта, для полноты отработки залежи неправильной конфигурации практикуют перемещение поворотного пункта или в процессе эксплуатации карьера изменяют способ перемещения фронта.

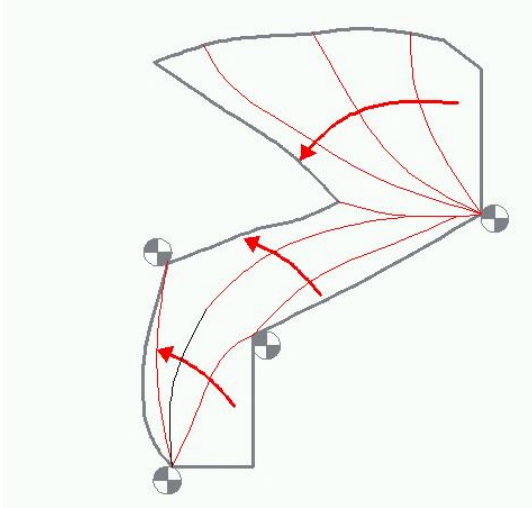


Рисунок 1.15 – Принципиальная схема подвигания фронта работ на разрезе Гарцвайлер

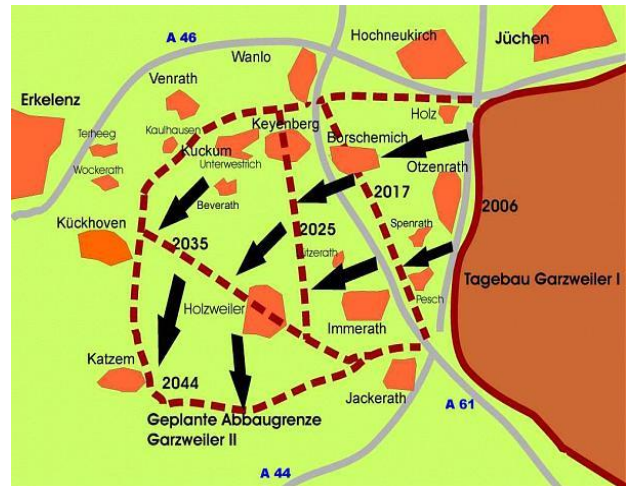


Рисунок 1.16 – Принципиальная схема подвигания фронта работ на разрезе Гарцвайлер II

При значительной величине производственной мощности разрезов, на которых основной является поточная технология, как правило, требуется иметь аналогичной мощности стационарный погрузочно–транспортный комплекс, который требует обеспечения непрерывности производственного процесса и место размещения которого должно обеспечивать минимальные расстояния транспортировки полезного ископаемого. Веерная система разработки удовлетворяет вышеприведенные требования.

Веерное перемещение фронта горных работ находит отражение в работе Новожилова М.Г., Эскина В.С., Корсуновского Г.Я. [39]. Представленные ими возможные способы образования веера при работе экскаваторов в торцовом забое показаны на рис. 1.17.

При первом и втором способах образования веера схема экскавации и разработка вскрышных пород на определенном участке аналогична схеме с

параллельным перемещением фронта. Оставшаяся небольшая часть фронта обрабатывается заходкой переменной ширины.

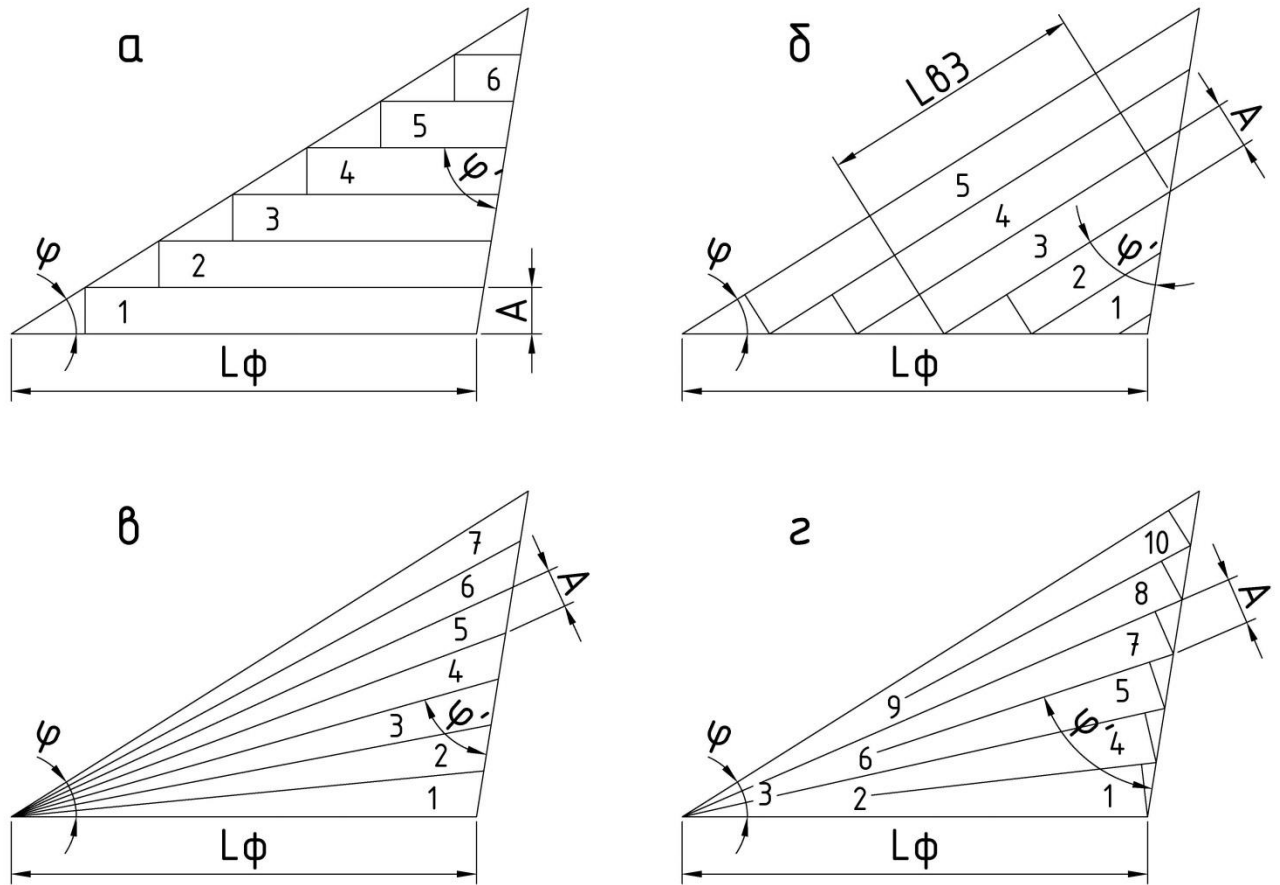


Рисунок 1.17 – Схема образования воера при работе экскаваторов в торцовом забое: а, б, в, г – соответственно 1, 2, 3 и 4-й способы образования воера; 1, 2, 3,... – последовательность отработки заходок

Длина вскрышного фронта работ первой заходки $L_{в1}$ при первом способе образовании воера равна длине L_{ϕ} разрезной траншеи на начало вскрышного сезона, длина i -й вскрышной заходки определяется авторами по формуле:

$$L_{вi} = L_{в1} - (i-1) \cdot A \cdot (\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\varphi'), \text{ м}, \quad (1.1)$$

$$\text{при } i \leq \frac{L}{A \cdot (\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\varphi')},$$

где A – максимальная ширина вскрышной заходки, м; φ – угол разового поворота фронта работ, град.; φ' – угол сопряжения границы карьерного поля и фронта работ, град.; i – порядковый номер заходки, отрабатываемый с начала года.

Длина i -й вскрышной заходки при втором способе образования веера:

$$L_{Vi} = i \cdot A \cdot (\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\varphi'), \text{ м}, \quad (1.2)$$

$$\text{при } i \leq \frac{L_{\varphi} \cdot \sin\varphi}{A}.$$

Использование первого и второго способа образования веера приводит к искривлению фронта горных работ. Это вызывает затруднения в случае применения конвейеров на передовых уступах, так как при этом необходимо или иметь некоторое опережение передовых уступов по отношению к основному, или применять конвейеры, позволяющие работать на криволинейном фронте.

Для третьего способа образования веера характерно то, что ширина экскаваторной заходки по всей длине фронта горных работ изменяется от минимального значения (у поворотного пункта) до максимального (в торце карьера). Основной недостаток способа – переменная ширина экскаваторной заходки.

Четвертый способ образования веера характеризуется тем, что экскаватор в течение вскрышного сезона отрабатывает блоки переменной ширины – длина последующих блоков равна половине длины предыдущих. Достоинство способа состоит в том, что вскрышной экскаватор работает при большей средней ширине заходки, по сравнению с третьим способом образования веера; его недостаток – искривление фронта горных работ и некоторое число холостых перегонов добычного оборудования.

В представленной работе Шорохова В.П. [30] развитие линии фронта горных работ аналогично вышеприведенной технологической схеме (рис. 1.17 в), то есть, перемещение линии фронта горных работ по мере отработки месторождения осуществляется с фиксированной точкой.

Данная особенность веерного подвигания фронта горных работ иллюстрирована на рис. 1.18 в виде простых геометрических построений. Увеличение ширины рабочей площадки происходит до угла поворота фронта горных работ равной 45° и составляет расстояние равное диагонали между точками поворота выше и ниже лежащих уступов. В интервале угла поворота от 45° до 90° происходит снижение ширины рабочей площадки до первоначального значения. График изменения ширины рабочей площадки при повороте фронта от 0 до 90° представлен на рис. 1.19.

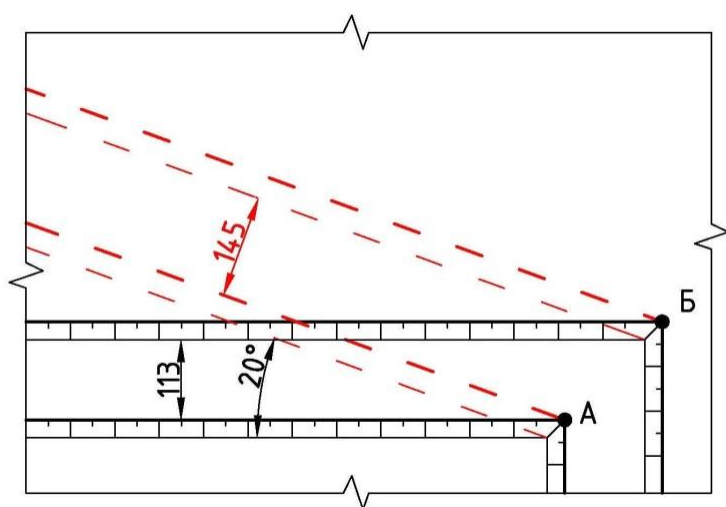


Рисунок 1.18 – Изменение ширины условной рабочей площадки при повороте фронта работ на 20°

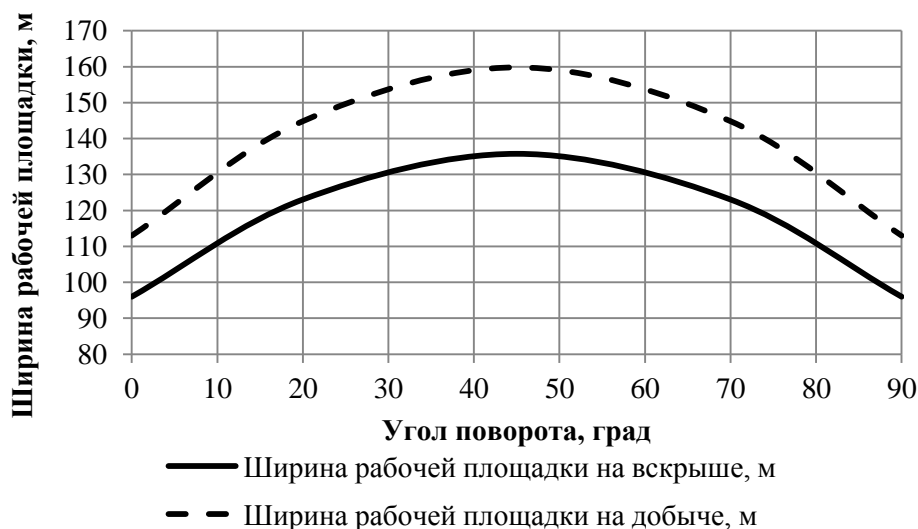


Рисунок 1.19 – График зависимости ширины рабочих площадок на вскрышных и добычных уступах от угла поворота фронта горных работ [31]

По мере развития фронта горных работ в плане при веерной системе разработки происходит изменение ширины рабочей площадки уступа, данный фактор усложняет процесс выемки полезного ископаемого, а именно усложняет планирование горных работ и размещение горнотранспортного оборудования на уступе.

Решение данной задачи в теории и практики горного дела выявить не удалось в силу малой популярности схем веерного развития горных работ. Необходим анализ изменения условий формирования рабочих горизонтов, а также мероприятий по устранению избыточной или недостающей длины забойного конвейера в зависимости от угла поворота фронта работ и забойных конвейеров.

1.4 Цель и задачи исследований

На основании выполненного обзора ранее проведенных исследований можно отметить, что практика проектирования и эксплуатации пологопадающих угольных месторождений за рубежом сопровождается повсеместным использованием веерной системы. Веерная система разработки имеет ряд технологических преимуществ, позволяющих обеспечить постоянную длину магистральных и забойных транспортных коммуникаций при полной отработке поля разреза.

Научное обоснование технологии открытых горных работ с использованием веерного перемещения фронта, отражено в работах отечественных ученых [19, 18, 31, 39, 40, 41 и др.]. Однако теоретическая часть этого вопроса разработана недостаточно и предложенные способы образования веера характеризуются искривлением фронта горных работ изменением ширины рабочих площадок уступа при развитии горных работ в плане, а различная ширина экскаваторных заходов в выемочном блоке, в свою очередь, требует исследования изменения производительности выемочно-погрузочного оборудования и создание специальных технологических решений по регулированию ширины

экскаваторной заходки. Таким образом, возникает задача разработки технологических решений, которые позволяют эффективно вести горные работы на пологопадающих угольных месторождениях при веерной системе разработки.

Целью настоящих исследований является обоснование технологии и параметров веерной системы, обеспечивающих снижение затрат на горнотранспортные работы и повышение эффективности разработки пологопадающих угольных месторождений.

Основные задачи исследования.

1 Установление особенностей и закономерностей изменения положения фронта горных работ для обеспечения постоянной ширины рабочей площадки уступа при разработке угольных месторождений по веерной системе.

2 Исследование динамики производительности выемочно-погрузочного оборудования при отработке КЭБ.

3 Разработка и обоснование технологических схем выемки и параметров КЭБ при веерной системе.

4 Исследование направлений грузопотока автотранспорта при отработке КЭБ для минимизации грузооборота.

2 ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗВИТИЯ ФРОНТА ГОРНЫХ РАБОТ НА ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

Главная цель открытых горных работ – добыча из недр полезных ископаемых с одновременной выемкой большого объема покрывающих и вмещающих залежи вскрышных пород – достигается при четкой и высокоэкономичной организации ведущего и наиболее дорогого процесса открытых горных работ – перемещение горной массы из забоев в пункты приема на складах и отвалах. Эффективность процесса перемещения достигается организацией устойчиво действующих грузопотоков полезных ископаемых и вскрышных пород, применительно к которым решаются вопросы вскрытия рабочих горизонтов карьерного поля, а также мощностей используемых транспортных средств [19].

При разработке открытым способом пологопадающих пластов крупных по запасам и площадям угольных месторождений с применением поточной технологии на основе роторных выемочно-погрузочных комплексов (экскаваторов) существенное влияние на эффективность добычи угля оказывает выбор направления перемещения (развитие) фронта горных работ в карьере [42].

Перспективной является разработка пологопадающих угольных месторождений при использовании веерного перемещения фронта горных работ, причем к достоинствам данного способа подвигания можно отнести исключение необходимости постоянного наращивания транспортных коммуникаций, стабилизация расстояния транспортировки полезного ископаемого. А стационарный поворотный пункт транспортных коммуникаций позволяет благоприятно планировать расположение промышленных сооружений [43].

Условиями, определяющими возможность реализации веерного подвигания фронта горных работ, являются:

- формирование единого поворотного пункта в месте перегрузки угля с забойных на магистральные транспортные коммуникации;
- клиновидная форма выемочных блоков (добычных, вскрышных);
- параллельность оси забойных транспортных коммуникаций линии фронта горных работ с условием применения поточной технологии.

Веерное перемещение фронта работ чаще применяют при работе многоковшевых экскаваторов и транспортно-отвальных мостов, когда на рабочих площадках имеется несколько конвейерных линий, либо железнодорожных путей, перенос которых на криволинейных участках при параллельном подвигании фронта сложен и трудоемок. Наличие постоянного пункта примыкания путей при веерном способе позволяет удобно располагать промышленные сооружения: тяговую подстанцию, центральный водосборник.

Так же веерная система разработки может быть реализована посредством циклической технологии, то есть, применение одноковшовых экскаваторов в комплексе с автотранспортом.

В качестве объекта исследования веерной системы разработки был принят угольный разрез «Березовский-1», где на добычных работах применяется поточная технология выемки, а на вскрышных – циклическая.

2.1 Развитие фронта горных работ на пологопадающих угольных месторождениях при веерной системе разработки

Веерные системы разработки эффективны при треугольной или округлой конфигурации карьерного поля, позволяющей располагать постоянный поворотный пункт в одном из торцов карьера, при этом протяженность фронта остается неизменной. Постоянное положение поворотного пункта исключает необходимость систематического выполнения весьма трудоемких работ по переносу криволинейных участков конвейерных линий, ведет к сокращению расстояния транспортировки, а иногда и к уменьшению объема горно-капитальных работ.

Для строящегося предприятия поворотный пункт фронта работ должен быть в составе промплощадки, место положения которой обеспечивает минимальное расстояние транспортирования полезного ископаемого, а для условий действующего предприятия – это место перегрузки с забойных на магистральные конвейера, что обеспечивает постоянство расстояния транспортировки угля [31].

При формировании единого поворотного пункта в месте перегрузки угля с конвейера ленточного забойного (КЛЗ) на конвейер ленточный магистральный (КЛМ) поворот добычных и вскрышных уступов будет связан с изменением ширины рабочих площадок по всему фронту ведения горных работ.

Для решения данной задачи необходимым условием является параллельность оси забойного конвейера к линии фронта горных работ. Параллельность достигается корректировкой линии фронта горных работ относительно движения линий забойных транспортных коммуникаций. Это предопределило необходимость разработки математической модели изменения линии фронта горных работ при отработке месторождения.

Разработка математической модели определяет построение плана горных работ в декартовой системе, где за начало координат принят перегрузочный пункт между забойными и магистральными транспортными коммуникациями.

Разберем простой пример уравнения движения линии фронта в декартовой системе при параллельной отработке месторождения (рис. 2.1), где A_i и B_i точки начала и конца линии фронта горных работ.

Уравнение изменения линии фронта работ в декартовой системе будет иметь вид:

$$y_i = B_{\max} \cdot i, \quad (2.1)$$

где B_{\max} – максимальная ширина экскаваторной заходки, м; i – порядковый номер выемочного блока, ед.

Из уравнения (2.1) можно сделать вывод, что линия фронта горных работ смещается параллельно оси x на расстояние максимальной ширины экскаваторной заходки.

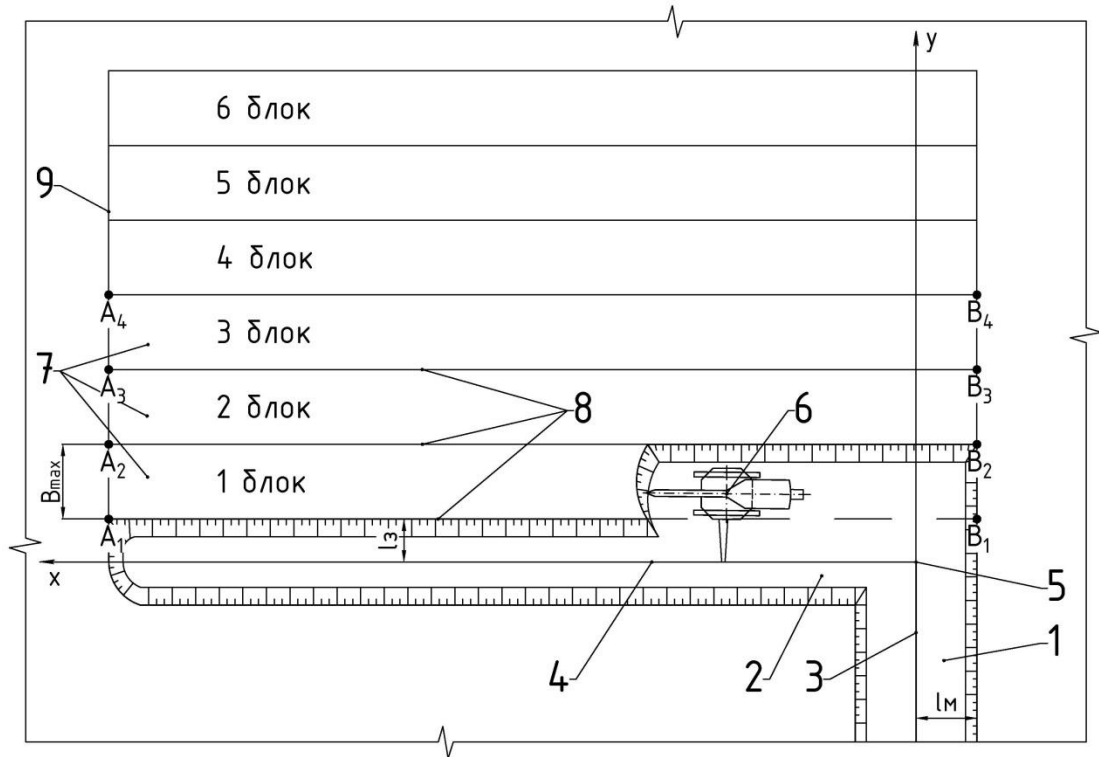


Рисунок 2.1 – Схема ведения добычных работ при параллельном подвигании фронта:

1 – капитальная траншея; 2 – разрезная траншея; 3 – магистральные транспортные коммуникации; 4 – забойные транспортные коммуникации; 5 – перегрузочный пункт; 6 – выемочно-погрузочный комплекс; 7 – выемочные блоки; 8 – линии фронта горных работ; 9 – граница контура разреза; l_3 – безопасное расстояние от забойных транспортных коммуникаций до верхней бровки добычного уступа, м; l_M – безопасное расстояние от магистральные транспортных коммуникаций до верхней бровки добычного уступа, м

При веерной системе разработки (рис. 2.2) с учетом угла поворота фронта (α_ϕ) координаты точки (A_i) начала линии фронта горных работ определяются из следующих уравнений:

$$A_{i(x)} = L_{\text{тк}} \cdot \cos \alpha_{\phi i}; \quad (2.2)$$

$$A_{i(y)} = L_{\text{тк}} \cdot \sin \alpha_{\phi i}, \quad (2.3)$$

где $L_{\text{тк}}$ – длина забойных транспортных коммуникаций, м; α_ϕ – угол поворота фронта горных работ, град.

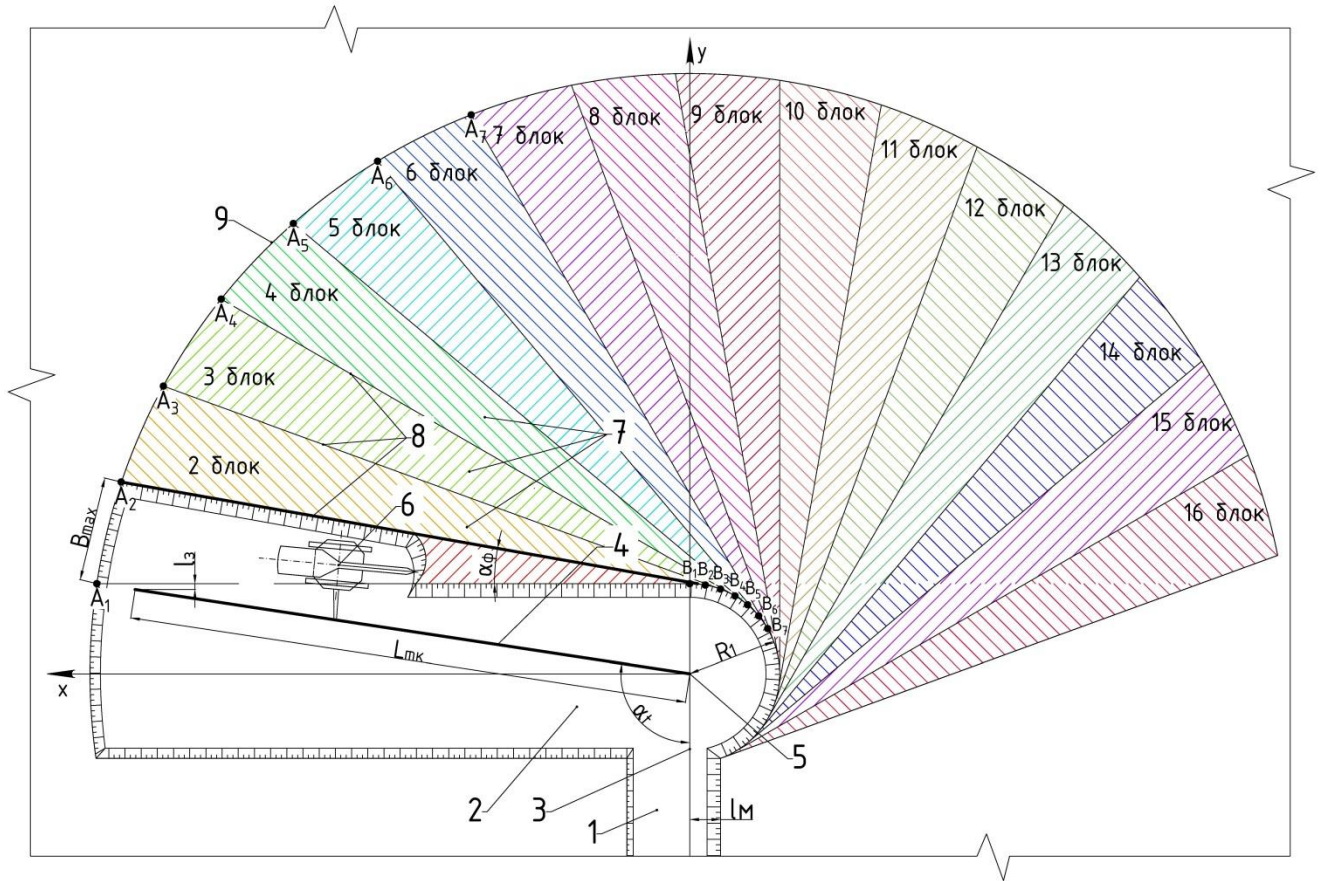


Рисунок 2.2 – Схема ведения добычных работ при веерной системе разработки:

1 – капитальная траншея; 2 – разрезная траншея; 3 – ось магистральных транспортных коммуникаций; 4 – ось забойных транспортных коммуникаций; 5 – стационарный поворотный пункт; 6 – роторный комплекс; 7 – КЭБ; 8 – линия фронта горных работ; 9 – граница контура разреза

Координаты конечной точки (B_i) линии фронта горных работ определяются из следующих зависимостей:

$$B_{i(x)} = \frac{K_{AiBi}^2 \cdot x_{Ai} - y_{Ai} \cdot K_{AiBi}}{K_{AiBi}^2 + 1}; \quad (2.4)$$

$$B_{i(y)} = K_{AiBi} \cdot (x_{Bi} - x_{Ai}) + y_{Ai}, \quad (2.5)$$

где K_{AiBi} – угловой коэффициент линии фронта горных работ.

$$K_{AiBi} = \operatorname{tg}(\alpha_{\phi} \cdot (i-1)). \quad (2.6)$$

Из вышеприведённых зависимостей уравнение перемещения линии фронта горных работ ($A_i; B_i$) по мере отработки карьерного поля в декартовой системе координат будет выглядеть следующим образом [44]:

$$y_{AiBi} = \pm \operatorname{tg}[\alpha_{\phi} \cdot (i-1)] \cdot (x - x_{Ai}) + y_{Ai}, \quad (2.7)$$

если $\alpha_{\phi i} = \frac{\pi}{2}$, $x = 0$.

Положительный знак в представленной зависимости (2.7) характеризует изменение линии фронта горных работ в технологической схеме отработки месторождения с размещением транспортных коммуникаций на нижней площадке (рис. 2.2), отрицательный знак – размещение транспортных коммуникаций на верхней площадке (рис. 2.3).

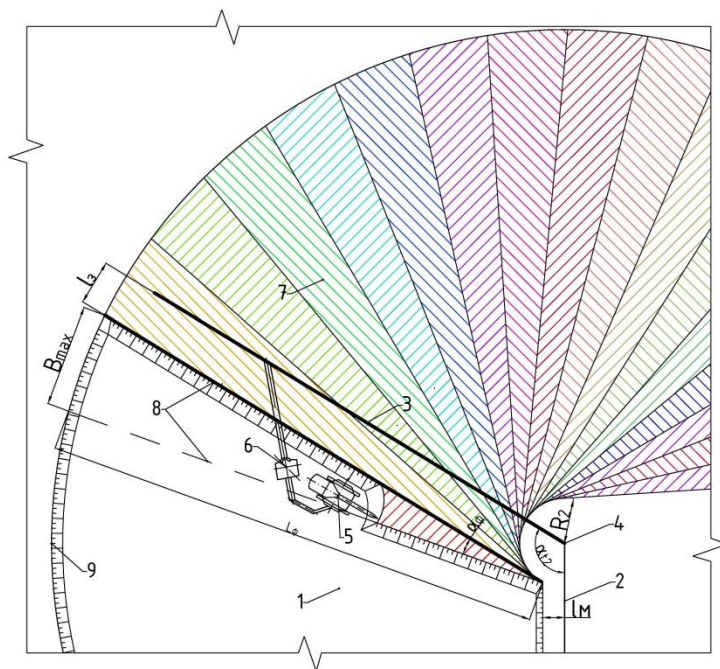


Рисунок 2.3 – Принципиальная схема ведения добычных работ при веерной системе разработки: 1 – выработанное пространство; 2 – ось магистральных транспортных коммуникаций; 3 – ось забойных транспортных коммуникаций; 4 – стационарный поворотный пункт транспортных коммуникаций; 5 – роторный комплекс; 6 – межступенный перегружатель; 7 – КЭБ; 8 – линии фронта горных работ на каждом горизонте; 9 – граница контура разреза

Расстояние (R_1) от поворотного пункта до границы КЭБ, при расположении забойных транспортных коммуникаций на нижнем уступе определяется из следующей зависимости [45], м:

$$R_1 = B_{\max} + l_3, \quad (2.8)$$

где l_3 – безопасное расстояние от забойных транспортных коммуникаций до верхней бровки добычного уступа, м.

Расстояние (R_2) от поворотного пункта до границы КЭБ, при расположении транспортных коммуникаций на верхнем уступе определяется из следующей зависимости [46], м:

$$R_2 = \sqrt{(l_m^2 + l_3^2)}, \quad (2.9)$$

где l_m – безопасное расстояние от магистральных транспортных коммуникаций до верхней бровки добычного уступа, м.

Таким образом, обработка пологопадающих угольных месторождений при использовании веерной системы определяет смещение линии фронта горных работ (с учетом математической зависимости (2.7)) по касательной к окружности с радиусами R_1 или R_2 , центром которой является стационарный поворотный пункт между забойными и магистральными транспортными коммуникациями. При разработке месторождений по веерной системе необходимо стремиться к уменьшению показателей R_1 и R_2 , которые влияют на длину фронта горных работ и соответственно площадь выемочных блоков, а так же соблюдать равенство угла поворота оси забойных конвейерных линий углу поворота линии фронта горных работ.

Перемещение фронта работ по вееру предполагает обработку выемочных блоков переменной ширины в форме близкую к треугольнику – клиновидно эксплуатационные блоки (КЭБ), площадь которых определяется из следующей зависимости, m^2 :

$$S = 0,5 \cdot \left[L_\phi^2 \cdot \sin \alpha_\phi + \left(\frac{\pi \cdot \alpha_\phi}{180} - \sin \alpha_\phi \right) \cdot (R^2 - R_{1,(2)}^2) \right], \quad (2.10)$$

где L_ϕ – длина фронта горных работ, м; R – расстояние от стационарного поворотного пункта транспортных коммуникаций до границы контура разреза, м.

Угол поворота фронта горных работ выбирается из условия наибольшей возможной площади карьерного поля, отрабатываемой без переукладки забойных транспортных коммуникаций, зависит от типа выемочно-погрузочного оборудования, максимальной ширины экскаваторной заходки (B_{\max}) при отработке КЭБ на участке примыкания блока с границей контура разреза. Данный параметр существенно влияет на эффективность добычи полезного ископаемого при веерном подвигании фронта горных работ (определяет площадь и количество КЭБ, время простоя оборудования, в связи с передвижкой транспортных коммуникаций к следующему блоку, и, следовательно, влияет на производственную мощность предприятия). Угол поворота фронта горных работ определяется из следующей зависимости:

$$\alpha_{\phi} = \arccos\left(1 - \frac{B_{\max}^2}{2 \cdot L_{\phi}^2}\right). \quad (2.11)$$

Общая площадь выемки полезного ископаемого при веерной системе разработки, m^2 :

$$S_{\text{общ}} = \sum_{i=1}^n S_i, \quad (2.12)$$

где S_i – площадь i -го выемочного блока, m^2 ; n – общее количество выемочных блоков, ед.

Таким образом, график изменения площади КЭБ от длины фронта горных работ представлен на рис. 2.4.

При изменении угла поворота фронта возрастает площадь КЭБ, так при длине фронта горных работ 2400 м – площадь КЭБ с изменением параметра α_{ϕ} с 1° до 2° будет увеличиваться на $50178 m^2$, тем самым возрастает объем извлекаемых полезных ископаемых с одной передвижки забойных транспортных коммуникаций.

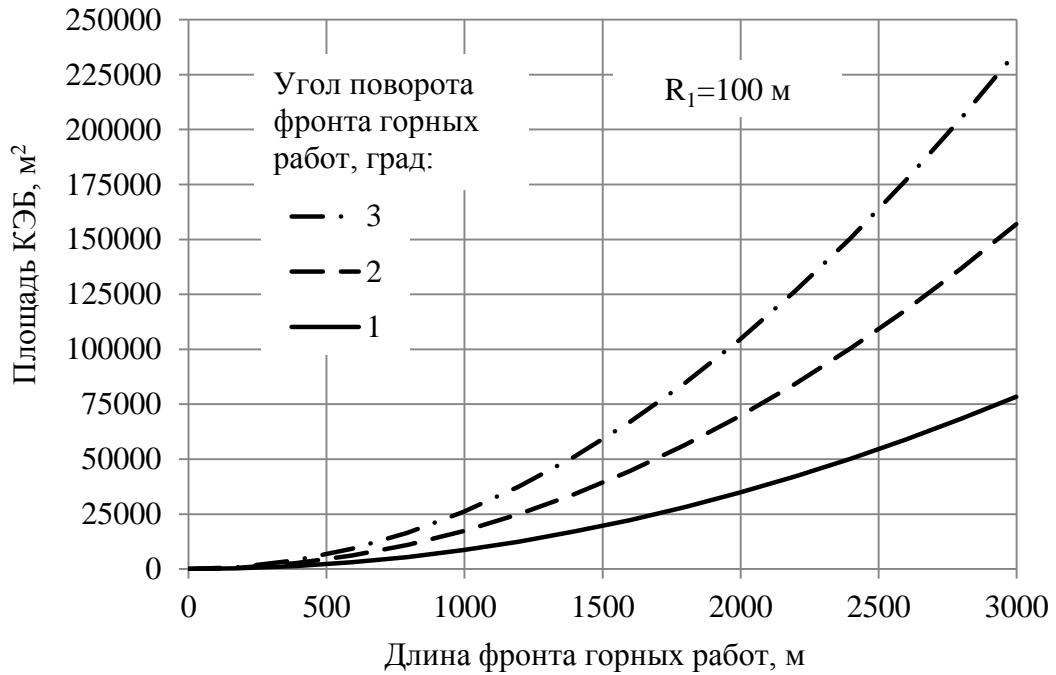


Рисунок 2.4 – Изменение площади КЭБ от длины фронта горных работ

Разработка мощных угольных месторождений подразумевает обработку поля разреза несколькими уступами. При веерном продвижении фронта работ данный способ реализуется посредством обработки КЭБ на каждом горизонте выемки (рис. 2.5).

При планировании вскрышных и добычных работ, для обеспечения подготовленных к выемке запасов полезного ископаемого, необходимо знать объем выемки горной массы на каждом горизонте, а с учетом таких параметров как ширина берм безопасности (транспортных берм) объемы вынимаемых КЭБ будут различны. Объем КЭБ на i -ом горизонте определяется, м³:

$$V_{ir} = H_{yi} \cdot \left(\begin{array}{l} 0,5 \cdot \left[(L_{\phi,a} + l_{б.г} \cdot (i_r - 1))^2 \cdot \sin \alpha_{\phi} + \left(\frac{\pi \cdot \alpha_{\phi}}{180} - \sin \alpha_{\phi} \right) \cdot \left((R - l_{б.г} \cdot (n_r - i_r))^2 - R_{1,(2)}^2 \right) \right] - \\ \left((R_{1,(2)} + l_{б.п} \cdot (i_r - 1))^2 - R_{1,(2)}^2 \right) \cdot \left(0,5 \cdot \sin \alpha_{\phi} + \frac{\pi \cdot \alpha_{\phi}}{180} - \sin \alpha_{\phi} \right) \end{array} \right), \quad (2.13)$$

где i_r – номер горизонта, ед; n_r – всего горизонтов, ед; $L_{\phi,a}$ – длина фронта горных работ нижнего уступа, м; H_{yi} – высота уступа i -го горизонта, м; $l_{б.г}$ – расстояние

бермы безопасности (транспортной) на границе карьерного поля, м; $l_{б.п.}$ – расстояние бермы безопасности (транспортной) со стороны поворотного пункта, м.

