

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования

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

На правах рукописи

Терентьев Данил Дмитриевич



**НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ КРИТЕРИЕВ ОЦЕНКИ
СООРУЖЕНИЯ КАРЬЕРА ПЕРВОЙ ОЧЕРЕДИ
С РАБОЧЕЙ ЗОНОЙ В ФОРМЕ ПАНЕЛИ**

Специальность 2.8.8. «Геотехнология, горные машины»

ДИССЕРТАЦИЯ
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, доцент
Селюков Алексей Владимирович

Кемерово 2026

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ	10
1.1 Горно-геологические условия открытой разработки свиты угольных пластов наклонного и крутого падения	10
1.2 Технологические решения при сооружении первоначальных выработок при углубочно-сплошных системах разработки, перемещение горной массы	21
1.3 Общие горнотехнические условия открытой разработки разрезов Кузбасса при автотранспортной технологии	32
1.4 Общие сведения о разработке угленасыщенной зоны и карьерных полей Кузбасса	34
1.5 Выводы	39
2. РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ ПАНЕЛИ, ВСКРЫТИЕ И ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА	42
2.1 Общие требования к конструкции рабочей зоны и схемы вскрытия карьера первой очереди	42
2.2 Конструкция панели, как постоянного элемента строительства карьера первой очереди и схемы вскрытия, организация производства	45
2.3 Оценка технологических условий сооружения карьера первой очереди методом экспертных оценок ELECTRE II	49
2.4 Графоаналитическая модель рабочей зоны	59
2.5 Оценка схемы вскрытия карьера первой очереди	70
2.6 Выводы	80
3. ТИПЫ ПАНЕЛЕЙ, ВЗАИМОСВЯЗЬ СООТНОШЕНИЯ СТРОЕНИЯ ПАНЕЛИ И ПАРАМЕТРОВ ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ	84
3.1 Обоснование строения панелей	84
3.2 Критерии соотношения строения панелей и параметров основных технологических процессов открытых горных работ	90
3.3 Оценка критериев строения панели	93
3.4 Оценка взаимосвязи выемочных и перевалочных работ драглайном с засорением породугольных заходов	101
3.5 Выводы	110
4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕШЕНИЯ	113
4.1 Общие подходы к формированию критериев эффективности	113
4.2 Обоснование типовых форм учета организационно-технических условий разработки панелей	115
4.3. Оценка параметров панелей и критериев соотношения строения панелей	124
4.4 Оценка режима горных работ при строительстве карьера первой очереди	134

4.5 Оценка показателей эффективности, ресурсопотребления предлагаемого технологического решения и конечной глубины сооружения карьера первой очереди	143
4.6 Выводы	152
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	158
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	162
ПРИЛОЖЕНИЕ А	183
ПРИЛОЖЕНИЕ Б	184
ПРИЛОЖЕНИЕ В	185

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. В условиях рыночной экономики, горнодобывающие предприятия с открытым способом добычи угля в Кузнецком бассейне стремятся сохранять баланс между производством и воздействием на окружающую среду. Особенно важен такой подход при вводе в эксплуатацию новых предприятий на перспективных участках наклонных и крутопадающих месторождений: Алардинский, Караканский; Корчаковский; Чернокалатанский; Кондомский и многих других. Перед началом эксплуатации карьерного поля закладывается выбор главных технологических решений, определяющих систему и технологию разработки, их элементы и параметры. Основным технологическим направлением в Кузбассе остается транспортное перемещение вскрыши на внешние отвалы, что не создает условия для максимального размещения вскрыши в выработанном пространстве карьерного поля. Все это влечет за собой ухудшение экологической обстановки и росту потребления ресурсов при открытой угледобыче.

Из научно-практической деятельности исходят решения, сокращающие вышеуказанные недостатки и связанные с частичным перемещением вскрыши из забоя во внутренний отвал автомобильным карьерным транспортом. В таком случае, начальным периодом эксплуатации предприятия является строительство карьера первой очереди. При этом грузотранспортная связь осуществляется созданием системы скользящей трассы, что не обеспечивает минимизацию объемов вскрышных пород вывозимых на внешний отвал и постоянство параметров рабочей зоны, что в последствие не позволяет обеспечивать возможности создания рабочей зоны карьера первой очереди, как постоянного элемента и рекультивировать нарушенные земли вслед за продвижением фронта работ.

Устранение главных недостатков открытого способа угледобычи на вновь вводимых в эксплуатацию разрезах предлагается за счет единого фор-

мирования рабочей зоны и схемы вскрытия, и выраженного при строительстве карьера первой очереди в виде постоянного элемента - панели. При этом обеспечивается производство вскрышных работ по ресурсоберегающей бестранспортной технологии и рекультивации вслед за подвиганием фронта горных работ, что подчеркивает актуальность темы исследования.

Степень разработанности темы. Изучение вопроса сооружения карьера первой очереди для угольных залежей представлено в трудах ученых нашей страны: Томакова П.И.; Коваленко В.С.; Таланина В.В.; Корякина А.И.; Ненашева А.С.; Штейнцайга Р.М. и др. В частности, предложен вариант сооружения карьера первой очереди имеющим значительно меньшую глубину, чем конечная глубина разработки. Это позволяет обеспечить более ранний переход на внутреннее отвалообразование, что является одним из основных преимуществ данного технологического решения. Ученые - д.т.н. Коваленко В.С., к.т.н. Таланин В.В., к.т.н. Штейнцайг Р.М. предлагают поэтапную разработку залежи с интенсивным развитием горных работ по простиранию пластов и сравнительно небольшими темпами углубки карьера. Такой порядок развития горных работ с использованием транспортной технологии перевозки вскрыши создает условия для размещения значительного объема разрабатываемых вскрышных пород в выработанном пространстве.

В источниках научно-технической информации в детальном виде отсутствуют рекомендации по формированию единого элемента рабочей зоны и схемы вскрытия, предусматривающие сокращение использования ресурсов за счет бестранспортного способа перевалки вскрыши и равно долевое отношение изъятия и возврата земельных ресурсов, что подчеркивает актуальность состояния изучаемого вопроса.

Целью работы является разработка и обоснование критериев оценки сооружения карьера первой очереди с рабочей зоной в форме панели, повышающее объемы бестранспортной вскрыши и площади рекультивируемых земель.

Объектом исследования является сооружение карьера первой очереди при освоении перспективных участков наклонных и крутопадающих месторождений.

Предметом исследования является рабочая зона и схема вскрытия карьера первой очереди, сформированные при углублении и отгоне рабочего борта в виде постоянного и единого конструктивного элемента - панели.

Идея работы заключается в учете строения панели и выемки, закладки выработанного пространства породугольных заходок обратной гидравлической лопатой и последующей перевалкой вскрыши во внутренний отвал драглайном.

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

- оценить схему вскрытия в зависимости от конструкции рабочей зоны карьера первой очереди;
- обосновать и оценить строение панели в зависимости от параметров основных технологических процессов открытых горных работ;
- оценить параметры панелей, определить глубину сооружения карьера первой очереди по критериям ресурсопотребления и установить эффективность предлагаемого технологического решения.

Методы исследований. В работе использован комплекс взаимодополняемых методов, включающий: системный анализ данных научно-технической литературы; метод экспертных оценок ELECTRE II; графоаналитическое моделирование параметров элементов рабочей зоны и схемы вскрытия карьера первой очереди; натурных наблюдений в производственных условиях за работой драглайна; статистические вычисления и факторный анализ; технико-экономических расчетов.

Основные научные положения, выносимые на защиту:

- линейная зависимость от глубины сооружения карьера первой очереди показателей годового грузооборота, пропускной способности и землеемкости, определяется схемой вскрытия по вывозке угля через транспортную

берму центрального фланга и наклонному съезду в безугольной части панели;

- критерии строения панели определяют следующие их виды: 1. односоставные, для выемки рыхлых отложений при максимальном использовании рабочих параметров драглайна; 2. многосоставные для угленасыщенной зоны, с группировкой по критерию сближения частей «пласт-междупластье-пласт», линейно зависящим от зоны дробления и объединённый с радиусами черпания и разгрузки обратной гидравлической лопаты при ее работе с нижним черпанием полиномом второй степени;

- при переэкскавации драглайном вскрышных пород в панелях линейная корреляция мощности слоев разубоживания при управляемом копании составит $0,4 \div 0,46$ м и в зоне регулируемого черпания $0,36 \div 0,34$ м, что в целом определяется общей длиной формирования призмы волочения.

Научная новизна работы заключается в:

- в установлении качественной и количественной зависимости показателей схемы вскрытия от глубины сооружения карьера первой очереди и параметров существующего модельного ряда карьерных углевозов;

- разработке критерия строения панелей для выемки рыхлых отложений, скальных пород и его подуровней отнесенных к основным технологическим процессам открытых горных работ, впервые комплексно учитывающих, в единой взаимосвязи расположение пластов и междупластий в свите совместно с радиусами дробления, рабочими параметрами обратной гидравлической лопаты при выемке и закладке выработанного пространства породугольной заходки нижнем черпанием; созданием транспортных условий разворота углевоза на уровне стояния добычного экскаватора;

- статистической оценке мощности слоев разубоживания при нижнем черпании драглайна в режимах управляемого и неуправляемого копания.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов рекомендаций, сформулированных в работе, подтверждается: надежностью и представительным объемом исходных данных; применением современных

методов исследований, графическим и аналитическим методами расчета с использованием систем автоматизированного проектирования; соответствием полученных научно-практических результатов и патентной защитой разработанных технологических решений.

Научное значение работы состоит в выделении критериев строения сложноструктурной угольной залежи при сооружении карьера первой очереди, установлении аналитических выражений взаимосвязей параметров панелей и выявлении их закономерностей.

Практическая ценность работы состоит в том, что ее результаты позволяют обоснованно выбирать: постоянство вскрышных и добычных работ в рабочей зоне карьерного поля, подвигание фронта работ в панели; вскрытие рабочих горизонтов и определять эффективность технологических решений.

Личный вклад автора заключается: в постановке целей и задач исследований; в обосновании параметров и технологии разработки панелей, взаимосвязанных со схемой вскрытия; в разработке конструкции рабочей зоны с использованием совместной бестранспортной перевалки породы в выработанное пространство породугольной заходки добычным экскаватором типа ЭГО, так и последующей переэкскавации во внутренний отвал вскрышным, типа ЭШ; в оценке эффективности применения внутреннего отвалообразования и рекультивации нарушенных земель при отработке свиты наклонных и крутопадающих угольных пластов.

Реализация результатов работы.

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

Апробация работы.

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

Публикации.

По теме диссертации опубликовано всего 16 работ, в том числе 3 в изданиях, рекомендованных ВАК РФ и 12 в прочих изданиях, получен 1 патент РФ.

Объем и структура диссертации.