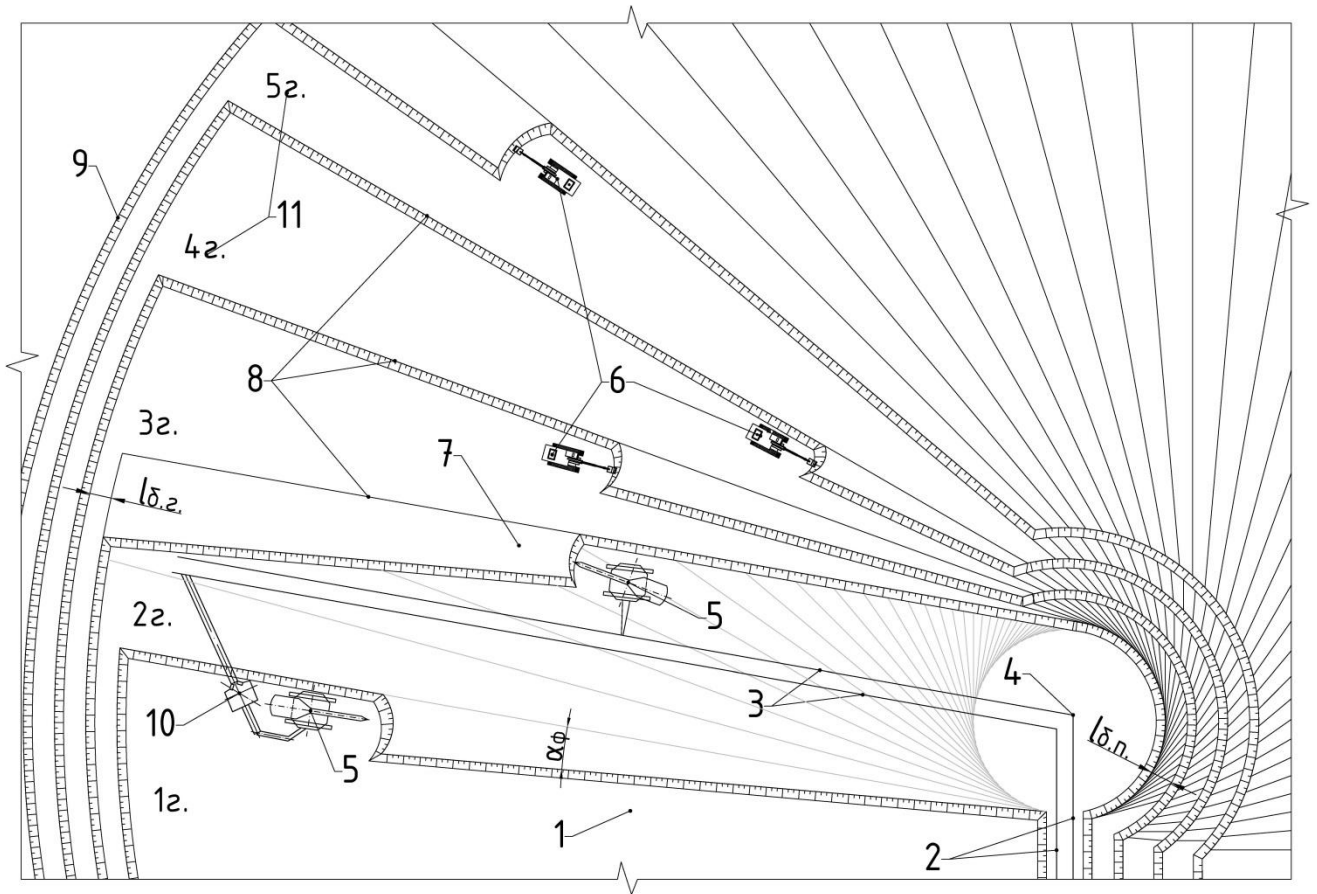


Рисунок 2.5 – Технологическая схема разработки угольных месторождений при веерной системе несколькими уступами:

- 1 – выработанное пространство; 2 – магистральные транспортные коммуникации; 3 – забойные транспортные коммуникации; 4 – стационарный поворотный пункт транспортных коммуникаций; 5 – роторный комплекс; 6 – выемочно-погрузочные комплексы циклического действия; 7 – КЭБ; 8 – линии фронта горных работ; 9 – граница контура разреза; 10 – межуступный перегружатель, 11 – номера горизонтов выемки.

График изменения объема КЭБ от горизонта выемки представлен на рис. 2.6.

Как видно из графика, увеличение показателя $l_{б.г.}$ приводит к более интенсивному изменению объема вынимаемых блоков, так на 5-ом горизонте выемки объем КЭБ с вариантом отношения ширины берм безопасности

(транспортных берм) – 2:1 будет больше альтернативных вариантов на 2-9 %, что в свою очередь требуется учитывать при планировании горных работ.

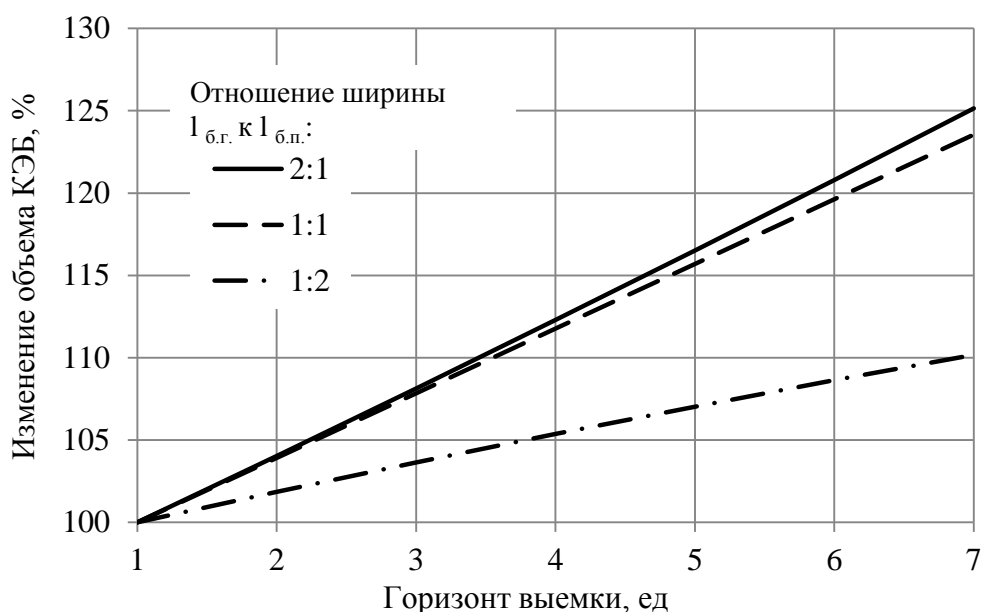


Рисунок 2.6 – Изменение площади КЭБ от уровня выемочного горизонта (нумерация выемочных горизонтов начинается с нижнего, площадь которого соответствует 100%)

При выемке угольного пласта двумя подступами с помощью выемочно-погрузочных комплексов непрерывного действия и отгрузкой полезного ископаемого на конвейерные линии (рис. 2.7), необходимо соблюдать параллельность линий транспортных коммуникаций к линиям фронта горных работ, как на верхнем, так и на нижнем подступе. Параллельность достигается за счет смещения линий фронта горных работ по касательным к окружностям с радиусами R_1 (R_2) и с учетом, представленной ранее зависимости (2.7).

Вместе с тем, требуется поворачивать верхний и нижний КЭБ на одинаковый угол, а с учетом берм безопасности (транспортных площадок) объем верхнего КЭБ будет больше, что определяет необходимость регулирования скорости отработки верхнего выемочного блока для одновременного подвигания фронта горных работ на верхнем и нижнем подступе.

Также решением вышеприведенной проблемы может выступать приравнивание площадей вышележащего и нижележащего КЭБ, для этого следует

соблюдать представленное условие: $R_1 = R'_1$, где R'_1 – расстояние от стационарного поворотного пункта транспортных коммуникаций до верхней бровки вышележащего подступа, при котором площади верхнего и нижнего КЭБ совпадают, м:

$$R'_1 = \sqrt{R^2 - L_{\text{ф.а}}^2} . \quad (2.14)$$

Предлагаемая зависимость обеспечивает равенство объемов выемочных блоков верхнего и нижнего подступа при условии одинаковой мощности полезного ископаемого, что упрощает регулирование горных работ в разрезе при применении веерной системы разработки.

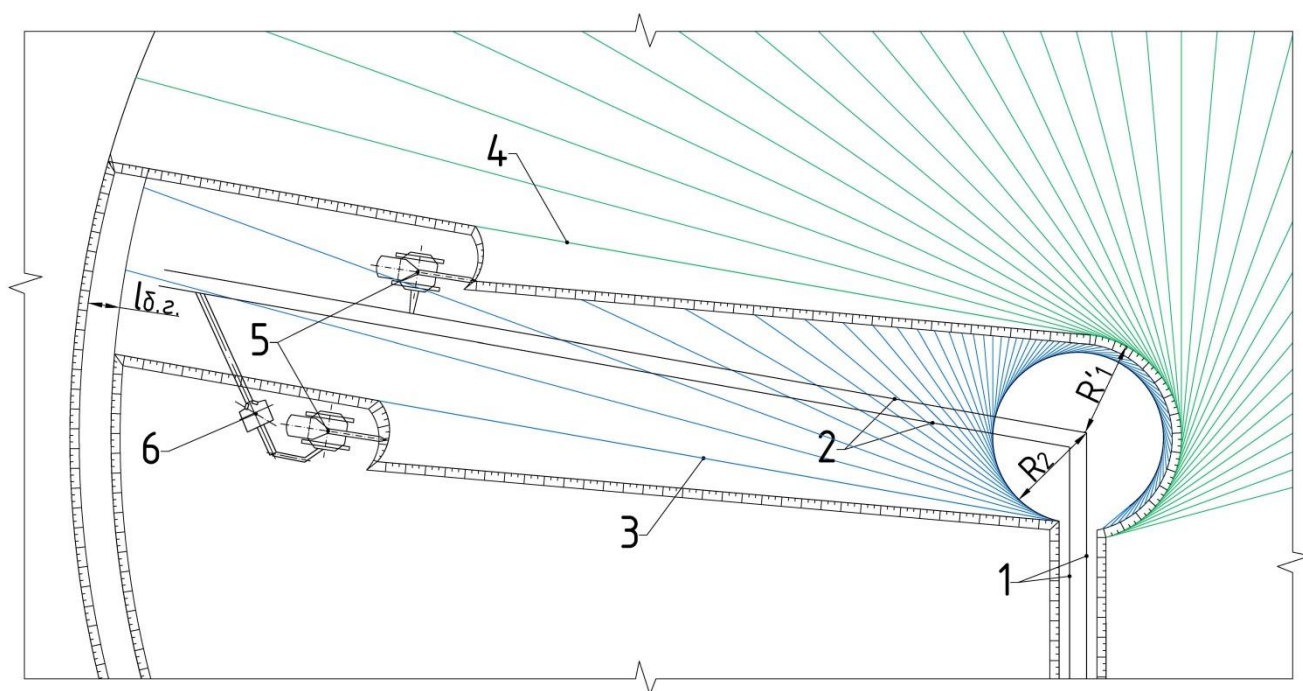


Рисунок 2.7 – Схема развития фронта горных работ двумя подступами при веерной системе разработки:

- 1 – магистральные транспортные коммуникации; 2 – забойные транспортные коммуникации;
 3 – линия фронта горных работ на нижнем подступе; 4 – линия фронта горных работ на верхнем подступе; 5 – роторные выемочно-погрузочные комплексы; 6 – межступупный перегружатель

Оценка вышеприведенных технологических схем позволила выделить способы развития фронта горных работ при веерной системе разработки с

условием применения поточной технологии (рис. 2.8). В основу данных способов положено расположение основных забойных транспортных коммуникаций.

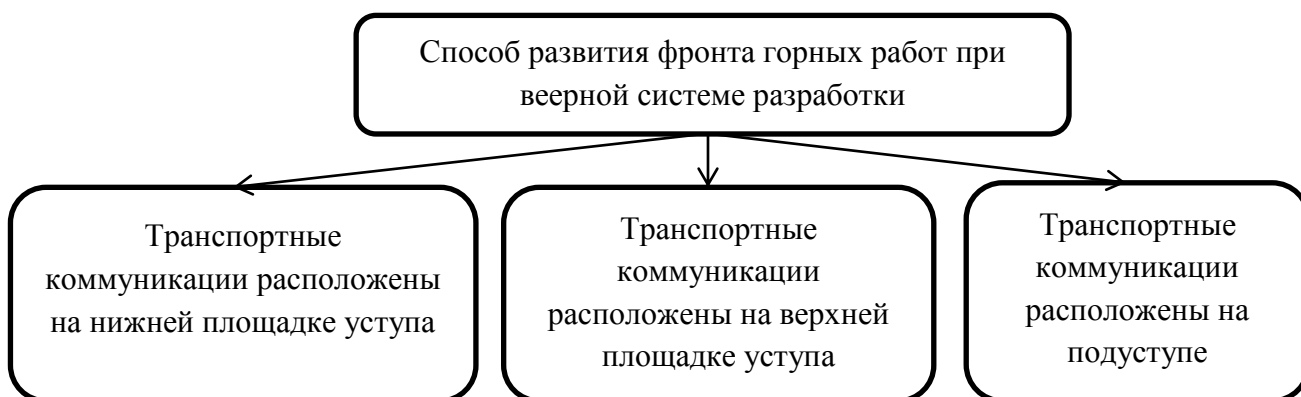


Рисунок 2.8 – Способы развития фронта горных работ относительно передвижки забойных транспортных коммуникаций при веерной системе разработки с условием применения поточной технологии

2.2 Способы перехода от параллельного к веерному подвиганию фронта горных работ

В ряде случаев при отработке пологопадающих угольных месторождений в качестве прогрессивного метода предусмотрено использование комбинации традиционного параллельного и веерного способов. При этом карьерное поле разбивают на участки, один участок разрабатывают с параллельным подвиганием фронта работ, другой с веерным. Данный способ используют чаще всего при отработке месторождений с неправильной конфигурацией в плане, а также для изменения направления горных работ, достоинством которого является возможность использования под внешние отвалы ближайшие впадины и выработанное пространство.

Выполненный анализ преимуществ и недостатков традиционной параллельной и веерной системы разработки позволил сделать предварительный вывод о целесообразности поочередного их применения. Причем для использования преимуществ каждой из систем разработки необходимы два

условия: новая схема порядка отработки частей поля разреза при реализации специального переходного периода, а также своевременность перехода и выбор рациональных технологических схем. Последнее решается с учетом технологических особенностей пологопадающих месторождений и геометрических параметров разрезов [47].

Следовательно, создание новой технологии, предусматривающей комбинацию систем разработки и направление подвигания фронта горных работ, имеет цель эффективного разворота фронта работ карьера под влиянием горно-геологических условий, применение первоначально поперечной системы разработки, затем веерной, а также создание технологических схем переходного периода между системами. В результате проведенных исследований были разработаны два способа, реализующие переход от поперечной к веерной системе разработки:

- переход с одной системы разработки на другую осуществляется без изменения длины фронта горных работ (рис. 2.9);

- переход с одной системы разработки на другую осуществляется с изменением длины фронта горных работ веерной системы (рис. 2.10).

Реализация первого способа предусматривает переход с одной системы на другую без изменения длины фронта горных работ, а именно до определенного периода отработываем месторождение с параллельным подвиганием фронта горных работ, затем осуществляется поворот забойных транспортных коммуникаций на угол α_f , после чего развитие горных работ осуществляется по веерной системе. При необходимом развороте веера осуществляется возврат к параллельному подвиганию фронта за счет удлинения магистральных транспортных коммуникаций на максимальную ширину выемочного блока.

Данный способ (рис. 2.9) является самым простым в плане реализации, однако требует целого количества КЭБ, которое ограничивается технологическими параметрами выемочно-погрузочного комплекса.

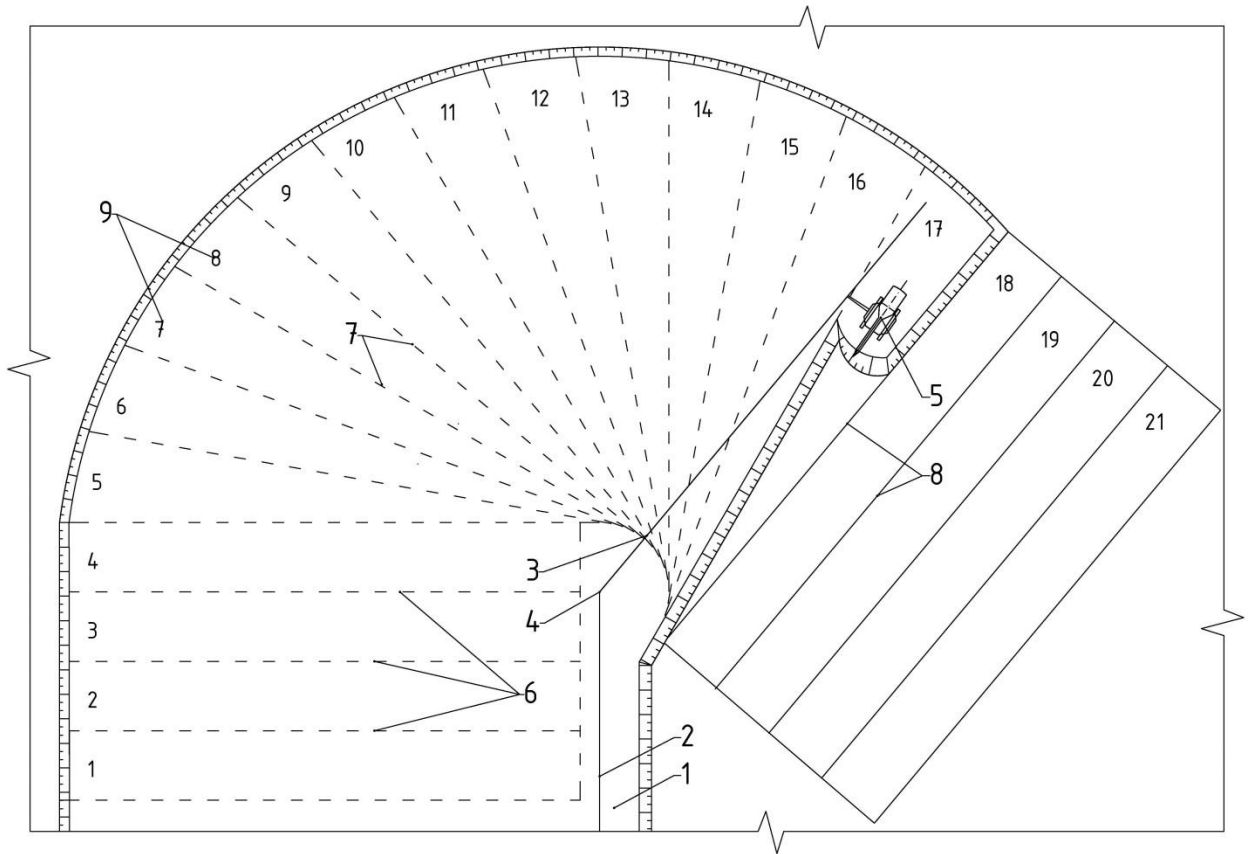


Рисунок 2.9 – Технологическая схема комбинированной обработки месторождения без изменения длины фронта горных работ:

1 – капитальная траншея; 2 – линия магистральных транспортных коммуникаций; 3 – линия забойных транспортных коммуникаций; 4 – поворотный пункт транспортных коммуникаций; 5 – выемочно-погрузочный комплекс; 6 – линии фронта горных работ при параллельном подвигании; 7 – линии фронта работ при веерном подвигании; 8 – планируемое развитие карьерного поля; 9 – номера выемочных блоков

В зависимости от контура балансовых запасов в плане может возникнуть вариант разворота фронта горных работ на угол, не соответствующий целому количеству КЭБ. Данная задача решается путем частичной обработки КЭБ (рис. 2.10), тем самым подготавливая фронт горных работ к параллельному подвиганию.

Для решения задач планирования при переходе от параллельного к веерному подвиганию фронта горных работ актуальным является исследование параметров КЭБ, а именно, изменение площади вынимаемых блоков под действием выравнивания фронта работ разреза.

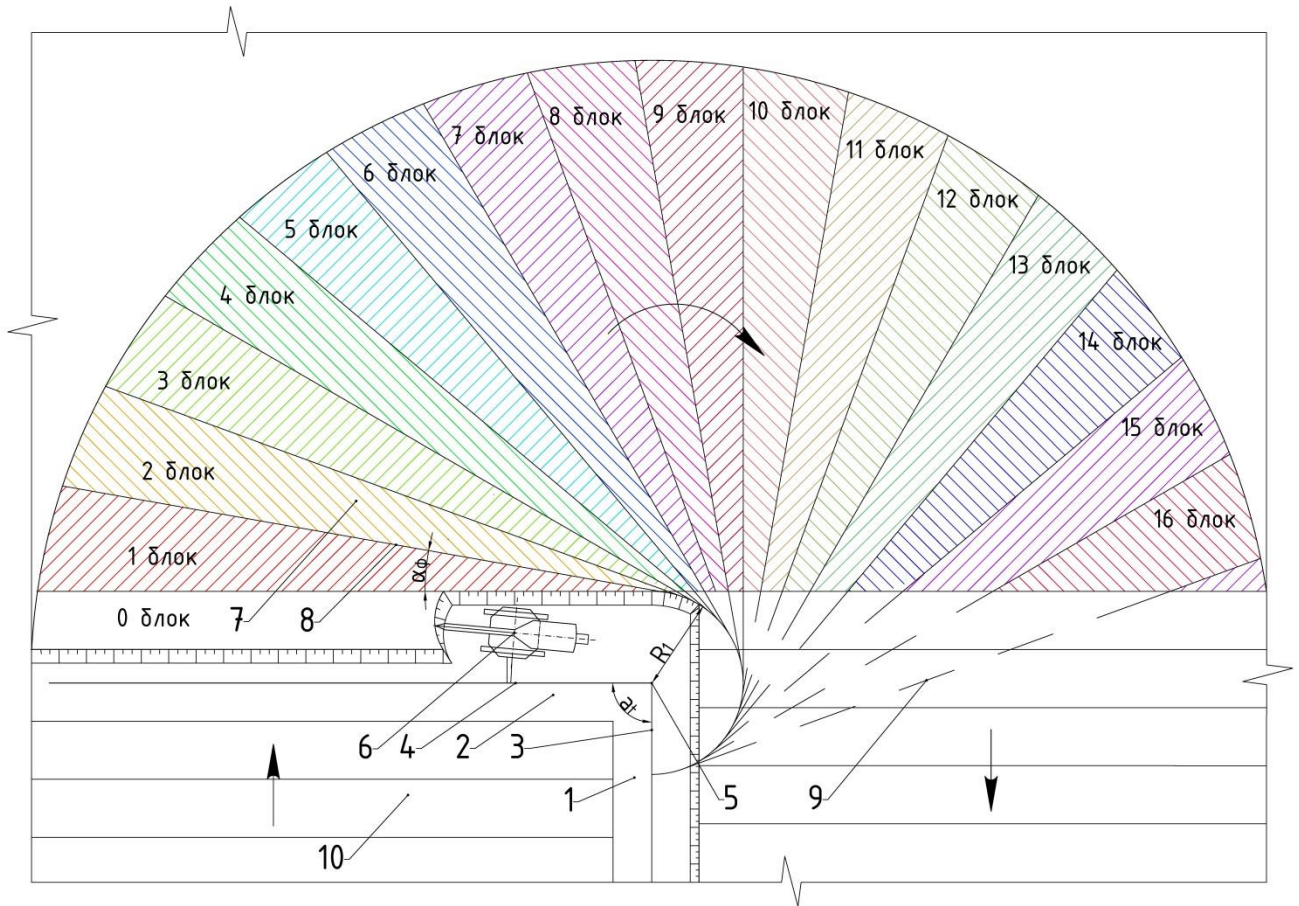


Рисунок 2.10 – Схема перехода от параллельного к веерному подвиганию фронта горных работ:

1 – капитальная траншея; 2 – разрезная траншея; 3 – магистральные транспортные коммуникации; 4 – забойные транспортные коммуникации; 5 – стационарный поворотный пункт; 6 – роторный комплекс; 7 – клиновидно эксплуатационный блок; 8 – линия фронта горных работ; 9 – направление линии фронта горных работ; 10 – параллельное перемещение фронта горных работ

Площадь вынимаемого участка КЭБ обрабатываемая веерной системой при переходе к параллельному подвиганию определяется по следующей формуле, м²:

$$S_i^B = S_i - S_i^{BDC}, \quad (2.15)$$

где S^{BDC} – участок КЭБ, не включенный в обработку по веерной системе (рис. 2.11), м²:

$$S_i^{BDC} = \frac{1}{2} \cdot R_1^2 \cdot \operatorname{tg} \frac{\alpha_{\phi i}}{2} \cdot \operatorname{tg} \frac{\alpha_{\phi i-1}}{2} \cdot \sin \alpha_{\phi}. \quad (2.16)$$

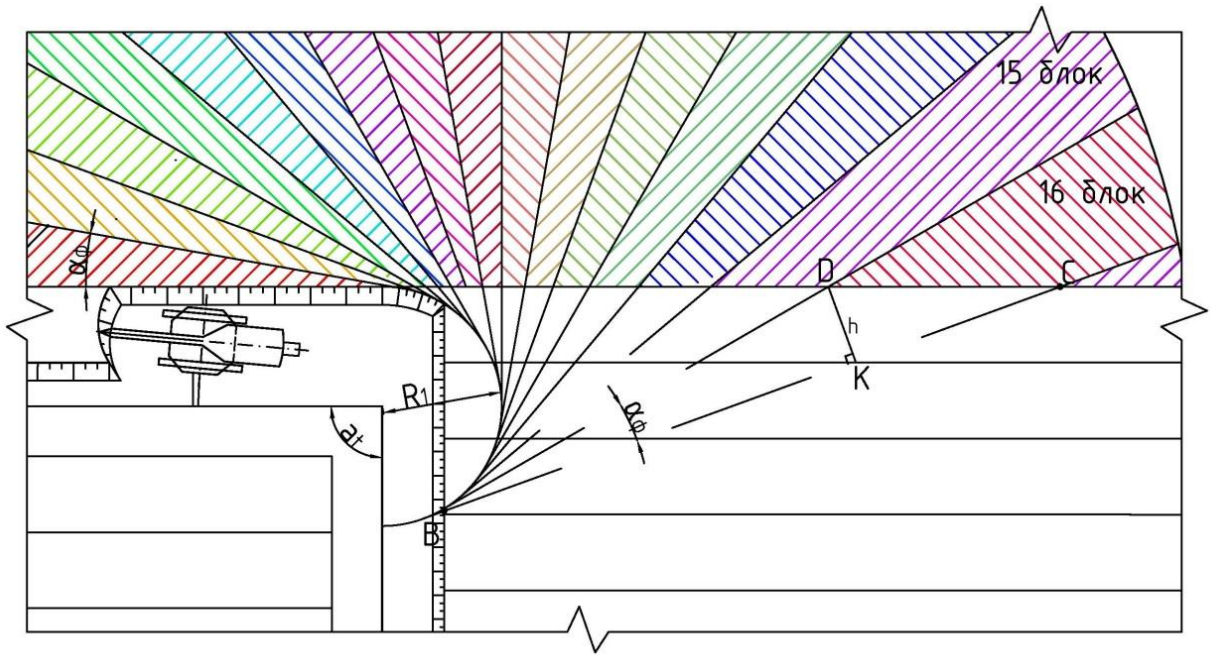


Рисунок 2.11 – Технологическая схема для определения площади КЭБ при переходе на параллельное подвигание фронта горных работ

Таким образом, итоговая зависимость для расчета площади участка КЭБ, обрабатываемого по веерной системе, определяется, м²:

$$S_i^B = S_i - \frac{1}{2} \cdot R_1^2 \cdot \operatorname{tg} \frac{\alpha_{\phi i}}{2} \cdot \operatorname{tg} \frac{\alpha_{\phi i-1}}{2} \cdot \sin \alpha_{\phi}. \quad (2.17)$$

Переход от веерного подвигания фронта горных работ к параллельному сопровождается изменением таких параметров как: длина выемочного блока (рис. 2.12), площадь вынимаемых запасов полезного ископаемого (рис. 2.13), а следовательно, и времени отработки участков КЭБ.

Из графика (2.12) видно, что с увеличением угла поворота фронта горных работ происходит снижение длины выемочного блока. Так при угле поворота фронта 120° длина КЭБ снижается на 7 %.

Площадь вынимаемых участков КЭБ, обрабатываемая веерной системой, с условием перехода на параллельное подвигание, изменяется в пределах от

74782 м² до 73980 м² при развитии угла поворота фронта горных работ от 80 до 140 град., где $R_1=100$ м.

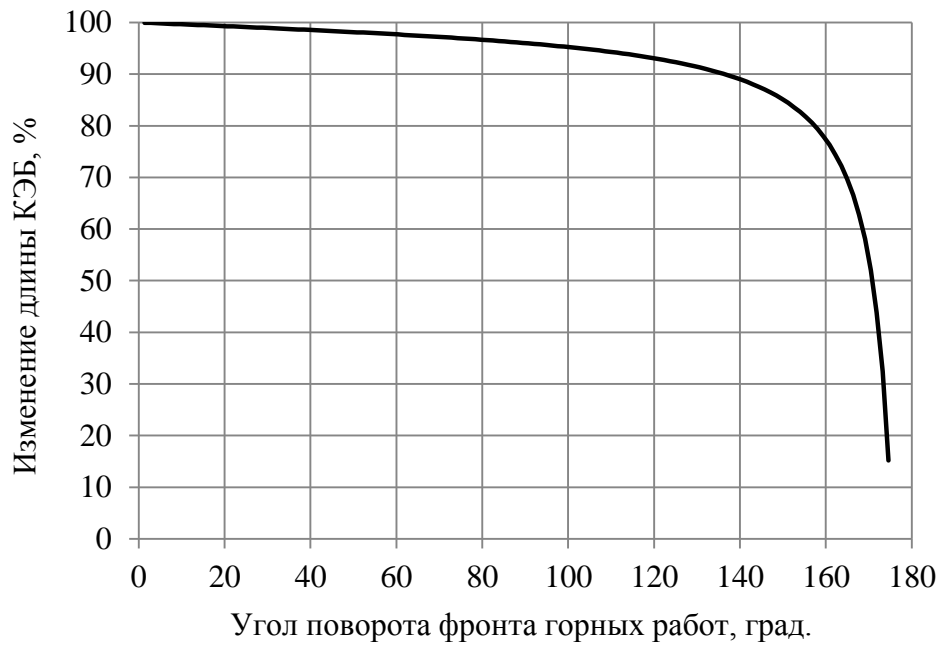


Рисунок 2.12 – Изменение длины выемочного блока от угла поворота фронта горных работ

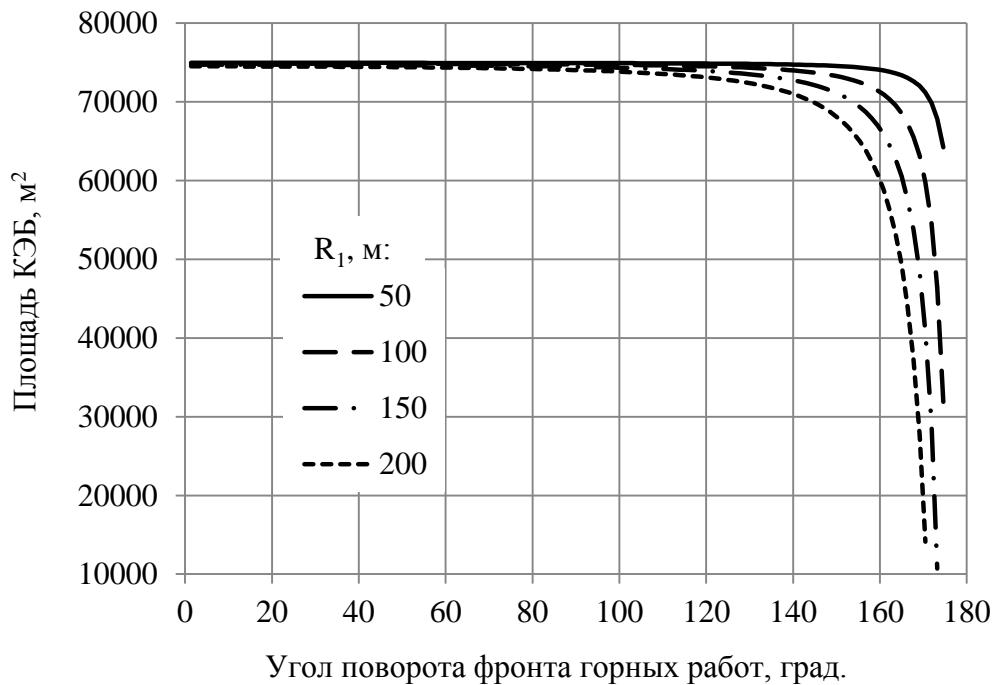


Рисунок 2.13 – Изменение площади вынимаемых запасов от угла поворота фронта горных работ при переходе от веерной к продольной системе разработки [48]

Так же уменьшение технологического параметра R_1 ведет к спрямлению линий на графике (рис. 2.13), вследствие чего оказывает влияние на производительность выемочно-погрузочного оборудования и требует учета при планировании горных работ.

2.3 Разработка полезного ископаемого за контуром горных работ отрабатываемых посредством веерной системы

Основными факторами, определяющими выбор способа перемещения фронта, являются: конфигурация залежи в плане, максимальная полнота отработки участка открытым способом, общая схема компоновки и места закладки вскрышных выработок [17].

Отработка пологопадающих угольных месторождений с прямоугольной формой в плане при использовании веерной системы – неизбежно возникают целики полезного ископаемого (рис. 2.14), для их устранения был предложен следующий технологический способ [49]. На карьерном поле проходится капитальная и разрезная траншеи, в которых размещается основное горнотранспортное оборудование. Выемку полезного ископаемого производят при веерном подвигании фронта работ с помощью выемочно-погрузочного комплекса непрерывного действия с отгрузкой угля посредством конвейерных транспортных коммуникаций. Одновременно с веерным подвиганием отрабатывают участки полезного ископаемого, не вошедшие в контур разработки по веерной системе. Отработка данных участков производится выемочно-погрузочным комплексом циклического действия, с подвиганием горных работ в границах карьерного поля по мере развития веерной системы и отгрузкой полезного ископаемого через бункер-питатель на конвейерную линию (рис. 2.14).

Главным признаком вышеприведенного способа разработки является одновременная выемка целиков полезного ископаемого, не вошедших в контур отработки по веерной системе к подвиганию основной линии фронта горных

работ [50]. Таким образом, для планирования горных работ необходимо определить объем целика полезного ископаемого (V^H).

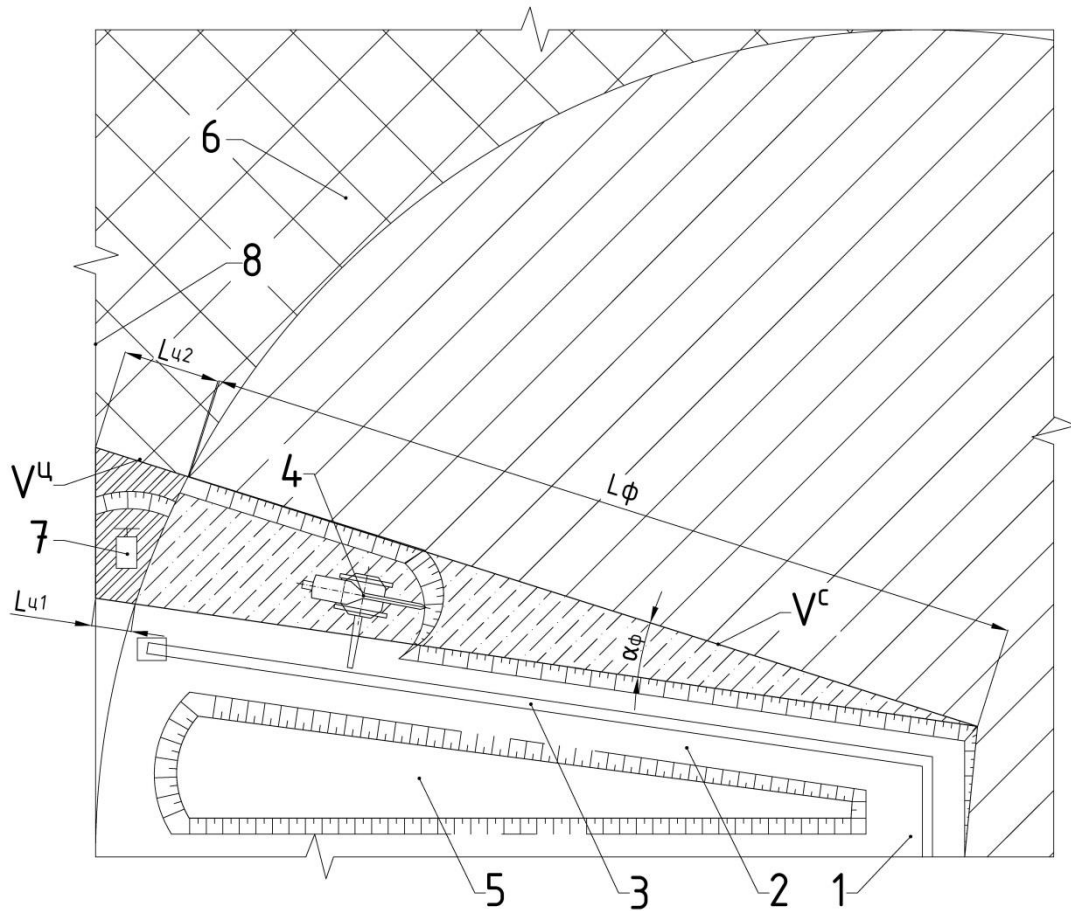


Рисунок – 2.14 Схема отработки участков полезного ископаемого не вошедших в контур веерной системы:

1 – капитальная траншея; 2 – разрезная траншея; 3 – транспортные коммуникации; 4 – выемочно – погрузочный комплекс непрерывного действия; 5 – отвал; 6 – участок полезного ископаемого, не вошедший в отработку веерной системой; 7 – выемочно погрузочный комплекс циклического действия; 8 – граница контура балансовых запасов

Для определения объема вынимаемого участка (V^H) необходимо, рассмотреть треугольник, который образуется при продлении линий фронта горных работ КЭБ до границы контура балансовых запасов – V^c (объем сектора выемки, а именно, суммарный объем КЭБ и V^H). Объем сектора выемки определяется из следующей зависимости [51], m^3 :

$$V_i^c = \frac{(L_\phi + L_i^{u1}) \cdot (L_\phi + L_i^{u2}) \cdot \sin\alpha_{\phi i}}{2} \cdot H_y, \quad (2.18)$$

где L^{u1} – длина отработанного участка целика от контура веерной системы до границы балансовых запасов, м; L^{u2} – длина неотработанного участка целика от контура веерной системы до границы балансовых запасов, м

Таким образом, объем целика полезного ископаемого (V^u) определяется из следующей зависимости м³:

$$V_i^u = \left(\frac{(L_\phi + L_i^{u1}) \cdot (L_\phi + L_i^{u2}) \cdot \sin\alpha_{\phi i}}{2} - S_i \right) \cdot H_y. \quad (2.19)$$

По вышеприведенным уравнениям был построен график изменения объема целика полезного ископаемого от угла поворота фронта горных работ (рис. 2.15).