Диссертационная работа состоит из введения, четырех глав, заключения и трех приложений, изложена на 185 страницах машинописного текста, содержащих 45 рисунков, 25 таблиц, список литературы из 175 наименований.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1 Горно-геологические условия открытой разработки свиты угольных пластов наклонного и крутого падения

Кузбасс является одним из крупнейших освоенных угольных бассейнов страны. Бассейн имеет площадь более 26 тыс. км² и занимает обширную котловину, ограниченную горными сооружениями - Салаирского кряжа на юго-западе, Горной Шории на юго-востоке и Кузнецкого Алатау на северо-востоке. Протяженность бассейна с северо-запада на юго-восток около 335 км. при ширине до 110 км. Здесь представлены все возможные варианты залегания угольных пластов, как по их мощности, углу падения, их количеству, так и степени нарушенности пликативными и дизъюнктивными нарушениями.

Продуктивные отложения расчленяются на две мощные серии - балахонскую ($C_{2-3}-P_1$) и кольчугинскую (P_2). Первая включает до 60 рабочих пластов угля суммарной мощностью около 120м., вторая - до 65 пластов общей мощностью почти 200м. Общая мощность угленосных отложений достигает 8км. С учетом специфики залегания и стадии метаморфизма углей угленосные отложения подразделены на 25 геолого-промышленных районов: 1 – Анжерский; 2 – Кемеровский; 3 – Крапивинский; 4 – Титовский; 5 – Завьяловский; 6 – Бачатский; 7 – Прокопьевско-Киселёвский; 8 – Араличевский; 9 – Бунгуро-Чумышский; 10 – Кондомский; 11 – Мрасский; 12 – Томусинский; 13 – Плотниковский; 14 – Салтымаковский; 15 – Ленинский; 16 – Беловский; 17 – Ускатский; 18 – Ерунаковский; 19 – Байдаевский; 20 – Осинковский; 21 – Терсинский; 22 – Доронинский; 23 – Центральный; 24 – Тутуянский; 25 – Барзасский [73, 153, 170]. Характеристика угленосности геолого-промышленных районов с распространением Балахонской и Кольчугинской серий отложений приведена в таблицах 1.1, 1.2, 1.3.

Таблица 1.1 – Угленосность Кузнецкого бассейна [170]

Геолого-промышленный район	Геологический возраст	Средняя мощность, м	Рабочая угленосность			
			число угольных пластов	суммарная мощность, м	средняя мощность пласта, м	коэффициент угленосности, %
Анжерский	C ₂₋₃ -P ₁	950	29	35	1,2	3,6
Кемеровский	C ₂₋₃ -P ₁	2150	37	58	1,6	2,7
Бачатский	C ₂₋₃ -P ₁	1150	26	97	3,7	8,5
Прокопьевско-Киселёвский	C ₂₋₃ -P ₁	1200	26	75	3,0	6,3
Терсинский	C ₂₋₃ -P ₁	1300	20	40	2,0	3,1
	P ₂	1925	37	66	1,8	3,4
Томусинский	C ₂₋₃ -P ₁	1620	31	78	2,5	4,8
	P ₂	1000	18	67	3,7	6,7
Мрасский	C ₂₋₃ -P ₁	1500	30	80	2,7	5,3
Кондомский	C ₂₋₃ -P ₁	1760	26	68	2,6	3,9
Бунгуро-Чумышский	C ₂₋₃ -P ₁	1760	38	90	2,4	5,1
Крапивинский	C ₂₋₃ -P ₁	1060	20	27	1,3	2,6
Титовский	C ₂₋₃ -P ₁	1780	30	70	2,3	4,0
Завьяловский	C ₂₋₃ -P ₁	840	11	11	1,0	1,4
Араличевский	C ₂₋₃ -P ₁	1200	26	77	3,0	6,5
Плотниковский	P ₂	2290	31	55	1,8	2,4
Салтымаковский	P ₂	1080	23	51	2,2	4,7
Ленинский	P ₂	2300	42	176	4,2	7,7
Беловский	P ₂	2230	39	43	1,1	2,0
Ускатский	P ₂	1155	6	6	1,0	0,5
Ерунаковский	P ₂	2660	60	200	3,6	7,5
Байдаевский	P ₂	2150	36	55	1,5	2,5
Осиновский	P ₂	960	24	33	1,4	3,4

Таблица 1.2 – Характеристика угленосности геолого-промышленных районов Кузнецкого бассейна с преимущественным развитием Балахонской серии отложений [170]

Геолого-промышленный район	Число рабочих пластов в под-серии		Мощность рабочих пластов, м		Запасы угля, млн.т.			Преимущественный марочный состав
	нижне-балахонской	верне-балахонской	преобладающая	максимальная	разведанные	предварительно оцененные	углей, % от	
Анжерский	до 22	-	0,7÷1,5	6÷10	486,4	36,2	54	К, ОС, Т
Кемеровский	до 13	до 30	1÷2	22	3271,8	217,8	33	ГЖ, КЖ, К, ОС
Бачатский	1	до 25	2÷10	32	999,9	232,2	33	КЖ, К, СС
Прокопьевско-Киселевский	1	до 25	2÷6	25	6368,8	1513,6	30	ГЖ, КЖ, К, ОС, СС, Т
Араличевский	-	до 19	2÷4	8	396,4	65,3	-	Т
Бунгуро-Чумышский	до 10	22÷50	1÷3	11	1767,0	169,1	3	Т, А
Кондомский	до 4	до 32	1÷4	13	3989,5	499,8	1	К, ОС, Т
Мрасский	3	до 24	1÷3	9÷11	3613,6	19,1	1	К, ОС, Т
Томусинский	до 9	до 27	1÷4	9-16	4745,9	153,9	70	КЖ, К, ОС, СС, Т, А
Крапивинский	до 13	до 6	0,7÷1,5	3,5	27,9	-	-	СС
Завьяловский	3÷6	4÷6	0,7÷1,0	2,9	60,7	-	30	К, СС
Титовский	1÷2	5÷8	1÷1,3	4,3	2,5	3,8	-	Т

Таблица 1.3 – Характеристика угленосности геолого-промышленных районов Кузнецкого бассейна с преимущественным развитием Кольчугинской серии отложений [170]

Геолого-промышленный район	Число рабочих пластов в под-серии		Мощность рабочих пластов, м		Запасы угля, млн.т.			Преимущественный марочный состав
	нижне-балахонской	верхне-балахонской	преобладающая	максимальная	разведанные	предварительно оцененные	коксуемые, % от общих	
Ленинский	до 22	до 44	1÷3	19	1799 4,2	2745,1	38	Д, Г, Ж
Беловский	до 26	до 13	0,7÷3	3,5	1272	326,3	100	Г, Ж
Ускатский	3÷9	до 5	0,7÷1,5	2	116,2	18,3	100	Г, Ж
Ерунаковский	до 17	до 34	0,7÷1,5	23	9171,2	8964,2	67	Г, ГЖ, Ж
Байдаевский	до 12	до 11	0,7÷1,5	4	1719,4	17,3	97	Г, ГЖ, Ж
Осиновский	до 28	-	0,7÷2	3	1525,4	227,2	100	Ж
Томусинский	до 15	4÷5	2÷5	11	1807,5	159,1	74	Г, ГЖ, Ж
Терсинский	6÷17	до 23	0,7÷1,5	5	2517,9	472,1	93	Г, ГЖ, Ж
Плотниковский	до 10	9÷15	0,7÷2	4	675,7	386,9	54	Д, Г
Салтымаковский	до 4	до 15	0,7÷1,5	3			-	Д

Запасы угля до глубины 1800м. составляют около 725 млрд. т., до глубины 600м. порядка 110,8 млрд. т., в том числе 22,4 млрд. т. коксующиеся угли. Для открытых горных работ потенциально пригодными являются 11,4 млрд. т., в том числе более 2 млрд. т. - коксующихся марок [60,70].

Характерной особенностью месторождений Кузбасса является свитовое залегание угольных пластов от пологого до крутого падения с погружением на большие глубины и значительными геологическими нарушениями.

Основными предпосылками к формированию требований к технологии открытой разработки месторождений Кузбасса являются горно-геологические условия залегания угольных пластов [60]. Для разработки свит пластов от наклонного до крутопадающего, и в соответствии с классификацией систем открытой разработки акад. В.В. Ржевского [108] возможно использование углубочно-сплошных систем (отсюда и далее вид системы разработки сокращено, обозначен как «УС»). При такой системе разработки первоначально строится карьер первой очереди по углубочной системе разработки с размещением вскрышной породы на внешних отвалах, затем при достижении конечных контуров карьерного поля предусматривается переход на сплошную рабочую зону и формирование внутренних отвалов. При этом используется транспортный способ перемещения вскрыши, как на внешний, так и на внутренний отвал.

В общепринятой классификации типов разрабатываемых месторождений В. В. Ржевского [108] по признаку «угол падения» все залежи разделены на группы: горизонтальные и пологие (от 0° до $8\div 10^\circ$); наклонные (от $8\div 10^\circ$ до $25\div 30^\circ$); крутонаклонные (от $25\div 30^\circ$ до 55°), крутые ($56\div 90^\circ$) и сложного залегания (антиклинальные и синклинальные складки). Горизонтальные залежи являются частным случаем пологих [108].

Для данной работы необходимо уточнить значения нижней границы наклонных залежей. В соответствии с возможностью размещения внутренних отвалов в выработанном пространстве карьерного поля на почве отработанного пласта [79] является условием разделения групп пологих и наклонных, согласно работе [116] к наклонным относятся залежи при углах падения $19\div 30^\circ$. С учетом взаимосвязи по вскрытию и системам разработки карьерных полей Кузбасса, предложенной д.т.н. Колесниковым В.Ф. [60], рекомендовано при развитии горных работ со стороны висячего бока залежи считать

залежи наклонными с углами падения пластов $20\div 38^\circ$, а при развитии горных работ со стороны лежачего и висячего боков залежи, считать залежь крутопадающими, с углами падения пластов в свите $40\div 90^\circ$.

Таким образом, в данной работе принимается следующее разделение залежей на группы по признаку «угол падения»: наклонные ($20\div 38^\circ$); крутопадающие ($40\div 90^\circ$); сложного залегания (антиклинальные и синклинальные складки).

Для открытых горных работ потенциально пригодными являются 11,4 млрд. т. [70]. В настоящее время в Кузбассе отработка этих запасов в бассейне производится с применением продольных одно - и двухбортных систем разработки [70] с транспортной технологией перемещения вскрыши на внешние отвалы.

Глубина производства работ на действующих карьерных полях при разработке отдельных действующих участков или разрезов находится в пределах от $80\div 140$ м до $205\div 320$ м. В данной работе основное внимание обращено на участки перспективных месторождений с углами падения пластов от наклонного до крутого, на которых возможно применение УС, в том числе с использованием бестранспортной технологии (Таблица 1.4, Таблица 1.5, Рисунок 1.1, Рисунок 1.2, Рисунок 1.3).

В таблице 1.5 указаны форма и параметры залежей на нескольких перспективных участках. В Кузнецком бассейне карьерные поля имеют преимущественно удлиненную форму с длиной по простиранию от 4 км. до 9,2 км. Меньше участков округлой и вытянутой формы.

Параметры участков позволяют применять углубочно-сплошную систему разработки, хотя при округлой форме залежи необходимо делать проверку на размещение в контурах залежи карьера первой очереди.

В соответствии с классификацией типов залежей [108] в бассейне их формы в плане имеют виды: округлые ($B < L < 1,4 B$, где B – ширина залежи по поверхности, L – длина), удлиненные ($1,4B < L < 4B$) и вытянутые ($4B < L < 40B$). Примеры форм залежей показаны на рисунках 1.1, 1.2, 1.3.

Таблица 1. 4 – Обобщенная характеристика запасов на перспективных участках наклонных и крутопадающих месторождений Кузнецкого бассейна*

№ п.п.	Наименование перспективного участка	Пром. запасы угля, млн.т.	Число пластов	Суммарная мощность пластов, м		Угол падения пластов, град.
				от	до	
1	Алардинский 1-2	182,5	3	18,8	33,5	10÷25
2	Алардинский 3	55,3	2	6,9	13,4	20
3	Апанасовский	22,4	7	5,27	43,04	13÷51
4	Инской	469,8	14	85,57	187,91	5÷50
5	Караканский 1-2	564,6	20	120,6	245,4	15÷70
6	Караканский 3	173,0	20	120,6	245,4	15÷70
7	Караканский 4	192,0	20	120,6	245,4	15÷70
8	Караканский Восточный	480,0	20	120,6	245,4	15÷70
9	Куреинский 1	80,0	6	12,2	49,0	8÷25
10	Михайловский	35,0	2	0,9	13,8	20÷70
11	Распадский	49,3	2	14,9	22,9	10÷25
12	Сибиргинский 3	120,0	6	24,0	47,0	8÷25
13	Тешский 1	360,0	4	16,35	73,5	25÷35
14	Талдинский Северный	130,0	16	32,0	170,0	40÷60
15	Урегольский 1	189,1	4	19,05	25,82	7÷30
16	Урегольский 2	90,0	6	11,88	56,0	8÷25
17	Урегольский 3	90,0	6	12,0	57,0	8÷25
18	Уропский 1	120,1	12	52,19	95,94	5÷50
19	Уропский 2	268,9	12	66,1	155,98	5÷50
20	Уропский 3	350,0	18	96,84	221,35	5÷50
21	Уропский Северный	190,0	11	52,19	95,94	5÷50
22	Чернокалтанский 1-2	110,0	4	18,33	32,8	25÷35
23	Чернокалтанский 3-4	258,7	4	17,10	32,32	25÷35

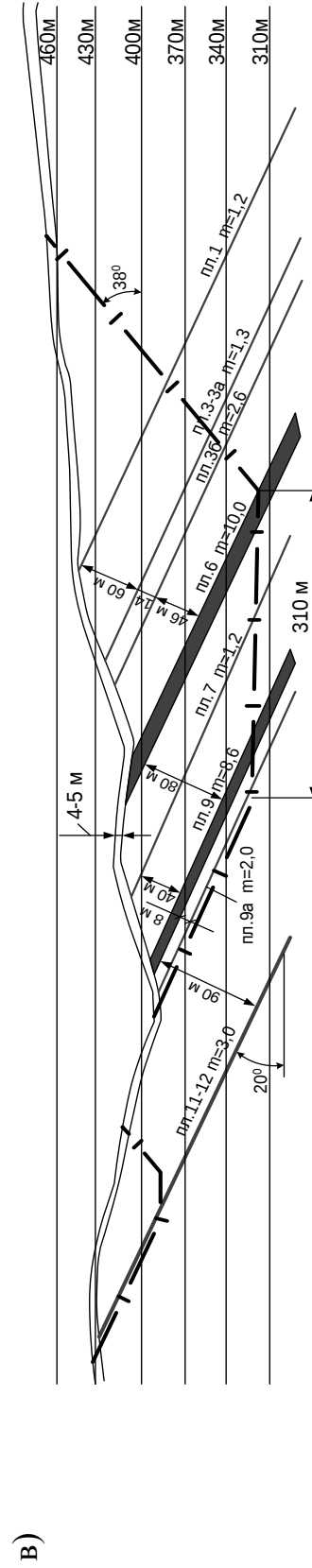
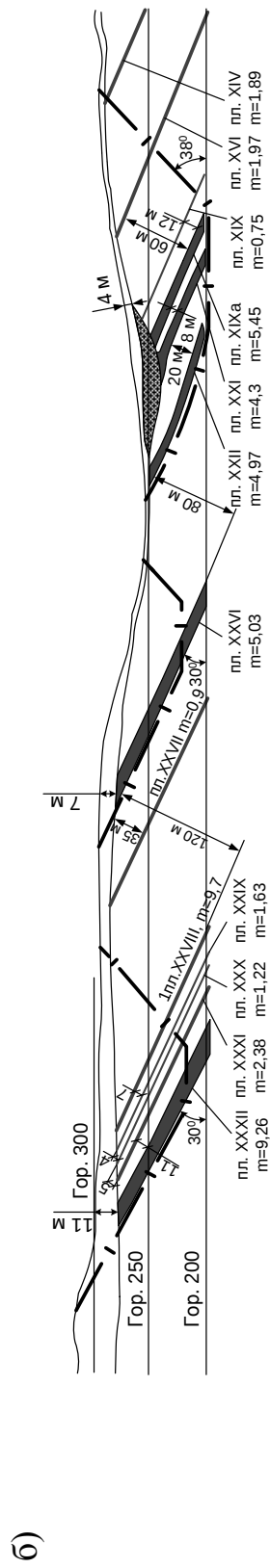
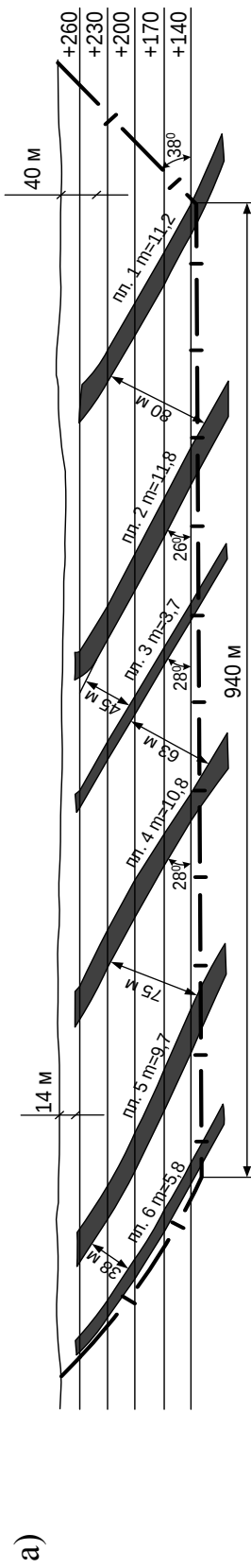
* Запасы подсчитаны на глубину 600м.

Таблица 1.5 – Форма и параметры залежей в плане [116, 117]

Участок	Параметры L и B, км	Округлые $B < L < 1,4B$	Удлиненные $1,4B < L < 4B$	Вытянутые $4B < L < 40B$
Инской	L=9,2; B=3,5	-	$4,9 < 9,2 \leq 14$	-
Караканский 1-2	L=6; B=4,7	$4,7 < 6 < 6,6$	-	-
Караканский Восточный	L=8; B=1,4-4,5 ($B_{cp}=2,95$)	-	$4,13 < 8 \leq 11,8$	-
Караканский Южный	L=4,9; B=4	$4 < 4,9 \leq 5,6$	-	-
Талдинский Северный	L=2,8; B=2	$2 < 2,8 \leq 2,8$	-	-
Уропский 1	L=4; B=1,8	-	$2,5 < 4 \leq 7,2$	-
Уропский 2	L=4,6; B=2,8	-	$3,9 < 4,6 \leq 11,2$	-
Уропский 3	L=7; B=2,1	-	$2,9 < 7 \leq 8,4$	-
Уропский Северный	L=7; B=2,1	-	$2,9 < 7 \leq 8,4$	-
Корчакольский	L=2,0; B=0,34	-	-	$1,36 < 2 < 13,6$

Для дальнейшего изучения параметров углубочно-сплошной рабочей зоны, необходимо уточнить элементы системы разработки, перечень которых приведен в работе [108]. В рамках изучаемого объекта исследования к основным элементам системы открытой разработки относятся: уступы; фронт работ на уступе; рабочая зона карьера; рабочая площадка; бермы.

Таким образом, в настоящей работе будут обоснованы параметры элементов углубочно-сплошной системы разработки или иными словами параметры рабочей зоны и ее конструкция при строительстве карьера перовой очереди, взаимоувязанных со схемой вскрытия.