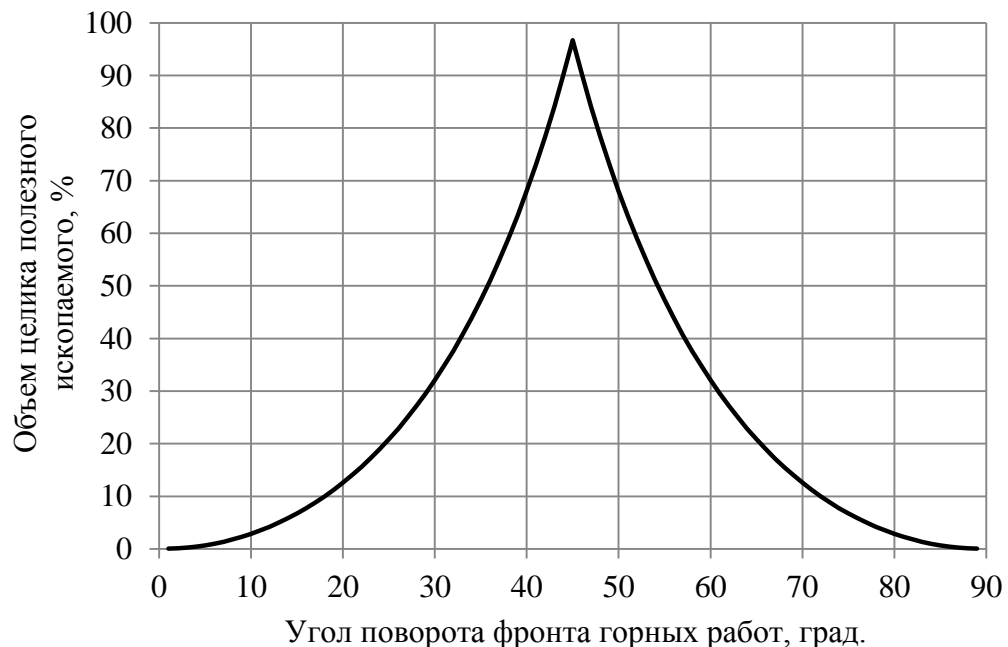


Рисунок 2.15 – Изменение объема целика полезного ископаемого от угла поворота фронта горных работ (где за 100 % принят объем целого КЭБ) [52]

С увеличением угла поворота фронта горных работ возрастает площадь целика полезного ископаемого. Максимальный показатель объема вынимаемого участка достигается при угле поворота фронта горных работ в 45° и равен 96 % от объема КЭБ, при условии, что контур балансовых запасов был принят прямоугольной формы. Вышеприведенный способ позволяет планировать объем обрабатываемых целиков полезного ископаемого выемочно-погрузочными комплексами, что обеспечивает снижение трудоёмкости и эксплуатационных потерь полезного ископаемого при веерной системе.

2.4 Разработка пологопадающих угольных месторождений двумя бортами с размещением отвалов в выработанном пространстве

Значительные площади и сложная конфигурация месторождений обуславливают необходимость обоснования технологических схем развития фронта горных работ, так как порядок разработки карьерных полей, направление развития горных работ и принятый способ вскрытия должны обеспечивать минимальное расстояние транспортирования и безопасную добычу полезного ископаемого.

При использовании веерного подвигания фронта горных работ в результате влияния горнотехнических и производственных условий возникает необходимость отработки месторождения двумя бортами. Таким образом, был обоснован следующий способ отработки пологопадающих угольных месторождений с отгрузкой пород вскрыши в выработанное пространство разреза [53].

Данный способ развития фронта горных работ при отработке пологопадающих угольных месторождений обеспечивает повышение производительности предприятия, а также уменьшение горнотранспортного оборудования на вскрышных работах.

Вышеприведенный технологический способ реализуется следующим образом. По центру контура балансовых запасов проходится разреза траншея, в

которой размещаются забойные транспортные коммуникации. Отработка разрезной траншеи осуществляется драглайнами с отгрузкой пород вскрыши в средства автотранспорта. Выемка полезного ископаемого производится роторным экскаватором с использованием забойных транспортных коммуникаций. Разработка месторождения осуществляется двумя бортами в направлении от центра к перифериям контура балансовых запасов (рис. 2.16).

При развитии угла поворота фронта горных работ свыше угла β между центральной разрезной траншеей и забойными транспортными коммуникациями – отгрузка пород вскрыши осуществляется в выработанное пространство, не используя при этом площади центральной разрезной траншеи. Отвалообразование по данному технологическому способу осуществляется драглайнами по бестранспортной схеме.

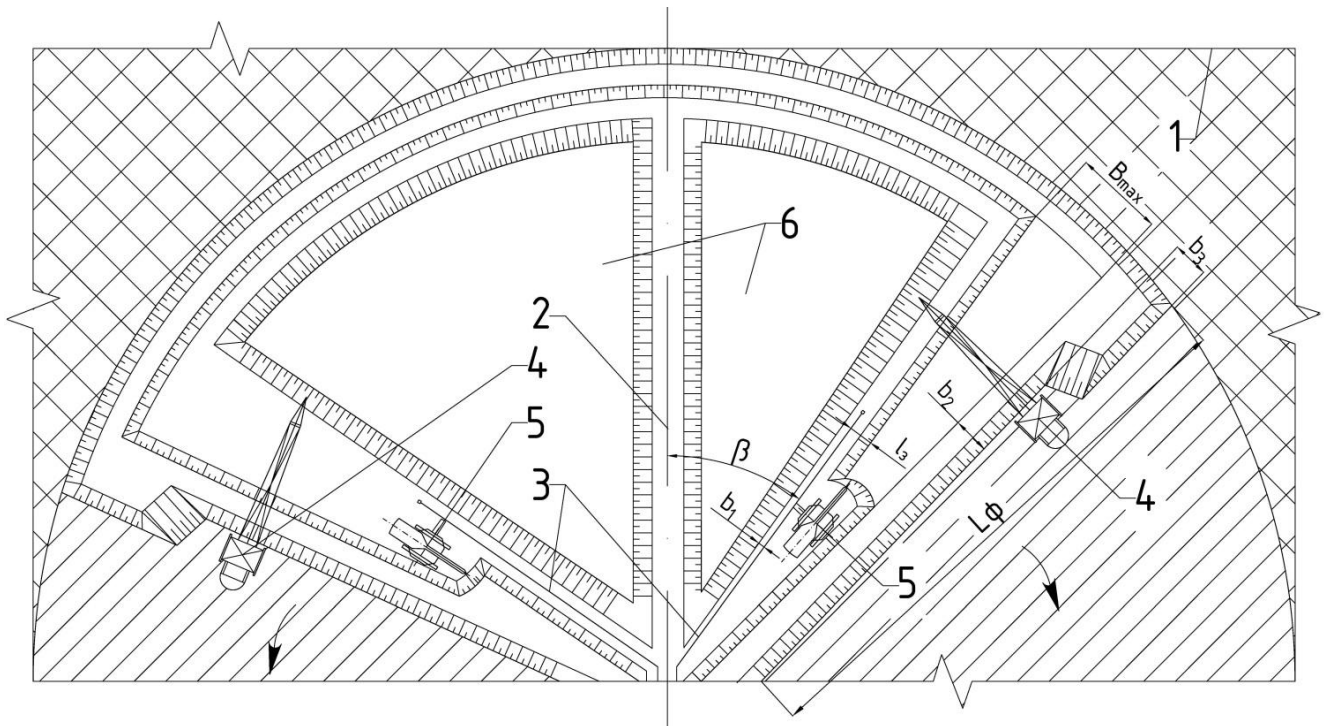


Рисунок 2.16 – Схема ведения горных работ в плане с отгрузкой пород вскрыши во внутренние отвалы [48]:

- 1 – контур балансовых запасов; 2 – разрезная траншея; 3 – забойные транспортные коммуникации; 4 – драглайн; 5 – роторный экскаватор; 6 – внутренний отвал

Для нахождения угла β необходимо определить расстояние от нижней бровки отвала до верхней бровки вскрышной заходки, данный параметр можно найти из следующей зависимости, м:

$$B = b_1 + l_3 + B_{\max} + b_2 + b_3, \quad (2.20)$$

где b_1 – безопасное расстояние от нижней бровки отвала до транспортных коммуникаций, м; b_2 – расстояние от верхней бровки добычной заходки до верхней бровки вскрышной заходки, м; b_3 – ширина вскрышной заходки, м.

Таким образом, угол поворота фронта горных работ β , при достижении которого возможна укладка пород вскрыши в выработанное пространство разреза, определяется по формуле, град:

$$\beta = \arcsin \frac{B}{L_{\phi}}. \quad (2.21)$$

Технологический способ отработки месторождений двумя бортами при веерной системе обеспечивает возможность увеличения производительности предприятия ориентировочно в два раза, за счет ввода в эксплуатацию дополнительного рабочего борта разреза, и уменьшить количество горнотранспортной техники на вскрышных работах, за счет складирования пустых пород в выработанное пространство разреза по бестранспортной схеме с применением драглайнов.

Реализация вышеприведенного технологического способа отработки пологопадающих угольных месторождений позволяет планировать распределение мощности выемочно-погрузочного комплекса непрерывного действия, что в свою очередь, определяет снижение трудоёмкости, повышение эффективности, рациональное извлечение полезного ископаемого и безопасное ведение горных работ, доказывает необходимость использования технологических решений, обеспечивающих эффективную выемку полезных ископаемых.

2.5 Выводы

Разработанная математическая модель перемещения линии фронта горных работ при отработке пологопадающих угольных месторождений обеспечивает постоянную ширину рабочих площадок уступов путем создания параллельности линий фронта горных работ линиям забойных транспортных коммуникаций. За основу данной модели принято смещение линий фронта горных работ по касательной к окружности с радиусами R_1 или R_2 , центром которой является перегрузочный пункт между забойными и магистральными транспортными коммуникациями.

Определены зависимости площади вынимаемых блоков от угла поворота фронта горных работ, так при длине фронта горных работ 2400 м – площадь КЭБ с изменением параметра α_{ϕ} с 1° до 2° будет увеличиваться на 50178 м^2 , тем самым возрастает объем извлекаемых полезных ископаемых с одной передвижки забойных транспортных коммуникаций.

Определена зависимость объема КЭБ от горизонта выемки с учетом берм безопасности и транспортных берм. Увеличение транспортной бермы со стороны границы карьерного поля приводит к более интенсивному изменению объема вынимаемых блоков. Объем КЭБ при отношении ширины транспортных берм у границы карьерного поля к ширине транспортных берм у стационарного поворотного пункта как 2:1 больше на 2-9 %, чем при других вариантах соотношений.

Сформулированы и обоснованы технологические способы, перехода от параллельного к веерному подвиганию фронта горных работ. Разработана методика определения площади вынимаемых участков КЭБ при переходе с веерного на параллельное подвигание фронта.

Выявлена закономерность изменения объемов полезного ископаемого, не попадающих в контур отработки веерной системы при развитии карьерного поля с учетом прямоугольной формы контура балансовых запасов, так максимальный

объём вынимаемого участка достигается при угле поворота фронта горных работ в 45° и равен 96 % от объема КЭБ.

Обоснован минимальный предельный угол поворота фронта горных работ, при достижении которого обеспечивается возможность складирования пустых пород в выработанное пространство разреза по бестранспортной схеме с применением драглайнов.

3 ДИНАМИКА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

3.1 Динамика производительности роторного выемочно-погрузочного комплекса в клиновидно-эксплуатационном блоке (КЭБ)

Разработка угольных месторождений при веерном подвигании фронта определяет работу выемочно-погрузочных комплексов в постоянно изменяющихся горно-технических условиях – ширина экскаваторной заходки.

Значение ширины экскаваторной заходки определяет производительность выемочно-погрузочного комплекса, а, следовательно, производственную мощность разреза, объемы вскрытых запасов полезного ископаемого, угол единовременного поворота фронта работ и другие параметры [31]. Поэтому динамика производительности выемочно-погрузочного комплекса при отработке КЭБ является актуальной задачей.

Известно, что производительность роторного комплекса при параллельном перемещении фронта работ определяют, исходя из постоянной ширины заходки, однако веерное подвигание фронта горных работ связано с работой экскаватора в заходке переменной ширины. В связи с этим происходит увеличение затрат времени на вспомогательные операции и снижение производительности экскаватора.

Известно несколько методик определения производительности многоковшовых экскаваторов. Наиболее подробно методика определения машин непрерывного действия рассмотрена УкрНИИпроектом. Она и предлагается в качестве базовой (в несколько адаптированном виде) для расчетов. Исходные данные и результаты расчета производительности приведены в табл. 3.1, 3.2.

Таблица 3.1 – Исходные данные для расчета производительности роторных экскаваторов ЭРШРД-5250, ЭРП-2500, ЭРП-1600, ЭРГВ-630 [54, 55]

Показатель	ЭРШРД 5250	ЭРП 2500	ЭРП 1600	ЭРГВ 630
Теоретическая производительность в рыхлой массе, м ³ /ч	5250	2500	1600	630
Усилие резания, Мпа	1,4	1,4	0,7	1
Диаметр ротора, м	11,5	8	7,2	3,2
Емкость ковша, л	600	330	420	140
Число ковшей, ед	22	18	11	8
Ширина ленты конвейера, мм	2000	1400	1200	1000
Скорость движения ленты конвейера, м/с	4,15	4,15	4,5	4
Скорость передвижения машины, м/ч	120	300	330	355
Среднее давление на грунт, МПа, при работе (передвижении)	0,14 (0,24)	0,125 (-)	0,15(-)	0,13(-)
Высота черпания, м	22 (30)	21,4	18	9
Глубина черпания, м	2,1	1	1,6	0,5
Радиус черпания наибольший (наименьший), м	48,1 (46,1)	32,75 (-)	26(-)	16,8(-)
Линейная скорость поворота стрелы (по режущей кромке ковша), м/мин	2	10	12	15
Частота вращения роторного колеса в минуту	6,2	6,4	8,1	34
Толщина стружки, м	0,7	0,6	0,6	0,5
Высота стружки, м	6,9	5,6	5,04	2,24
Максимальная ширина заходки, м	60	35	27	20
Коэффициент разрыхления угля	1,15	1,15	1,15	1,15
Эмпирический коэффициент, учитывающий размер выемочного оборудования	0,77	0,9	1	1,15
Коэффициент потерь (вследствие просыпей)	0,9	0,9	0,9	0,9
Коэффициент влияния пород	0,95	0,95	0,95	0,95
Коэффициент экскавации	0,85	0,85	0,85	0,85
Коэффициент влияния типоразмера роторного экскаватора	1,15	1	0,9	0,75
Количество стружек в заходке, шт	4	4	4	5
Максимальная высота уступа, м	28	21,4	18	10
Продолжительность смены, мин	720	720	720	720
Продолжительность регламентированных перерывов, мин	90	90	90	90
Продолжительность нерегламентированных перерывов, мин	25	25	25	25

Таблица 3.2 – Результаты расчета производительности роторных экскаваторов ЭРШРД-5250, ЭРП-2500, ЭРП-1600, ЭРГВ-630 при коэффициенте влияния забоя равному 1

Показатели	ЭРШРД 5250	ЭРП 2500	ЭРП 1600	ЭРГВ 630
Ширина экскаваторного забоя, м	60	35	27	20
Объем одной стружки, м ³	270	117,6	81,6	22,4
Объем одной заходки, м ³	1350	470,4	326,6	112
Время на отработку одной стружки, мин	10,1	6,4	6,7	4,8
Чистое время отработки одной заходки, мин	50,6	25,5	26,9	24,1
Время установки стрелы на забой, мин	3	3	3	3
Время на вспомогательные операции, мин	5	3	5	5
Время подъезда экскаватора на новую заходку, мин	7	3	4	4
Полное время отработки одной заходки, мин	58,6	31,0	34,9	32,1
Объем угля с одной точки установки экскаватора, м ³	22950	470,4	326,6	112
Время отработки объема угля с одной точки установки экскаватора, мин	534,7	35	38,9	35,6
Время работы экскаватора в смену, мин	605	605	605	605
Коэффициент влияния забоя	1	1	1	1
Забойная производительность экскаватора, м ³ /ч	1944	1228,6	810,8	309,6
Сменная производительность экскаватора, м ³ /см	15399	13514,1	8919,3	3405,5
Суточная производительность экскаватора, м ³ /сут.	30798	27028,2	17838,6	6811,1

Показатель трудности экскавации пород:

$$P_3 = 0,3 \cdot g \cdot (0,2G_{сж} + G_{сдв} + G_p) \cdot 0,3\gamma, \quad (3.1)$$

где g – трещиноватость угля; $G_{сж}$, $G_{сдв}$, G_p – сопротивление угля сжатию, сдвигу и растяжению, кгс/см²; γ – средняя плотность полезного ископаемого, т/м³.

Фактический показатель трудности экскавации пород:

$$P_{эф} = P_3 \cdot K_B \cdot K_{т.п}, \quad (3.2)$$

где K_v и $K_{т.п}$ – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно конкретный вид выемочного оборудования и его типоразмер [56].

Теоретическая производительность экскаватора, $м^3/ч$:

$$Q_{теор} = \frac{60 \cdot E \cdot A_p}{K_p}, \quad (3.3)$$

где E – емкость ковша, $м^3$; A_p – число разгрузок в минуту; K_p – коэффициент разрыхления породы.

Техническая производительность, $м^3/ч$:

$$Q_{тех} = Q_{теор} \cdot K_{п} \cdot K_{э}, \quad (3.4)$$

где $K_{п}$ – коэффициент влияния породы; $K_{э}$ – коэффициент экскавации.

$$K_{п} = \Pi_{э} / \Pi_{эф}. \quad (3.5)$$

Забойная производительность экскаватора, $м^3/ч$:

$$Q_{заб} = Q_{тех} \cdot K_3 \cdot K_{пот}, \quad (3.6)$$

где K_3 – коэффициент влияния забоя; $K_{пот}$ – коэффициент, учитывающий потери экскавируемой горной массы.

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора, $м^3/год$:

$$Q_{экс} = Q_{заб} \cdot K_{вр} \cdot K_{гк} \cdot K_{кл} \cdot (T_k - T_{пт} - T_{по}), \quad (3.7)$$

где $K_{вр}$ – коэффициент, учитывающий потери времени на врезку в новую заходку, принимается равным $K_{вр} = 0,87-0,9$; $K_{гк}$ – коэффициент технической готовности комплекса оборудования, $K_{гк} = 0,8$; $K_{кл}$ – коэффициент влияния климатических

условий; T_k – число календарных дней в году; $T_{пт}$ и $T_{по}$ – плановые технологические и организационные остановки, сут.

Моделирование рабочего времени роторных экскаваторов в течение смены предусматривало определение: объема одной стружки, объема одной заходки, времени на отработку одной стружки (заходки), времени установки стрелы на забой, времени на вспомогательные операции, времени подъезда экскаватора на новую заходку, количества заходов с одной точки установки экскаватора и др. параметры, определяющие производительность экскаватора при изменении ширины заходки.

Объем одной стружки, m^3 :

$$V_{стр} = A \cdot b_{стр} \cdot h_{стр}, \quad (3.8)$$

где A – ширина экскаваторной заходки, м; $b_{стр}$ – ширина стружки, м; $h_{стр}$ – высота стружки, м.

Объем одной заходки, m^3 :

$$V_{зх} = V_{стр} \cdot n_{стр}, \quad (3.9)$$

где $n_{стр}$ – количество стружек в заходке, ед.

Чистое время отработки стружки, мин:

$$t_{зх} = \frac{60 \cdot V_{стр}}{Q_{заб}}, \quad (3.10)$$

где $Q_{заб}$ – забойная производительность экскаватора, $m^3/ч$.

Чистое время отработки заходки, мин:

$$t_{зх} = \frac{60 \cdot V_{зх}}{Q_{заб}}. \quad (3.11)$$

Полное время отработки заходки, мин:

$$t_{пз} = t_{зх} \cdot t_{сз} \cdot t_{всп}, \quad (3.12)$$

где $t_{зх}$ – чистое время отработки заходки, мин; $t_{сз}$ – время установки стрелы на забой, мин; $t_{всп}$ – время на вспомогательные операции, мин.

Объем полезного ископаемого с одной точки установки экскаватора, м³:

$$V_{у.т} = V_{зх} \cdot n_{зх}, \quad (3.13)$$

где $n_{зх}$ – количество обрабатываемых заходов с одной точки установки экскаватора, ед.

Время отработки объема угля с одной точки установки экскаватора, мин:

$$t_{отр} = t_{пз} \cdot n_{зх} + t_{под}, \quad (3.14)$$

где $t_{под}$ – время подъезда экскаватора на новую заходку, мин.

Чистое время работы экскаватора в смену, мин:

$$T_{см.ч} = t_{см} - t_{рп} - t_{п}, \quad (3.15)$$

где $t_{см}$ – продолжительность смены, мин; $t_{рп}$ – продолжительность регламентированных перерывов, мин; $t_{п}$ – продолжительность нерегламентированных перерывов, мин.

Эмпирический коэффициент для определения коэффициента влияния забоя:

$$K_{эм} = \frac{T_{см.ч} \cdot V_{у.т}}{t_{отр}}. \quad (3.16)$$

Коэффициент влияния забоя:

$$K_3 = \frac{K_{эмi}}{K_{эм1}}, \quad (3.17)$$

где $K_{эмi}$ – эмпирический коэффициент для i -ой экскаваторной заходки; $K_{эм1}$ – эмпирический коэффициент при максимальной ширине экскаваторной заходки.

Один из основных факторов, влияющих на производительность выемочно-погрузочного комплекса, является время чистой работы экскаватора в смену. Верная система разработки определяет выемку полезного ископаемого блоками различных объемов, что, в свою очередь, сказывается на времени отработки блока и количестве передвижек экскаватора в течение рабочей смены.

Графики изменения времени чистой работы роторных экскаваторов в смену и времени на вспомогательные операции представлены на рис. 3.1-3.4.

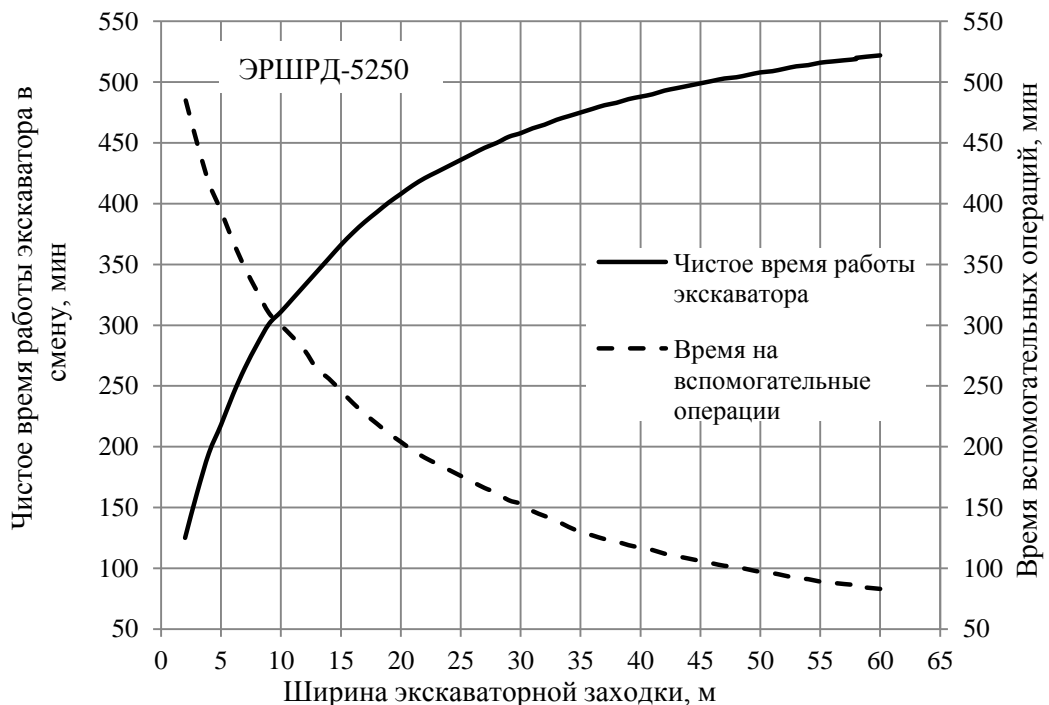


Рисунок 3.1 – Изменение продолжительности работы экскаватора ЭРШРД-5250 от ширины заходки [42]

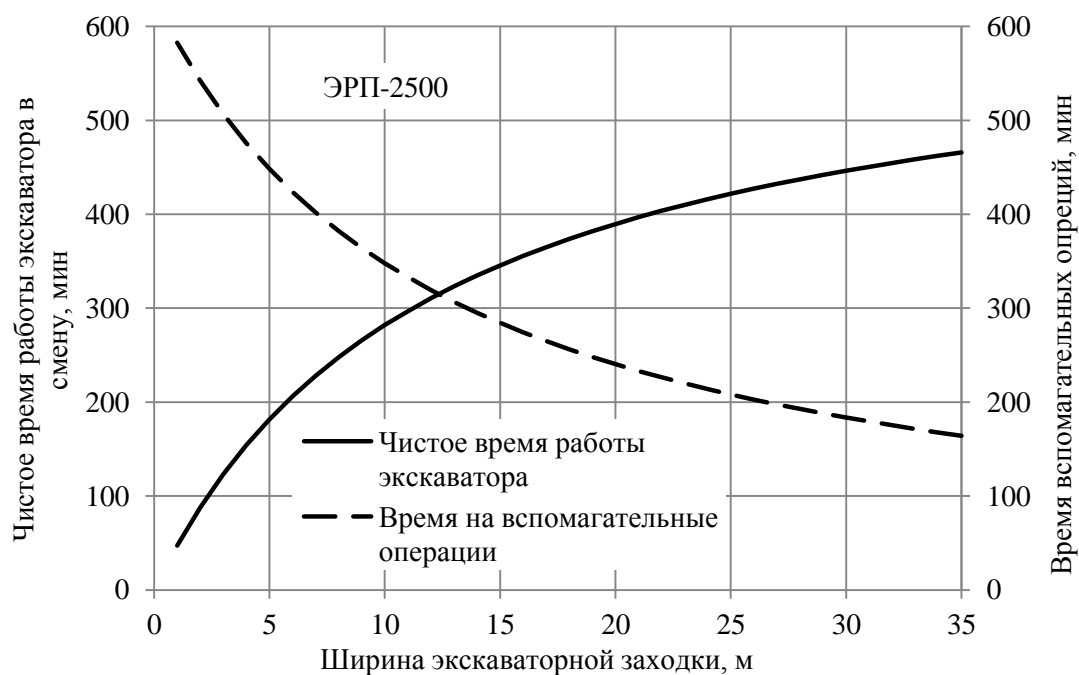


Рисунок 3.2 – Изменение продолжительности работы экскаватора ЭРП-2500 от ширины заходки

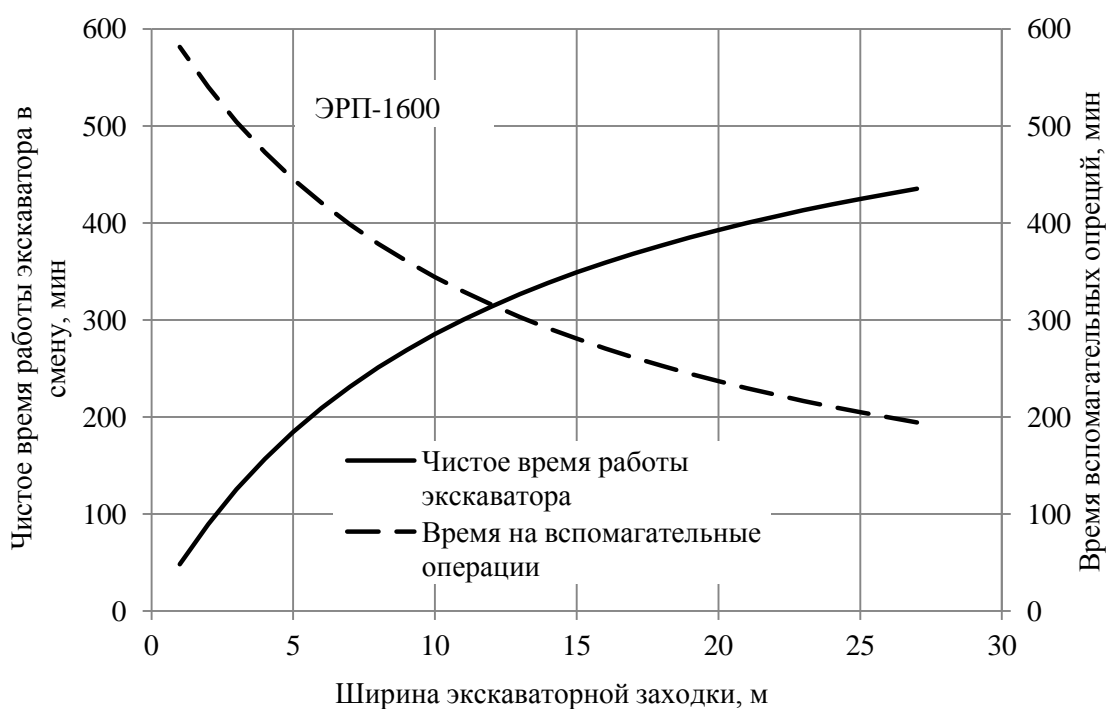


Рисунок 3.3 – Изменение продолжительности работы экскаватора ЭРП-1600 от ширины заходки

Так при отработке КЭБ роторным экскаватором ЭРП-2500 при уменьшении ширины заходки с 30 до 20 м чистое время работы экскаватора в смену

уменьшается с 446 до 390 мин, а время на вспомогательные операции увеличивается с 184 до 240 мин.

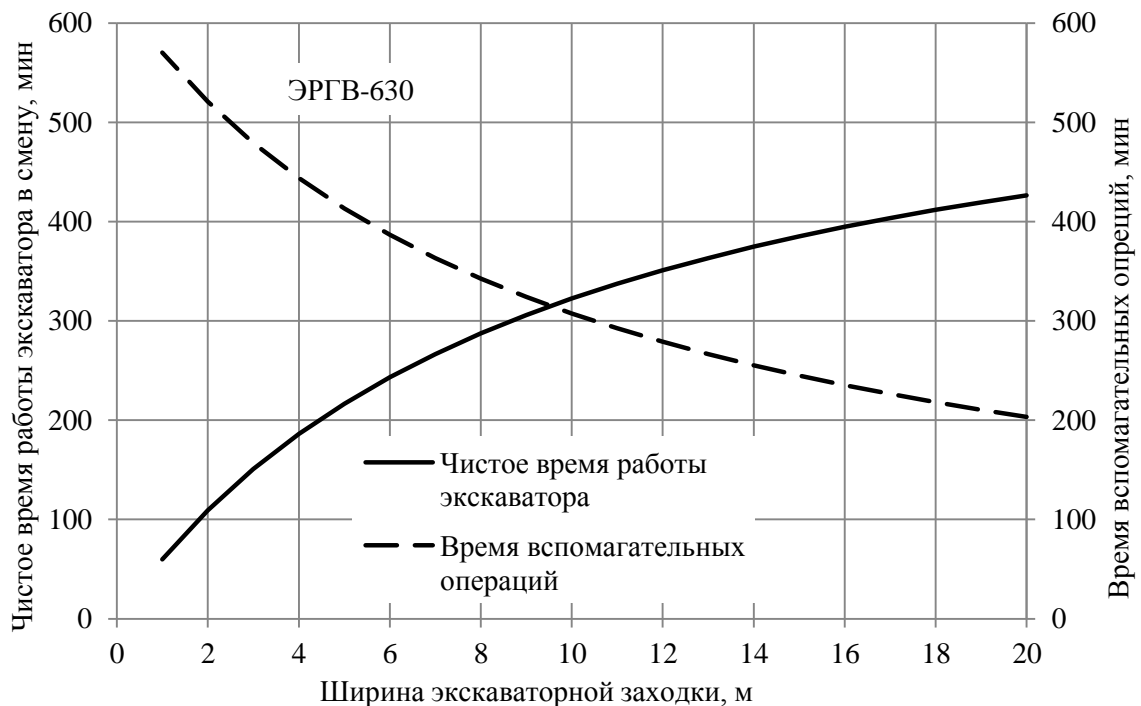


Рисунок 3.4 – Изменение продолжительности работы экскаватора ЭРГВ-630 от ширины заходки

Изменение ширины экскаваторной заходки с 20 до 12 м, с условием работы экскаватора ЭРГВ-630, ведет к сокращению времени чистой работы в смену на 76 мин и увеличения времени вспомогательных операций на 74 мин в смену.

При расчете забойной производительности экскаватора должно внимание необходимо уделить коэффициенту влияния забоя. Он учитывает потери времени: на переход к обработке новых стружек (перемещение экскаватора или подача ротора на забой); переход к обработке новых слоев (опускание роторного колеса и отъезд машины); переход к обработке следующего забойного блока (перемещение экскаватора к забою и подъем роторной стрелы), а также из-за серповидности стружек в плане уменьшения их высоты с внешней границы забоя.

По результатам расчетов получены зависимости изменения коэффициента влияния забоя и производительности роторных экскаваторов от ширины заходки, которые проиллюстрированы графиками на рис. 3.5-3.8.

Области на графиках (красная штриховка на рис. 3.5-3.8) показывают рациональную зону работы выемочно-погрузочных комплексов по условиям передвижки забойных конвейерных линий к следующему выемочному блоку и максимально возможной ширины экскаваторной заходки при включении объема полезного ископаемого предыдущего КЭБ.

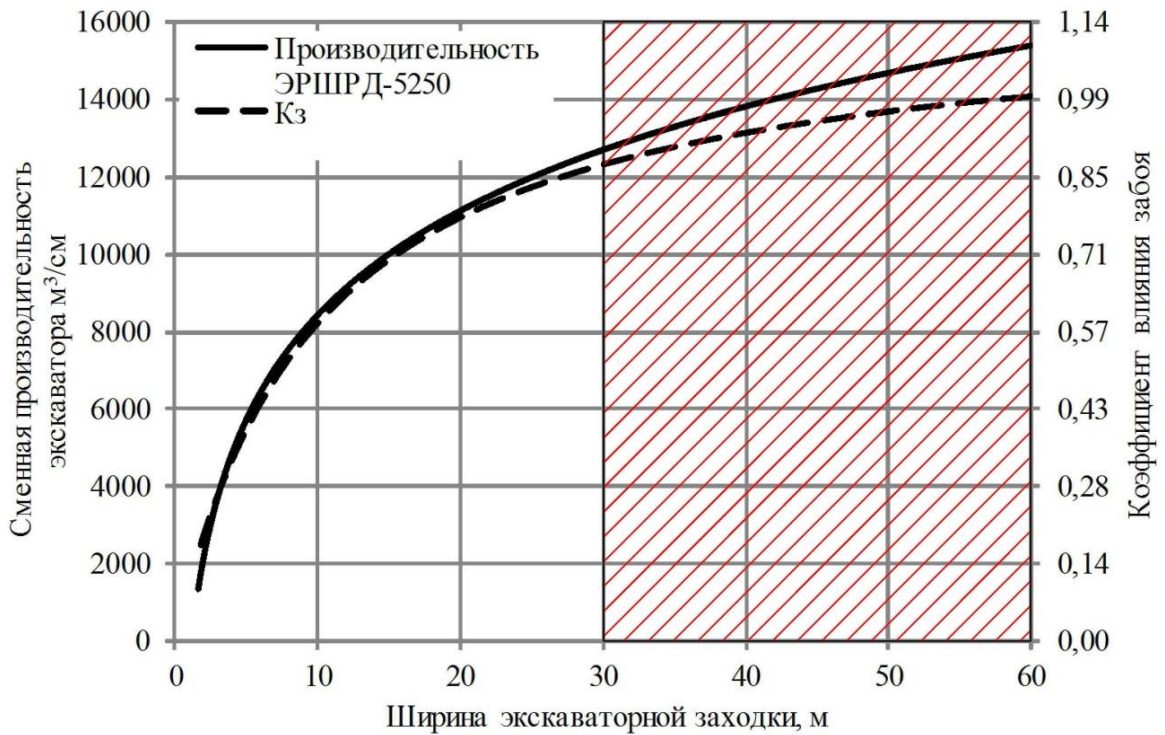


Рисунок 3.5 – Изменение коэффициента влияния забоя и сменной производительности роторного экскаватора ЭРШРД-5250 от ширины экскаваторной заходки

На вышеприведенном графике видно, что при уменьшении ширины обрабатываемого блока падает производительность выемочно-погрузочного оборудования, так при уменьшении ширины экскаваторной заходки с 50 до 30 м изменяется коэффициент забоя от 0,97 до 0,88, в результате чего уменьшается сменная производительность роторного экскаватора на 1988 м³/см.

Выделенная область на графике определяет возможность эффективной и безопасной добычи полезного ископаемого при веерной системе разработки в условиях разреза «Березовский-1» с минимальной шириной экскаваторной заходки равной 30 м.