Уропско –
Рисунок 1.1 – Геологические разрезы наклонных месторождений

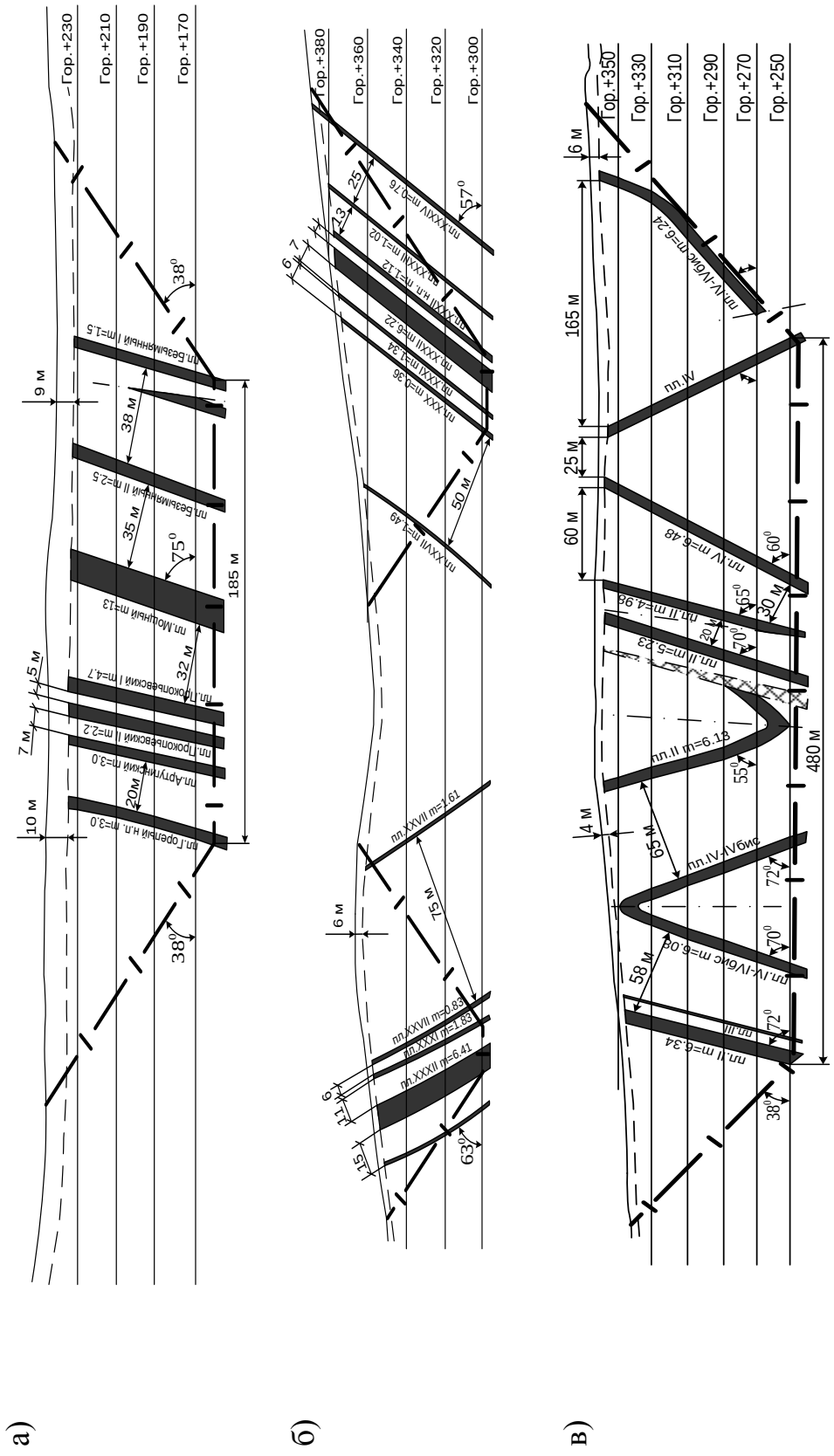
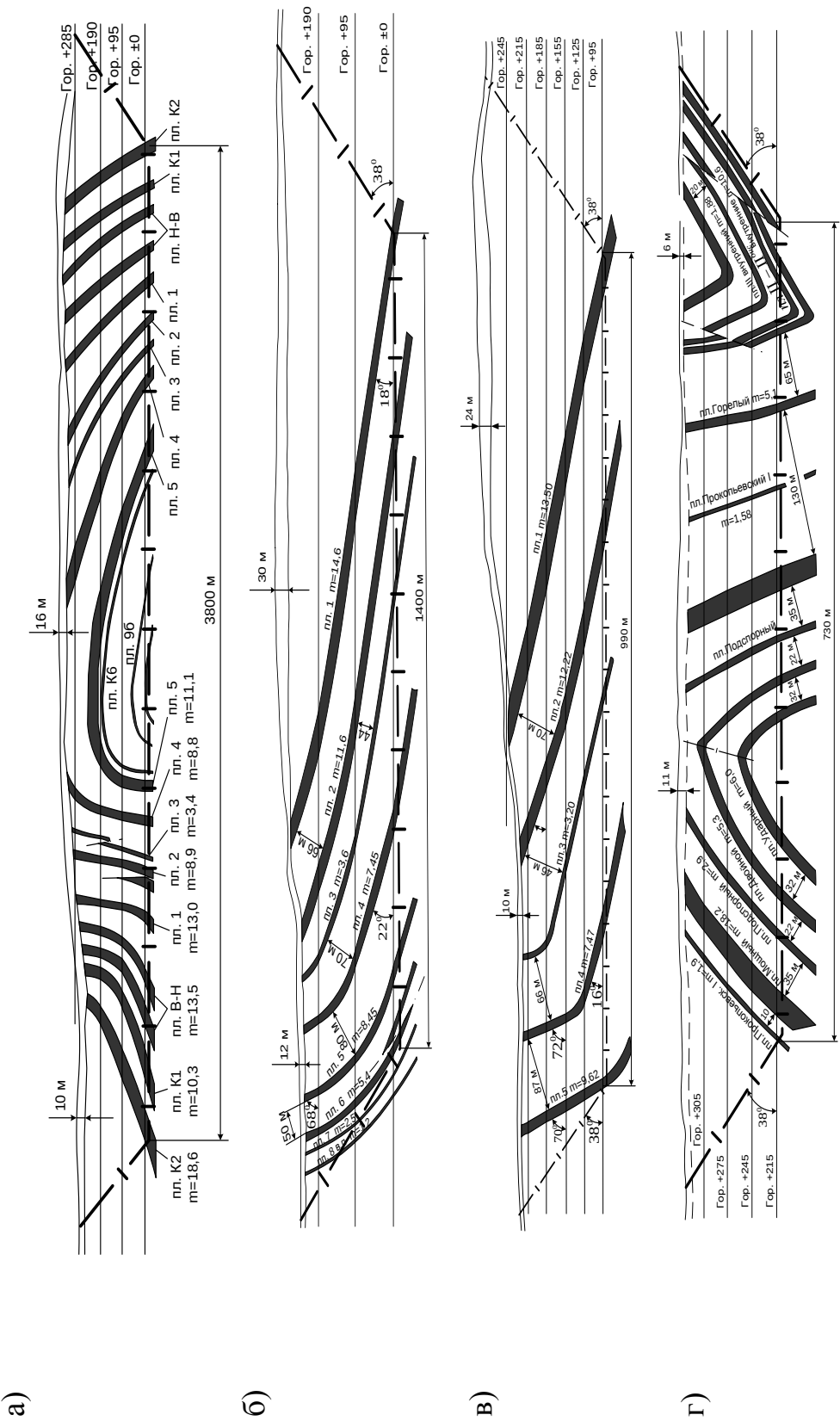


Рисунок 1.2 – Геологические разрезы крутопадающих месторождений



Уроп

Рисунок 1.3 – Геологические разрезы сложноталассующих (смешанных) месторождений

1.2 Технологические решения при сооружении первоначальных выработок при углубочно-сплошных системах разработки, перемещение горной массы

Общим технологическим недостатком отработки наклонных и крутопадающих залежей в Кузбассе является применение углубочных продольных систем разработки с перемещением вскрышных пород на внешние отвалы автомобильным транспортом. Общий вид углубочной продольной системы разработки в поперечном сечении свиты крутопадающих пластов представлен на рисунке 1.4.

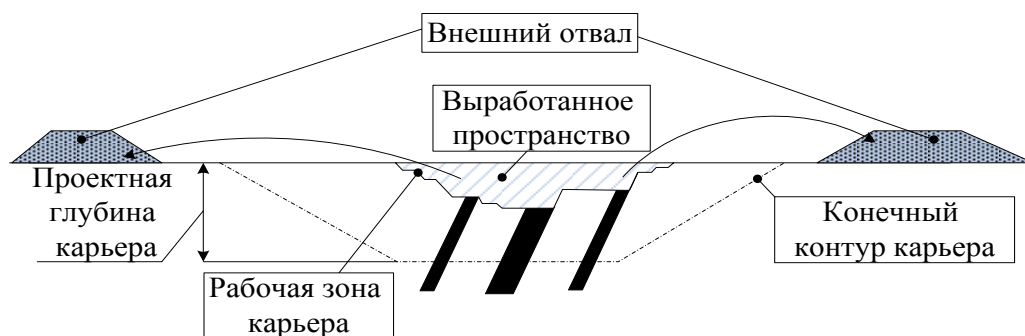


Рисунок 1.4 – Общий вид углубочной продольной системы разработки с автотранспортной технологией перемещения вскрыши на внешние отвалы

В целях устранения недостатков углубочных продольных систем разработки в качестве технологической альтернативы предлагается углубочно-сплошная поперечная одnobортовая системы разработки с размещением вскрыши в выработанном пространстве карьерного поля [123].

Выполненный анализ литературных источников и имеющихся исследований показал, что вопросами создания теории этапного изменения параметров и показателей карьеров, а также развития параметров элементов систем разработки рассматривалась в трудах Шешко Е.Ф., Ржевского В. В., Трубецкого К. Н., Арсентьева А. А., Васильева Е. И., Гавришева С.Е., Томакова П. И., Коваленко В. С., Косолапова А. И., Дриженко А. Ю., Истомина В. В., Ко-

рякина А. И., Ермолаева В. А., Михальченко В. В., Прокопенко С. А., Пронозы В. Г., Тальгамер Б.Л., Цепилова И. И., Колесникова В. Ф., Ческидова В. И., Ненашева А. С., Холоднякова Г. А., Лель Ю.И., Логинова Е.В., Таланина В.В., Глебова А.В., Доможирова Д.В. Пыталева И.А., Селюкова А. В. и многих других [9, 14, 26, 27, 29, 31, 32, 36, 37, 39-41, 44, 48, 56-59, 61-63, 68, 69, 71, 74, 75, 80, 81, 103, 117-122, 146, 147, 149-151, 162, 166, 168, 169].

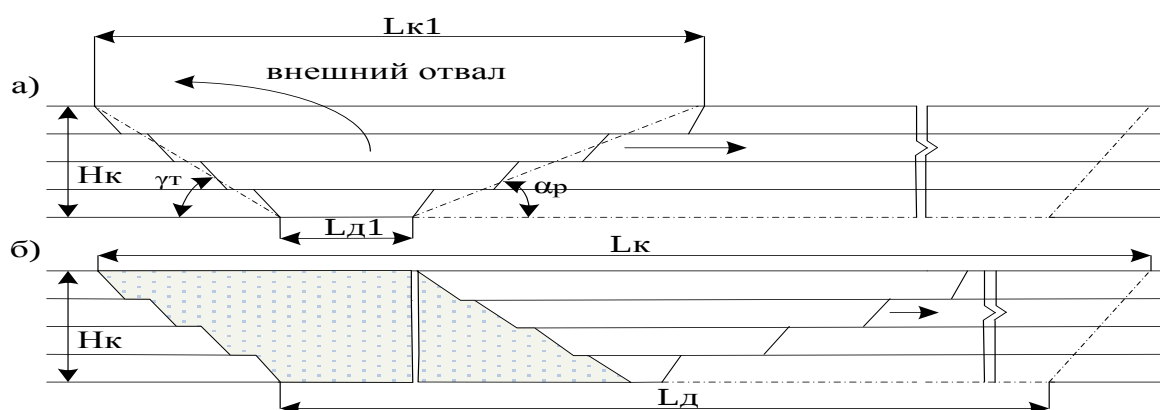
Вопрос применения бестранспортного способа перемещения вскрыши из забоя в отвал с использованием шагающих экскаваторов типа «драглайн» рассмотрен в публикациях Анпилогова Н.К., Вагоровского В.С., Васильева Е.И., Воронкова В.Ф., Габриэляна С.С., Гвоздковой Т.Н., Гриднева В.А., Груздева А.В., Дудинского Ф.В., Заровняева Б.Н., Кортелева О.Б., Калинина А.В., Кузьменко А.Х., Мельникова Н.Н., Мордуховича И.Л., Новожилова М.Г., Проноза В.Г., Ржевского В.В., Саитова В.И., Селюкова А.В., Ческидова В.И., Фомина С.И., Щадова М.И. и многих других [11-13, 16, 19, 20, 23, 25, 30, 34, 35, 42, 43, 45-47, 53, 54, 64, 65, 72, 79, 87, 90, 93-95, 98, 99, 108, 112-116, 117-121, 156-158, 164, 165, 171]. Состояние исследования этого же вопроса в зарубежных источниках научно-технической литературы нашло отражение в трудах Ponnusamy M., Maity T., Corke P., Winstanley G., Dunbabin M., Roberts J., Liu H., Kearney M. P., Austin K. J., Htay W. , Pevzner L., Gölbaşı O., Demirel N., Kumar A., Nandikanti S., Batchu C., Ha Q., Santos M., Nguyen Q., Rye D., Durrant-Whyte H. [1-7].

По общим вопросам конструирования рабочей зоны с обоснованием параметров элементов системы разработки опубликовано много работ, начиная с 60-х годов прошлого века [10, 15, 17, 21, 28, 49, 51, 67, 76, 82, 86, 109, 127-129, 133, 146, 147], с позиции объекта исследования интерес представляет научно-практический интерес формирование пространства карьерного поля в виде постоянного элемента.

В настоящее время известно несколько видов углубочно-сплошных систем разработки: с созданием карьера первой очереди и поэтапно-углубочная [122]. В настоящем исследовании и при дальнейшем рассмотрении марки-

ровки вида системы открытой разработки по классификации акад. В.В. Ржевского, они являются поперечными однобортными системами разработки, а в работе для избегания повторов будем указывать «УС», как, и принято в классификации.

Для вышеобозначенной системы открытой разработки по конструкции рабочей зоны возможно применение бестранспортной технологии [116, 117]. Сущность системы открытой разработки с созданием карьера первой очереди заключается в следующем. В одном из торцов залежи сооружают карьер ограниченных размеров на граничные параметры (глубину и ширину) - карьер первой очереди (Рисунок 1.5а).



этапы производства горных работ: создание карьера первой очереди (а); отработка карьерного поля с внутренним отвалообразованием (б)

Рисунок 1.5 – Углубочно-сплошная система разработки угольных месторождений с созданием карьера первой очереди по П. И. Томакову

На рисунке 1.5 для продольного сечения карьерного поля приняты следующие обозначения: H_k , глубина карьерного поля; L_{k1} , длина карьера первой очереди поверху; L_{d1} , длина карьера первой очереди по низу; γ_t – угол наклона борта в торце карьерного поля; α_p , угол наклона рабочего борта.

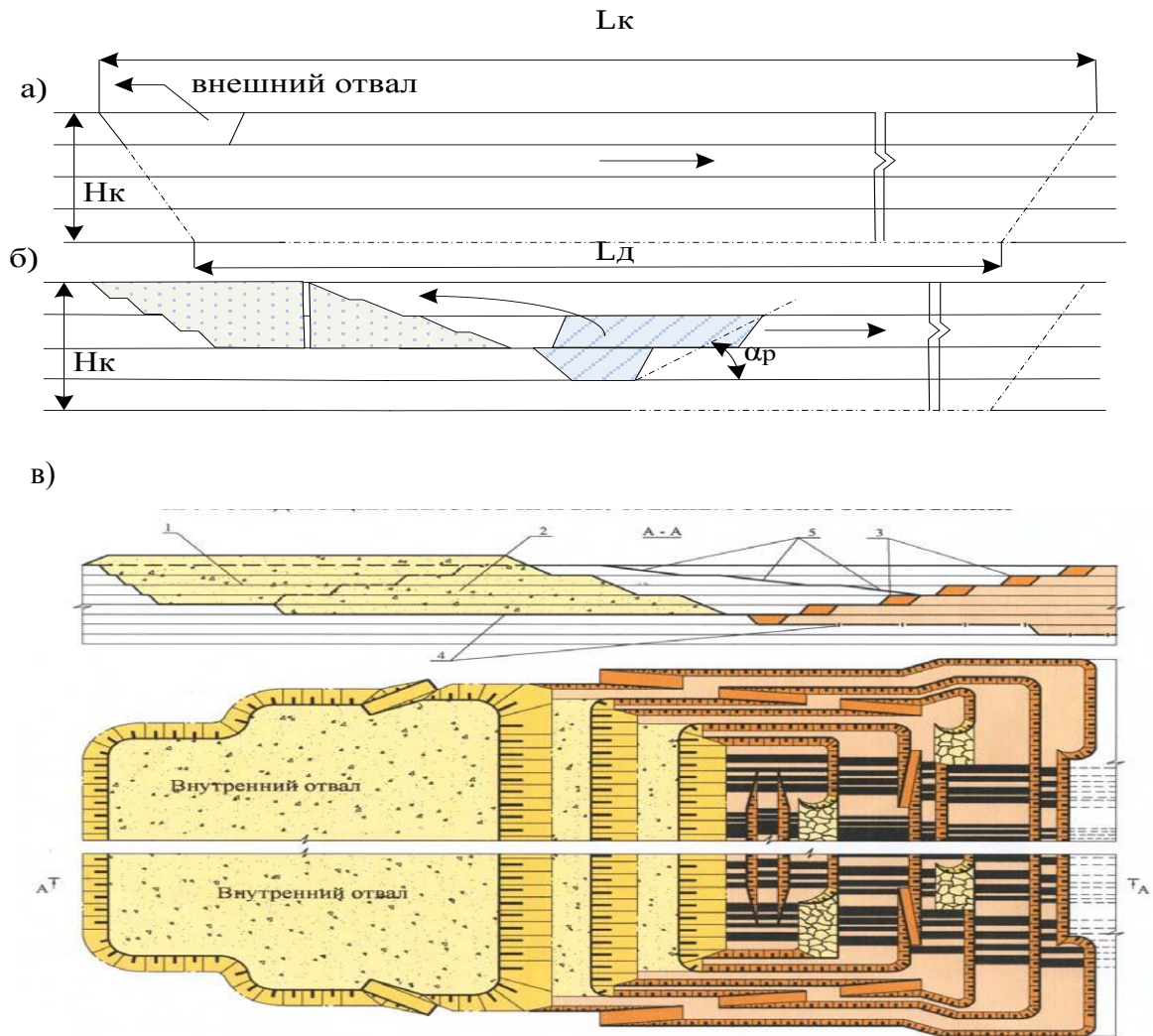
Основное назначение карьера первой очереди - это создание первоначальной емкости для размещения вскрышных пород при отработке оставшейся части залежи. Карьер первой очереди сооружают: с формированием

нерабочих бортов в торцевой и боковых частях карьерного поля; с противоположной торцевому борту формируют рабочий борт. Отработку оставшейся части залежи по простиранию производят с размещением пород вскрыши в выработанном пространстве. Перемещение пород осуществляется транспортными средствами по скользящим съездам, расположенным на рабочем и нерабочих бортах, бермам, а уголь вывозят на поверхность в места складирования.

Главными параметрами карьерного поля являются: глубина; ширина дна; ширина по поверхности; длина по дну и по поверхности; углы откосов бортов с висячей стороны залежи, лежащей и в торцах. Главными параметрами карьера первой очереди являются: глубина; ширина по дну и верху, вкрест простирания залежи, минимальная длина по дну и по верху, по простиранию залежи; углы откосов бортов с висячей стороны залежи, лежащей и в торцах. К объемным параметрам относятся: объем карьерного поля; объем карьера первой очереди.

Сущность поэтапно-углубочной системы разработки состоит в том, что в одном из торцов залежи сооружают первоначальную выработку вкрест простирания залежи на глубину, равную высоте уступа (Рисунок 1.6 а,б). Порядок разработки показан в продольном сечении карьерного поля. Порода из выработки вывозят на внешний отвал. Ширину выработки устанавливают исходя из возможности размещения вскрышных пород от отработки данного горизонта в выработанное пространство. После сооружения выработки породу от разработки первого горизонта размещают в выработанном пространстве. Последующую углубку производят после отгонки первого уступа, определяемую, исходя из возможности размещения пород на поверхности внутреннего отвала пород вскрыши от углубки горных работ на нижележащий горизонт (Рисунок 1.6 б,в). Аналогичным способом ведется поэтапная углубка до конечной глубины карьера, после чего рабочая зона становится постоянной, и вся порода вскрыши перемещается во внутренний отвал. На рисунке 1.6в приняты следующие обозначения: 1, карьер первой очереди.

ди; 2, внутренний отвал; 3, рабочий борт; 4, дно карьера; 5, скользящие съезды.



этапы производства горных работ: создание первоначальной емкости под внутренний отвал (а); отработка карьерного поля с внутренним отвалообразованием (б); вариант углубочно-сплошной поперечной однобортовой системы разработки по д.т.н. В.С. Коваленко, к.т.н. В.В. Таланину, к.т.н. Р.М. Штейнцайгу (в)

Рисунок 1.6 – Углубочно-сплошная система разработки угольных месторождений с поэтапным углублением горных работ

Главные параметры карьерного поля в этом случае те же, что и для предыдущей системы разработки за исключением этапов понижения горных работ.

Устойчивость отвальных массивов достаточно подробно изучена в работах [22, 91, 100, 102, 105].

Таким образом, можно сделать основополагающий промежуточный вывод, что в анализируемых работах [9, 14, 26, 27, 29, 31, 32, 36, 37, 39-41, 44, 48, 56-59, 61-63, 68, 69, 71, 74, 75, 80, 81, 103, 117-122, 146, 147, 149-151, 162, 166, 168, 169] не рассматривается вопрос применения бестранспортного способа перемещения вскрыши из забоя в отвал с использованием шагающих экскаваторов типа драглайн [11-13, 16, 19, 20, 23, 25, 30, 34, 35, 42, 43, 45-47, 53, 54, 64, 65, 72, 79, 87, 90, 93-95, 98, 99, 108, 112-116, 117-121, 156-158, 164, 165, 171].

Драглайн – одноковшовый экскаватор с гибкой канатной связью стрелы и ковша [18]. Оборудуется, как правило, шагающим ходом. Проанализировав научные публикации, следует привести историческую справку, обобщающую опыт применения экскаватора типа ЭШ. Применяется на карьерах, в гидротехническом и мелиоративном строительстве. При развитии открытого способа добычи угля на территории СССР в послевоенные годы одним из основных видов выемочного оборудования на угольных и рудных карьерах были экскаваторы типа ЭКГ и ЭШ. Причем подавляющая доля вскрышных и добычных работ выполнялась карьерными механическими лопатами, но переход на рыночные отношения в 90-е годы прошлого столетия привел к расширению области применения драглайнов за счет производства добычных работ, что исключало затраты на содержание добычной лопаты и бульдозера [116].