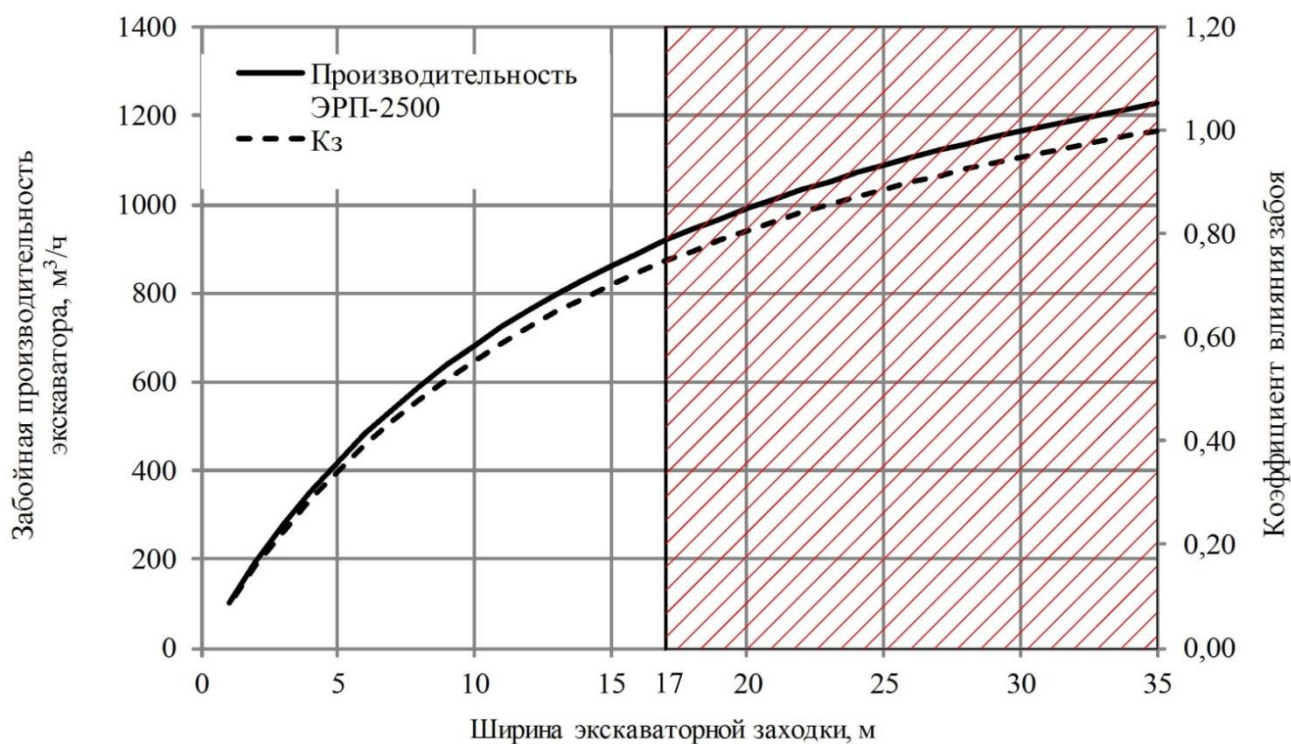


Рисунок 3.6 – Изменение коэффициента влияния забоя и сменной производительности роторного экскаватора ЭРП-2500 от ширины экскаваторной заходки

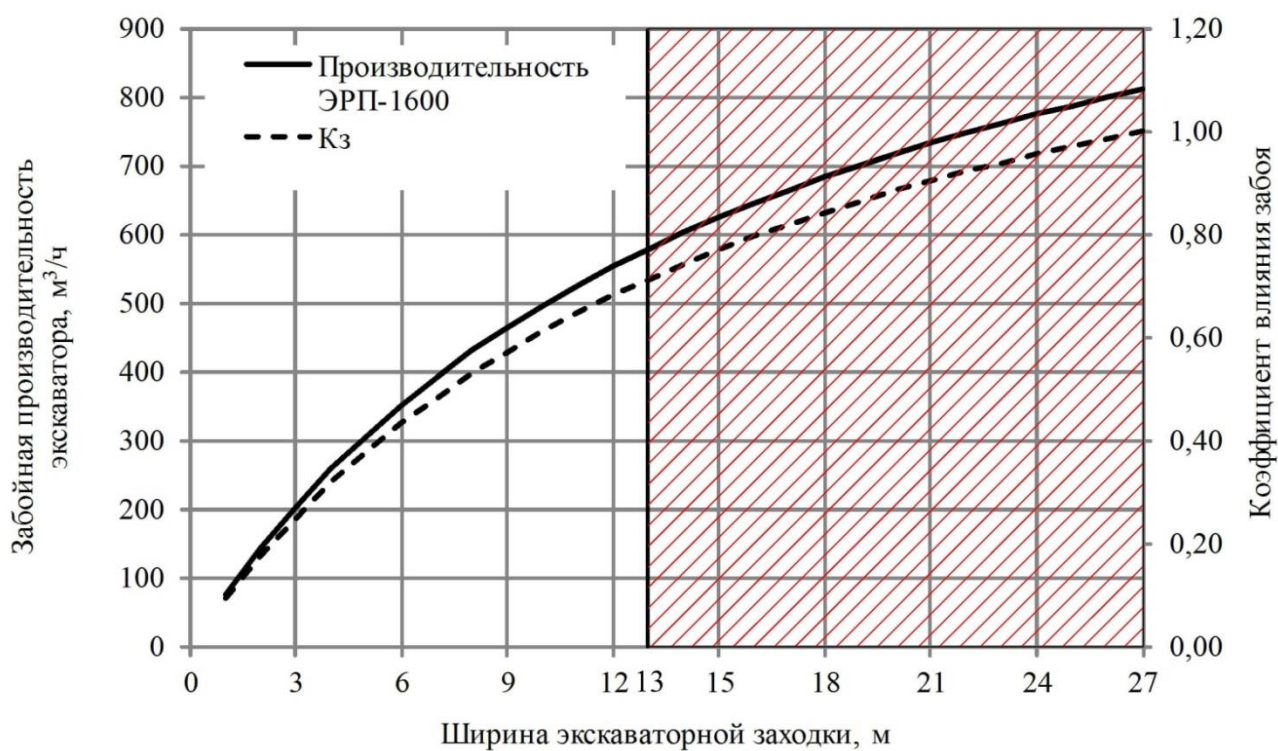


Рисунок 3.7 – Изменение коэффициента влияния забоя и сменной производительности роторного экскаватора ЭРП-1600 от ширины экскаваторной заходки

Увеличение забойной производительности роторного экскаватора ЭРП-1600 на $163 \text{ м}^3/\text{ч}$ происходит при изменении ширины экскаваторной заходки с 15 до 25 метров.

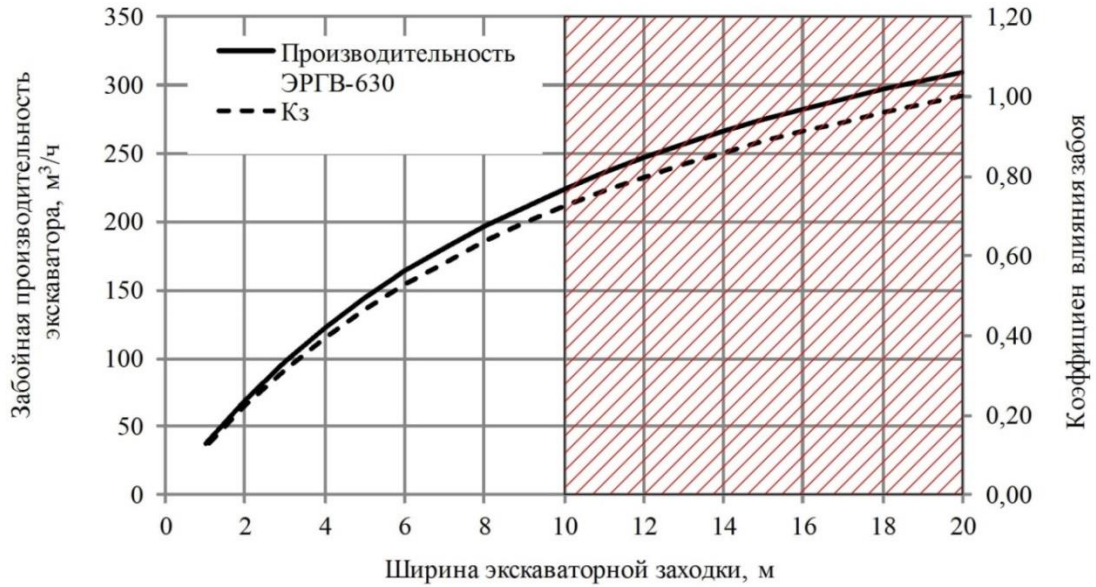


Рисунок 3.8 – Изменение коэффициента влияния забоя и сменной производительности роторного экскаватора ЭРГВ-630 от ширины экскаваторной заходки

Изменение производительности роторных комплексов от ширины экскаваторной заходки представлено на рис. 3.9.

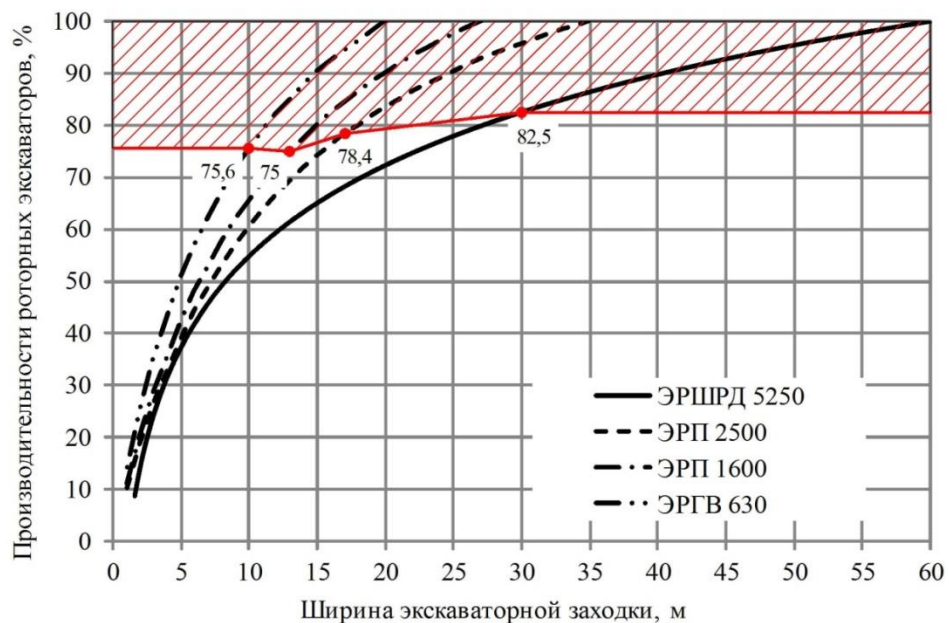


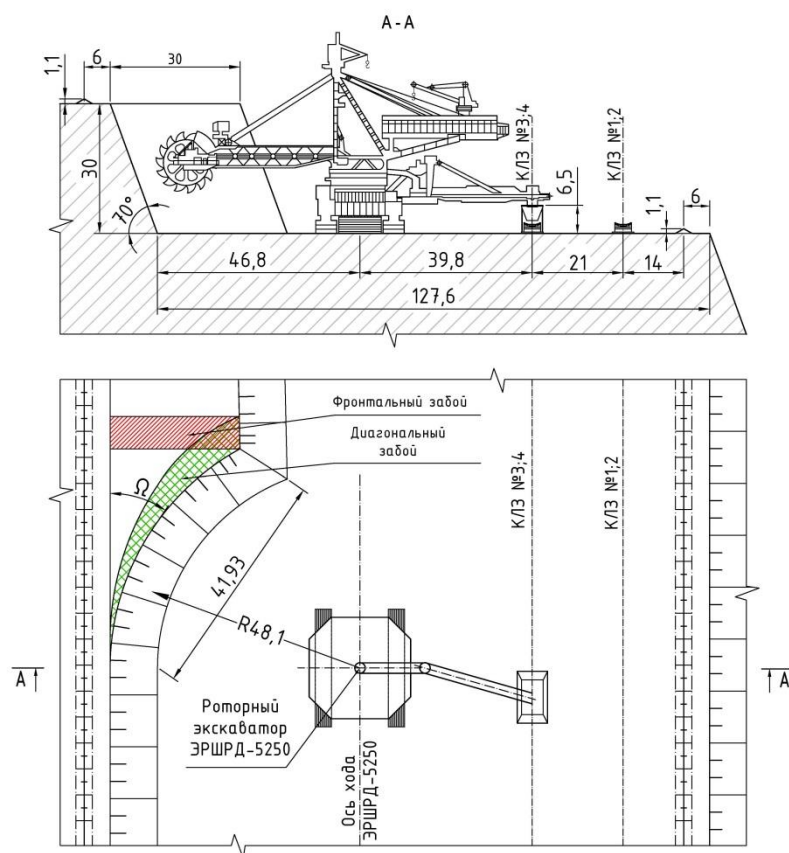
Рисунок 3.9 – Изменение производительности роторных экскаваторов от ширины заходки [57]

Таким образом, по всем исследованным параметрам верного подвигания фронта горных работ установлен рост производительности выемочно-погрузочного комплекса при увеличении ширины экскаваторной заходки, что, с одной стороны, подтверждает преимущества данной технологии, с другой – требует создания технологических способов отработки КЭБ, позволяющих стабилизировать производительность экскаваторов по всей длине фронта горных работ.

3.2 Мероприятия для стабилизации производительности роторных выемочно-погрузочных комплексов при отработке КЭБ

3.2.1 Работа роторного комплекса диагональным забоем

Анализ условий работы выемочно-погрузочного комплекса в постоянно изменяющихся горно-технических условиях позволил создать технологическую



схему отработки КЭБ не фронтальным, как при параллельном подвигании фронта, а диагональным забоем (рис. 3.10, 3.11). Особенностью данной схемы является то, что угол между забоем и линией фронта горных работ Ω – изменяется по мере отработки выемочного блока для обеспечения оптимальной ширины экскаваторной заходки [58].

Рисунок 3.10 – Параметры рабочей площадки верхнего добычного подустапа с шириной клиновидной заходки 30 м при работе диагональным забоем

На рис. 3.10 иллюстрированы параметры рабочей площадки добычного уступа при ширине заходки равной 30 м, на рис. 3.11 – при ширине экскаваторной заходки 10 м. Как видно на рисунках, организация работы роторного комплекса диагональным забоем позволяет увеличить ширину заходки, тем самым устранить работу экскаватора в узкой части КЭБ.

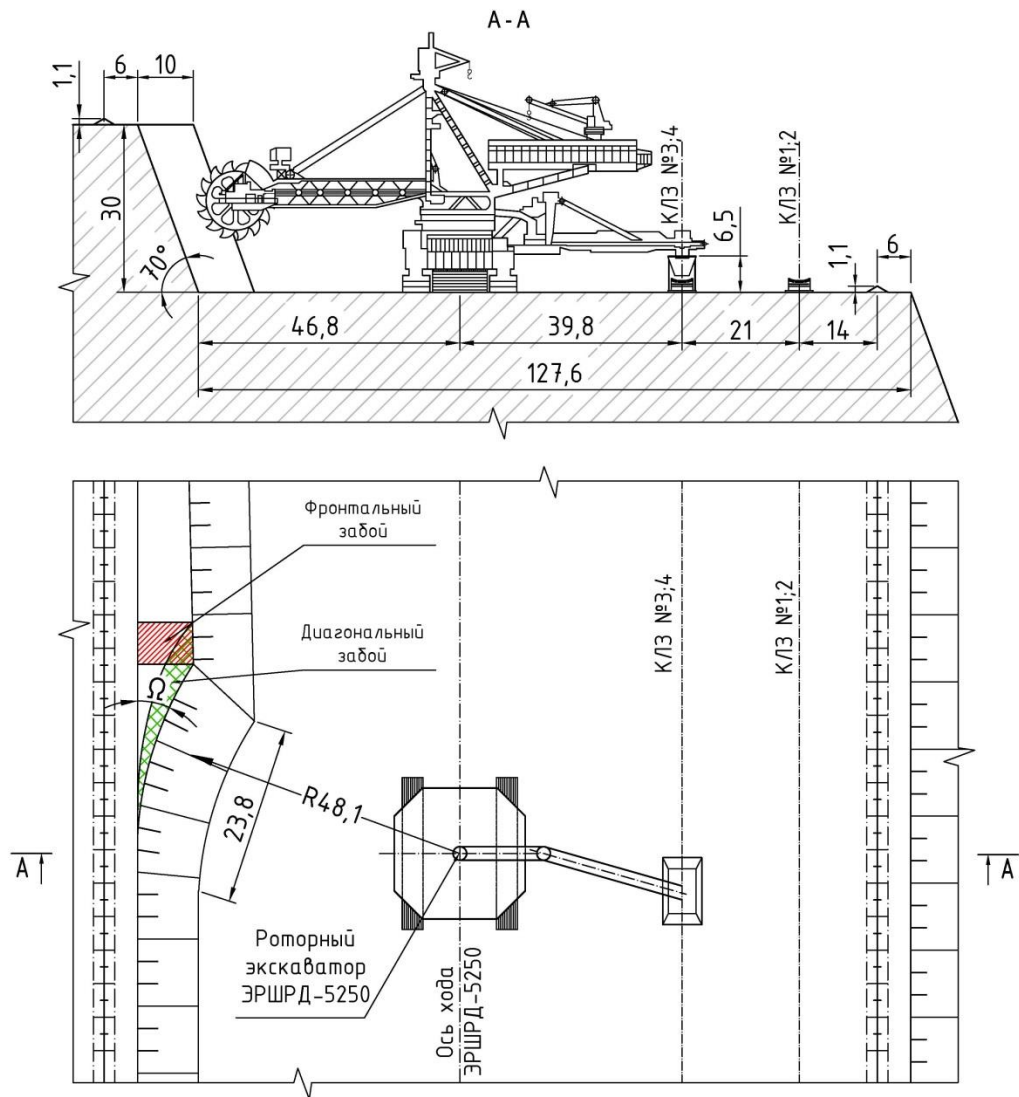


Рисунок 3.11 – Параметры рабочей площадки верхнего добычного подступа с шириной клиновидной заходки 10 м при работе диагональным забоем

Ширину диагонального экскаваторного забоя регулируем углом Ω между верхней бровкой экскаваторного забоя и контуром соседней заходки.

Для определения угла Ω рассмотрим клиновидную заходку в плане (рис. 3.12).

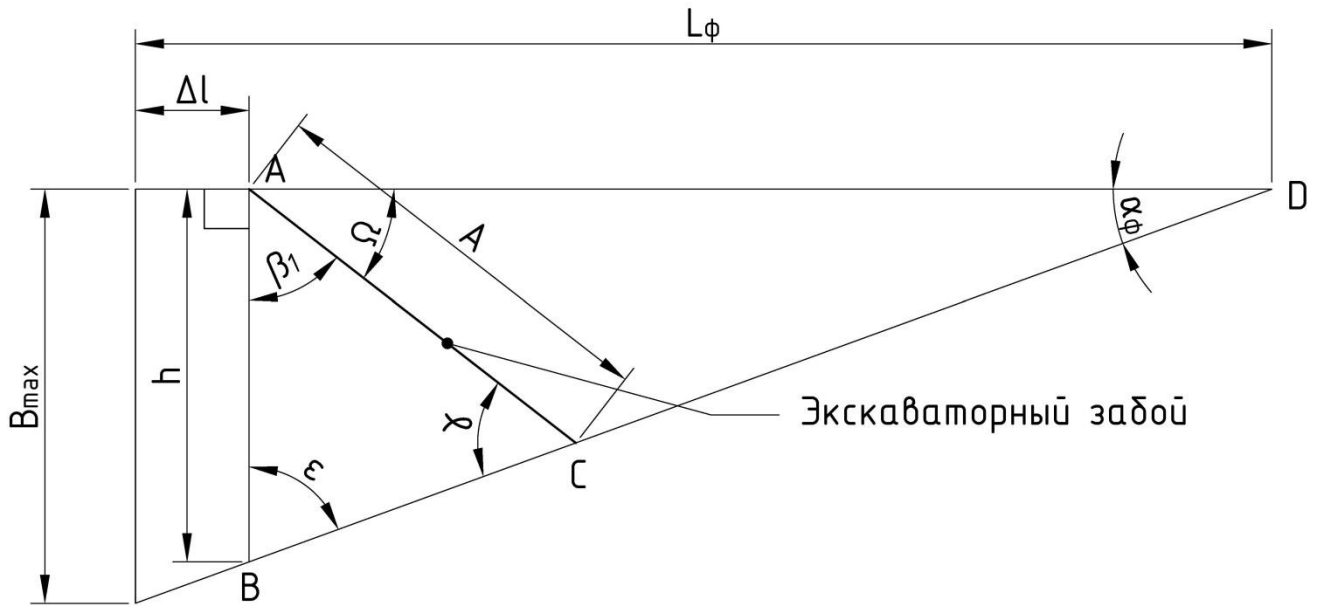


Рисунок 3.12 – Схема КЭБ в плане

На расстоянии шага передвижки экскаватора проводим перпендикуляр к границе следующей заходки, его длину определяем по формуле, м:

$$h = \operatorname{tg} \alpha_{\phi} \cdot (L_{\phi} - \Delta l), \quad (3.18)$$

где Δl – шаг передвижки экскаватора, м.

Из треугольника ABD находим угол ε , град:

$$\varepsilon = 180 - 90 - \alpha_{\phi}. \quad (3.19)$$

Тогда:

$$\gamma = \alpha_{\phi} \cdot \sin \left(\frac{h}{B_{\max}} \cdot \sin \varepsilon \right), \quad (3.20)$$

$$\beta_1 = 180 - \gamma - \varepsilon. \quad (3.21)$$

Определяем искомый угол, град:

$$\Omega = 90 - \beta_1, \quad (3.22)$$

или:

$$\Omega = \arcsin\left(\frac{\operatorname{tg}\alpha_\phi \cdot (L_\phi - \Delta l) \cdot \cos\alpha_\phi}{B_{\max}}\right) - \alpha_\phi. \quad (3.23)$$

На основании вышеприведенных уравнений был построен график (рис. 3.13) – изменение угла поворота забоя Ω от длины фронта горных работ.

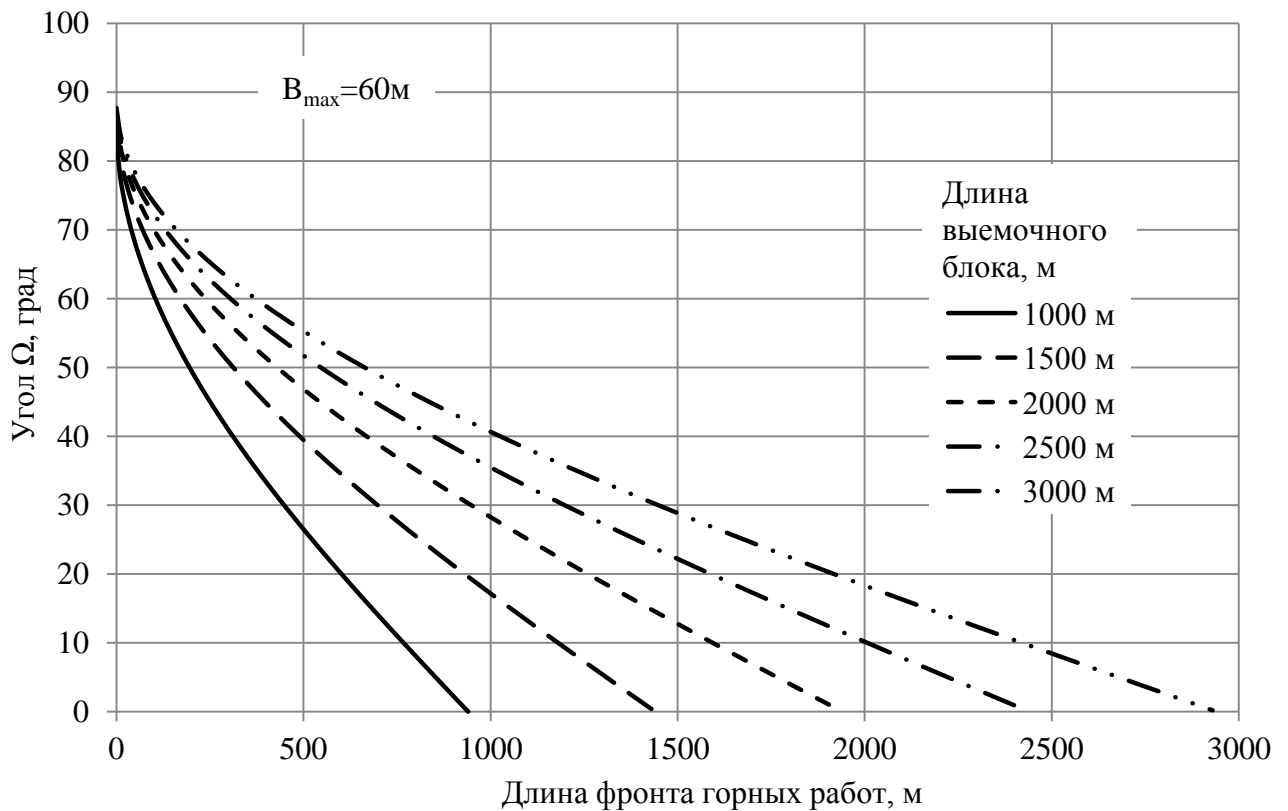


Рисунок 3.13 – Изменения угла поворота забоя от длины фронта горных работ

Видно, что угол поворота забоя Ω при длине выемочного блока 2500 м по мере отработки фронта горных работ от 1000 до 1500 м изменяется от 35 до 22 град., тем самым регулируя ширину экскаваторной заходки при отработке клиновидно-эксплуатационного блока.

Также построен график изменения ширины экскаваторной заходки при отработке КЭБ фронтальным и диагональным забоем (рис. 3.14).

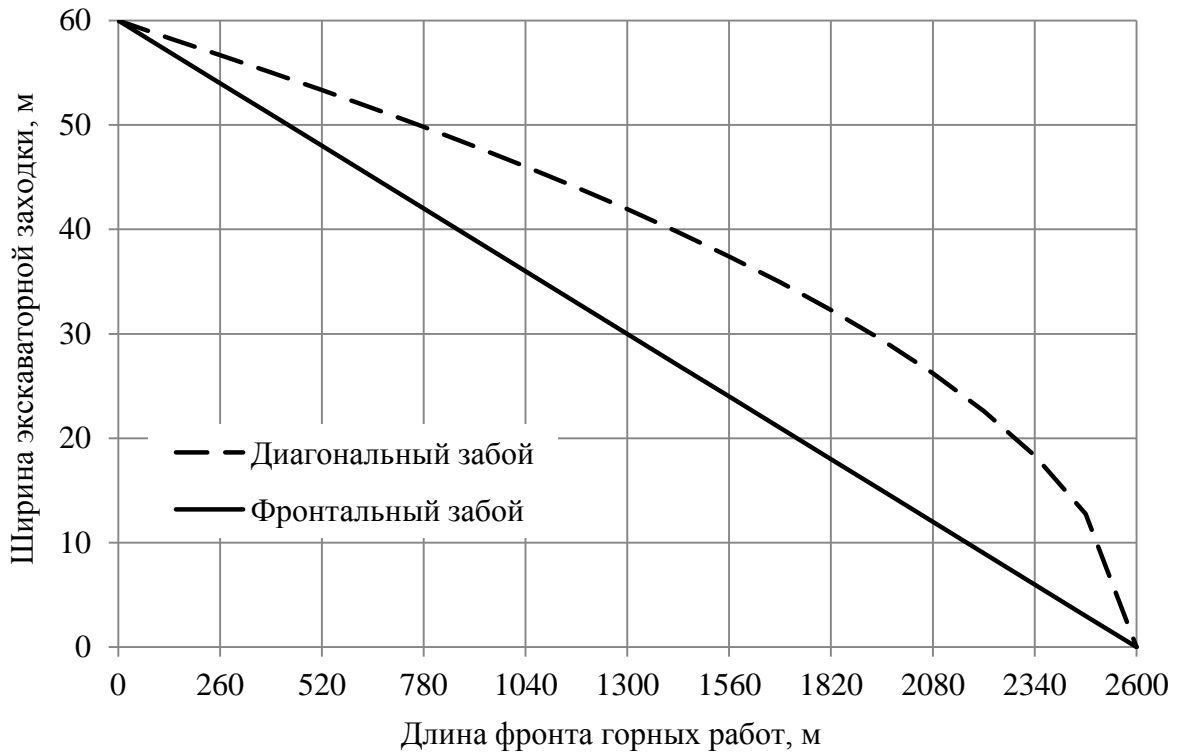


Рисунок 3.14 – Изменения ширины экскаваторной заходки от длины фронта горных работ

При отработке КЭБ диагональным забоем ширина экскаваторной заходки больше чем фронтальным, так, при отработке участка горных работ – 1500 м ширина экскаваторной заходки при диагональном забое будет равна 42 м, а фронтальным 30 м. Таким образом, вышеприведенный технологический способ позволяет регулировать ширину экскаваторной заходки по всей длине фронта горных работ.

3.2.2 Технологический способ отработки КЭБ блочной выемкой

Для исключения работы выемочно-погрузочного комплекса в узких частях КЭБ предлагается следующий технологический способ [59].

Отработку выемочных блоков производят с фланга максимальной шириной экскаваторной заходки V_{\max} по направлению к стационарному поворотному пункту на расстояние $L_{\phi 1}$, позволяющее осуществить поворот забойных транспортных коммуникаций к следующему выемочному блоку (рис. 3.15). Последующие выемочные блоки отрабатывают по вышеприведенной схеме, при этом вовлекая в разработку неотработанные участки предыдущего хода [60].

Таким образом, исключается работа выемочно-погрузочного комплекса в узких частях КЭБ за счет блочной выемки.

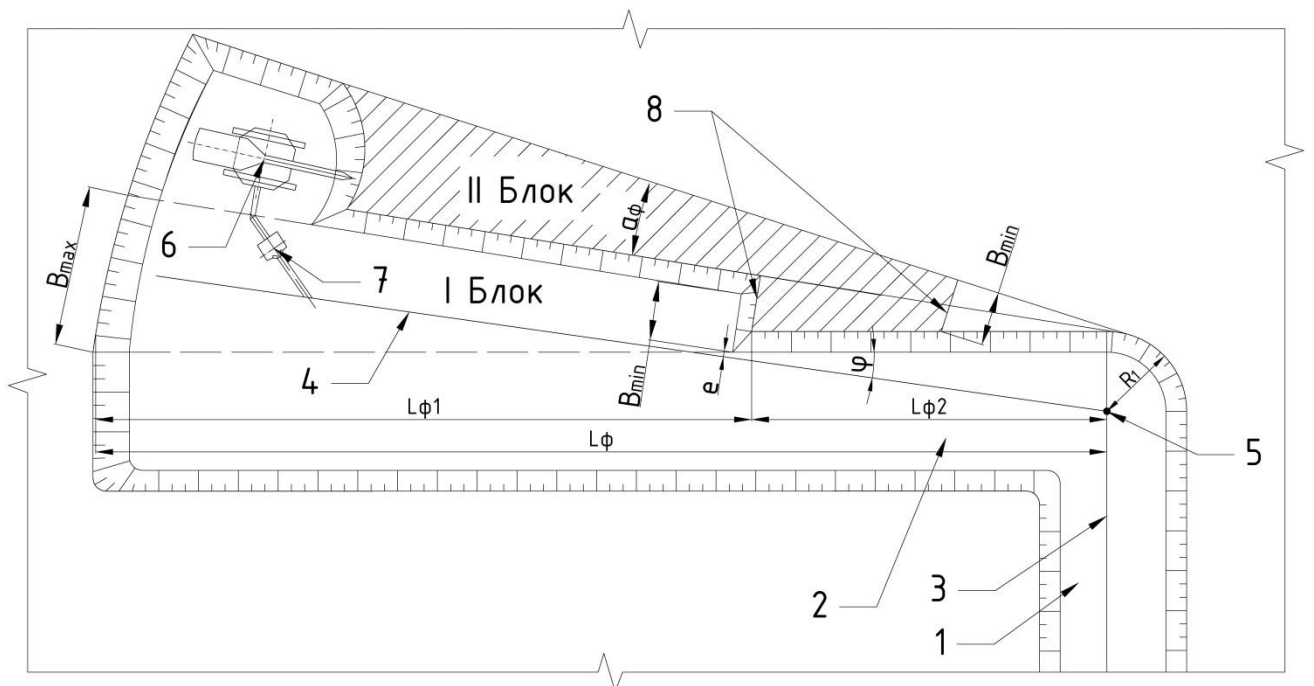


Рисунок 3.15 – Технологическая схема блочной выемки КЭБ:

1 – капитальная траншея; 2 – разрезная траншея; 3 – магистральные транспортные коммуникации; 4 – забойные транспортные коммуникации; 5- стационарный поворотный пункт; 6 – роторный комплекс; 7 – перегружатель; 8 – линия прекращения работ на i -ом выемочном блоке

Необходимое расстояние отработки выемочного блока, м:

$$L_{\phi 1} = L_{\phi} - L_{\phi 2}, \quad (3.24)$$

где $L_{\phi 2}$ – длина неотработанного участка КЭБ, м:

$$L_{\phi 2} = \frac{R_1}{\operatorname{tg} \varphi} - \frac{e}{\sin \varphi}, \quad (3.25)$$

где e – безопасное расстояние от забоя до транспортных коммуникаций, м; φ – угол между транспортными коммуникациями и первоначальной линией фронта горных работ, град.

Реализация данного технологического способа предусматривает выемку КЭБ разной длины a , следовательно, и объема. На основании вышеприведенных зависимостей была построена диаграмма изменения объема выемочных блоков по мере развития фронта горных работ в плане (рис. 3.16) с технологическими параметрами, аналогичными верхнему добычному подступу разреза «Березовский-1»: длина фронта горных работ (L_{ϕ})-2600 м; максимальная ширина на фланге (B_{\max})-60 и мощностью слоя выемки (h_y)-30 м.

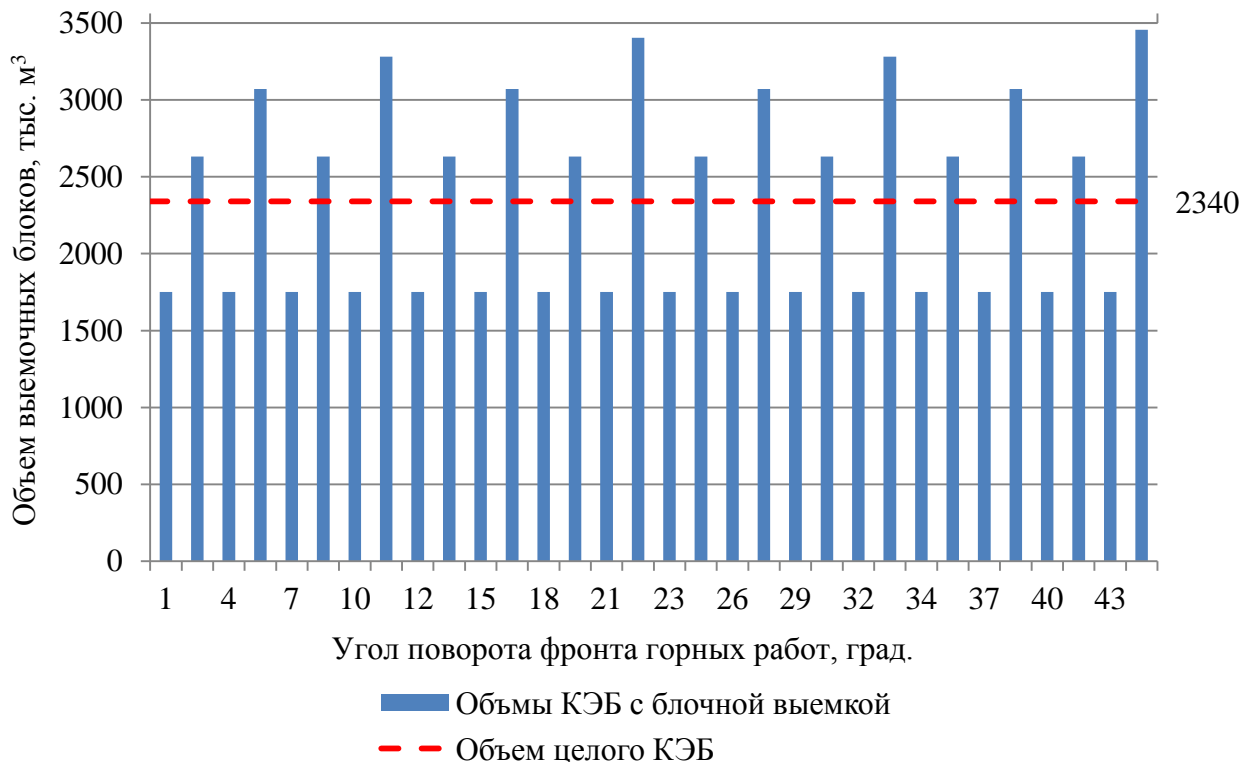


Рисунок 3.16 – Изменения объема выемочных блоков от угла поворота фронта горных работ при использовании блочной выемки

Таким образом, выемка горной массы по вышеприведенному способу сопровождается изменением объема выемочного блока на каждую передвижку забойных транспортных коммуникаций, так при развитии горных работ с 1 до 3 град. объем выемочного блока увеличивается на 881 тыс. м³, с условием $R_1=100$ м.

Применение блочной выемки КЭБ позволяет отрабатывать выемочные блоки до ширины экскаваторной заходки равной: $V_{\min} = 0,5 \cdot V_{\max}$, с условием передвижки линии забойных транспортных коммуникаций к следующему КЭБ.

3.2.3 Технологический способ обработки КЭБ с проходкой опережающей выработки

Во избежание работы роторного комплекса в узких частях вынимаемого блока предлагается следующее технологическое решение: проходка опережающей выработки у поворотного пункта.

Перед началом выемки КЭБ во избежание снижения производительности выемочно-погрузочного комплекса, из-за уменьшения ширины экскаваторной заходки производят проходку опережающей выработки от поворотного пункта в направлении границы карьерного поля в пределах выемочного участка. Параметры опережающей выработки составляют: ширина V_{\max} ; длина $L_{в.}$. Выработку проходят на длину до участка фронта работ, где появляется V_{\min} – допустимо минимальная ширина экскаваторной заходки в КЭБ (рис. 3.17).

После проходки опережающей выработки ведется разработка КЭБ в направлении границы карьерного поля. Оработка данного участка осуществляется в две заходки по челноковой схеме без передвижки транспортных коммуникаций. После полной выемки КЭБ выемочно-погрузочный комплекс разрабатывает новую опережающую выработку с погрузкой полезного ископаемого на магистральные транспортные коммуникации, одновременно с этим осуществляется передвижка забойных транспортных коммуникаций, что ведет к непрерывной подаче полезного ископаемого, после чего происходит повторение вышеперечисленных технологических операций [61].

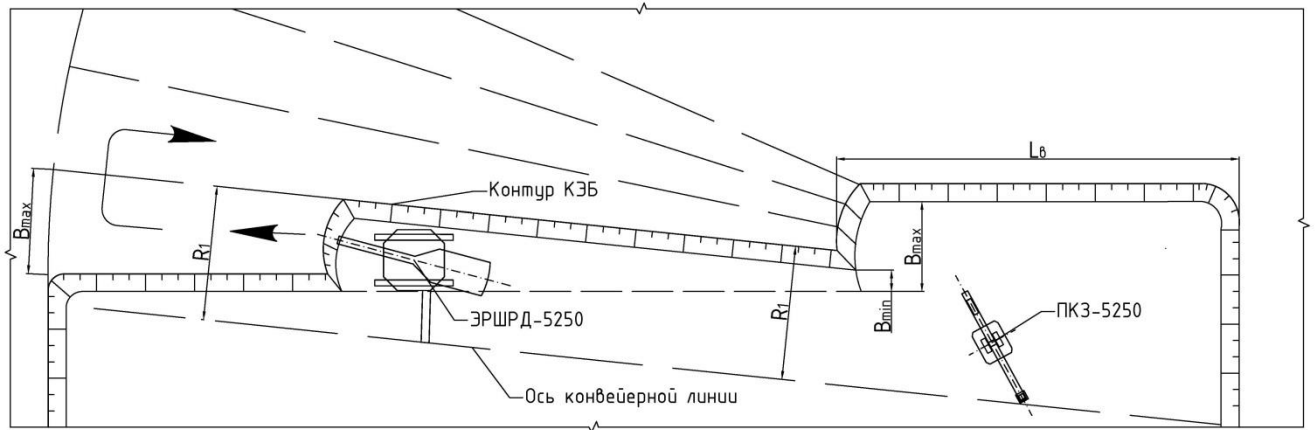


Рисунок 3.17 – Опережающая выработка при отработке КЭБ

Однако проходка опережающей выработки у поворотного пункта с целью компенсации критического снижения производительности роторного экскаватора, возможна лишь для верхнего угольного уступа и связана с необходимостью строительства аналогичных ниш по всем вскрышным уступам. Это, даже при минимальных ее параметрах по углю (длина 300 м и ширина 60 м), требует выполнения внеочередного объема вскрышных работ в размере от 2,0 млн. м³ (см. табл. 3.3).

Таблица 3.3 – Параметры опережающей выработки на фланге у поворотного пункта на примере разреза «Березовский-1» [42]

Длина выработки, м	Ширина выработки, м	Ширина добычной заходки у выработки, м	Количество обрабатываемых добычных заходок, ед	Объём угля в выработке, м ³	Объём вскрышных работ для проходки опережающей выработки, м ³
300	60	7	8	540000	2 030 400
350	60	8	7	630000	2 210 400
400	60	9	6	720000	2 390 400
450	60	10,5	5	810000	2 570 400
500	60	11,5	5	900000	2 750 400
550	60	13	4	990000	2 930 400
600	60	14	4	1080000	3 110 400
650	60	15	4	1170000	3 290 400
700	60	16	3	1260000	3 470 400

Проходка опережающей выработки у поворотного пункта для устранения снижения производительности роторного экскаватора решает проблему работы выемочно-погрузочного оборудования в узкой части экскаваторной заходки. Так при длине опережающей выработки равной 550 м, минимальная ширина экскаваторной заходки последующих 4-х выемочных блоков будет равна 13 метрам или 21 % от максимальной ширины экскаваторной заходки.