В настоящее время и согласно работе к.т.н. Чернухина С.А. [165] списочный состав драглайнов насчитывается более 400 единиц этих экскаваторов, и это только в России. За рубежом, в частности в США распространены экскаваторы драглайны с большими геометрическими параметрами, длина стрелы которых составляет порядка 100м., а объем ковша более 100м³.

Далее выборочно приведем данные о том, на каких угольных месторождениях Российской Федерации используют ЭШ на производстве вскрышных и добычных работах, это такие как: Ерковецкое; Огоджинское;

Хасынское; Олонь-Шибирское; Уропско-Караканское; Томь-Усинское; Бейское [33] и др. (Рисунок 1.7, Рисунок 1.8).

а)



б)



в)



г)



д)



е)



ж)

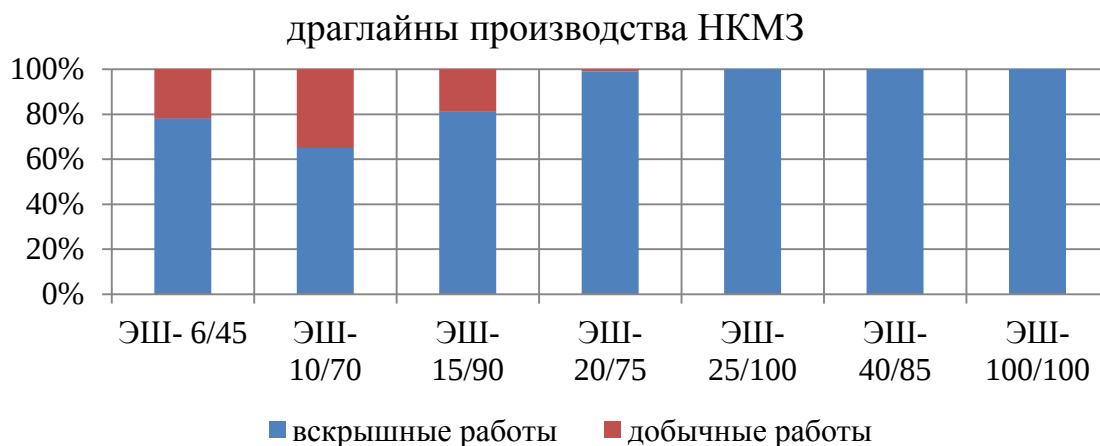


Ерковецкое месторождение (а); Огоджинское месторождение (б); Хасынское месторождение (г); Олонь-Шибирское месторождение (г); Уропско-Караканское месторождение (д); Томь-Усинское месторождение (е); Бейское месторождение (ж)

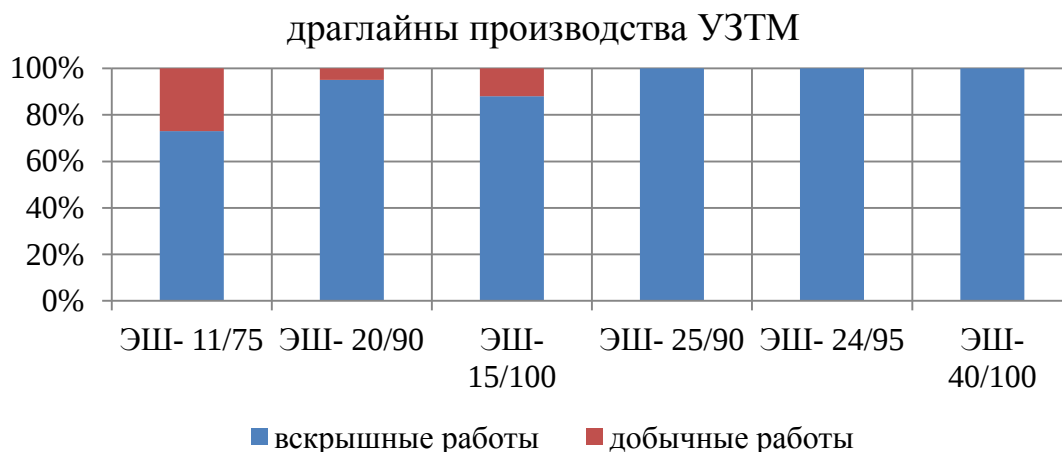
Рисунок 1.7 – Фрагменты производства вскрышных и добычных работ драглайном при разработке угольных месторождениях Российской Федерации открытым способом

По результатам анализа производственного опыта работы шагающих экскаваторов и проиллюстрированного на рисунках 1.7, 1.8 мы видим использование драглайнов не только на вскрышных, но и на добычных работах.

а)



б)



драглайны производства НКМЗ (а); драглайны производства УЗТМ (б)

Рисунок 1.8 – График укрупненного долевого распределения производства вскрышных и добычных работ драглайнами на угольных месторождениях Российской Федерации

Учитывая данные производственного опыта и научно-технической литературы, определяется соотношение использования драглайнов по видам работ - вскрышные и добычные [1-7, 11-13, 16, 19, 20, 23, 25, 30, 34, 35, 42, 43, 45-47, 64, 65, 72, 79, 87, 90, 93-95, 98, 99, 108, 112-116, 117-121, 156-158, 164, 165, 171]. На графике (Рисунок 1.8) видно, что на производстве добыч-

ных работ используются драглайны с ковшем емкостью $6,5\text{м}^3$, 10м^3 , 11м^3 , 15м^3 и исключительно редко 20м^3 . Соответственно доля производства добычных работ в общем объеме извлекаемой горной массы для указанных моделей драглайнов составляет от 2 до 30%, причем наибольшая доля приходится на добычные технологические схемы драглайнов ЭШ 10/70 и ЭШ 11/75. Драглайны ЭШ 20/95, ЭШ 24/95, ЭШ 25/100, ЭШ 40/85, ЭШ 100/100, ЭШ 40/100 используются исключительно на вскрышных работах. Таким образом, видно, что с возрастанием емкости ковша драглайна от 20м^3 и выше шагающие экскаваторы используются только для выемки рыхлых отложений и взорванных скальных пород, а также для переэкскавации при бестранспортной технологии.

Имелся опыт использования драглайнов на добычных работах в различный период эксплуатации угольных разрезов: «Черниговец», «Сартакинский»; «Вахрушевский»; «Ольжерасский» и др. [116]. Учитывая практический опыт использования драглайнов стоит особо отметить характерную особенность работы приведенную в работе Мордуховича И.Л. [90] - об учете зоны самопроизвольной разгрузки ковша (Рисунок 1.9), иными словами это зона в пределах которой имеется неуправляемое (нерегулируемое черпание и снятие стружек) копание, в дальнейшем учитывается при расчете показателей.

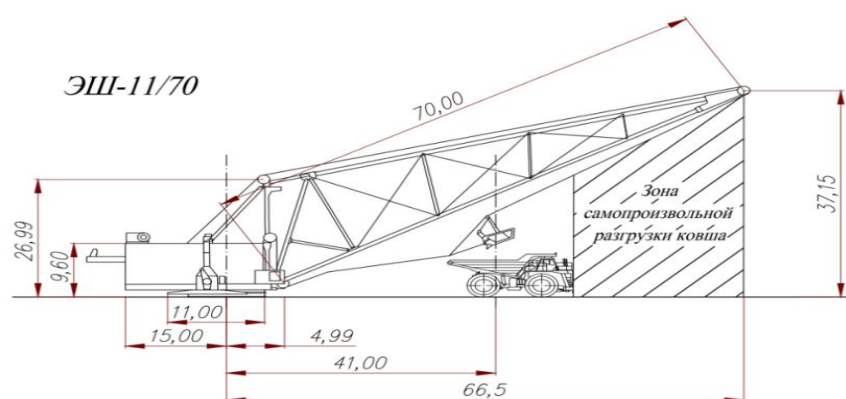


Рисунок 1.9 – Схема с пояснением зоны самопроизвольной разгрузки ковша на примере ЭШ-11.70

Таким образом, можно сделать промежуточное заключение, о том, что драглайн используется не только на производстве вскрышных, но и на добычных работах при разработке угольных месторождений Сибири и Дальнего Востока открытым способом. В настоящем исследовании учет работы драглайна будет произведен посредством оценки параметров зачистки пороугольных контактов в процессе перевалки вскрыши.

Теоретическими и прикладными аспектами применения драглайнов на выемочных работах при открытой разработке угольных месторождений занимались ученые горняки: В.В. Ржевский, В.Г. Проноза, Лоханов Б.Н., В.Ф. Воронков, В.С. Вагаровский, О.Б. Кортелев, В.И. Ческидов и др. [11-13, 16, 19, 20, 23, 25, 30, 34, 35, 42, 43, 45-47, 64, 65, 72, 79, 87, 90, 93-95, 98, 99, 108, 112-116, 117-121, 156-158, 164, 165, 171].

Марки и технические характеристики драглайнов производства УЗТМ и НКМЗ, представлены в таблицах 1.6-1.7.

Таблица 1.6 – Техническая характеристика драглайнов УЗТМ

Параметры	Экскаваторы					
	ЭШ-11.75	ЭШ-20.90	ЭШ-15.100	ЭШ-25.90	ЭШ-24.95	ЭШ-40.100
Вместимость ковша, м ³	11	20	15	25	24	40
Длина стрелы, м	75	90	100	91	95	100
Угол наклона стрелы, град.	32	32	32	32	32	32
Концевая нагрузка (max), тс	33	63	47	77	77	125
Продолжительность рабочего цикла (грунт первой категории), с	56	60	60	60	60	60
Высота выгрузки, м	30,6	38,5	45	37,5	39	40
Глубина копания, м	38	42,5	46	47	50	47
Радиус выгрузки, м	71,4	83	91,5	85,4	88,8	94,8

Таблица 1.7 – Техническая характеристика драглайнов НКМЗ

Показатели	Экскаваторы						
	ЭШ-6/45	ЭШ-10/70	ЭШ-15/90	ЭШ-20/75	ЭШ-25/100	ЭШ-40/85	ЭШ-100/100
Емкость ковша, м ³	6	10	15	20	25(30)	40-45	100
Длина стрелы, м	45	70	90	75	100	85	100
Максимальная продолжительность цикла, с	42	54	60	69	63	63	65
Максимальный радиус черпания, м	42,5	66,5	83,2	70,3	94,5	82	97
Максимальная глубина черпания, м	22	35	42,5	34,2	47	40	47
Максимальная высота разгрузки, м	19,5	27,5	37,3	31,3	42	32	43

Данные по техническим характеристикам взяты с сайтов производителей шагающих драглайнов или открытых интернет-ресурсов.

Все перечисленные выше особенности оказывают влияние на формирование комплексов горнотранспортного оборудования и, следовательно, в дальнейшем должны получать оценку при определении параметров элементов системы разработки при формировании рабочей зоны в виде панели.

Особенностью бестранспортной технологии при отработке свит угольных пластов наклонного и крутого падения является наличие горизонтального основания отвальных ярусов, сформированных из нетронутых горных работ массива и боковых плоскостей из ненарушенного горного массива. С учетом обозначенной системы открытой разработки, дно отвального массива формируется в виде ступенчатой поверхности. Причём ширина основания отвала равна ширине дна карьера, а ширина отвала на уровне дневной поверхности соответствует ширине карьера по верху. Таким образом, внутренний отвал формируется в зажатой среде. Отсыпка отвала производится ярусами, т.е. отвалообразование ведётся на всех ярусах отвала. Кроме этого, за-

бойная зона представлена чередующимися слоями угля и породы, выемка которых осуществляется отдельно.

В соответствии с особенностями формирования внутреннего отвала бестранспортная технология должна отвечать следующим требованиям: обеспечение минимальной кратности переэкскавации пород; обеспечение устойчивости отвального яруса и внутреннего отвала в целом; создание возможности рекультивации внутрикарьерного отвала по мере подвигания фронта работ; максимальное использование рабочих параметров экскавирующих средств; обеспечение максимальной степени извлечения запасов угля из свиты пластов; работа по перемещению пород из забоя в отвал не должна превышать значения работы, совершаемой традиционными транспортными средствами; обеспечение безопасных условий работ в рабочей зоне карьерного поля; обеспечение минимального сближения забойной и отвальной зоны для сокращения дальности перевалки пород, что обеспечивается формированием угла откоса рабочей зоны близким к углу устойчивого откоса карьера.

1.3 Общие горнотехнические условия открытой разработки разрезов Кузбасса при автотранспортной технологии

Технология должна обеспечивать полную и эффективную отработку всех запасов угля в граничных контурах разреза [88, 96]. При существующей технологии определение граничных контуров разреза производится также, в основном, с ориентацией на мощные пласты [70]. В результате чего после погашения горных работ в бортах карьера остаётся неотработанная часть угольных пластов свиты, которые безвозвратно теряются вследствие неэффективности их отработки после выемки основной части запасов угля месторождения.

Отработка месторождения ведётся с последовательной выемкой угольных пластов по мере развития фронта горных работ. В процессе разработки месторождений развитие горных работ происходит как в глубину, так

и в площадном направлении по простиранию и вкрест простирания пластов. Такое развитие сопровождается соответствующими изменениями основных параметров рабочей зоны разрезов: увеличиваются глубина работ и высота рабочих бортов; количество, высота и длина уступов; изменяется ширина рабочих площадок, причем эти параметры зачастую имеют не постоянные значения, что приводит к непостоянному производству работ.

Глубина работ на разрезах Кузбасса увеличилась в среднем на 108 м, а среднегодовой темп углубки составил 15,3 м. На большинстве наиболее крупных из них максимальная глубина работ и высота рабочих бортов достигла 180÷328 м и рабочая зона по вскрыше и добыче сформирована достаточно четко. Использование фронта работ на разрезах неодинаково. Из общей длины фронта, равной 900 км, на 563 км (66%) имеются рабочие площадки достаточной ширины для работы оборудования по бестранспортной технологии или для погрузки пород вскрыши на уровне стояния карьерными лопатами. Кроме того, около 323 км. фронта работ имеют площадки малой ширины, с завышенной или сдвоенной высотой уступов, отработка которых может быть осуществлена по более сложным технологическим схемам (с тупиковым забоем, поблочной выемкой, перевалкой и понижением уступов) или экскаваторами с большими линейными рабочими параметрами. Отдельные площадки на разрезах имеют ширину 90÷110 м, которая значительно превышает необходимую по проекту или типовым схемам.

Особенностью применяемых в настоящее время технологий является отработка месторождений уступами, количество которых увеличивается с углублением горных работ [107, 163, 167]. Как правило, первоначальный фронт работ создаётся путём вскрытия, и подготовки к выемке наиболее мощных угольных пластов свиты. В этом случае остальные пласты свиты отрабатываются попутно при случайном попадании в экскаваторную заходку.

Ухудшение качества добываемого угля вызывается также ограниченностью зоны маневрирования выемочного оборудования и транспортных средств, вследствие стремления к уменьшению ширины рабочих площадок

для поддержания минимального текущего коэффициента вскрыши. При этом усложняется схема транспортного обслуживания выемочных средств и управление запасами. Помимо этого, можно отметить следующее. Так, подготовка рабочих горизонтов, при наклонном и крутом залегании пластов свиты, как правило, ведется одновременно по нескольким наиболее мощным пластам свиты, в результате чего до 30% объемов горной массы отрабатывается с применением траншейных забоев [131]. С увеличением глубины разработки чаще всего применяются схемы проведения разрезных траншей с одновременной отработкой пласта угля. Наряду со сложными условиями работы выемочно-погрузочных машин, в забое имеют место некоторые особенности в технологии вскрытия и подготовки новых горизонтов. Так, вскрытие горизонтов производится в течение всего периода эксплуатации разрезов, причем способы вскрытия отдельных горизонтов или группы их могут быть различными (траншеи внешнего и внутреннего заложения, а чаще всего скользящие съезды).

В практике ведения открытых горных работ Кузбасса для отработки свит пластов наклонного и крутого падения применяются или применялись в основном две системы разработки [162]: углубочная продольная одно- или двухбортная, базируются на применении традиционных технических средств, причём перемещение вскрышных пород из забоя в отвал осуществляется с помощью автомобильного транспорта.

1.4 Общие сведения о разработке угленасыщенной зоны и карьерных полей Кузбасса

При введении в эксплуатацию новых разрезов, особенно на перспективных участках, остаются не решенными вопросы, касающиеся главных недостатков открытого способа:

1. складирование вскрышных пород на обширных территориях горных отводов, что влечет за собой рост землеемкости горного производства;

2. значительная доля автотранспортной технологии перемещения вскрышных пород, сопровождающаяся выбросами пыли и газа в атмосферу.

3. невозможность рекультивации нарушенных земель вслед за продвижением фронта горных работ.

Поэтому при создании научных основ, обеспечивающих ресурсосбережение горного производства, необходимо предусматривать складирование вскрышных пород в выработанном пространстве карьерного поля. Например, это так называемые углубочно-сплошные системы разработки с внутренним отвалообразованием [122], и основывающихся на транспортном способе перемещения вскрышных пород. Разработчиками данного технологического решения особое внимание обращено на первый этап внедрения такой технологии в эксплуатацию, с целенаправленным сосредоточением горных работ на формировании техногенного ресурса, иными словами строительство выработки на внутренний отвал. Конструктивным недостатком является перемещение вскрыши из забоя в отвал автотранспортом, даже на относительно короткие расстояния, когда с ближних и одноименных рабочих горизонтов вскрыша перевозится во внутренний отвал на расстояние несколько сотен метров, а при углублении карьера и отгоне рабочего борта расстояние сразу возрастает до средневзвешенной дальности транспортирования. Тогда и возникает эффект не постоянного производства вскрышных работ и развития рабочей зоны, что в целом снижает эффективность открытой угледобычи и поясняется общей графической зависимостью (Рисунок 1.11). Данная обобщающая графическая зависимость определена для карьерных полей угольных разрезов Кузбасса с применением на них транспортного способа перемещения вскрыши на внешние и внутренние отвалы.

На рисунке 1.11 приняты следующие обозначения: $S_{рз} (V_{в})$ – площадь развития рабочей зоны карьерного поля (объем вскрыши); $\delta_{д}$ – доля складирования вскрыши в выработанное пространство, д.е.; $\delta_{вп}$ – доля выработанного пространства, д.е.

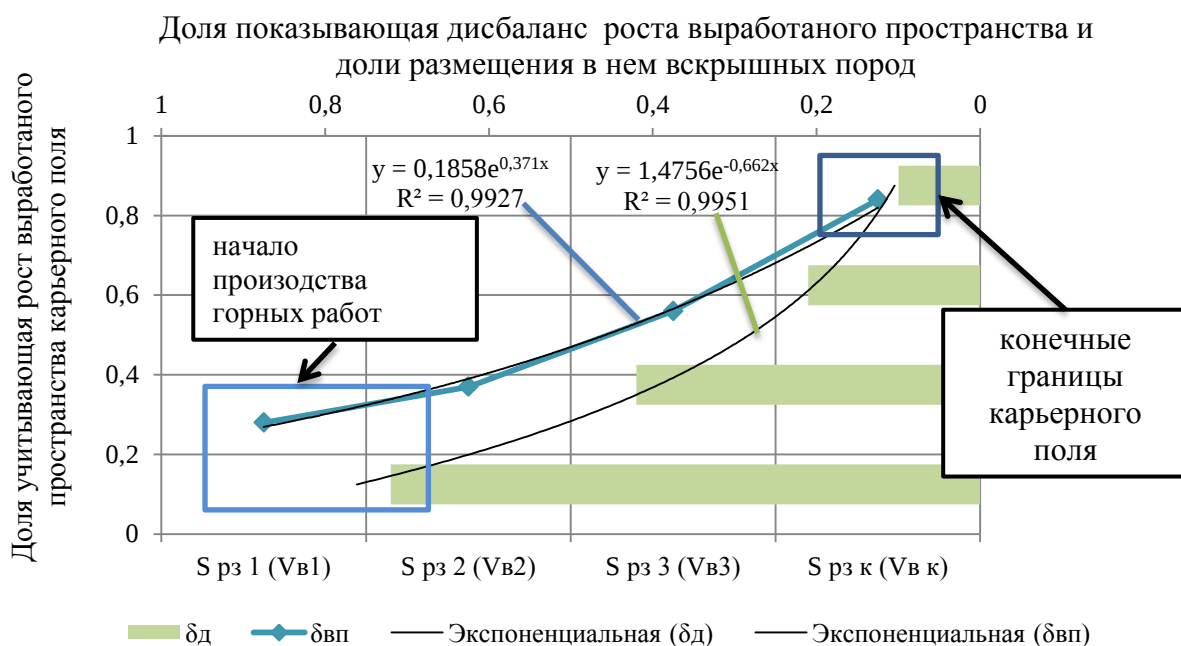


Рисунок 1.11 – Графическая схема взаимосвязи дисбаланса роста выработанного пространства и доли складирования вскрышных пород для разрезов с автотранспортным способом перемещения вскрышных пород

Как уже отмечалось в п.1.2 первоначальном этапе такого технологического решения является целенаправленное формирование техногенного потенциала выработанного пространства путем строительства емкости под отвал. Как отмечают ученые-горняки из МГГУ [9, 57, 59, 133, 146, 147] связующим звеном и методической основой обобщающими параметры элементов системы разработки является высота уступа в зоне углубления горных работ.