Вышеизложенное доказывает изменение производительности роторного экскаватора при работе в клиновидно-эксплуатационном блоке, а также необходимость в использовании специальных технологических решений, позволяющих повысить эффективность выемки запасов полезного ископаемого при веерном подвигании фронта горных работ и регулировать производительность выемочно-погрузочной техники в постоянно изменяющихся горно-технических условиях.

При веерной системе разработки в процессе подготовки горных пород к выемке требуется удаление вскрышных пород выемочными блоками переменной ширины (КЭБ) аналогичных по форме как на добычных работах. Таким образом, на примере разреза «Березовский-1», где вскрышные работы ведутся экскаваторами типа мехлопата, были проведены исследования изменения производительности выемочно-погрузочного оборудования циклического действия при отработке КЭБ.

3.3 Динамика производительности выемочно-погрузочного оборудования циклического действия при отработке КЭБ

В данном разделе рассматривается изменение производительности экскаваторов типа мехлопата от ширины заходки при отработке КЭБ. Не вызывает сомнения утверждение об изменении производительности экскаватора при переходе на веерное подвигание фронта. Основной причиной изменения производительности является увеличение времени вспомогательных операций,

связанных с подъездами экскаватора, его маневрированием, врезкой в новую заходку, частыми переездами из-за уменьшения ширины заходки и др.

Методика расчета производительности экскаваторов типа мехлопата заключается в определении эксплуатационной производительности при работе клиновидной заходки с учетом дополнительных затрат времени на вспомогательные операции при частых переездах экскаватора из-за уменьшения ширины заходки. Выемочный блок по длине разбивается на количество участков, соответствующих количеству переездов экскаватора с одной точки работы на следующую, т.е. на расстояние равному $R_{ч.у.}$ работающего экскаватора и по мере роста количества передвижек экскаватора пропорционально увеличивается время на вспомогательные операции, которое вычитается из чистого времени работы выемочно-погрузочного оборудования за смену.

Методика определения производительности выемочной техники циклического действия [54]:

Теоретическая производительность экскаватора, $м^3/ч$:

$$Q_{теор} = 3600 \cdot V \cdot t^{-1}, \quad (3.26)$$

где V – вместимость ковша экскаватора, $м^3$; t – время рабочего цикла, с.

Техническая производительность экскаватора, $м^3/ч$:

$$Q_{тех} = Q_{теор} \cdot \kappa_3 \cdot \frac{t_p}{t_p + t_n}, \quad (3.27)$$

где κ_3 – коэффициент экскавации, $\kappa_3 = \kappa_n \cdot \kappa_p^{-1}$; κ_n – коэффициент наполнения ковша; κ_p – коэффициент разрыхления породы; t_p – время непрерывной работы на одном месте, мин; t_n – время передвижки экскаватора на другое место работы, мин.

Действительный объем породы, обрабатываемый за смену, определяется из следующей зависимости, м³/см:

$$Q_3 = Q_{\text{тех}} \cdot T \cdot k_{\text{ис}}, \quad (3.28)$$

где T – продолжительность смены, ч; $k_{\text{ис}}$ – коэффициент использования сменного времени экскаватора, при погрузке в железнодорожный транспорт $k_{\text{ис}} = 0,5 \div 0,8$, в автосамосвалы, на конвейер и в отвал $k_{\text{ис}} = 0,8 \div 0,9$.

Для исследования изменения производительности выемочной техники циклического действия в КЭБ были выбраны 5 экскаваторов с различными техническими и технологическими параметрами, исходные данные которых представлены в табл. 3.4.

Таблица 3.4 – Исходные данные для расчета производительности экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8, ЭКГ-10, Hitachi EX3600-6 LD, P&H 2300 XPC [54]

Показатели	Обоз.	Ед. изм.	ЭКГ-5	ЭКГ-8	ЭКГ-10	Hitachi EX3600-6 LD	P&H 2300 XPC
Емкость ковша	V	м ³	5	8	10	21	25
Ширина экскаваторной заходки	A _н	м	15	20	21	26	21
Максимальная высота черпания	H _{чmax}	м	10,3	12,5	13,5	16,3	13,5
Радиус черпания уровне стояния	R _{чу}	м	9,04	12,2	12,6	15,22	14,2
Наибольшая высота разгрузки	H _{рmax}	м	6,7	9,2	8,6	10,99	8,5
Скорость передвижения	v	км/ч	0,55	0,45	0,42	0,4	0,39
Масса	m	т	196	370	395	359	774,8
Среднее удельное давление на грунт		Мпа	0,211	0,199	0,216	0,178	0,288
Продолжительность смены	T	ч	11	11	11	11	11
Коэффициент использования сменного времени экскаватора	K _{ис}	ед	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85
Продолжительность цикла экскавации	T _ц	с	43	63	65	68	70
Коэффициент наполнения ковша	k _н	ед	0,9	0,9	0,85	0,9	0,9
Коэффициент разрыхления породы	k _р	ед	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3
Коэффициент экскавации	k ₃	ед	0,69	0,69	0,65	0,69	0,69

Результаты расчетов производительности экскаваторов при оптимальных горно-технологических условиях представлены в табл. 3.5

Таблица 3.5 – Результаты расчета производительности экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8, ЭКГ-10, Hitachi EX3600-6 LD, P&H 2300 XPC

Показатели	Обоз.	ед. изм.	ЭКГ-5	ЭКГ-8	ЭКГ-10	Hitachi EX3600-6 LD	P&H 2300 XPC
Объем экскаваторной заходки	V_3	м ³	600	1920	2730	4680	3549
Время на отработку одной заходки	t_3	мин	83	252	296	253	166
Время подъезда экскаватора на новую заходку	$t_{под}$	мин	5	7	9	11	13
Время на вспомогательные операции	$t_{всп}$	мин	7	7	7	7	7
Теоретическая производительность	$Q_{теор}$	м ³ /ч	435	457	554	1112	1286
Техническая производительность	$Q_{техн}$	м ³ /ч	263	300	344	718	794
Сменная производительность	$Q_{см}$	м ³ /см	2460,9	2803,4	3212,1	6717,8	7425,8

При расчете производительности должное внимание необходимо уделить объему вынимаемой заходки, которая определяется параметрами выемочного оборудования, а именно максимальным радиусом и высотой черпания. Объем экскаваторной заходки определяет время непрерывной работы выемочной техники, однако веерная система разработки предполагает что, по мере отработки выемочного блока произойдет уменьшение объема заходки тем самым, увеличивая количество перегонов экскаватора и времени на вспомогательные операции. Изменение времени чистой работы экскаваторов в смену и времени на вспомогательные операции при отработке КЭБ представлено на рис. 3.18-3.22.

При отработке КЭБ экскаватором ЭКГ-5 при увеличении ширины заходки с 6 до 14 м чистое время работы экскаватора в смену увеличивается с 484 до 571 мин, а время на вспомогательные операции уменьшается с 176 до 89 мин.

Аналогичная зависимость наблюдается и при отработке КЭБ экскаватором P&H 2300 XPC, так, с увеличением ширины заходки с 8 до 20 м, чистое время

работы экскаватора в смену увеличивается с 501 до 586 мин, тогда как время на вспомогательные операции уменьшается с 159 до 74 мин.

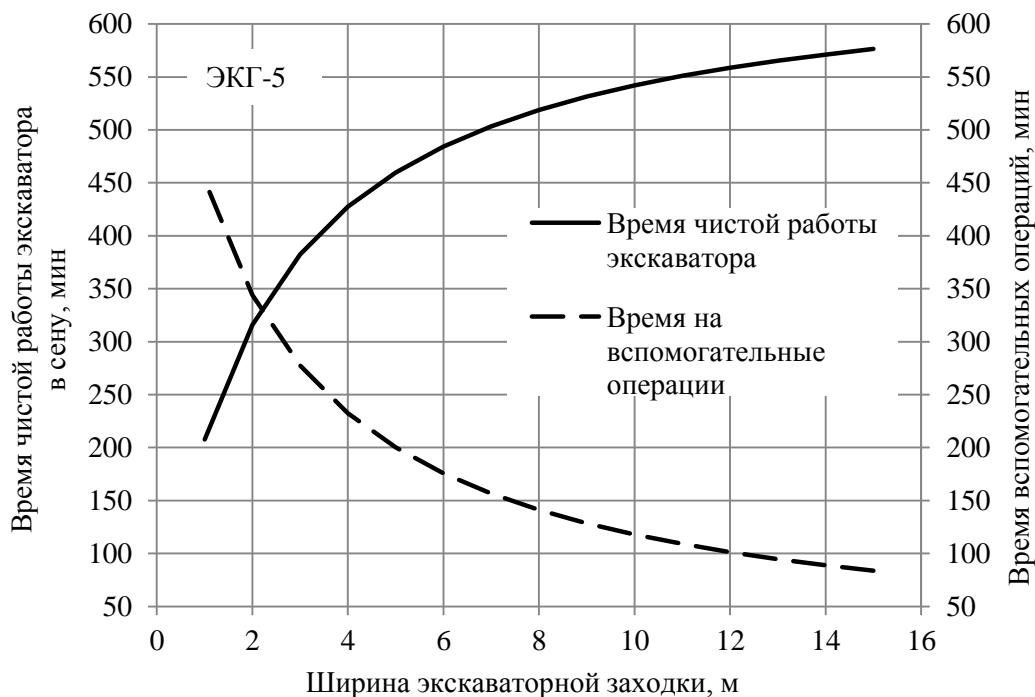


Рисунок 3.18 – Изменение времени чистой работы ЭКГ-5 в смену и времени вспомогательных операций от ширины заходки

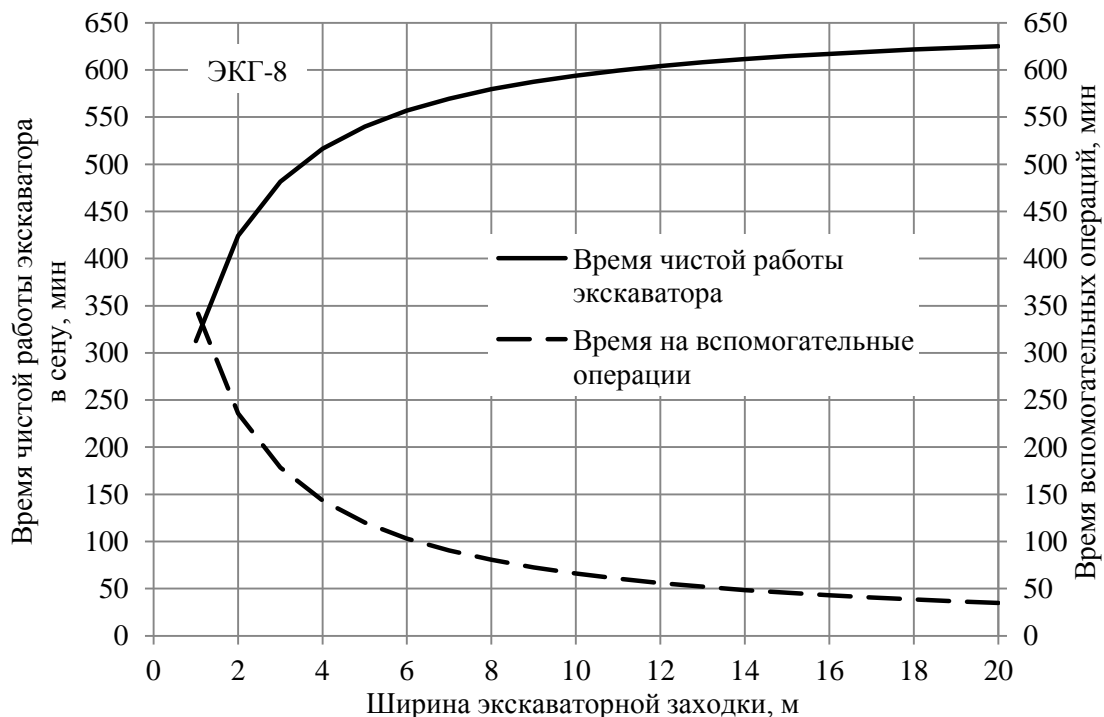


Рисунок 3.19 – Изменение времени чистой работы ЭКГ-8 в смену и времени вспомогательных операций от ширины заходки

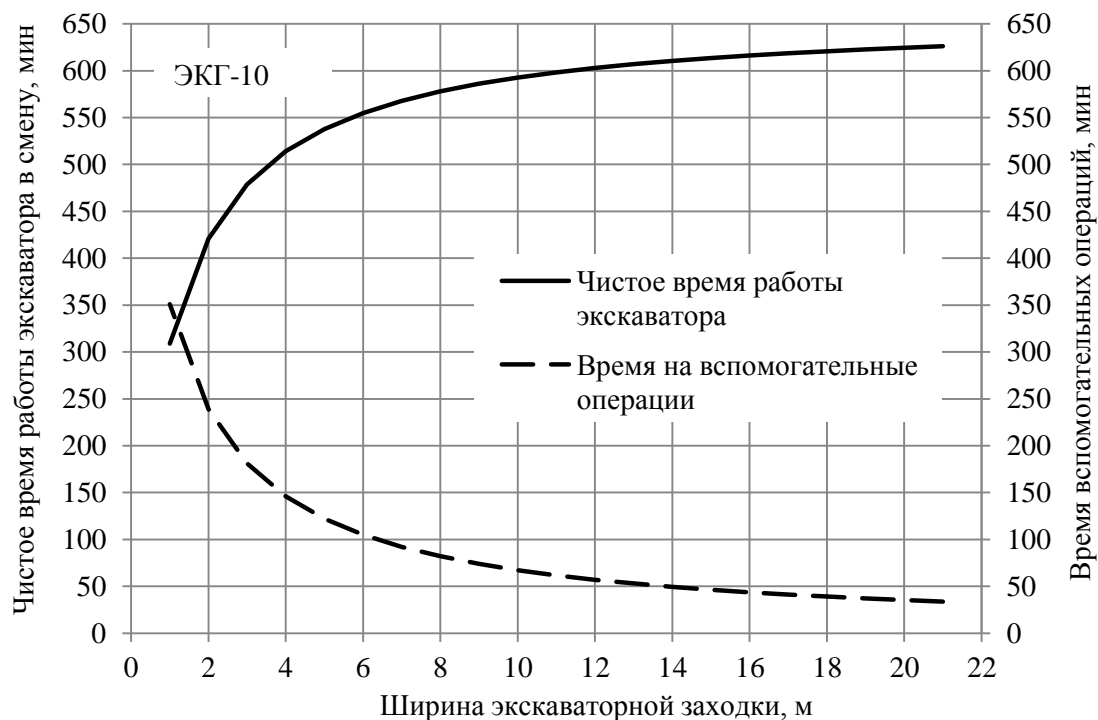


Рисунок 3.20 – Изменение времени чистой работы ЭКГ-10 в смену и времени вспомогательных операций от ширины заходки

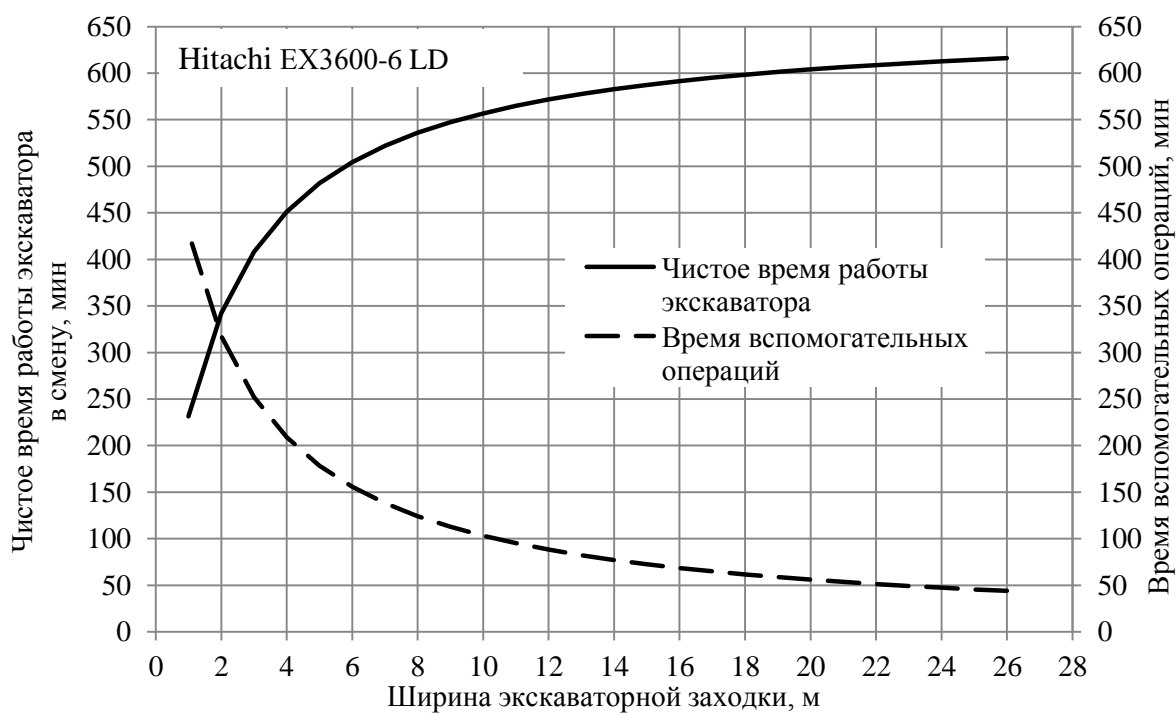


Рисунок 3.21 – Изменение времени чистой работы Hitachi EX3600-6 LD в смену и времени вспомогательных операций от ширины заходки

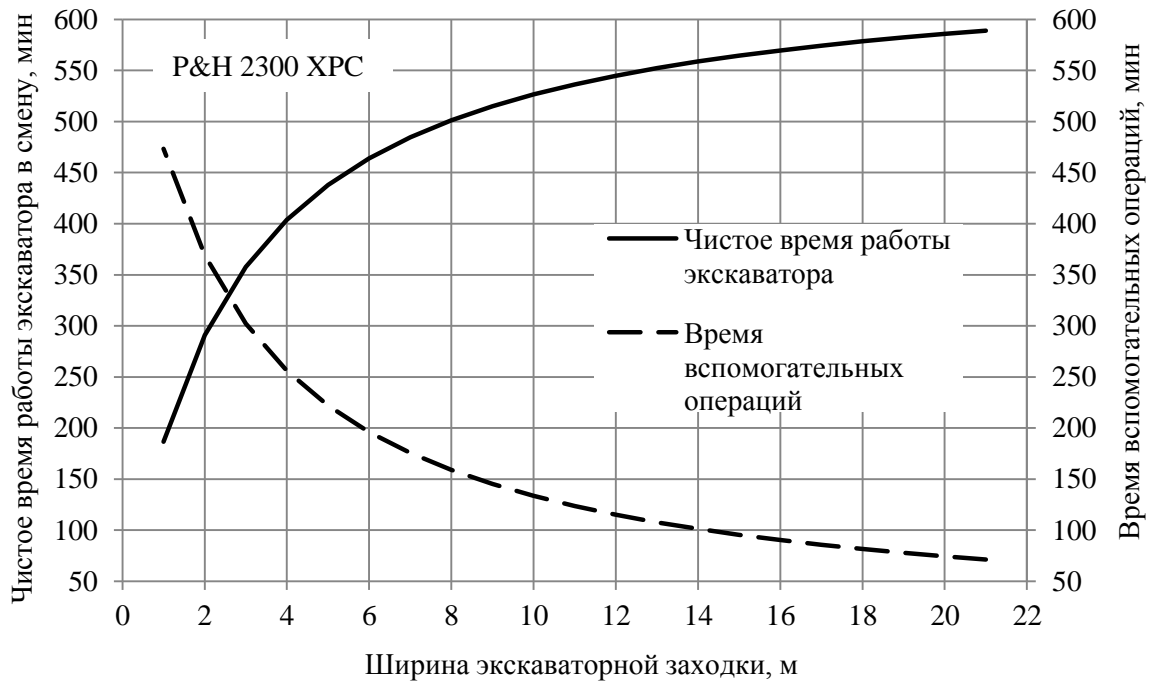


Рисунок 3.22 – Изменение времени чистой работы P&H 2300 XPC в смену и времени вспомогательных операций от ширины заходки

Из вышеприведенных графиков видно, что при уменьшении ширины экскаваторной заходки падает время чистой работы экскаватора в смену и увеличивается время на вспомогательные операции, которые влияют на сменную производительность выемочного комплекса. Изменение производительности отечественных (рис. 3.23) и зарубежных (рис. 3.24) выемочных машин представлены на следующих рисунках.

Изменение ширины экскаваторной заходки влияет на техническую производительность выемочно-погрузочных комплексов циклического действия, так при уменьшении ширины экскаваторной заходки с 14 до 4 м техническая производительность отечественных экскаваторов циклического действия уменьшается: при работе экскаватора ЭКГ-5 на $66 \text{ м}^3/\text{ч}$; ЭКГ-8 на $45 \text{ м}^3/\text{ч}$; ЭКГ-10 на $53 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Уменьшение технической производительности зарубежных экскаваторов циклического действия, а именно, Hitachi EX3600-6 LD на $116 \text{ м}^3/\text{ч}$ и P&H 2300 XPC на $164 \text{ м}^3/\text{ч}$, происходит в результате изменения ширины экскаваторной заходки с 20 до 6 м.

Области на графиках (красная штриховка на рис. 3.23-3.24) показывают оптимальную зону работы выемочно-погрузочных комплексов по условию максимально возможной ширины экскаваторной заходки при включении объема горной массы предыдущего КЭБ.

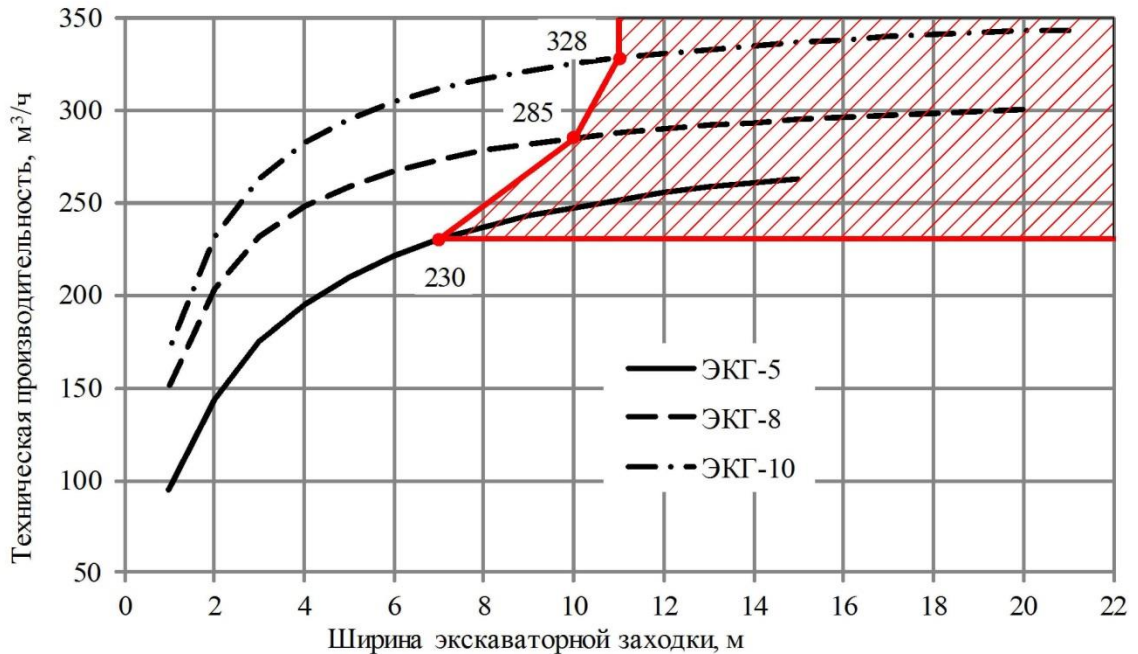


Рисунок 3.23 – Изменение производительности отечественных экскаваторов от ширины заходки

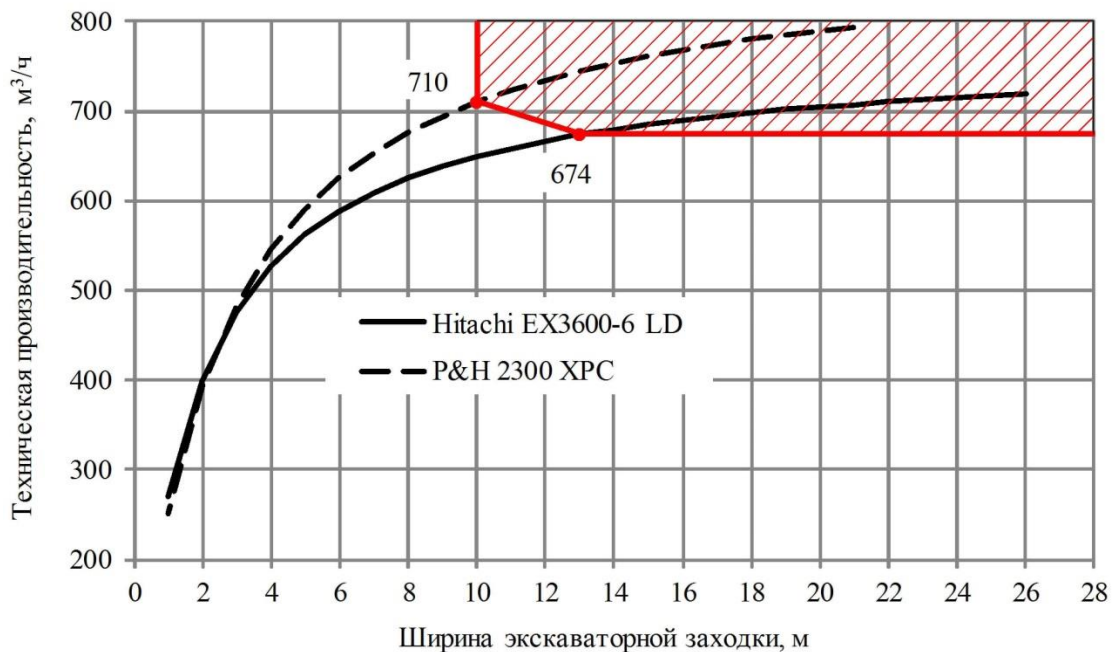


Рисунок 3.24 – Изменение производительности зарубежных экскаваторов от ширины заходки

В свою очередь выделенные области на графиках определяют зону эффективной работы выемочно-погрузочных комплексов циклического действия при веерной системе разработки в условиях разреза «Березовский-1», так как в приведенных областях изменения технической производительности экскаваторов незначительно, а именно: ЭКГ-10 на 5 %; P&H 2300 ХРС на 9 %.

Как и в случае с роторными экскаваторами, производительность выемочно-погрузочных комплексов циклического действия изменяется в зависимости от параметров экскаваторной заходки, определяя необходимость создания технологических приемов, позволяющих регулировать производительность выемочных машин при отработке КЭБ.

3.3.1 Технологические схемы отработки клиновидно-эксплуатационных блоков выемочно-погрузочной техникой циклического действия

Ширина заходки является ключевым параметром в вопросе перехода от параллельного к веерному подвиганию фронта. По ширине заходки могут быть нормальными ($A_n = (1,5-1,7) \cdot R_{ч,y}$), узкими ($A_y < A_n$) и широкими ($B_{max} > A_n$). Для подъезда автотранспорта может быть использовано выработанное пространство сбоку или позади экскаватора. Поскольку перенос и устройство забойных автодорог не требуют больших затрат, а средний угол поворота экскаватора уменьшается и техническая производительность его увеличивается при сокращении ширины забоя, часто применяют узкие заходки шириной $A_y = (0,7-1) \cdot R_{ч,y}$ и двустороннюю погрузку автосамосвалов. В рассматриваемом случае выемочный блок имеет клиновидную форму с переменной шириной, которая снижается от фланга к поворотному пункту от некоторого значения до нуля. В результате от выбора значения ширины заходки на фланге будет зависеть производительность выемочно-погрузочного комплекса и, соответственно, производственная мощность предприятия [62].

Подробного рассмотрения требует ширина заходки в начале отработки выемочных блоков. Предложены различные схемы направления отработки КЭБ

(рис. 3.25), результатом применения которых является устранение снижения производительности выемочно-погрузочного комплекса в различных горно-технологических условиях.

Рисунок 3.25 а. Выемка КЭБ осуществляется со стороны большей площади максимальной шириной экскаваторной заходки – V_{\max} , по мере его отработки ширина экскаваторной заходки уменьшается.

Рисунок 3.25 б. Выемка КЭБ осуществляется не фронтальным, а диагональным забоем и по мере отработки выемочного блока угол между забоем и линией фронта горных работ изменяется, обеспечивая тем самым одинаковую ширину экскаваторной заходки по всему фронту ведения горных работ.

Рисунок 3.25 в. Максимальная ширина КЭБ соответствует двум V_{\max} . Экскаватор работает до места сужения заходки равной половине V_{\max} применяемого экскаватора. После этого экскаватор возвращается в начало выемочного блока и производит отработку КЭБ, на всю длину включая неотработанную часть предыдущего хода.

Рисунок 3.25 г. Максимальная ширина КЭБ соответствует двум V_{\max} . Отработка осуществляется со стороны большей площади на всю длину выемочного блока. Затем с холостым перегоном экскаватор отрабатывает оставшийся участок. Недостатком является уменьшение объема заходки в узкой части КЭБ, а соответственно, и снижение производительности выемочной техники.

Рисунок 3.25 д. Отработка КЭБ осуществляется поперечными и продольными ходами выемочной техники шириной экскаваторной заходки соответствующей V_{\max} . При сохранении оптимальной ширины экскаваторной заходки, недостаток данной схемы заключается в большом количестве холостых переездов экскаватора.

Рисунок 3.25 е. Максимальная ширина КЭБ соответствует четырем V_{\max} . Отработка осуществляется вдоль КЭБ максимальной шириной экскаваторной заходки на всю длину выемочного блока, на фланге осуществляется разворот и дальнейшая отработка противоположной стороны. С широкой стороны КЭБ

экскаватор снова разворачивается и обрабатывает среднюю часть заходки до полной его выемки. Недостатком является большое количество маневров, а достоинством является отсутствие узких участков с малым объемом горной массы.

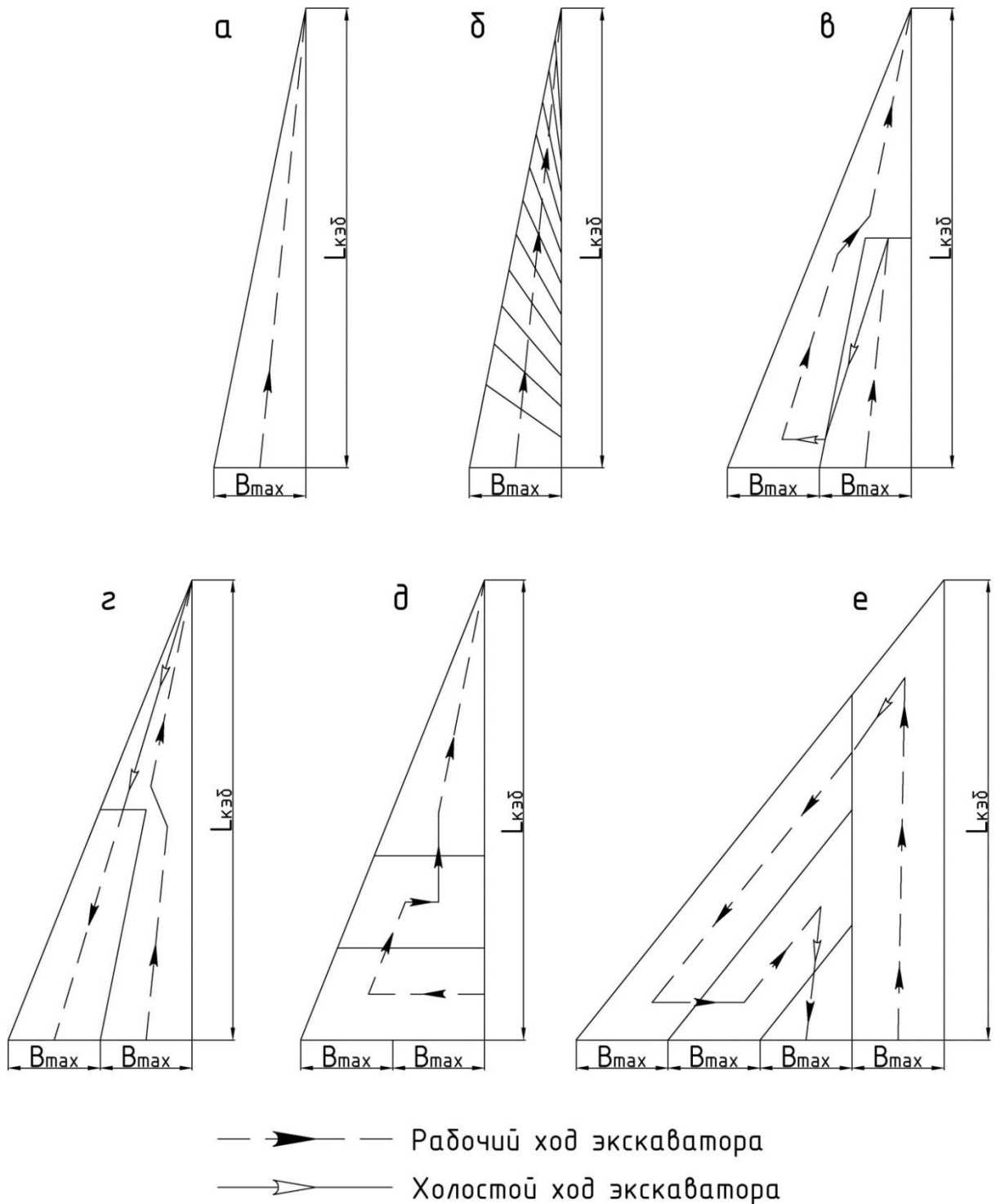


Рисунок 3.25 – Технологические схемы отработки КЭБ экскаватором циклического действия

На основании вышеприведенных технологических схем была построена диаграмма изменения средней ширины экскаваторной заходки в КЭБ от варианта отработки выемочно-погрузочным комплексом циклического действия (рис. 3.26).

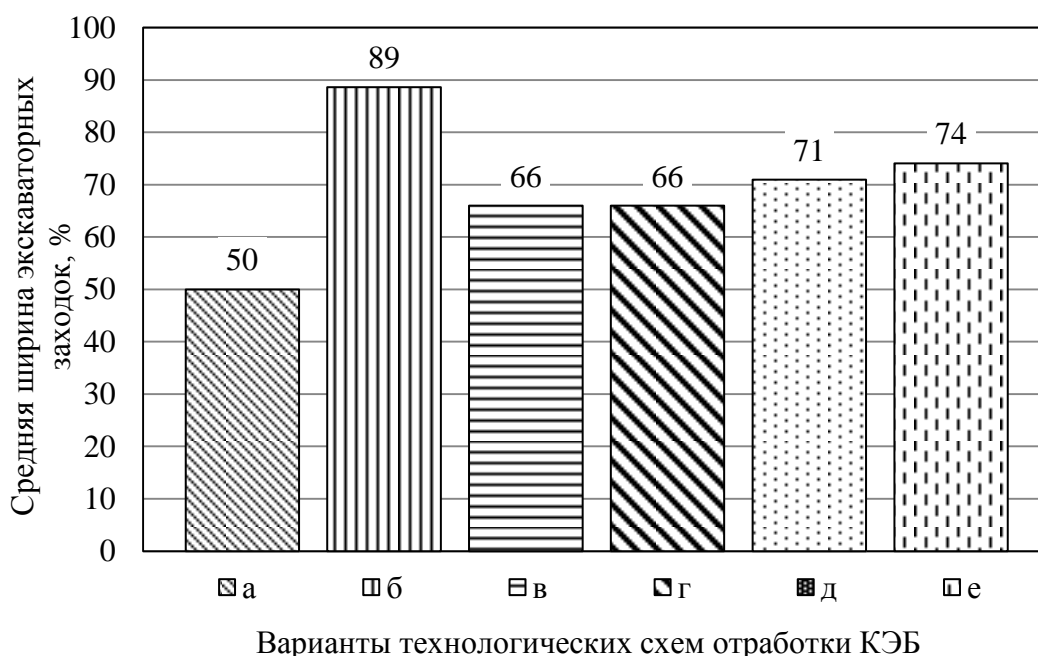


Рисунок 3.26 – Изменение средней ширины экскаваторной заходки от варианта отработки КЭБ выемочно-погрузочным комплексом циклического действия (за 100 % принят V_{max})

Из диаграммы видно, что наилучшим технологическим вариантом отработки КЭБ экскаваторами типа мехлопата является схема – б, выемка диагональным забоем, средняя ширина экскаваторной заходки при данной схеме составляет 89 % от максимальной.

Работа экскаваторов типа мехлопата при отработке КЭБ с использованием вышеприведенных технологических решений устраняет проблему значительного падения производительности выемочно-погрузочной техники при снижении ширины экскаваторной заходки, а учитывая достоинства веерной системы, рекомендована для разработки угольных месторождений.

3.4 Выводы

Разработана методика расчета производительности роторных выемочно-погрузочных комплексов, учитывающая изменение ширины экскаваторного забоя.

Обоснована сменная продолжительность работы роторных экскаваторов, так при отработке КЭБ экскаватором ЭРП-2500 с уменьшением ширины заходки с 30 до 20 м чистое время работы экскаватора в смену уменьшается на 12,5 %.

Обоснована сменная производительность роторных экскаваторов при отработке КЭБ, например, уменьшение ширины экскаваторной заходки с 50 до 30 м приводит к изменению коэффициента забоя от 0,97 до 0,88. Сменная производительность экскаватора ЭРШРД-5250 уменьшается на 13,6 %.

Разработанные технологии позволяют исключить работу роторного экскаватора в узких частях КЭБ. Так средняя ширина экскаваторной заходки при отработке КЭБ диагональным забоем будет больше на 23 %, чем фронтальным. Применение блочной выемки КЭБ позволяет отрабатывать выемочные блоки до ширины экскаваторной заходки равной $V_{\min}=0,5 \cdot V_{\max}$ с условием передвижки линии забойных транспортных коммуникаций к очередному КЭБ. Проходка опережающей выработки у поворотного пункта с целью устранения снижения производительности роторного экскаватора решает проблему работы выемочно-погрузочного оборудования в узкой части экскаваторной заходки. Так, при длине опережающей выработки равной 550 м, минимальная ширина экскаваторной заходки последующих четырех выемочных блоков будет составлять 21 % от максимальной ширины экскаваторной заходки.

Определена техническая производительность экскаваторов циклического действия при отработке КЭБ. При снижении ширины экскаваторной заходки с 14 до 4 м техническая производительность отечественных экскаваторов циклического действия уменьшается: при работе экскаватора ЭКГ-5 на 25,3 %; ЭКГ-8 на 15,4 %; ЭКГ-10 на 15,8 %. Снижение технической производительности зарубежных экскаваторов циклического действия, а именно: EX3600-6 LD на 16,5 % и

P&H 2300 XPC на 20,7 % происходит в результате изменения ширины экскаваторной заходки с 20 до 6 м.

Технологические схемы и зоны эффективной работы выемочно-погрузочных комплексов циклического действия при веерной системе разработки приведены для условий разреза «Березовский-1». Изменения технической производительности составили: ЭКГ-10 на 5 %; P&H 2300 XPC на 9 %.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

На выбор рационального вида транспорта оказывают влияние множество таких факторов, как условия залегания месторождения, запасы, физико-механические свойства пород, климатические условия, параметры карьера, масштабы работ и другие параметры [63]. При разработке пологопадающих месторождений основными факторами, влияющими на выбор вида транспорта, являются расстояние транспортирования, направление развития фронта горных работ и производительность.

В данной главе рассмотрены основные параметры конвейерного и автомобильного транспортирования горной породы при применении веерной системы разработки.

4.1 Конвейерный транспорт

Конвейерный транспорт применяется в разных объемах на предприятиях горнодобывающих отраслей стран СНГ и других стран мира и обеспечивает непрерывность грузопотока, поэтому эффективно используется с добычными машинами непрерывного действия (роторными и цепными экскаваторами).

При современной экономически обоснованной тенденции строительства крупных разрезов с годовой производительностью по горной массе в несколько десятков млн. м³ использование циклических видов транспорта приводит к напряженности движения и высокой трудоемкости работ [64].

На открытых разработках конвейерный транспорт получил преимущественное распространение при сплошных продольных, а также веерных центральных системах разработки с выемкой вскрышных пород или полезного ископаемого пологими слоями.

Применение конвейерного транспорта при веерной системе разработки подразумевает ряд достоинств:

- исключение необходимости постоянного наращивания магистральных конвейерных линий;
- постоянное расстояние транспортирования горной массы при отработке месторождения с условием равных затрат на передвижку забойных конвейерных линий;
- стационарный поворотный пункт в месте перегрузки с забойных на магистральные транспортные коммуникации позволяет оптимально расположить промышленные сооружения: тяговую подстанцию, центральный водосборник и др.

Таким образом, вопрос конвейерного транспортирования горной массы при разработке пологопадающих угольных месторождений с использованием веерной системы разработки является актуальным.

4.1.1 Сравнение вариантов передвижки забойных конвейерных линий при параллельном и веерном перемещении фронта горных работ

Передвижка ленточных конвейеров относится к наиболее трудоемким вспомогательным операциям при работе конвейерного транспорта, которая осуществляется следующими способами:

- с разборкой конвейерного става (циклический способ);
- без разборки конвейерного става (непрерывный способ).

При первом способе передвижку осуществляют автокранами и тракторами с разборкой конвейера на части, к которому относится трудоемкая операция по снятию и установки ленты конвейера.

В последние годы широко применяется непрерывный способ перемещения конвейерной линии турнодозерами (второй способ), при котором ленту не снимают, а лишь ослабляют её натяжение. Секции и станции, оборудованные механизмом передвижения, перемещают лебедками, тракторами или своим

ходом. На новой трассе проводят рихтовку става, натягивают ленту, подключают станции, опробуют и регулируют ленту на холостом ходу.

Последний способ используется на разрезе «Берёзовский-1», а так же он был принят для сравнения затрат на передвижку забойных конвейерных линий в условиях параллельного и веерного перемещения фронта горных работ.

Показателем затрат сравниваемых вариантов была выбрана удельная площадь перемещения забойной конвейерной линии на тонну полезного ископаемого.

Площадь передвижки забойных конвейерных линий зависит от формы выемочного блока и определяется из следующей зависимости при параллельном подвигании фронта горных работ, м²:

$$S_{п.з.}^п = L_{з.к.} \cdot B_{max}, \quad (4.1)$$

где $L_{з.к.}$ – длина забойных конвейерных линий, м.

Площадь передвижки забойных конвейерных при веерном подвигании фронта горных работ, м²:

$$S_{п.з.}^в = \frac{L_{з.к.}^2 \cdot \sin \alpha_{\phi}}{2}. \quad (4.2)$$

На основании вышеприведенных формул был построен график изменения площади передвижки забойных конвейерных линий и запасов полезного ископаемого от номера выемочного блока, при параллельном и веерном подвигании фронта горных работ (рис. 4.1).

Из графика видно, что количество полезного ископаемого при параллельном перемещении фронта горных работ с одной передвижки забойных транспортных коммуникаций больше в два раза, чем при веерном, однако и требует большей площади передвижки забойных конвейерных линий. Таким образом, был сделан расчет удельной площади передвижки забойных

конвейерных линий на тонну полезного ископаемого, результаты приведены в табл. 4.1

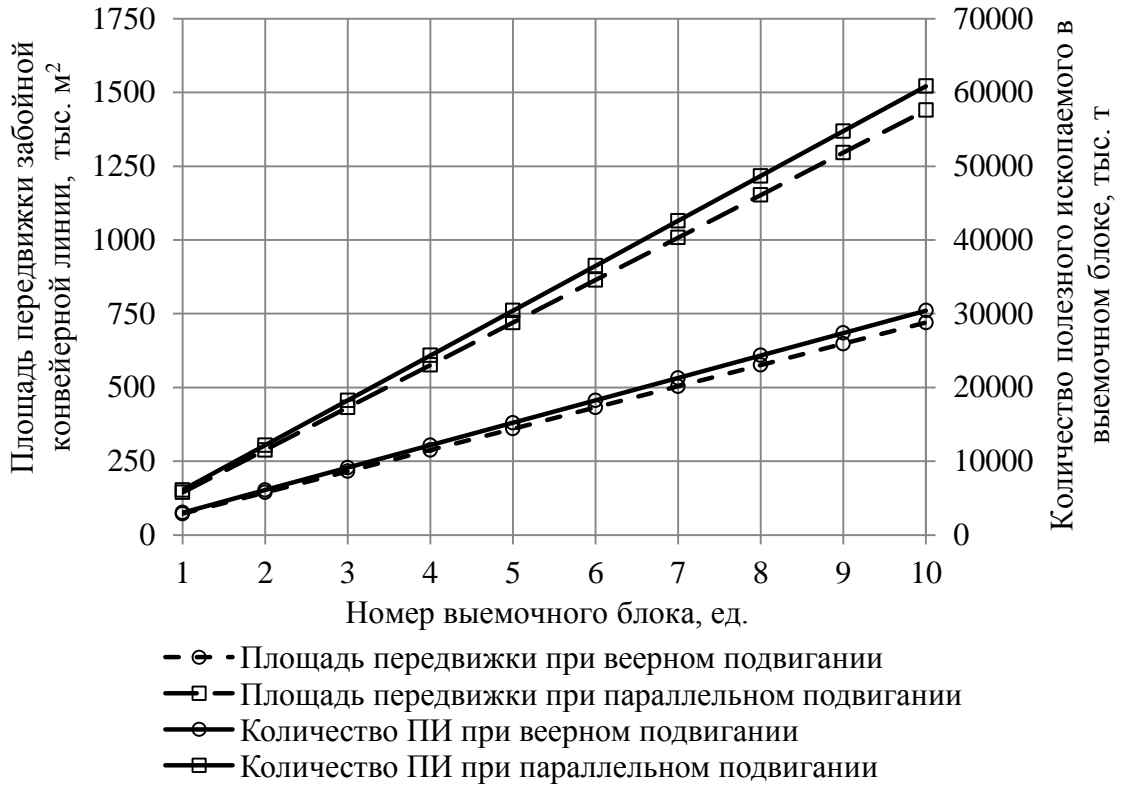


Рисунок 4.1 – Изменение площади передвижки забойных конвейерных линий и запасов полезного ископаемого от номера выемочного блока

Таблица 4.1 – Удельная площадь перемещения забойных конвейерных линий в условиях разреза «Берёзовский-1» при параллельном и веерном подвигании фронта горных работ

Наименование параметров	ед. изм.	Перемещение фронта горных работ	
		Параллельное	Веерное
Длина выемочного блока	м	2600	2600
Мощность отрабатываемого пласта	м	30	30
Максимальная ширина экскаваторной заходки	м	60	60
Количество угля в выемочном блоке	тыс.т	6084	3042
Способ передвижки КЛЗ	-	непрерывный (турнодозер ДЭТ-250)	
Площадь передвижки КЛЗ на новый выемочный блок	м²	144000	72000
Удельная площадь передвижки КЛЗ на тонну угля	м²/т	0,024	0,024

Таким образом, удельная площадь передвижки забойных конвейерных линий на новый выемочный блок при параллельном и веерном перемещении фронта горных работ равны, а отсутствие необходимости систематического наращивания магистральных транспортных коммуникаций на каждый выемочный блок устанавливает веерное подвигание предпочтительным.

4.1.2 Поворот параллельных забойных конвейерных линий в условиях разреза «Березовский-1»

В настоящее время отработка блока № 2 разреза «Березовский-1» ведется параллельным способом. Забойные конвейеры КЛЗ-5250 стоят параллельно друг другу на расстоянии 21 м и перпендикулярно магистральным конвейерам КЛМ-5250.

Изучив техническое описание КЛЗ-5250, было установлено: окно разгрузочного бункера КЛЗ (диаметр 2400 мм) лежит в горизонтальной плоскости, расположенной на высоте 3400 мм относительно уровня опоры КЛЗ. То есть подача материала представляется вертикально падающим потоком.

Приемное окно бункера концевой секции КЛМ имеет аналогичный диаметр и расположено в горизонтальной плоскости. Расстояние между окнами бункеров составляет около 60 мм. Для исключения выброса пыли и мелкой фракции из места перегрузки данный промежуток обшит резиновой лентой с внешней стороны.

Таким образом, можно предварительно сделать вывод, что изменение угла между осями направления движения груза по КЛЗ и КЛМ не требует дополнительного оборудования, поскольку конструкция не имеет жесткого сцепления.

При этом необходимо учитывать следующее. Расстояние от края гусеничной тележки до оси перегрузки составляет 6600 мм. При повороте расстояние от оси перегрузки до хвоста магистрального конвейера не должно превышать данный показатель.

Для реализации верной системы разработки с учетом двух веток забойных конвейеров необходимым условием является параллельное перемещение конвейерных линий при каждом угле поворота фронта горных работ. Таким образом были предложены следующие технологические решения:

- в качестве стационарного поворотного пункта определяем перегрузочный пункт между забойными и магистральными транспортными коммуникациями вышележащих конвейерных линий, а именно, ось перегрузки КЛЗ-4-КЛМ-4;

- в качестве стационарного поворотного пункта определяем перегрузочный пункт между забойными и магистральными транспортными коммуникациями нижележащих конвейерных линий, а именно, ось перегрузки КЛЗ-2-КЛМ-3.

Первый вариант разворота забойных конвейерных линий подразумевает установку мобильного конвейера, который будет выступать в качестве связующего звена между КЛЗ-2-КЛМ-3 (рис. 4.2).

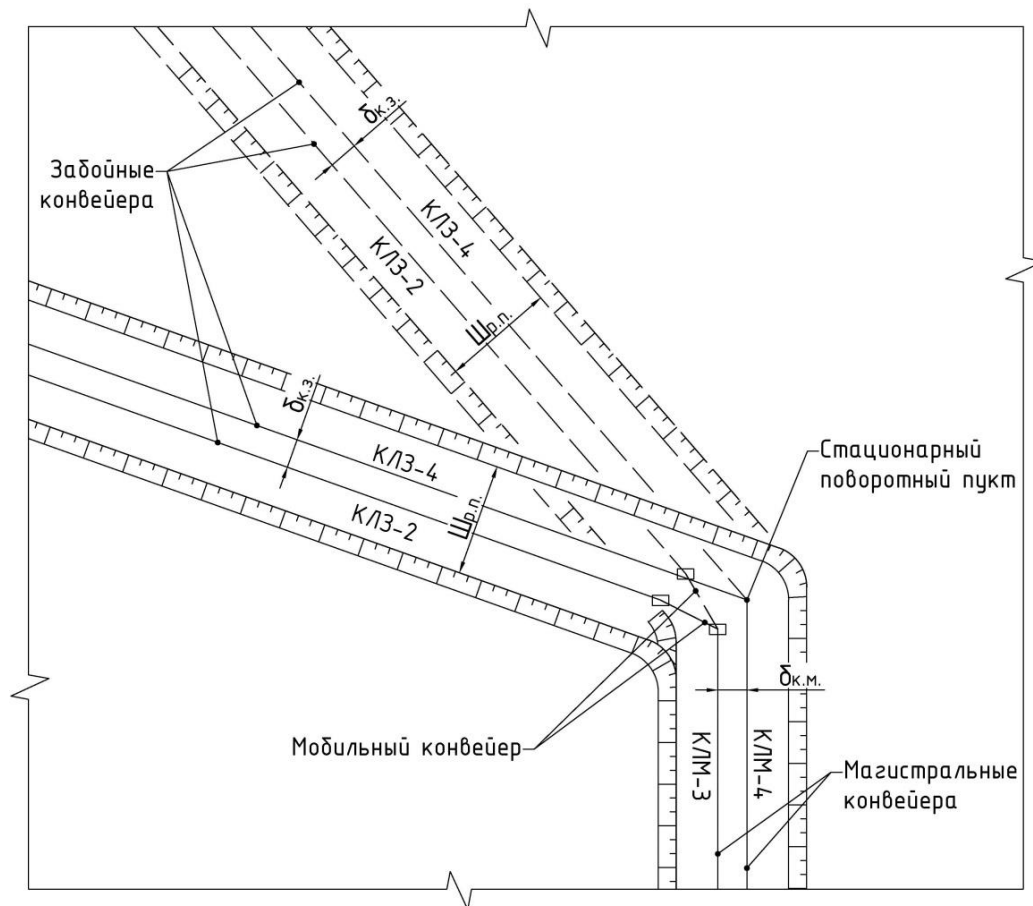


Рисунок 4.2 – Технологическая схема передвижки забойных конвейерных линий, где за стационарный поворотный пункт принята ось перегрузки КЛЗ-4-КЛМ-4

Поворот забойных конвейеров при данном варианте будет происходить по следующей схеме:

- КЛЗ-4 поворачивается на установленный угол поворота фронта горных работ относительно оси перегрузки КЛМ-4;

- КЛЗ-2 поворачивается вокруг оси загрузки КЛМ-3 до положения, пока ось не станет параллельной оси КЛЗ-4;

- КЛЗ-2 передвигается в сторону КЛЗ-4 до достижения необходимого расстояния ($b_{к.з.}$);

- мобильный конвейер поворачивается вокруг оси разгрузки на КЛМ-3 до положения, пока его ось загрузки не совпадет с осью разгрузки КЛЗ-2.

Максимальная длина мобильного конвейера при применении первого варианта передвижки забойных транспортных коммуникаций определяется из следующей зависимости, м:

$$L'_{МК} = 2 \cdot \sqrt{b_{к.з.}^2 + b_{к.м.}^2}, \quad (4.3)$$

где $b_{к.з.}$ – расстояние между забойными конвейерами, м; $b_{к.м.}$ – расстояние между магистральными конвейерами, м.

При втором варианте перемещения забойных транспортных коммуникаций мобильный конвейер будет выступать в качестве связующего звена между КЛЗ-4 и КЛМ-4, соответственно, стационарный поворотный пункт транспортных коммуникаций будет располагаться в месте перегрузки с забойных на магистральные транспортные коммуникации (КЛЗ-2-КЛМ-3).

Перемещение забойных конвейерных линий по второму варианту будет происходить следующим образом (рис. 4.3):

- КЛЗ-2 перемещается на установленный угол поворота фронта горных работ относительно оси перегрузки КЛМ-3;

- КЛЗ-4 поворачивается вокруг оси загрузки КЛМ-4 до положения, пока ось не станет параллельной оси КЛЗ-2;

- КЛЗ-4 передвигается в сторону КЛЗ-2 до достижения необходимого расстояния ($\delta_{к.з.}$) м;

- мобильный конвейер поворачивается вокруг оси разгрузки на КЛМ-4 до положения, пока его ось загрузки не совпадет с осью разгрузки КЛЗ-4.

При развитии фронта горных работ свыше 180 град. производится смещение забойного конвейера КЛЗ-4 по направлению развития горных работ вдоль оси магистральных транспортных коммуникаций КЛМ-4 для обеспечения параллельности забойных конвейерных линий.

Данная технологическая схема позволяет повысить эффективность выемки запасов полезного ископаемого при веерной системе разработки.

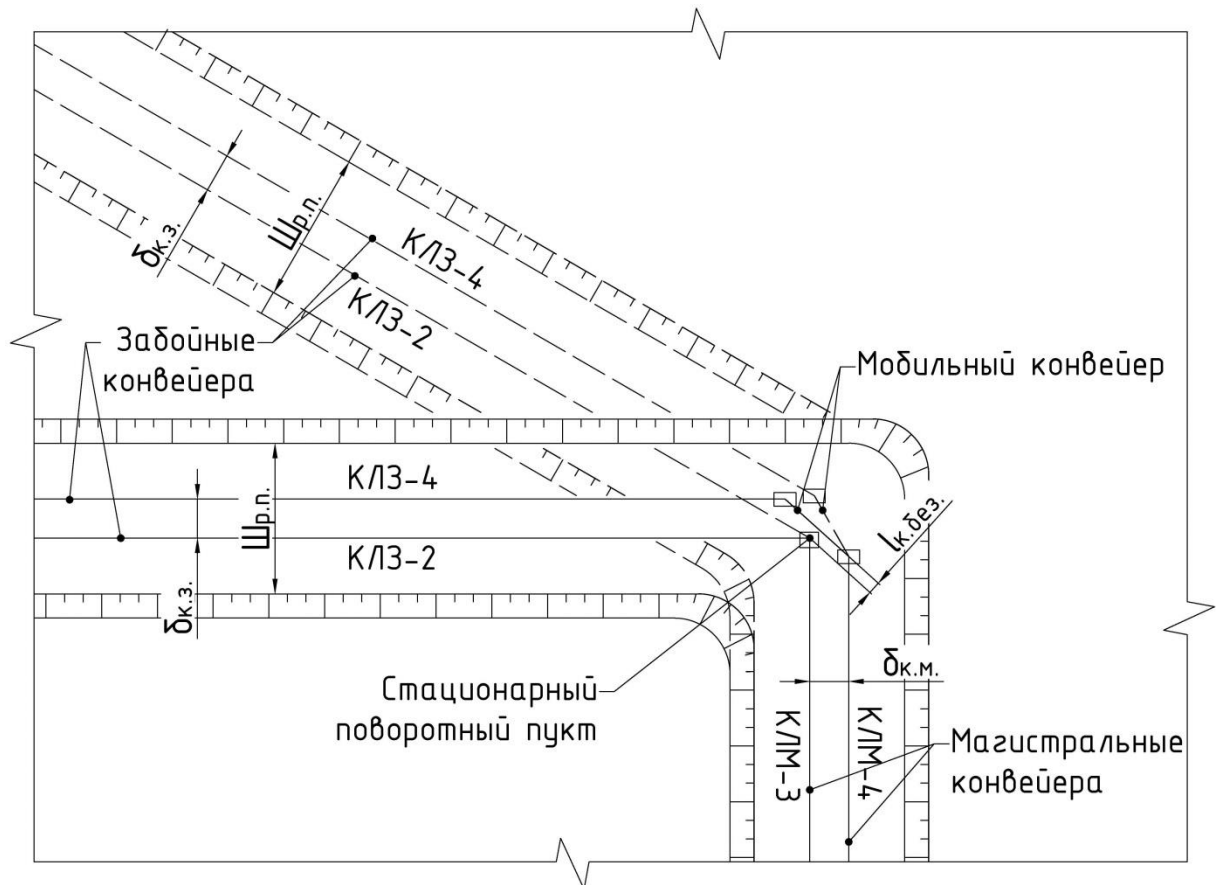


Рисунок 4.3 – Технологическая схема передвижки забойных конвейерных линий, где за стационарный поворотный пункт принята ось перегрузки КЛЗ-2-КЛМ-3

Максимальная длина мобильного конвейера при втором варианте передвижки забойных транспортных коммуникаций определяется из следующей зависимости, м:

$$L''_{\text{МК}} = \frac{2 \cdot b_{\text{К.М.}}}{\sin \left[\arccos \frac{l_{\text{К.Без.}}}{\sqrt{b_{\text{К.З.}}^2 + b_{\text{К.М.}}^2}} + \arctg \frac{b_{\text{К.М.}}}{b_{\text{К.З.}}} \right]}, \quad (4.4)$$

где $l_{\text{К.Без.}}$ – безопасное расстояние между стационарным поворотным пунктом и мобильным конвейером, м.

Как для первого, так и для второго варианта перемещения забойных транспортных коммуникаций, мобильный конвейер в условиях разреза «Березовский-1» должен удовлетворять следующим условиям: диаметр загрузочного бункера должен быть 2400 мм и располагаться горизонтально на высоте не более 3300 мм относительно опоры; диаметр окна разгрузочного бункера должен быть не более 2400 мм и располагаться на высоте 3400 мм относительно опоры; производительность 5250 м³/ч; скорость движения ленты 4,67 м/с; ширина ленты 1800 мм.

В настоящее время на площадке верхнего угольного подустапа расположены две ветки забойных конвейеров: первая длиной 2400 м, вторая – 1200 м.

Экскаваторы, находясь в разных концах заходки, перегружают на конвейеры так, что при нахождении в дальнем от перегрузки на КЛМ положении перегрузка происходит на 1-ю линию, а в ближнем – на 2-ю.

Переход на веерное подвигание предусматривает одновременную передвижку двух веток забойных конвейеров, что требует приобретения еще одной секции КЛЗ длиной 1200 м.

4.2 Обоснование направления транспортирования горных пород при отработке КЭБ с применением автомобильного транспорта

Опыт применения автотранспорта подтвердил его высокие технико-экономические показатели в определенных горнотехнических условиях. Круг этих условий в последние 10-15 лет расширяется благодаря созданию новых высокопроизводительных автомобилей и совершенствованию системы технического обслуживания и ремонта.

Причинами такого распространения автотранспорта являются его высокая маневренность, способность работать на дорогах со сравнительно высокими уклонами (с грузом) – до 70-100 %, а порожняком – до 120 %. Автомобильный транспорт наиболее приемлем, по сравнению с другими видами карьерного транспорта, при селективной выемке полезного ископаемого. Автомобилями можно перевозить грузы с практически любыми физико-механическими свойствами и различной крупности. Вследствие малых радиусов кривых и сравнительно небольших площадок, предназначенных для маневровых операций автомобилей около экскаваторов, значительно снижаются затраты на подготовку карьера к эксплуатации [65].

Схемы автодорог и движение автотранспорта определяются горнотехническими условиями разработки месторождения, направлением и расстоянием транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого.

Учитывая форму КЭБ в плане, объемы полезного ископаемого и вскрышных пород в отдельных выемочных участках будут различные, поэтому целесообразно произвести исследование грузопотоков, их направления от параметров КЭБ и транспортирующего оборудования.

При отработке КЭБ со стороны границы карьерного поля (широкая сторона КЭБ), объемы выемочных участков составят, м³:

$$V'_i = 0,5 \cdot L_i \cdot (2 \cdot B_{\max} - L_i \cdot \operatorname{tg} \alpha_{\phi}) \cdot H_y, \quad (4.5)$$

где L_i – длина i -го выемочного участка, м.

Закономерность распределения объема горной массы в КЭБ в зависимости от его длины и угла разворота веера с условием отработки с широкой стороны представлена на рис. 4.4 и 4.5 при мощности отрабатываемых пород равной 10 м.

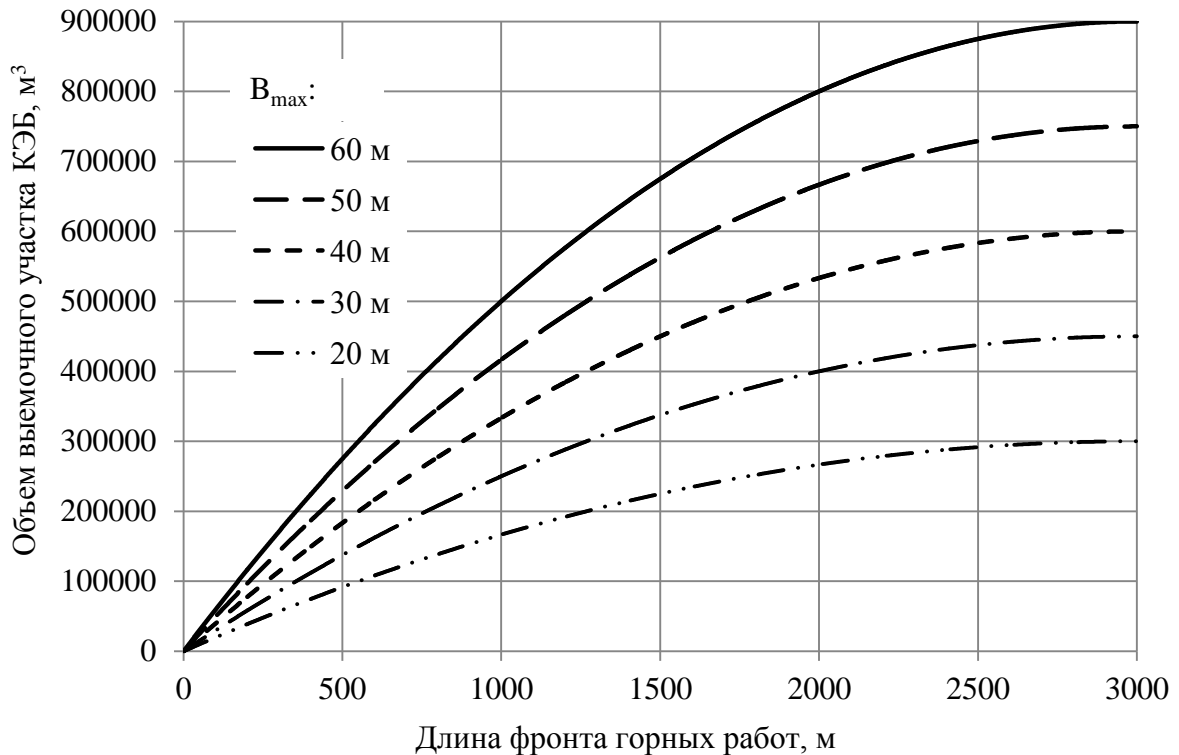


Рисунок 4.4 – График изменения объема выемочного участка КЭБ от длины фронта горных работ при различных параметрах V_{max} (отработка с широкой стороны КЭБ)

Вышеприведённый график (рис. 4.4) показывает изменение объема выемочного участка от размеров КЭБ в плане, так при длине выемочного участка равного 2500 метров объем вынимаемой горной породы в КЭБ с изменением параметра V_{max} с 50 до 60 м будет увеличиваться на 16,7 %.

При изменении длины клиновидно-эксплуатационного блока с 2500 до 3000 м (рис. 4.5) объем выемочного участка равного 2000 м увеличится на 10 %, с условием $V_{max}=60$ м.

Таким образом, изменение объема горной массы в КЭБ по длине фронта горных работ влияет на объем экскаваторной заходки соответственно времени

работы экскаватора на одном месте, тем самым на количество рейсов автосамосвала от точки загрузки до отвала пустых пород.

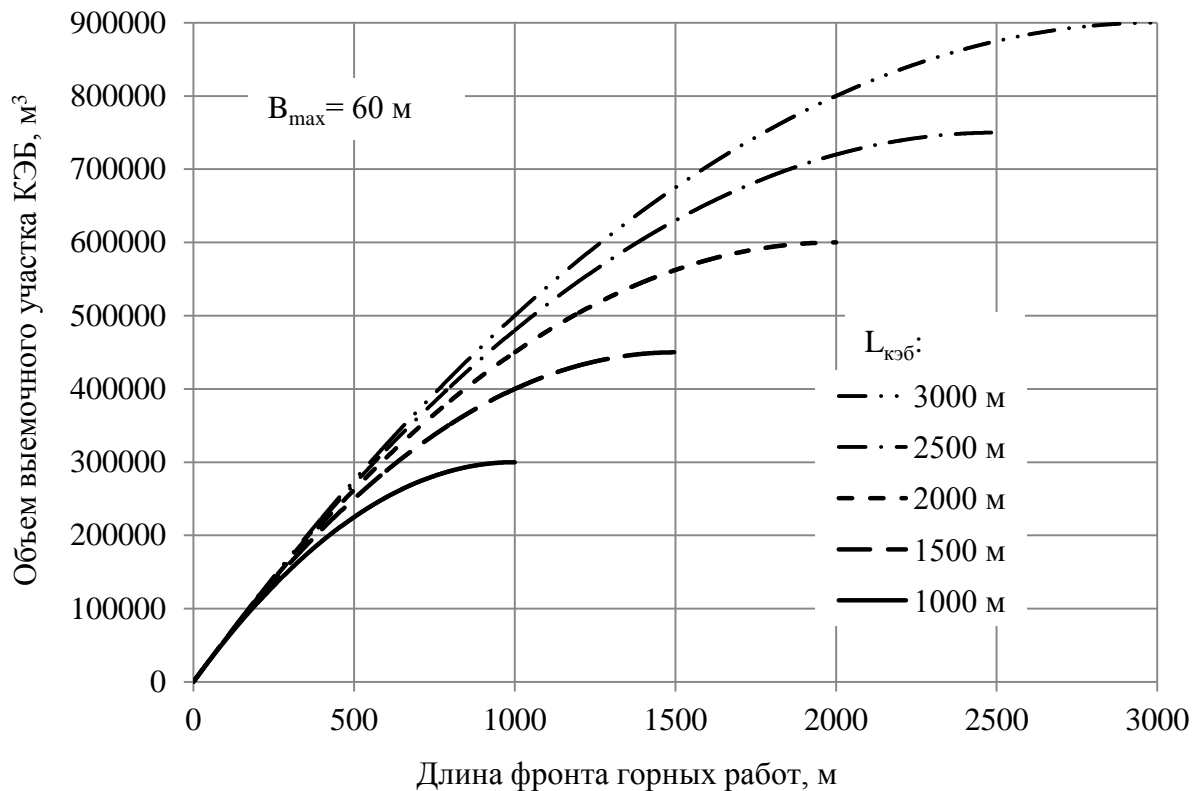


Рисунок 4.5 – График изменения объема выемочного участка КЭБ от длины фронта горных работ при различной длине КЭБ (отработка с широкой стороны КЭБ)

Вышеприведённые графики (рис. 4.4, 4.5) построены из условия отработки КЭБ со стороны границы карьерного поля в направлении стационарного поворотного пункта транспортных коммуникаций. При отработке в противоположном направлении со стороны стационарного поворотного пункта транспортных коммуникаций (с узкой стороны КЭБ) объемы выемочных участков определяются по следующей зависимости [66], м³:

$$V_i'' = 0,5 \cdot L_i^2 \cdot \operatorname{tg} \alpha_{\phi} \cdot H_{y, \cdot} \quad (4.6)$$

Изменение объемов выемочных участков при разработке КЭБ со стороны стационарного поворотного пункта представлены на рис. 4.6 и 4.7.

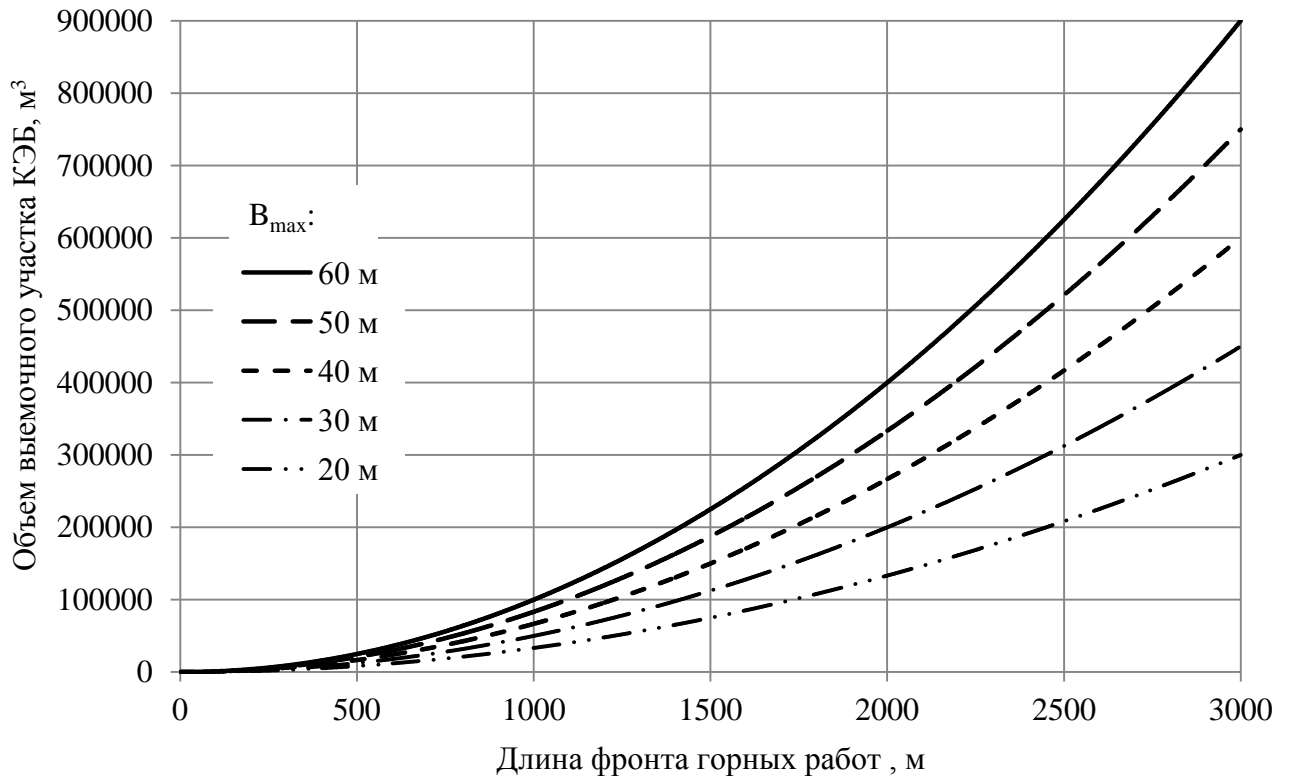


Рисунок 4.6 – График изменения объема выемочного участка КЭБ от длины фронта горных работ при различных параметрах V_{max} (отработка с узкой стороны КЭБ)

Изменение параметра V_{max} с 20 до 50 м приводит к увеличению объема выемочного участка на 60 %, при отработке КЭБ с узкой стороны на длину 1500 м.

При отработке клиновидно-эксплуатационного блока с узкой стороны уменьшение объема выемочного участка при его длине – 1000 м составляет 33 %, при условии изменения $L_{КЭБ}$ с 3000 до 2000 м.

В зависимости от горнотехнических условий месторождения при веерном подвигании фронта горных работ возникает необходимость отработки КЭБ выемочно-погрузочными комплексами циклического действия с отгрузкой породы в средства автотранспорта, учитывая интенсивность изменения объемов горной массы в КЭБ по длине фронта горных работ, целесообразно распределить направления грузопотоков автотранспорта.

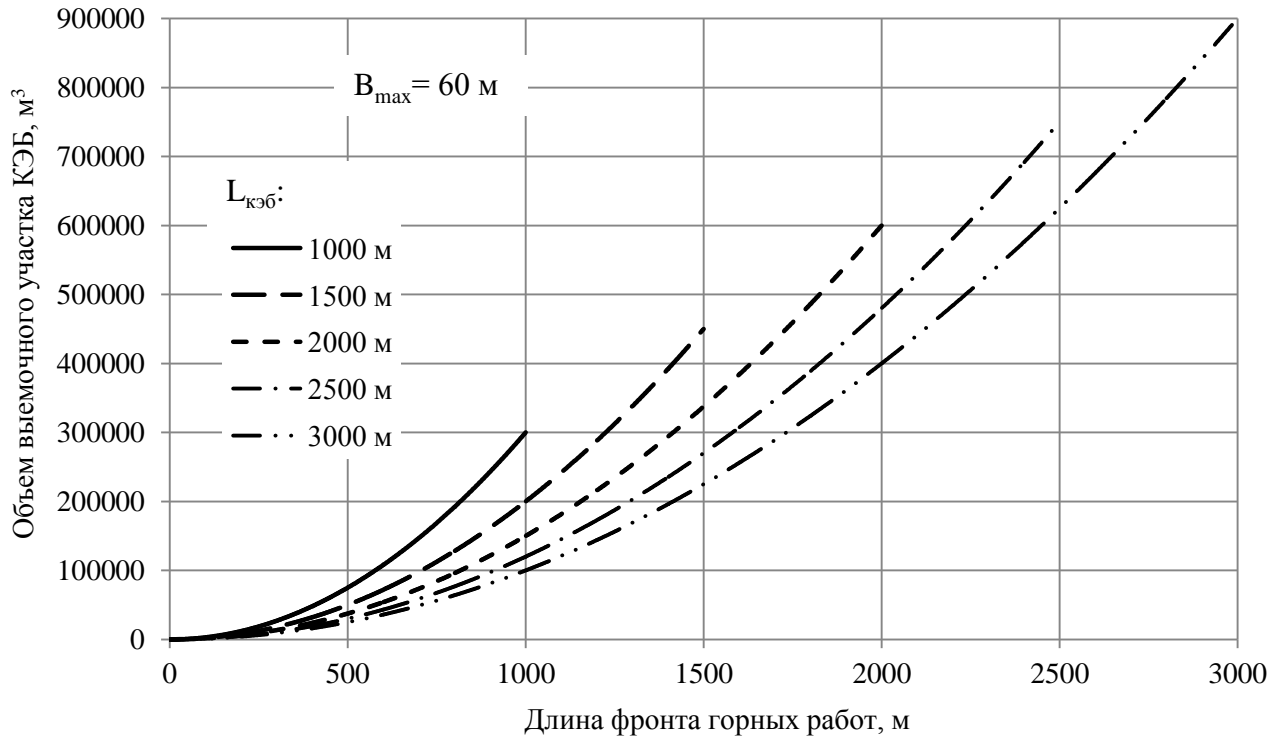


Рисунок 4.7 – График изменения объема выемочного участка КЭБ от длины фронта горных работ при различной длине КЭБ (отработка с узкой стороны КЭБ)

Для определения оптимального расстояния и направления транспортировки пород вскрыши (через узкую или широкую сторону КЭБ) с учетом распределения объема внутри КЭБ было выполнено математическое моделирование блока с размерами в плане по длине 3000 м, на фланге по ширине 60 м и мощностью пород 10 м. Положение отвалов было условно принято на расстоянии 1500 м от левого и правого флангов КЭБ (рис. 4.8).

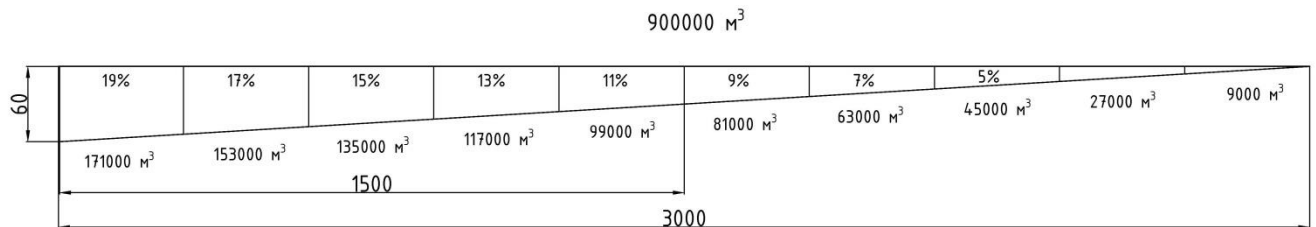


Рисунок 4.8 – Типовая схема клиновидно-эксплуатационного блока

Расчет средневзвешенного расстояния транспортирования пустых пород и полезного ископаемого с учетом распределения объема горной массы

производился по формуле (4.7). Результаты расчета сведены в табл. 4.2 и иллюстрированы графиком на рис. 4.9.

$$L_{\text{ср.в}} = \frac{\sum_{i=1}^n (L_{\text{три}} \cdot V_{\text{би}})}{V_{\text{кэб}}}, \quad (4.7)$$

где $L_{\text{три}}$ – расстояние транспортирования i -го выемочного блока, м; $V_{\text{би}}$ – объем i -го выемочного участка, м^3 ; $V_{\text{кэб}}$ – объем клиновидно-эксплуатационного блока, м^3 .

Если принять, что 900000 м^3 соответствует 100 %, то равным образом рассчитывается расстояние транспортирования, если вывозить горную массу через оба фланга в такой зависимости, что сначала 19 % вывозится через левый фланг, а 81 % через правый. Затем 36 % левый, 64 % правый и так далее.

Таблица 4.2 – Средневзвешенные расстояния транспортирования горных пород

№ варианта распределения грузопотока	Объемы транспортирования через фланг, %:		Расстояние, $L_{\text{ср.в}}$, м
	левый фланг (широкая сторона КЭБ)	правый фланг (узкая сторона КЭБ)	
1	19	81	3132
2	36	64	2775
3	51	49	2550
4	64	36	2433
5	75	25	2400
6	84	16	2427
7	91	9	2490
8	96	4	2565
9	99	1	2628
10	100	0	2655

Минимальное средневзвешенное расстояние транспортировки равно 2400 м достигается при перевозке 75 % породы через левый фланг и 25 % – через правый (5 вариант), что является серединой КЭБ в 1500 м, это на 255 м меньше, чем вывозить горную массу через левый или правый фланги с условием равного расстояния транспортирования пустых пород.



Рисунок 4.9 – График изменения средневзвешенного расстояния транспортирования от вариантов распределения грузопотоков

Определение показателя объема работы автосамосвала, учитывающего количество рейсов и груза, вывозимого на отвал при веерной системе разработке, является грузооборот – определяется как произведение массы перевезенного груза и расстояния перевозки [67, 68], расчет которого производился с различными техническими параметрами транспортирующего оборудования по следующим формулам.

Количество рейсов автосамосвала при отработке выемочного участка КЭБ, ед.:

$$n_{\text{рейс}} = \frac{m_{\text{вы}}}{q}, \quad (4.8)$$

где $m_{\text{вы}}$ – масса выемочного участка КЭБ, т; q – грузоподъемность автосамосвала, т.

Расстояние транспортирования от выемочного участка КЭБ до отвала, м:

$$L_{\text{тр}} = L_{\text{тркэб}} + L_{\text{тро}}, \quad (4.9)$$

где $L_{\text{тркэб}}$ – расстояние транспортирования породы в пределах КЭБ, м; $L_{\text{тро}}$ – расстояние транспортирование от КЭБ до отвала, м.

Расстояние транспортирования с учетом количества рейсов автосамосвалов, м:

$$L_{\text{тpp}} = L_{\text{тр}} \cdot n_{\text{рейс}} \quad (4.10)$$

Грузооборот определяется по следующей зависимости, т·км:

$$Q_{\text{г.об.}} = L_{\text{тpp}} \cdot m_{\text{вы}}, \quad (4.11)$$

Расчет изменения грузооборота при веерной системе разработки производилось на КЭБ со следующими параметрами: длина блока ($L_{\text{кэб}}$)-3000 м; максимальная ширина на фланге (B_{max})-60 и мощностью слоя выемки (h_y)-10 м. Расстояние от клиновидно-эксплуатационного блока до отвала пустых пород было условно принято 1500 м, грузоподъемность автосамосвала 55 т, результаты расчетов представлены на рис. 4.10.

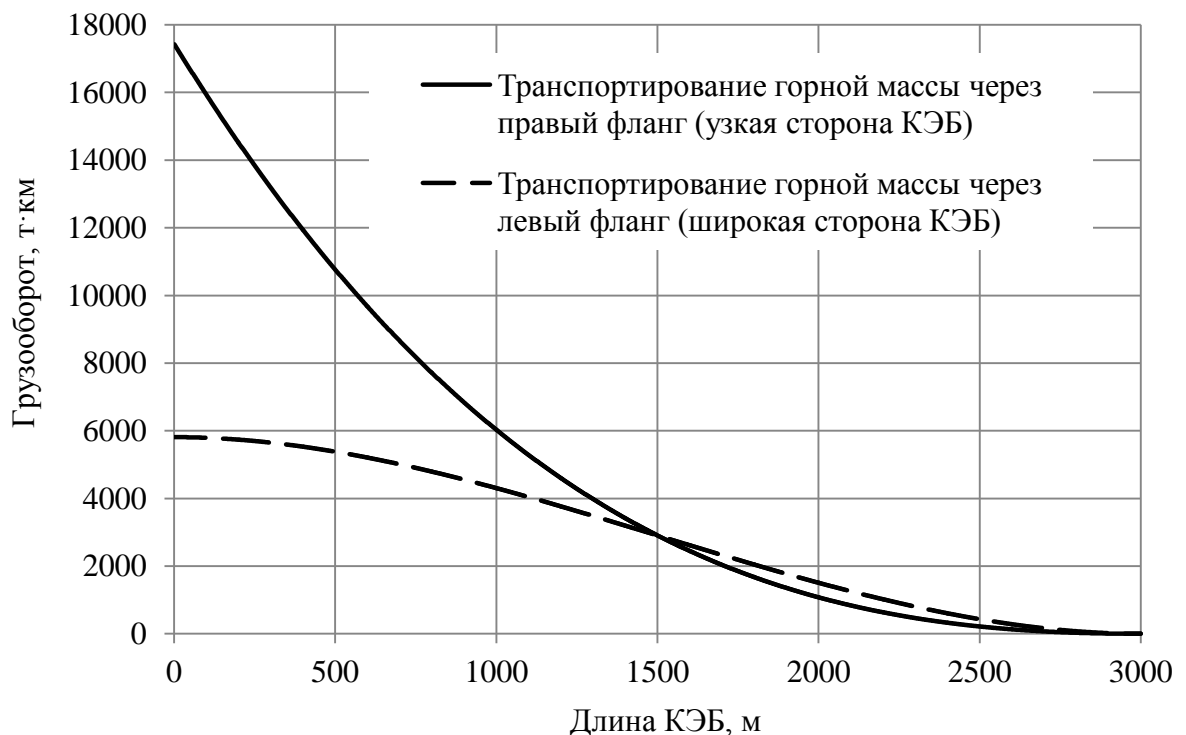


Рисунок 4.10 – График изменения грузооборота автотранспорта при отработке КЭБ

Минимальные значения грузооборота при отработке КЭБ происходит при вывозе горной массы через широкую сторону участка выемочного блока равного 1500 м, а остальные объемы вывозятся через узкую сторону. Точка пересечения кривых соответствует параметру ($L_{\text{напр}}$) – расстояние от широкой стороны КЭБ до места изменения направления грузопотока автотранспорта.

При различном расстоянии транспортирования горной массы с левого и правого флангов происходит изменение параметра $L_{\text{напр}}$, которое представлено на рис. 4.11.

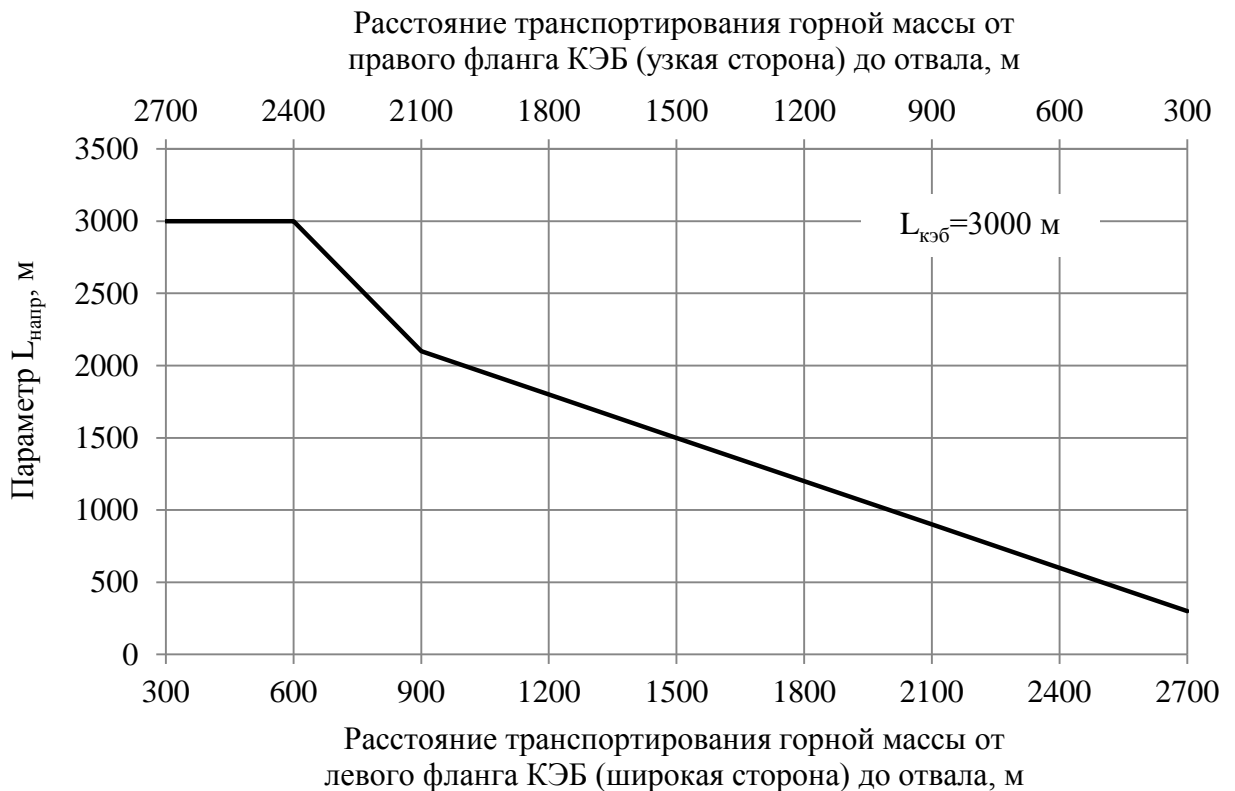


Рисунок 4.11 – График изменения параметра $L_{\text{напр}}$ при различном расстоянии транспортирования горной массы от КЭБ до отвала

Таким образом, если расстояние транспортирования горной массы через левый фланг (широкая сторона КЭБ) составляет 2100 м, а через правый фланг (узкая сторона КЭБ) 900 м, то параметр $L_{\text{напр}}$ будет равен 900 м.

Диаграмма изменения грузооборота автотранспорта при различном расстоянии транспортирования горной массы представлено на рис. 4.12.

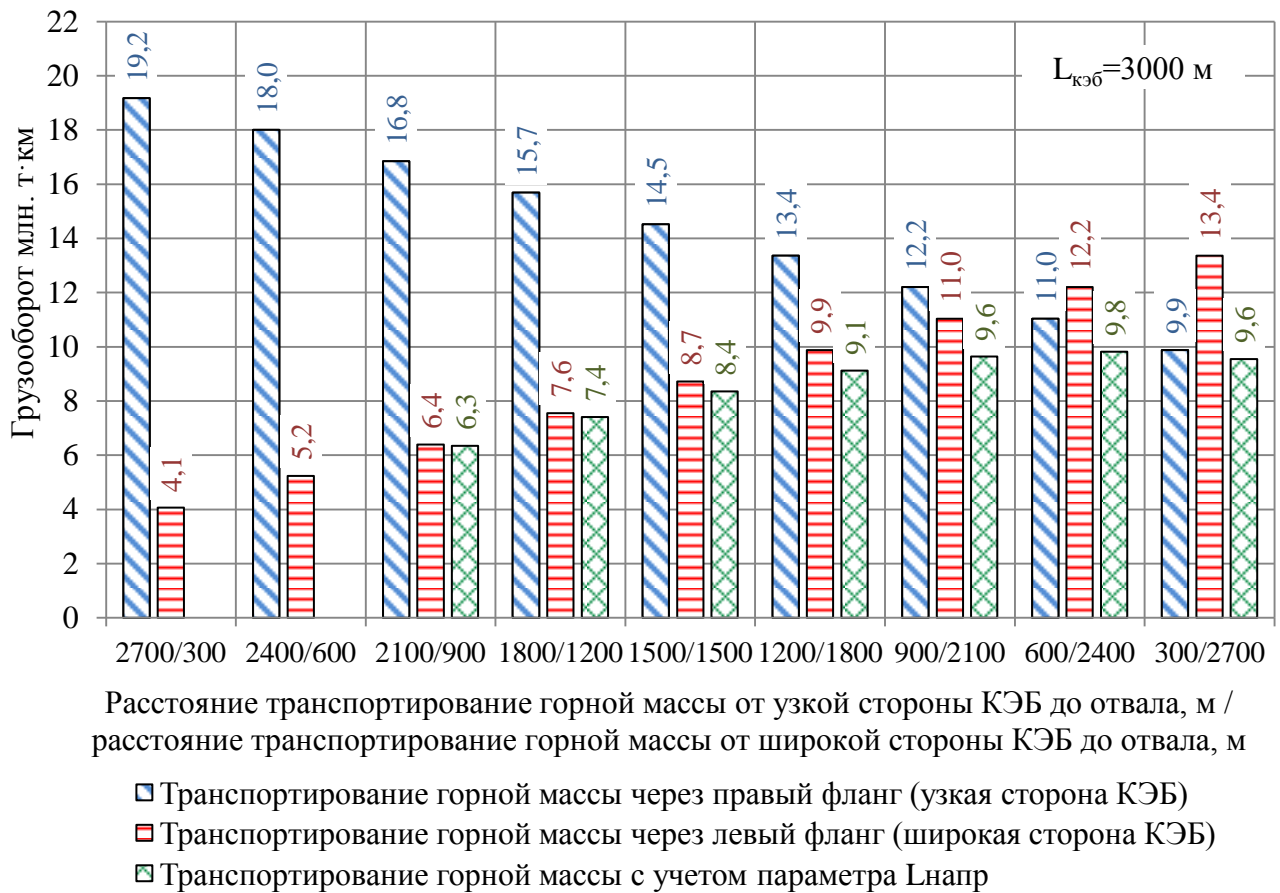


Рисунок 4.12 – График изменения грузооборота автотранспорта при различном расстоянии транспортирования горной массы

Транспортировка горной массы с учетом параметра $L_{напр}$ уменьшает грузооборот автотранспорта на 4 % при условии транспортирования всего выемочного блока через широкую сторону КЭБ и на 43 % через узкую, в виду равного расстояния транспортирования горной массы с левого и правого флангов.

4.3 Выводы

Обоснованно равенство удельных площадей передвижки забойных конвейерных линий при параллельном и веерном подвигании фронта горных работ в условиях разреза «Березоский-1».

Разработаны технологические схемы перемещения двух веток параллельных забойных конвейерных линий, составлены уравнения для определения необходимой длины мобильных конвейеров.

Определены закономерности распределения объема горной массы в КЭБ с учетом его длины и максимальной ширины на фланге. Так, объем выемочного участка КЭБ длиной 2500 м увеличивается на 16,7 % при изменении параметра V_{\max} с 50 до 60 м.

Обоснованно расстояние от широкой стороны КЭБ до места изменения направления грузопотока автотранспорта ($L_{\text{напр}}$), обеспечивающее снижение грузооборота на 4 % при условии транспортирования всего выемочного блока через широкую сторону КЭБ и на 43 % через узкую, в виду равного расстояния транспортирования горной массы с левого и правого флангов.

Выявлена динамика параметра $L_{\text{напр}}$, на которую влияет изменение расстояния транспортирования горной массы через левый фланг (широкая сторона КЭБ) относительно расстоянию транспортирования горной массы через правый фланг (узкая сторона КЭБ).

5 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ВЕЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ РАЗРЕЗА «БЕРЕЗОВСКИЙ-1»

5.1 Энергопотребление роторных выемочно-погрузочных комплексов и конвейерного транспорта в условиях веерной системы разработки

Определение оценки расхода электрической энергии создает предпосылки к её рациональному использованию, таким образом, в условиях разреза «Березовский-1» был произведен расчет удельных величин электропотребления и средних энергетических нагрузок добычного горнотранспортного оборудования.

Оценку технологического расхода энергии лучше всего производить по энергетической характеристике агрегата. Последняя выражает зависимость подведенной мощности или удельного расхода энергии от производительности агрегата. Однако часто построение таких характеристик невозможно, так как в условиях действующего предприятия редко удается выполнять исследования при различной производительности агрегата или тем более разреза. Поэтому практический путь определения технологических норм является расчетный.

Удельный расход электроэнергии может быть определен из следующей зависимости:

$$y_3 = \frac{P_{\text{пот}}}{\Pi}, \quad (5.1)$$

где $P_{\text{пот}}$ – расход активной энергии карьером за данный период; Π – продукция карьера за тот же период в натуральном выражении.

Норма расхода электроэнергии – это технически обоснованные затраты энергии для производства единицы продукции при заданном уровне развития техники, технологии и организации производства [69].

Технологические нормы включают затраты электроэнергии на выполнение отдельных энергоемких операций и процессов, неизбежные потери энергии в электроприемниках и внутрикарьерных сетях, обусловленные схемой электроснабжения и характером технологического процесса.

Для групп силовых электроприемников с переменным графиком нагрузки и разными режимами работы расчетные нагрузки определяются по суммарной средней мощности и коэффициенту максимума из выражения:

$$P_{\text{расч}} = K_M \cdot \sum_1^n P_{\text{ср}i}, \quad (5.2)$$

где $P_{\text{расч}}$ – расчетная активная мощность; $P_{\text{ср}i}$ – средняя активная мощность i -й группы электроприемников в узле; K_M – коэффициент максимума, зависящий от средневзвешенных значений коэффициента использования $K_{\text{и}}$ для узла в целом; n – число групп электроприемников в узле.

Коэффициент использования электроприемников конвейерного транспорта принимаем по графику на рис. 5.1 равным $K_{\text{и}}=0,67$.

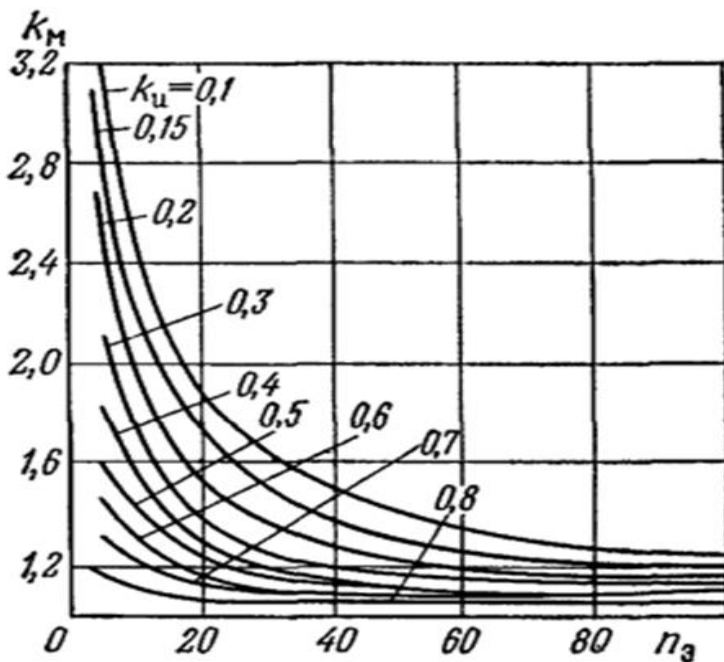


Рисунок 5.1 – Графики зависимости коэффициента максимума K_M от коэффициента использования $K_{\text{и}}$ и числа электроприемников n [69]

Среднюю активную мощность i -го электроприемника можно рассчитать по формуле:

$$P_{срi} = P_{номи} \cdot K_{и}, \quad (5.3)$$

где $P_{номи}$ – номинальная мощность i -го электроприемника.

Годовое потребление электроэнергии с учетом времени работы определяется из следующего выражения: сумма средних мощностей по группам электроприемников на время работы электроприемника в год:

$$P_{гпотр} = \sum_1^n P_{срi} \cdot T_{годi}, \quad (5.4)$$

где $P_{гпотр}$ – годовое потребление электроэнергии; $T_{годi}$ – годовое время работы i -го электроприемника.

Расчет удельных показателей энергопотребления выполнен в программной среде Microsoft Excel, результаты расчетов сведены в таблицы 5.1 и 5.2. Расчет удельных показателей выполнен для условий работы предприятия с годовой производительностью по углю 7 млн. т.

Таблица 5.1 – Удельные показатели затрат электроэнергии конвейерного транспорта при параллельном подвигании фронта горных работ

Наименование показателя	Условное обозначение	Значение
Установочная мощность конвейеров, кВт	$P_{уст}$	80 790,90
Производительность конвейеров, т/ч	$\Pi_{кон}$	4 000,00
Коэффициент использования мощности конвейерного транспорта.	$K_{и}$	0,67
Коэффициент максимума нагрузки.	$K_{м}$	0,40
Время работы в смену, при производительности, мин.	$T_{см}$	284,00
Суммарная расчетная мощность, с учетом коэффициентов, кВт.	$P_{ср}$	21 651,96
Годовое время работы, час.	$T_{год}$	1 763,83

Годовое потребление электроэнергии, с учетом времени работы конвейеров в смену, кВт·ч.	$P_{\text{гпотр}}$	37 143 578,58
Потребление электроэнергии в год, при средневзвешенном тарифе покупки электроэнергии 1,24 р/кВт·ч, руб.	$C_{\text{г}} = P_{\text{гпотр}} \cdot 1,24$	46 058 037,44
Удельные затраты электроэнергии на тонну продукции составят, кВт·ч/т.	$y_{\text{э}} = \frac{P_{\text{гпотр}}}{\Pi_{\text{кон}} \cdot T_{\text{г}}}$	5,26
Удельные затраты электроэнергии в денежном выражении, на тонну продукции, руб.	$y_{\text{э}} = \frac{C_{\text{г}}}{\Pi_{\text{кон}} \cdot T_{\text{г}}}$	6,53

Таблица 5.2 – Удельные показатели затрат электроэнергии двух роторных экскаваторов ЭРШРД-5250 при параллельном подвигании фронта горных работ

Наименование показателя	Условное обозначение	Значение
Суммарная установочная, мощность экскаваторов, кВт	$P_{\text{уст}}$	23241,5
Суммарная производительность экскаваторов, т/ч	$\Pi_{\text{экс}}$	4744,1
Время работы экскаватора при ширине заходки 60 м, мин в смену	$T_{\text{рабсм}}$	522
Вспомогательные операции экскаватора при ширине заходки 60 м, мин в смену	$T_{\text{вспомсм}}$	83
Забойная производительность экскаватора м ³ /ч	$Q_{\text{заб}}$	1944,32
Годовое время работы, час	$T_{\text{год}}$	1475
Годовая производительность экскаваторов, т	$\Pi_{\text{г}} = \Pi_{\text{экс}} \cdot T_{\text{год}}$	7000000
Коэффициент использования мощности экскаватора	$K_{\text{и}}$	0,7
Коэффициент максимума нагрузки	$K_{\text{м}}$	0,4
Расчетная потребляемая мощность экскаваторов, кВт·ч	$P_{\text{ср}}$	6507,62
Годовое потребление электроэнергии, с учетом времени работы экскаватора в смену, кВт·ч	$P_{\text{гпотр}}$	5689577
Стоимость потребленной электроэнергии в год, при средневзвешенном тарифе покупки электроэнергии 1,24 р/кВт·ч, руб	$C_{\text{г}} = P_{\text{гпотр}} \cdot 1,24$	7055075,48
Удельные затраты электроэнергии на тонну продукции составят, кВт·ч/т	$y_{\text{э}} = \frac{P_{\text{гпотр}}}{\Pi_{\text{г}}}$	0,86
Удельные затраты электроэнергии в денежном выражении, на тонну продукции, руб	$y_{\text{э}} = \frac{C_{\text{г}}}{\Pi_{\text{г}}}$	1,06

Используя полученные показатели выполняем расчет затрат на электроэнергию при различной производительности предприятия, изменении баланса рабочего времени, изменении ширины заходки. Результаты расчетов приведены в табл. 5.3-5.4.

Затраты электроэнергии при веерном подвигании фронта горных работ посчитаны с учетом изменения коэффициента загрузки конвейерной ленты и увеличения времени его работы.

Таблица 5.3 – Годовые затраты электроэнергии при работе конвейерного транспорта при различной производительности предприятия с условием параллельного подвигания фронта горных работ

Годовая производительность, млн. т	7	8	8,5	10	11
Потребляемая электроэнергия, тыс. кВт·ч	37143578,58	42 116,98	44 749,29	52 646,22	57 910,84
Затраты на электроэнергию, руб.	46058037,44	52225049,86	55489115,47	65281312,32	71809443,55

Удлинение магистрального конвейера в варианте с параллельным подвиганием фронта связано с увеличением количества приводных станций и количества электропотребителей. Ориентируясь на параметры существующих приводных станций (3 электродвигателя по 500 кВт), прирост установочной мощности конвейеров составит до 3 % от настоящей (с учетом графика ввода в работу приводных станций).

Результаты моделирования изменения удельных параметров энергозатрат при работе роторного комплекса в забое переменной ширины приведены на рис. 5.2 и 5.3 для конвейерного транспорта и роторных комплексов соответственно.

Таблица 5.4 – Затраты электроэнергии роторных экскаваторов при различной производительности и изменении баланса рабочего времени с условием верного подвигания фронта горных работ

Ширина заходки, м.	60	50	40	30	20	10
Время работы экскаватора, мин в смену, мин.	522,00	509,00	489,00	460,00	410,00	312,00
Вспомогательные операции экскаватора, мин в смену.	83,00	96,00	116,00	145,00	195,00	293,00
Сумма потребления электроэнергии в год, при средневзвешенном тарифе покупки электроэнергии 1,24 р/кВт·ч, руб.	16 301 081,13	16 199 056,98	16 042 096,74	15 814 504,39	15 422 103,78	14 652 998,60
Годовое потребление электроэнергии, с учетом времени работы экскаватора в смену, кВт·ч.	13 146 033,17	13 063 755,63	12 937 174,79	12 753 632,57	12 437 180,47	11 816 934,36
Годовая производительность экскаваторов, т.	15 380 352,66	14 312 212,91	12 937 379,60	11 184 244,50	8 728 669,35	5 064 126,56
Удельные затраты электроэнергии на тонну продукции составят, кВт·ч/т.	0,85	0,91	1,00	1,14	1,42	2,33
Удельные затраты электроэнергии в денежном выражении, на тонну продукции, руб.	1,06	1,13	1,24	1,41	1,77	2,89

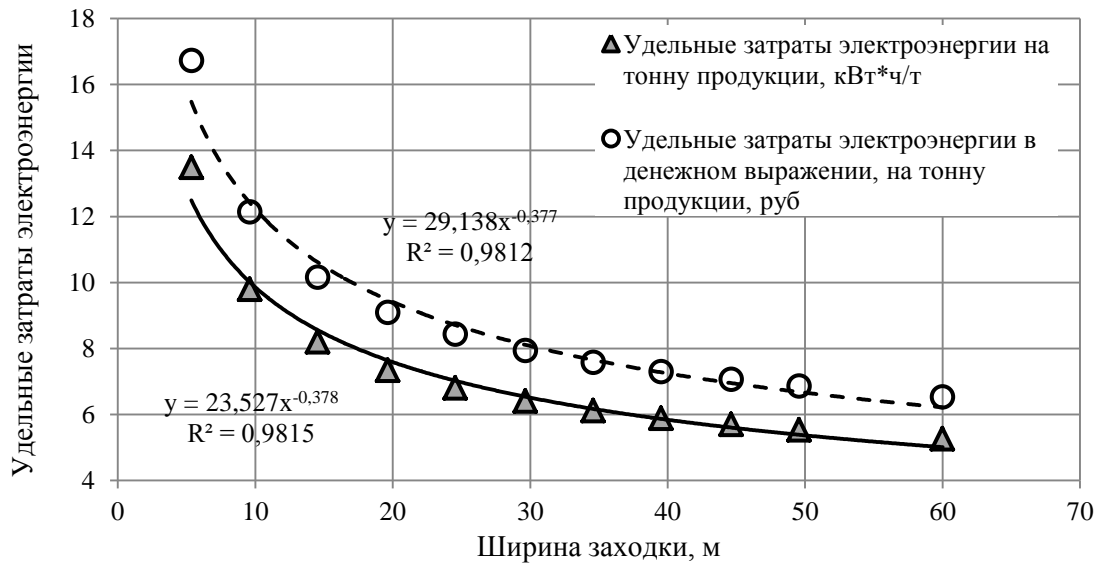


Рисунок 5.2 – Зависимость удельных затрат электроэнергии и в денежном выражении конвейерным транспортом от ширины заходки добычного комплекса [42]

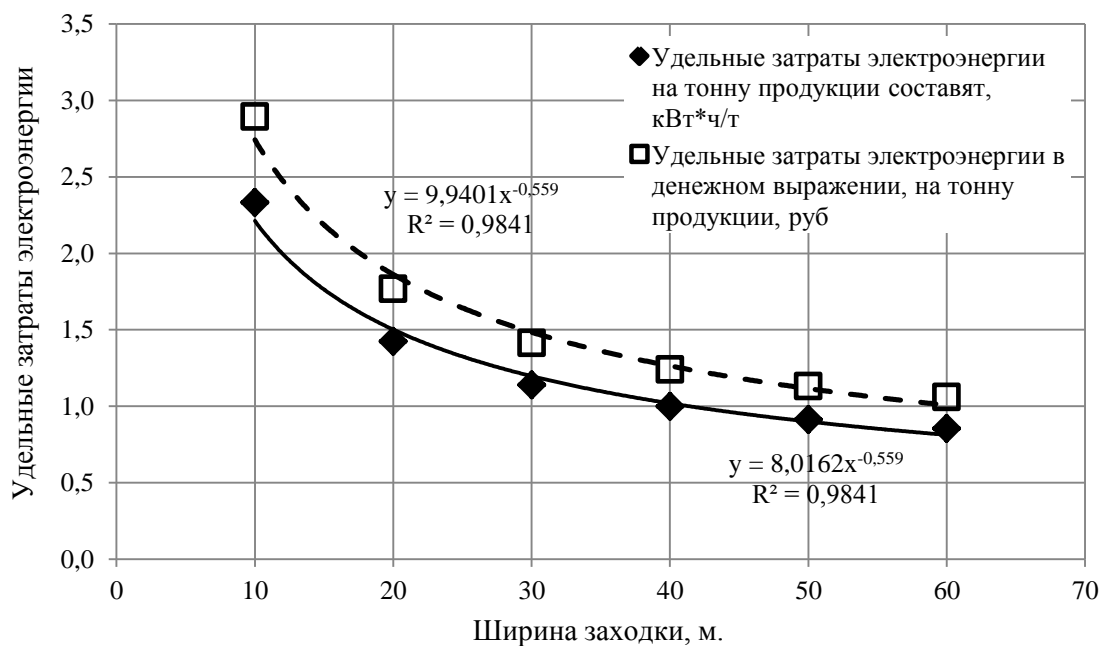


Рисунок 5.3 – Зависимость удельных затрат электроэнергии и в денежном выражении роторными экскаваторами от ширины заходки [42]

Из вышеприведенных графиков видно, что при снижении ширины экскаваторной заходки с 60 до 10 м происходит увеличение потребления электроэнергии роторных экскаваторов на 1,48 кВт*ч/т и увеличение стоимости энергопотребления конвейерным транспортом с 6,5 до 12 руб./т.

5.2 Основные технологические решения, выбор критериев оценки

Порядок развития фронта горных работ не может устанавливаться произвольно. Он является логическим следствием и, прежде всего, зависит от типа разрабатываемого месторождения, рельефа поверхности, формы полезного ископаемого, положением полезного ископаемого относительно господствующего уровня поверхности, угла его падения, мощности, строения, распределению по качеству и типу вскрышных пород.

В настоящей работе объектом исследования является угольный разрез «Березовский-1», на котором реализуется традиционная технология открытых разработок с параллельным подвиганием фронта горных работ. Уровень использования имеющегося горнотранспортного оборудования в комплексе с фактической производственной мощностью предприятия и их отклонение от проектных показателей требуют изыскания технологических решений, позволяющих уменьшить величину производственных издержек и адаптировать горные работы к современным условиям рынка. Одним из которых является переход на технологию с веерным подвиганием фронта горных работ.

Достоинствами угольного разреза «Березовский-1» являются:

- относительно устойчивый, характеризующийся высокой выдержанностью мощности пласт угля;
- высокое качество полезного ископаемого и потребительская ценность;
- уникально низкая зольность угля Березовского месторождения в своей массе не превышает 5-8 %;
- угли Березовского разреза относятся к малосернистым и экологически чистым, массовая доля серы не превышает 0,5 %.

К проблемам разработки разреза «Березовский-1» можно отнести неблагоприятные условия эксплуатации блоков № 2 и № 3. Например расположение границы санитарно-защитной зоны при параллельном подвигании фронта работ приведет к сокращению длины выемочных блоков на 450 м, что может повлиять на производственную мощность предприятия в целом. При

параллельном развитии фронта горных работ также происходит систематическое наращивание ставов магистральных конвейерных линий, и, как следствие, простои добычного оборудования на время пусконаладочных работ и удорожание транспортирования угля (рис. 5.4).

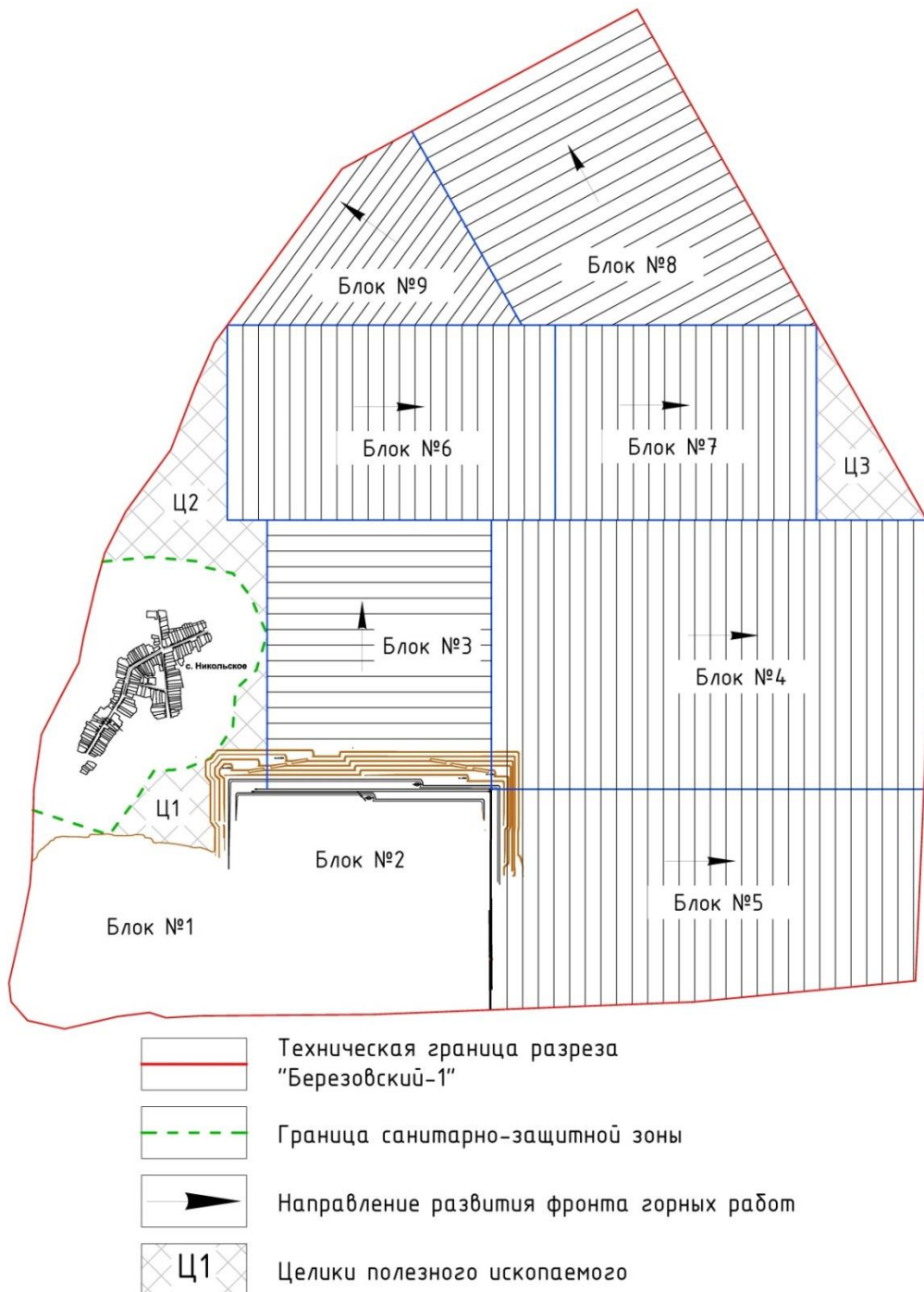


Рисунок 5.4 – Схема отработки месторождения «Березовский-1» при параллельном развитии фронта горных работ

Использование веерной системы разработки в границах блока №3 предоставляет возможность отказаться от систематического наращивания длины магистральных транспортных коммуникаций, что приводит к постоянному расстоянию транспортирования полезного ископаемого. Благодаря стационарному поворотному пункту облегчается примыкание путей капитальной траншеи к путям рабочих горизонтов разреза, а также устанавливается постоянная протяженность линий фронта горных работ и забойных транспортных коммуникаций (рис. 5.5).

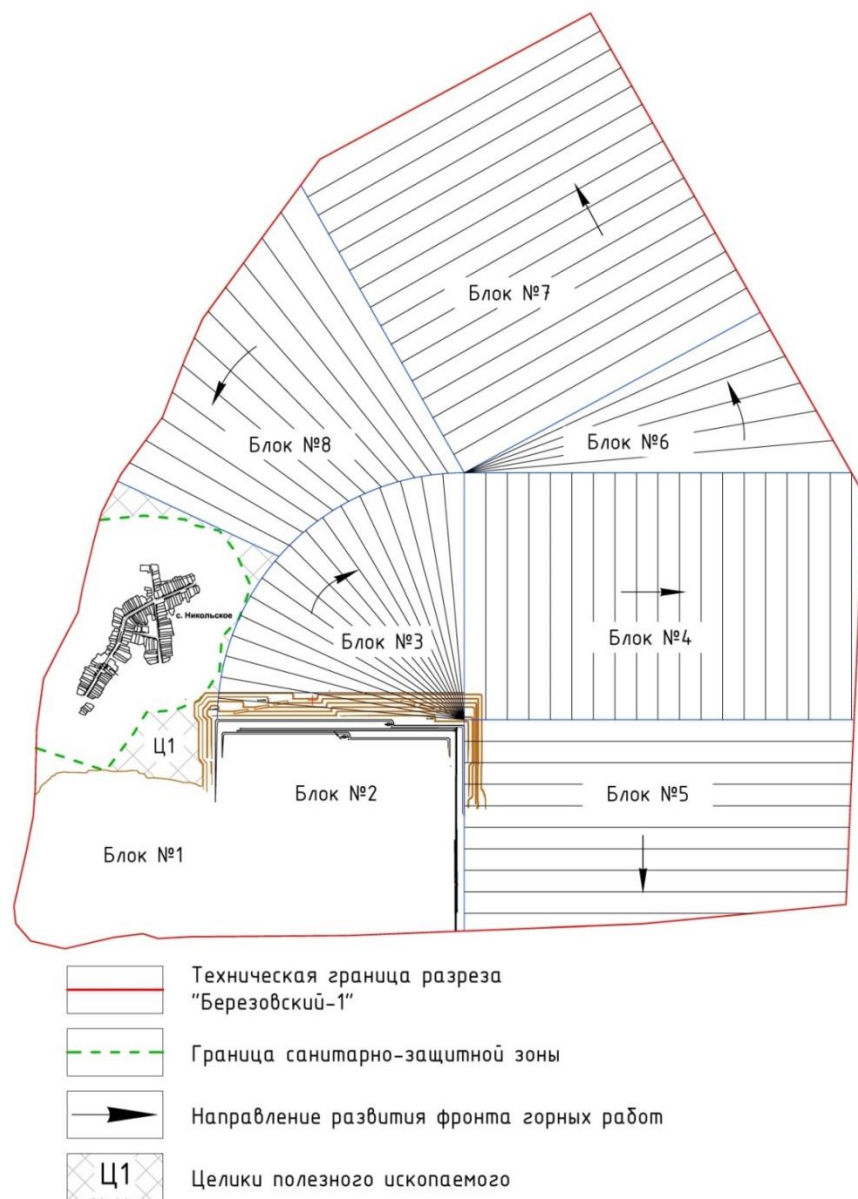


Рисунок 5.5 – Схема отработки месторождения «Березовский-1» при комбинированном развитии фронта горных работ

Оценка экономической эффективности параллельного и веерного подвигания фронта горных работ, а также представленных технологических решений в данной работе производится на примере разреза «Березовский-1» в границах блока № 3.

Более подробно данная технология рассмотрена выше, а в настоящей главе приводятся основные технико-экономические расчеты для их сравнения и обоснования. В таблице 5.5 и на рисунке 5.6 представлены календарный план горных работ с указанием годовых объемов добычи угля и сопутствующей при этом вскрыше. Анализируя данную информацию, определим основные критерии оценки сравниваемых технологий.

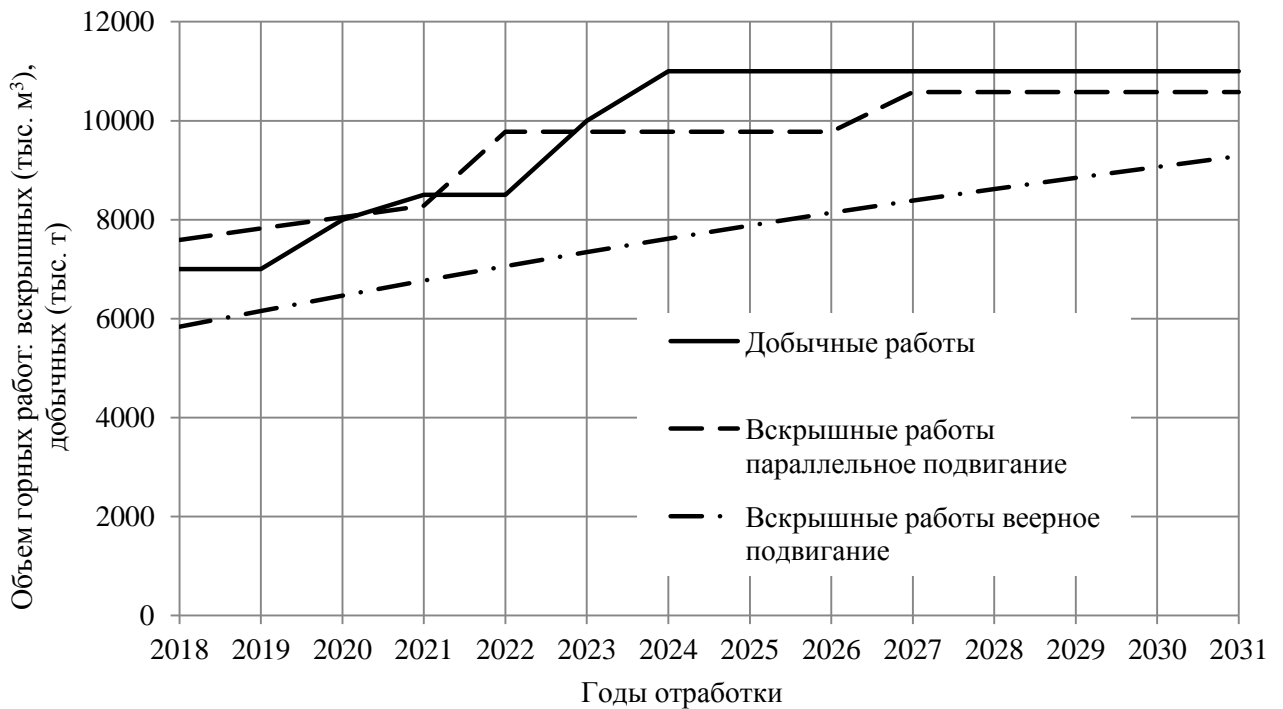


Рисунок 5.6 – Календарный план горных работ

Известно, что основным показателем, характеризующим абсолютную и сравнительную эффективность варианта, является значение ожидаемого чистого дисконтированного дохода (ЧДД). Однако в нашем случае максимизация ЧДД оказывается эквивалентной использованию других более простых с информационно-вычислительной точки зрения критериев. В частности, так как у

сопоставимых альтернативных вариантов имеются одни и те же суммарные дисконтированные результаты (объем добычи угля), то максимальный ЧДД будет отвечать тому варианту, у которого достигает минимума величина суммарных (по шагам расчета) дисконтированных затрат.

Вместо показателя ЧДД в качестве основного критерия эффективности приняты суммарные дисконтированные затраты (СДЗ):

$$\text{СДЗ} = \sum_1^t \text{З}_{\text{полн}} \cdot \text{К}_д, \quad (5.5)$$

где $\text{З}_{\text{полн}}$ – полные затраты в t -м году, руб.; $\text{К}_д$ – коэффициент дисконтирования [70]:

$$\text{К}_д = \frac{1}{(1 + E)^t}, \quad (5.6)$$

где E – норма дисконта.

Оптимальным является тот вариант, которому соответствуют минимальные суммарные дисконтированные затраты за весь расчетный период.

Таблица 5.5 – Календарный план горных работ

Показатели	Значения по годам эксплуатации														Всего
	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	
Добычные работы, тыс. т	7000	7000	8000	8500	8500	10000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	11000	126000
Вскрыша, тыс. м ³ :															
параллельное подвигание фронта горных работ	7590	7820	8050	8280	9775	9775	9775	9775	9775	10580	10580	10580	10580	10580	122935
веерное подвигание фронта горных работ	5837	6157	6467	6769	7061	7344	7618	7882	8137	8383	8620	8847	9065	9283	98187
Коэффициент вскрыши, м ³ /т:															
параллельное подвигание фронта горных работ	1,08	1,12	1,01	0,97	1,15	0,98	0,89	0,89	0,89	0,96	0,96	0,96	0,96	0,98	0,99
веерное подвигание фронта горных работ	0,83	0,88	0,81	0,80	0,83	0,73	0,69	0,72	0,74	0,76	0,78	0,80	0,82	0,83	0,79

5.3 Расчет капитальных вложений и прямых эксплуатационных затрат

Реализация рассматриваемых вариантов определяет следующие капитальные вложения для сравнительной оценки:

Технология с параллельным подвиганием фронта горных работ	Технология с веерным подвиганием фронта горных работ
<ul style="list-style-type: none"> • Строительство путепровода (60 млн. руб.) • Покупка четвертой секции КЛЗ длиной 1200 м (129,6 млн. руб.) • Модернизация приводных станций КЛЗ (27,0 млн. руб.) 	<ul style="list-style-type: none"> • Дополнительная модернизация перегрузочного пункта (10 млн. руб.) • Покупка четвертой секции КЛЗ длиной 1200 м (129,6 млн. руб.) • Модернизация приводных станций КЛЗ (27,0 млн. руб.) • Покупка мобильного конвейера (10,8 млн. руб.)

Нормы расхода материальных и топливно-энергетических ресурсов определены с учетом справочной информации фирм-изготовителей техники и достигнутых показателей в условиях угольных разрезов. Средняя заработная плата рабочих, цены на вспомогательные материалы, дизельное топливо и электроэнергию установлены по данным предприятий-аналогов.

Для добычных комплексов учтены затраты на электроэнергию выемочно-погрузочного оборудования и конвейерного транспорта, затраты на передвижку забойных конвейеров. В вариантах с веерным подвиганием фронта горных работ принята дополнительная бригада рабочих для обработки угольных целиков антипирогенами.

Отчисления на социальные нужды включают в себя страховые взносы по общей ставке 30 %. Прочие неучтенные затраты приняты в размере 5 % от суммы эксплуатационных расходов без амортизации.

Расчет суммарных дисконтированных затрат по формуле (5.5) приведен в таблицах 5.6 – 5.7.

Таблица 5.6 – Расчет суммарных дисконтированных затрат (параллельное подвигание фронта горных работ)

Показатели	Единицы измерения	Всего	Значения по годам эксплуатации													
			2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031
Капитальные вложения	млн. руб.	2095,79	94,92	27,12	129,6	298,2	0	75,2	250,35	103,96	355,95	282,5	184,19	73,45	220,35	0
Покупка четвертой секции КЛЗ длиной 1200 м	млн. руб.	129,6	0	0	129,6	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Модернизация приводных станций КЛЗ	млн. руб.	27,0	0	0	0	27	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Строительство путепровода	млн. руб.	60,0	0	0	0	0	0	30	30	0	0	0	0	0	0	0
Оборудование для вскрышных работ	млн. руб.	1879,2	94,92	27,12	0	271,2	0	45,2	220,35	103,96	355,95	282,5	184,19	73,45	220,35	0
Эксплуатационные затраты	млн. руб.	5530,82	218,93	277,85	264,72	328,10	357,10	389,93	416,85	385,72	439,23	464,24	476,69	489,39	503,82	518,24
Дополнительные затраты на работу добычных комплексов	млн. руб.	1020,5	52,5	52,5	59,9	62,4	63,5	74,5	81,9	81,9	81,9	81,9	81,9	81,9	81,9	81,9
Дополнительные затраты на транспортировку полезного ископаемого	млн. руб.	1198,86	50,99	58,60	63,80	69,75	74,24	78,26	83,56	87,80	92,12	97,85	102,38	107,00	113,17	119,33
Расстояние транспортирования полезного ископаемого	км		3,7	3,76	3,82	3,94	4	4,06	4,18	4,24	4,3	4,42	4,48	4,54	4,66	4,78
Дополнительные затраты на транспортировку и укладку пустой породы	млн. руб.	1814,83	62,69	71,80	80,73	89,70	113,10	119,61	126,29	133,12	140,11	159,40	167,31	175,40	183,66	191,92
Расстояние транспортирования пустой породы	км		2,25	2,3	2,35	2,4	2,45	2,5	2,55	2,6	2,65	2,7	2,75	2,8	2,85	2,9
Электроэнергия	млн. руб.	1032,43	52,8	52,8	60,3	64,1	64,1	75,4	82,9	82,9	82,9	82,9	82,9	82,9	82,9	82,9
выемочно-погрузочное оборудование	млн. руб.	138,1	7,1	7,1	8,1	8,6	8,6	10,1	11,1	11,1	11,1	11,1	11,1	11,1	11,1	11,1
конвейерный транспорт	млн. руб.	894,4	45,7	45,7	52,2	55,5	55,5	65,3	71,8	71,8	71,8	71,8	71,8	71,8	71,8	71,8
Передвижки забойных конвейеров	млн. руб.	46,2	0	4,2	0	4,2	4,2	4,2	4,2	0	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2
Затраты на наращивание магистральных конвейеров	млн. руб.	418	0	38	0	38	38	38	38	0	38	38	38	38	38	38
Полные затраты	млн. руб.	7626,61	313,85	304,97	394,32	626,30	357,10	465,13	667,20	489,68	795,18	746,74	660,88	562,84	724,17	518,24
Производственная себестоимость добычи	руб./т	54,96	44,8	43,6	49,3	73,7	42,0	46,5	60,7	44,5	72,3	67,9	60,1	51,2	65,8	47,1
Суммарные дисконтированные затраты при E=10 %	млн. руб.	3698,8	285,3	252,0	296,3	427,8	221,7	262,6	342,4	228,4	337,2	287,9	231,6	179,3	209,8	136,5

Таблица 5.7 – Расчет суммарных дисконтированных затрат (верное подвигание фронта горных работ)

Показатели	Единицы измерения	Всего	Значения по годам эксплуатации													
			2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	
Капитальные вложения	млн. руб.	1585,38	94,92	47,92	129,6	219,1	0	22,6	220,35	254,25	138,99	168,37	101,7	0	187,58	0
Модернизация перегрузочного пункта	млн. руб.	10	0	10	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Покупка четвертой секции КЛЗ длиной 1200 м	млн. руб.	129,6	0	0	129,6	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Покупка мобильного конвейера	млн. руб.		0	10,8	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Модернизация приводных станций КЛЗ	млн. руб.	27	0	0	0	27	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Оборудование для вскрышных работ		1407,98	94,92	27,12	0	192,1	0	22,6	220,35	254,25	138,99	168,37	101,7	0	187,58	0
Эксплуатационные затраты	млн. руб.	4893,17	260,17	269,55	288,31	302,01	311,49	334,43	352,03	362,57	373,44	382,54	396,17	408,01	420,16	432,30
Дополнительные затраты на работу добычных комплексов	млн. руб.	1020,5	52,5	52,5	59,9	62,4	63,5	74,5	81,9	81,9	81,9	81,9	81,9	81,9	81,9	81,9
Дополнительные затраты на транспортировку полезного ископаемого	млн. руб.	958,68	50,99	52,83	56,61	60,01	62,92	65,34	67,76	70,19	72,61	75,04	77,46	79,88	82,31	84,73
Расстояние транспортирования полезного ископаемого	км		3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7
Дополнительные затраты на транспортировку и укладку пустой породы	млн. руб.	1337,82	43,83	51,39	58,97	66,67	74,28	81,70	89,47	97,59	106,04	114,82	123,92	133,34	143,06	152,78
Расстояние транспортирования пустой породы	км		2,25	2,3	2,35	2,4	2,45	2,5	2,55	2,6	2,65	2,7	2,75	2,8	2,85	2,9
Электроэнергия	млн. руб.	1485,88	107,8	107,7	107,7	105,7	105,7	105,7	105,7	105,7	105,7	105,7	105,7	105,7	105,7	105,7
выемочно-погрузочное оборудование	млн. руб.	240,39	19,2	18,8	18,8	17,3	16,6	16,6	16,6	16,6	16,6	16,6	16,6	16,6	16,6	16,6
конвейерный транспорт	млн. руб.	1245,48	88,6	89,0	89,0	88,5	89,0	89,0	89,0	89,0	89,0	89,0	89,0	89,0	89,0	89,0
Передвижки забойных конвейеров	млн. руб.	48,3	2,1	2,1	2,1	4,2	2,1	4,2	4,2	4,2	4,2	2,1	4,2	4,2	4,2	4,2
Дополнительная заработная плата рабочих	млн. руб.	42	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Полные затраты	млн. руб.	6478,55	355,09	317,47	417,91	521,11	311,49	357,03	572,38	616,82	512,43	550,91	497,87	408,01	607,74	432,30
Производственная себестоимость добычи	руб./т	47,40	50,73	45,35	52,24	61,31	36,65	35,70	52,03	56,07	46,58	50,08	45,26	37,09	55,25	39,30
Суммарные дисконтированные затраты при E=10 %	млн. руб.	3255,6	322,8	262,4	314,0	355,9	193,4	201,5	293,7	287,7	217,3	212,4	174,5	130,0	176,0	113,8

Основным фактором экономии от перехода на веерную систему разработки является исключение затрат наращивания става магистральных конвейеров. Динамика увеличения коэффициента вскрыши при веерном подвигании фронта ниже, чем при параллельном. Расстояние транспортировки полезного ископаемого при веерном подвигании не изменяется, в связи с отсутствием необходимости наращивать став магистрального конвейера. Сравнение затрат на передвижку забойных конвейерных линий при параллельном и веерном перемещении фронта горных работ показывает равнозначность (разница составляет около 5 %). Техничко-экономическое сравнение вариантов развития горных работ представлено в табл. 5.8.

Таблица 5.8 – Техничко-экономическое сравнение вариантов развития горных работ

Показатели	Ед. изм.	Параллельное развитие фронта	Веерное развитие фронта
Коэффициент вскрыши	м ³ /т	0,99	0,79
Капитальные вложения	млн. руб.	2095,79	1585,38
Эксплуатационные затраты	млн. руб.	5530,82	4893,17
Производственная себестоимость добычи	руб./т	54,96	47,40
Полные затраты	млн. руб.	7626,61	6478,55
Суммарные дисконтированные затраты при E=10 %	млн. руб.	3698,84	3255,61

Экономическое сравнение производственных затрат по вариантам подвигания фронта работ выявило снижение производственной себестоимости 1 т. угля при веерном способе на 7,5 руб. Так по вышеприведенным параметрам предпочтительнее веерная система разработки.

5.4 Выводы

Установлена зависимость удельных затрат электроэнергии от ширины заходки по выемочно-погрузочному комплексу и конвейерному транспорту. Так, снижение ширины экскаваторной заходки с 60 до 10 м определяет увеличение потребления электроэнергии роторных экскаваторов на 1,48 кВт·ч/т и увеличение стоимости энергопотребления конвейерным транспортом с 6,5 до 12 руб./т.

Технико-экономическое сравнение капитальных вложений и прямых эксплуатационных затрат вариантов отработки угольного разреза «Берёзовский-1» параллельным и веерным подвиганием фронта горных работ выявило уменьшение суммарных дисконтированных затрат на 443,23 млн. руб. и снижение производственной себестоимости 1 т. угля на 7,5 руб. при переходе на веерную систему разработки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой решена актуальная задача по снижению затрат на горнотранспортные работы при выемке пологопадающих угольных месторождений путем перехода на веерную систему разработки с обоснованными технологическими параметрами, имеющая важное значение для развития горнодобывающей отрасли России.

1. Разработанная математическая модель перемещения линии фронта горных работ при отработке пологопадающих угольных месторождений обеспечивает постоянную ширину рабочих площадок уступов путем создания параллельности линий фронта горных работ линиям забойных транспортных коммуникаций. За основу данной модели принято смещение линий фронта горных работ по касательной к окружности с радиусами R_1 или R_2 , центром которой является перегрузочный пункт между забойными и магистральными транспортными коммуникациями.

2. Определена зависимость объема КЭБ от горизонта выемки с учетом берм безопасности и транспортных берм. Увеличение транспортной бермы со стороны границы карьерного поля приводит к более интенсивному изменению объема вынимаемых блоков. Объем КЭБ при отношении ширины транспортных берм у границы карьерного поля к ширине транспортных берм у стационарного поворотного пункта как 2:1 больше на 2-9 %, чем при других вариантах соотношений.

3. Сформулированы и обоснованы технологические способы, перехода от параллельного к веерному подвиганию фронта горных работ. Разработана методика определения площади вынимаемых участков КЭБ при переходе с веерного на параллельное подвигание фронта.

4. Выявлена закономерность изменения объемов полезного ископаемого, не попадающих в контур отработки веерной системы при развитии карьерного поля с учетом прямоугольной формы контура балансовых запасов, так

максимальный объём вынимаемого участка достигается при угле поворота фронта горных работ в 45° и равен 96 % от объема КЭБ.

5. Обоснована сменная производительность роторных экскаваторов при отработке КЭБ, например, уменьшение ширины экскаваторной заходки с 50 до 30 м приводит к изменению коэффициента забоя от 0,97 до 0,88. Сменная производительность экскаватора ЭРШРД-5250 уменьшается на 13,6 %.

6. Разработанные технологии позволяют исключить работу роторного экскаватора в узких частях КЭБ. Так средняя ширина экскаваторной заходки при отработке КЭБ диагональным забоем будет больше на 23 %, чем фронтальным. Применение блочной выемки КЭБ позволяет отрабатывать выемочные блоки до ширины экскаваторной заходки равной $V_{\min}=0,5 \cdot V_{\max}$ с условием передвижки линии забойных транспортных коммуникаций к очередному КЭБ. Проходка опережающей выработки у поворотного пункта с целью устранения снижения производительности роторного экскаватора решает проблему работы выемочно-погрузочного оборудования в узкой части экскаваторной заходки. Так, при длине опережающей выработки равной 550 м, минимальная ширина экскаваторной заходки последующих четырех выемочных блоков будет составлять 21 % от максимальной ширины экскаваторной заходки.

7. Определена техническая производительность экскаваторов циклического действия при отработке КЭБ. При снижении ширины экскаваторной заходки с 14 до 4 м техническая производительность отечественных экскаваторов циклического действия уменьшается: при работе экскаватора ЭКГ-5 на 25,3 %; ЭКГ-8 на 15,4 %; ЭКГ-10 на 15,8 %. Снижение технической производительности зарубежных экскаваторов циклического действия, а именно: EX3600-6 LD на 16,5 % и P&N 2300 XPC на 20,7 % происходит в результате изменения ширины экскаваторной заходки с 20 до 6 м.

8. Технологические схемы и зоны эффективной работы выемочно-погрузочных комплексов циклического действия при веерной системе разработки приведены для условий разреза «Березовский-1». Изменения технической производительности составили: ЭКГ-10 на 5 %; P&N 2300 XPC на 9 %.

9. Обоснованно равенство удельных площадей передвижки забойных конвейерных линий при параллельном и веерном подвигании фронта горных работ в условиях разреза «Березоский-1».

10. Определены закономерности распределения объема горной массы в КЭБ с учетом его длины и максимальной ширины на фланге. Так, объем выемочного участка КЭБ длиной 2500 м увеличивается на 16,7 % при изменении параметра B_{\max} с 50 до 60 м.

11. Обоснованно расстояние от широкой стороны КЭБ до места изменения направления грузопотока автотранспорта ($L_{\text{напр}}$), обеспечивающее снижение грузооборота на 4 % при условии транспортирования всего выемочного блока через широкую сторону КЭБ и на 43 % через узкую, в виду равного расстояния транспортирования горной массы с левого и правого флангов.

12. Выявлена динамика параметра $L_{\text{напр}}$, на которую влияет изменение расстояния транспортирования горной массы через левый фланг (широкая сторона КЭБ) относительно расстоянию транспортирования горной массы через правый фланг (узкая сторона КЭБ).

13. Установлена зависимость удельных затрат электроэнергии от ширины заходки по выемочно-погрузочному комплексу и конвейерному транспорту. Так снижение ширины экскаваторной заходки с 60 до 10 м определяет увеличение потребления электроэнергии роторных экскаваторов на 1,48 кВт·ч/т и увеличение стоимости энергопотребления конвейерным транспортом с 6,5 до 12 руб./т.

14. Техничко-экономическое сравнение капитальных вложений и прямых эксплуатационных затрат вариантов отработки угольного разреза «Берёзовский-1» параллельным и веерным подвиганием фронта горных работ выявило уменьшение суммарных дисконтированных затрат на 443,23 млн. руб. и снижение производственной себестоимости 1 т. угля на 7,5 руб. при переходе на веерную систему разработки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Долгосрочная программа развития угольной промышленности России на период до 2030 года // М., 2010. – 192 с.
2. Сорокин, А.П. Стратегия топливно-энергетического потенциала Дальневосточного экономического района до 2020 г. / А.П. Сорокин, Г.П. Авдейко, А.В. Алексеев и др. // Владивосток, Изд-во: Дальнаука, 2001. – 112 с.
3. Седов, С.А. Потенциал угольной промышленности: региональные особенности / С.А. Седов // Транспортное дело России. – 2016. – № 2-III – С. 34-36.
4. Седов, С.А. Потенциал угольной промышленности: региональные особенности // Транспортной дело России. – 2006. – № 12-III – С. 34-36.
5. Проблемы и перспективы развития угольной промышленности. – Интернет – ресурс: [<http://federalbook.ru/files/FS/Soderjanie/FS-7/IV/Problemi%20i%20perspektivi.pdf>]
6. Мисевра, О.А. Угольно-энергетический баланс Восточной Сибири и Дальнего Востока / О.А. Мисевра, М.И. Щадов // М., Изд-во: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. – 472 с.
7. Малышев, Ю.Н. Современное состояние угольной промышленности России и пути выхода из кризиса // Уголь. – 1995. – № 3. – С. 19.
8. Еременко, О.В. Развитие топливно-энергетического баланса Восточной Сибири и Дальнего Востока // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 9. – С. 32.
9. Григорьев, К.Н. Канско-Ачинский угольный бассейн. / К.Н. Григорьев // М., Изд-во: Недра, 1968. – 188 с.
10. Горная энциклопедия. URL: <http://www.mining-enc.ru/k/kansko-achinskij-ugolnyj-bassejn/> (Дата обращения 29.11.2016)

11. Гаврилин, К.В., Озерский А.Ю. Канско-Ачинский угольный бассейн: Монография / К.В. Гаврилин, А.Ю. Озерский, под ред. В.Ф. Череповского // М, Изд-во: Недра, 1996. – 272 с.
12. Геолого-промышленный атлас Канско-Ачинского угольного бассейна / Ред. В. С. Быкадоров, А. Ю. Озерский, А. Г. Еханин и др. // Красноярск, Изд-во: «Универс», 2001. – 59 с.
13. Зотов, А.П. Разработка полезных ископаемых открытыми работами. Т. 1 и 2. Л. / А.П. Зотов // М.–Новосибирск, Изд-во: ОНТИ, 1932. – 292 с.
14. Шорохов, С.М. Разработка россыпных месторождений [Текст]: межвузовский науч. сб. № 2 // С.М. Шорохов / М., Изд-во: МГРИ, 1981. – 142 с.
15. Арсентьев, А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей / А.И. Арсентьев // М., Изд-во: Недра, 1981. – 278 с.
16. Секисов, Г.В. Способы и системы открытой разработки месторождений / Г.В. Секисов // Фрунзе, Изд-во: Илим, 1966. – 160 с.
17. Ржевский, В.В. Научные основы проектирования карьеров [Текст] / В.В. Ржевский, М.Г. Новожилов, Б.П. Юматов. – М., Изд-во: Недра, 1971. – 600 с.
18. Ржевский, В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Учебник. Изд. 2, перераб. и доп. / В.В. Ржевский // М., Изд-во: Недра, 1975. – 574 с.
19. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Ч. 2. [Текст] / В.В. Ржевский. // Учеб. для ВУЗов.- 4-е изд. перераб. и доп. – М., Изд-во: Недра, 1985. – 542 с.
20. Барботде Марни, Е.Н. Разработка месторождений полезных ископаемых открытыми работами / Барботде Марни Е.Н. // Новосибирск, Гос. научн. техн. горно-геолого-нефтяное изд-во, 1934. – 106 с.
21. Шешко, Е.Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых [Текст] : учебник для вузов / Е. Ф. Шешко // Изд. 3, перераб. – М., Изд-во: Углетехиздат, 1957. – 495 с.
22. Шешко, Е.Ф. Системы открытой разработки месторождений. / Е.Ф. Шешко // Горный журнал, 1947. – № 11. – С. 19–27.

23. Шешко, Е.Ф. Справочник по горнорудному делу [Текст] / Е. Ф. Шешко, В. В. Ржевский // М., Изд-во: Metallurgizdat, 1960 – Т. 1. – 926 с.
24. Мельников, Н.В. Открытая разработка месторождений [Текст] : избранные труды / Н. В. Мельников ; ред. Д. М. Бронников. // М., Изд-во: Наука, 1985. – 279 с.
25. Зурков, П.Э. Открытые разработки / П.Э. Зурков // Свердловск-М., Изд-во: Metallurgizdat, 1941. – 308 с.
26. Томаков, П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ [Текст] / П.И. Томаков, И.К. Наумов // Учеб для ВУЗов.- 2-е изд. перераб. и доп. – М., Изд-во: Недра, 1986. – 312 с.
27. Мельников, Н.В. Теория и практика открытых разработок [Текст] / Н.В. Мельников, А.И. Арсентьев, М.С. Газизов и др. / М., Изд-во: Недра, 1973. – 636 с.
28. Шорохов, В.П. Обоснование технологии открытой разработки мощных угольных пластов при веерном продвижении фронта работ в условиях филиала ОАО «СУЭК-Красноярск» «Разрез Березовский-1» [Текст] / В.П. Шорохов, А.В. Федоров, В.Е. Кисляков // М., Уголь. – 2011. – № 4, – С. 20-24.
29. Шорохов, В.П. Веерный способ разработки мощных угольных пластов в условиях филиала ОАО «СУЭК-Красноярск» «Разрез Березовский-1». [Текст] / В.П. Шорохов, В.Е. Кисляков / М., Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 5, – С. 85-87.
30. Шорохов, В.П. Обоснование технологии открытой разработки мощных угольных пластов горизонтального и пологого залеганий (на примере разреза «Березовский-1» ОАО «СУЭК-Красноярск») / В.П. Шорохов // Красноярск: Автореферат диссертации, 2011. – 20 с.
31. Шорохов, В.П. Веерное продвижение фронта работ при разработке мощных угольных пластов. / В.П. Шорохов, В.Е. Кисляков // LAP LAMBERT Academic Publishing, 2012. – 77 с.

32. Разрез «Меуро» (Германия). - Интернет – ресурс:
[<http://www.ostkohle.de/html/meuro.html>]
33. Разрез «Espenhain» (Германия). – Интернет – ресурс:
[<http://www.ostkohle.de/html/espenhain.html>]
34. Dr. A. Berkner. Bergbau in Sachsen, Band 11 Der Braunkohlenbergbau im Südraum Leipzig/ Verlagsgesellschaft Marienberg mbH Industriestraße Marienberg Versand, 2003.
35. Разрез «Радльево» (Сербия). – Интернет - ресурс:
[<http://wopedia.mobi/ru/Колубара>]
36. Разрез «Вельцов-Зюд» (Германия) – Интернет – ресурс:
[http://www.ostkohle.de/html/welzow_sud.html]
37. Разрез «Хамбах» (Германия) – Интернет – ресурс:
[https://de.wikipedia.org/wiki/Tagebau_Hambach]
38. Разрез «Цвенкау» (Германия). – Интернет – ресурс:
[https://de.wikipedia.org/wiki/Tagebau_Zwenkau]
39. Новожилов, М.Г. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений [Текст] / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсуновский // М., Изд-во: Недра, 1978. – 328 с.
40. Новожилов, М.Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Ч. 2 [Текст] / М.Г. Новожилов, В.С. Хохряков, Г.Д. Пчёлкин, В.С. Эскин. – М., Изд-во: Недра, 1971.- 552 с.
41. Мельников, Н.В. Теория и практика открытых разработок [Текст] / Н.В. Мельников, А.И. Арсентьев, М.С. Газизов и др. // М., Изд-во: Недра, 1973. – 636 с.
42. Кисляков, В.Е. Исследование технологии и производительности роторного выемочно-погрузочного комплекса при веерном подвигании фронта добычных работ в угольном карьере / В.Е. Кисляков, А.В. Никитин, **П.В. Катышев** // Горный журнал. – 2013, – № 5. – С. 89-92.
43. Кисляков, В.Е. Исследование развития фронта горных работ на пологопадающих месторождениях при веерной системе разработки /

В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев** // Маркшейдерия и недропользование. – 2014. – № 2. – С. 42-44.

44. Кисляков, В.Е. Особенности технологии отработки мощных угольных месторождений при веерной системе / В.Е. Кисляков, Т.А. Веретенкова, **П.В. Катышев** // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2016. – Вып. 4. – С. 190-198.

45. Патент 2541352 РФ, МПК E21C 41/26. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев**; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет». – № 2013154629; заявл. 09.12.2013; опубл. 10.02.2015, Бюл. № 4. – 6 с.

46. **Катышев, П.В.** Обоснование параметров фронта горных работ при отработке пологопадающих угольных месторождений веерной системой / П.В. Катышев, В.Е. Кисляков // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: техника и технологии. – 2016. – Т. 9, № 2. – С. 166-173.

47. Кузнецов, В.И. Технология разработки месторождений с изменением направления подвигания фронта горных работ / В.И. Кузнецов, П.П. Меньшонок // Уголь – 1997, декабрь. – С. 31-35.

48. Кисляков, В.Е. Исследование параметров веерной системы открытой разработки угольных месторождений / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев** // Уголь. – 2017. – № 6. – С. 11-16.

49. Патент 2513464 РФ, МПК E21C 41/26. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев**; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет». – № 2012142059; заявл. 02.10.2012; опубл. 20.04.2014, Бюл. № 11. – 7 с.

50. **Катышев, П.В.** Исследование технологии разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом при веерном подвигании фронта горных работ / П.В. Катышев, В.Е. Кисляков // Современные технологии освоения минеральных ресурсов. – Красноярск: ИПК СФУ, 2014. – Выпуск 12. – С. 89-92.

51. Кисляков, В.Е. Исследование технологических параметров при веерном подвигании фронта горных работ / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев** //

Журнал Сибирского федерального университета. Техника и технологии. – 2015. – Т.8, № 2. – С. 192-197.

52. **Катышев, П.В.** Исследование технологии открытой разработки месторождения при веерном подвигании фронта горных работ/ П.В Катышев // Международный научно-исследовательский журнал ISSN 2303-9868: сб. материалов XXI заочной науч. конф. Research Journal of International Studies. – Екатеринбург, 2013. – Т. 11 (18) Часть 3. – С. 91-92.

53. Патент 2520619 РФ, МПК E21C 41/26. Способ открытой разработки месторождений / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев**; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет». – № 2013110262; заявл. 07.03.2013; опубл. 27.06.2014, Бюл. № 18. – 6 с.

54. Трубецкой, К.Н. Открытые горные работы [Текст] / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапова, К.Е. Веницкий и др. // Справочник. – М., Изд-во: Горное бюро, 1994. – 590 с.

55. Горовой, А.И. Справочник по горнотранспортным машинам непрерывного действия [Текст] / А.И. Горовой // Справочник. – М., Изд-во: Недра, 1982. – 191 с.

56. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Ч. 1 Производственные процессы [Текст] / В.В. Ржевский // Учеб для ВУЗов.- 4-е изд. перераб. и доп. – М., Изд-во: Недра, 1985.– 509 с.

57. Кисляков, В.Е. Обоснование основных параметров веерной системы открытой разработки угольных месторождений / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев** // Маркшейдерия и недропользование. – 2016. – № 2. – С. 11-14.

58. Патент 2485315 РФ, МПК E21C 41/26. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев**, А.В. Никитин, Е.А. Тарасенко; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет». – № 2012100391; заявл. 10.01.2012; опубл. 20.06.2013, Бюл. № 17. – 5 с.

59. Патент 2532298 РФ, МПК E21C 41/26. Способ ведения горных работ при веерной системе разработки / В.Е. Кисляков, А.В. Никитин, **П.В. Катышев**,

Д.С. Сенаторов; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет». – № 2013129118; заявл. 25.06.2013; опубл. 10.11.2014, Бюл. № 31. – 7 с.

60. Кисляков, В.Е. Исследование развития фронта горных работ на пологопадающих месторождениях при веерной системе разработки / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев** // Современные технологии освоения минеральных ресурсов. – Красноярск: ИПК СФУ, 2013. – Выпуск 11. – С. 134-138.

61. Патент 2536909 РФ, МПК E21C 41/26. Способ выемки полезного ископаемого при веерном подвигании фронта горных работ / В.Е. Кисляков, **П.В. Катышев**; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет». – № 2013145152; заявл. 08.10.2013; опубл. 27.12.2014, Бюл. № 36. – 6 с.

62. Кисляков, В.Е. Работа экскаваторов типа ЭКГ в клиновидной заходке / В.Е. Кисляков, А.В. Никитин, **П.В. Катышев**, Д.С. Сенаторов // Маркшейдерия и недропользование. – 2013. – № 5. – С. 44-50.

63. Хохряков, В.С. Проектирование карьеров, 2-е изд., перераб. и доп. / В.С. Хохряков // М., Изд-во: Недра, 1980. – 336 с.

64. Спиваковский, А.О. Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок [Текст] / А.О. Спиваковский, М.Г. Потапов // Учеб для ВУЗов.- 4-е изд. перераб. и доп. – М., Изд-во: Недра, 1983. – 383 с.

65. Дьяков, В.А. Транспортные машины и комплексы открытых разработок [Текст] / В.А. Дьяков // Учеб для ВУЗов. – М., Изд-во: Недра, 1986. – 344 с.

66. **Катышев, П.В.** Обоснование направления транспортирования вскрышных пород при веерной системе разработки / П.В. Катышев, В.Е. Кисляков, В.Н. Вокин // Успехи современного естествознания – М.: Академия естествознания, 2016. – № 12, Часть 1. – С. 162-166.

67. Большой Энциклопедический Словарь. URL: <http://www.vedu.ru/bigencdic/16677/> (Дата обращения 16.11.2016)

68. Хохряков, В.С. Проектирование и организация работы карьерного автотранспорта / В.С. Хохряков // М., Изд-во: ГОСГОРТЕХИЗДАТ, 1963. – 167 с.

69. Голубев, В.А. Справочник энергетика карьера / В.А. Голубев, П.П. Мирошкин, Н.М. Щадрин и др.; Под ред. В.А. Голубева // М., Изд-во: Недра, 1986. – 420 с.

70. Моссаковский, Я.В. Экономика горной промышленности [Текст] / Я.В. Моссаковский // Учеб. для ВУЗов. – М., Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – 525 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А. АКТ ВНЕДРЕНИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ДИССЕРТАЦИОННОЙ РАБОТЫ

УТВЕРЖДАЮ:

Генеральный директор
АО «Разрез Березовский»
А.И. Буйницкий



« _____ » 2017 г.

АКТ ВНЕДРЕНИЯ Результатов диссертационной работы Катышева Павла Викторовича

Мы, нижеподписавшиеся, представители АО «Разрез Березовский» Мануильников А.С. – главный инженер, Носов А.А. – главный технолог, составили настоящий акт о том, что следующие результаты диссертационной работы Катышева П.В. приняты к внедрению для разработки проектной документации:

- математическая модель перемещения линии фронта горных работ в плане при отработке месторождения по веерной системе;
- технологическая схема перехода от параллельного к веерному подвиганию фронта горных работ;
- технологическая схема отработки выемочных блоков диагональным забоем;
- технологическая схема разработки месторождения с частичной отработкой выемочных блоков.

Предлагаемая математическая модель может обеспечить эффективную разработку месторождения за счет установления постоянной ширины рабочих площадок уступа по всей длине фронта горных работ. В результате внедрения технологических схем исключается работа выемочно-погрузочных комплексов с минимальной шириной экскаваторной заходки, тем самым стабилизируя производительность экскаваторов по всему фронту ведения горных работ

Главный инженер

А.С. Мануильников

Главный технолог

А.А. Носов