Причем следует отметить, что в работах вышеуказанных авторов выбор основывается на следующей группе критериев и объединяющих такие условия, как режим горных работ, массогабаритные показатели оборудования, эффективность освоения инвестиционных ресурсов, период окупаемости. В вышеобозначенных работах установлена взаимосвязь высоты уступа, условий залегания пластов и применяемого добычного оборудования для углубочно-сплошной рабочей зоны и использования вскрышного комплекса типа «экскаватор-транспорт-отвал» [108]. Высота уступа принимается для условий

работы обратной гидравлической лопаты и равной 5м. [55, 77, 78, 110, 111, 124-126, 148, 152]. Приводя сравнение работы авторов [55, 77, 78, 110, 111, 124-126, 148, 152] к отнесению создания грузотранспортной связи в условиях углубочно-сплошной рабочей зоны [60], посредством формирования скользящих съездов, можно отметить, что наблюдается снижение интенсивности грузооборота скользящей трассы на $15\div 20\%$ [108].

Отдельно следует отметить, что в ряде работ, посвященных проектированию послойной отработки породугольных панелей имеются отдельные методические основы, учитывающие влияние высоты уступа и условий залегания пласта. Расчеты параметров, включая определение высоты уступа слоевых технологических схем достаточно подробно выполнены к.т.н. Стрельниковым А.В. для условий установки экскаватора типа обратная гидравлическая лопата в пределах угольного пласта [125-127] с ограничением высоты уступа 5м. В этих же работах детально приведены схемы, и их повтор в настоящем исследовании не имеет смысла, за исключением направленности объекта исследования. В работах, предусматривающих разработку только угленасыщенных зон карьерных полей панелями [83, 84, 92, 108, 125-127, 148, 149, 152] не рассматриваются следующие вопросы:

1. идентификация технологии разработки угленасыщенной зоны относительно вида системы открытой разработки;
2. определение грузотранспортной связи при вывозке угля и вскрышных пород в период эксплуатации карьера;
3. бестранспортной перевалки вскрыши в выработанное пространство;
4. конструкция бортов в безугольной зоне карьерного поля;
5. рекультивация нарушенных земель.
6. технико-экономических расчетов предлагаемых решений.

Решение первого вопроса к.т.н. Стрельниковым А.В. вообще предусматривается только в поперечной плоскости, т.е. только геометрически и без учета свойств породугольного массива. Решение второго вопроса не предусматривало идентификацию вида вскрывающих выработок для вывозки угля

и вскрыши, так же не рассматривались решения и других задач, указанных в позиции с третьей по шестую.

Таким образом, решение задач, связанных с определением вида системы разработки во взаимосвязи со вскрытием карьерного поля в указанных публикациях, носит обособленный и частный технологический характер.

Относительно бестранспортного способа перевалки вскрыши, авторами [83, 84, 92, 108, 125-127, 148, 149, 152] в целом не решены вопросы предусматривающие закладку выработанного пространства породугольного массива при разработке угольных пластов добычным экскаватором типа «обратная гидравлическая лопата» (ЭГО).

В настоящем исследовании и согласно патенту на изобретение [143] предусматривается в панели закладка вскрышными породами выработанного пространства породугольной заходки при производстве добычных работ экскаватором типа «обратная гидравлическая лопата». Тогда, для изучения вопроса определения схемы выемки и закладки выработанного пространства, необходимо определиться с моделями ЭГО, например, используем наиболее распространенные на добычных работах в Кузнецком бассейне экскаваторы фирмы Liebherr, Komatsu, Hitachi [77, 78, 124-126] с ковшем вместимостью от 0,7 до 16м³. В качестве примера приведем техническую характеристику обратных гидравлических лопат фирмы Liebherr (таблица 1.8).

Таблица 1.8 – Техническая характеристика гидравлических экскаваторов типа обратная лопата производства фирмы Liebherr

Параметры:	R966B	R974B	R994	R9350
Емкость ковша, м ³	4	7	10,3	13,8
Максимальная глубина копания, м.	10,05	12,3	12,5	9,5
Максимальный радиус копания, м.	13,2	18,25	19,2	16,3
Максимальная высота выгрузки, м.	10,1	12,8	12,3	10,2
Время цикла, с.	29,1	33,4	34,35	32

При решении задач строительства карьера первой очереди для углубочно-сплошной поперечной однобортной системы необходим совместный учет параметров сложноструктурных залежей и горно-транспортной техники.

1.5 Выводы

1) В Кузнецком угольном бассейне для открытой угледобычи потенциально пригодными являются 11,4 млрд. т., в том числе более 2 млрд. т. - коксующихся марок. При этом основным видом системы открытой разработки остается углубочная продольная одно или двух бортная, с автотранспортным способом перемещения вскрыши на внешние отвалы, что будет только усугублять экологическую обстановку. Обобщение горно-геологических условий залегания свит угольных пластов дало возможность целенаправленно сформировать основу для формирования требования к технологии, обеспечивающей эффективную открытую разработку сложноструктурных месторождений. Конструктивным недостатком транспортного способа является необходимость создания в карьерном поле грузотранспортной связи посредством формирования скользящих съездов со стороны висячего и лежащего боков залежи, но и так же пересекающих свиту угольных пластов, что приводит к дополнительным потерям полезного ископаемого и постоянным параметрам формирования рабочей зоны.

2) Учитывая научно-практический опыт разработки угленасыщенных зон разрезов сформированы слоевые технологические схемы с установкой экскаватора типа «обратная гидравлическая лопата» в пределах угольного пласта. Предлагаемая разработка панелями не учитывает идентификацию системы открытой разработки, определение грузотранспортной связи при эксплуатации карьера, а также носит обособленный и частный технологический характер.

3) При создании научных основ, обеспечивающих ресурсосбережение горного производства, необходимо предусматривать складирование вскрыш-

ных пород в выработанном пространстве карьерного поля, за счет углубочно-сплошных систем разработки. Особое внимание обращено на первый этап внедрения такого технологического решения - строительство карьера первой очереди и основывающееся опять же на автотранспортном способе перемещения вскрышной породы из забоя во внутренний отвал. Одним из основных способов ресурсосбережения является проектирование основных положений применения бестранспортной технологии в условиях углубочно-сплошной рабочей зоны и внутренним отвалообразованием с использованием шагающих экскаваторов типа «драглайн».

Сдерживающим фактором при разработке параметров элементов углубочно-сплошной системы разработки при строительстве карьера первой очереди является отсутствие научно-технических и научно-методических разработок, направленных на обоснование:

- конструкции панели, как элемента постоянства развития рабочей зоны и вскрытия карьерного поля;
- комплексных критериев соотношения строения панели и параметров основных технологических процессов открытых горных работ;
- закладки выработанного пространства отработанных породугольных заходов добычным экскаватором типа «обратная гидравлическая лопата»;
- обоснование бестранспортной перевалки отработанного породугольного массива панели экскаватором типа «драглайн».

В результате проведенного анализа состояния вопроса сформулирована **цель работы**, заключающаяся в обосновании параметров технологии разработки карьера первой очереди панелями, повышающих объемы внутреннего бестранспортного отвалообразования и регулирующих рекультивацию нарушенных земель.

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

- оценить схему вскрытия в зависимости от конструкции рабочей зоны карьера первой очереди;
- обосновать и оценить строение панели в зависимости от параметров основных технологических процессов открытых горных работ;
- оценить параметры панелей, определить глубину сооружения карьера первой очереди по критериям ресурсопотребления и установить эффективность предлагаемого технологического решения.

2. РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ ПАНЕЛИ, ВСКРЫТИЕ И ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА

Для решения поставленной задачи необходимо:

- сформировать общие требования для единого формирования рабочей зоны карьера первой очереди и схемы вскрытия;
- обосновать конструкцию панели в виде постоянного элемента строительства карьера первой очереди и схемы вскрытия;
- разработать графоаналитическую модель рабочей зоны;

2.1 Общие требования к конструкции рабочей зоны и схемы вскрытия карьера первой очереди

При строительстве карьера первой очереди разработка породугольного массива предусматривает выполнение работ, предусматривающих выемку угленасыщенной и безугольной зон карьерного поля, при этом предлагается многовариантное формирование схем вскрытия [60]. В настоящей работе ставится решение задачи, как технологически обеспечить постоянство размеров рабочей зоны при отгоне бортов и углублении горных работ, да еще предусмотреть такой вид схемы вскрытия, когда рабочая зона развивается с определенной цикличностью. Такое решение определено в виде технического результата патента на изобретение и связанного с применением бестранспортного способа перевалки вскрыши и как следствием этого нарезкой выработок только для вывозки угля [143].

В таком случае, в идею работы закладывается формирование панели (широкой заходки), как основного элемента системы разработки и схемы вскрытия.

В общем понятии терминологии открытых горных работ определение «панель» приведено в одном из фундаментальных трудов акад. В.В. Ржевского [108]. В этом же труде определены в общем виде три главных параметра

панели: длина, ширина и высота. Вместе с тем не рассматривается строение панели и вопросы, связанные с преодолением отсутствия научно-технических и научно-методических наработок, указанных в п. 1.5.

Применительно к условиям строительства карьера первой очереди по своим конструктивным особенностям панелью считается широкая заходка, которая при разработке: угленасыщенной зоны, охватывает собой угольные пласты свиты и породные междупластья, при выемке рыхлых отложений, покрывающие угленасыщенную зону.

Тогда, из этого основополагающего утверждения следуют основные принципы определения параметров панели: 1) формирование конструкции панели и ее параметров определяется главным образом, от характера и параметров залегания свиты пластов; 2) обоснованность конструкции и параметров панели определяется, лидирующей ролью бестранспортной технологии перевалки вскрышных пород, как при отгоне, так и углублении горных работ; 3) конструкция панели, должна включать в себя транспортные коммуникации для вывозки угля из забоя.

Бестранспортная рабочая зона и область ее применения будет ограничиваться двумя границами (положениями): технической и экономической.

Техническая граница технологии, включающей объемные и линейные параметры панели и зависящие от рабочих параметров выемочных машин, устанавливается посредством графического и численного моделирования технологии, увязанной с условиями залегания свиты пластов. Экономическая граница - регулирующая область изменения параметров технической и включающая основные технико-экономические показатели, например коэффициент вскрыши или себестоимость производства вскрышных и добычных работ при сравнении этих же горнотехнических условий разработки уже по транспортной технологии и т.д. (Рисунок 2.1).

Таким образом, обоснование разработки карьера первой очереди панелями, основывается на влиянии параметров горно-геологических условий залегания наклонных и крутопадающих залежей.

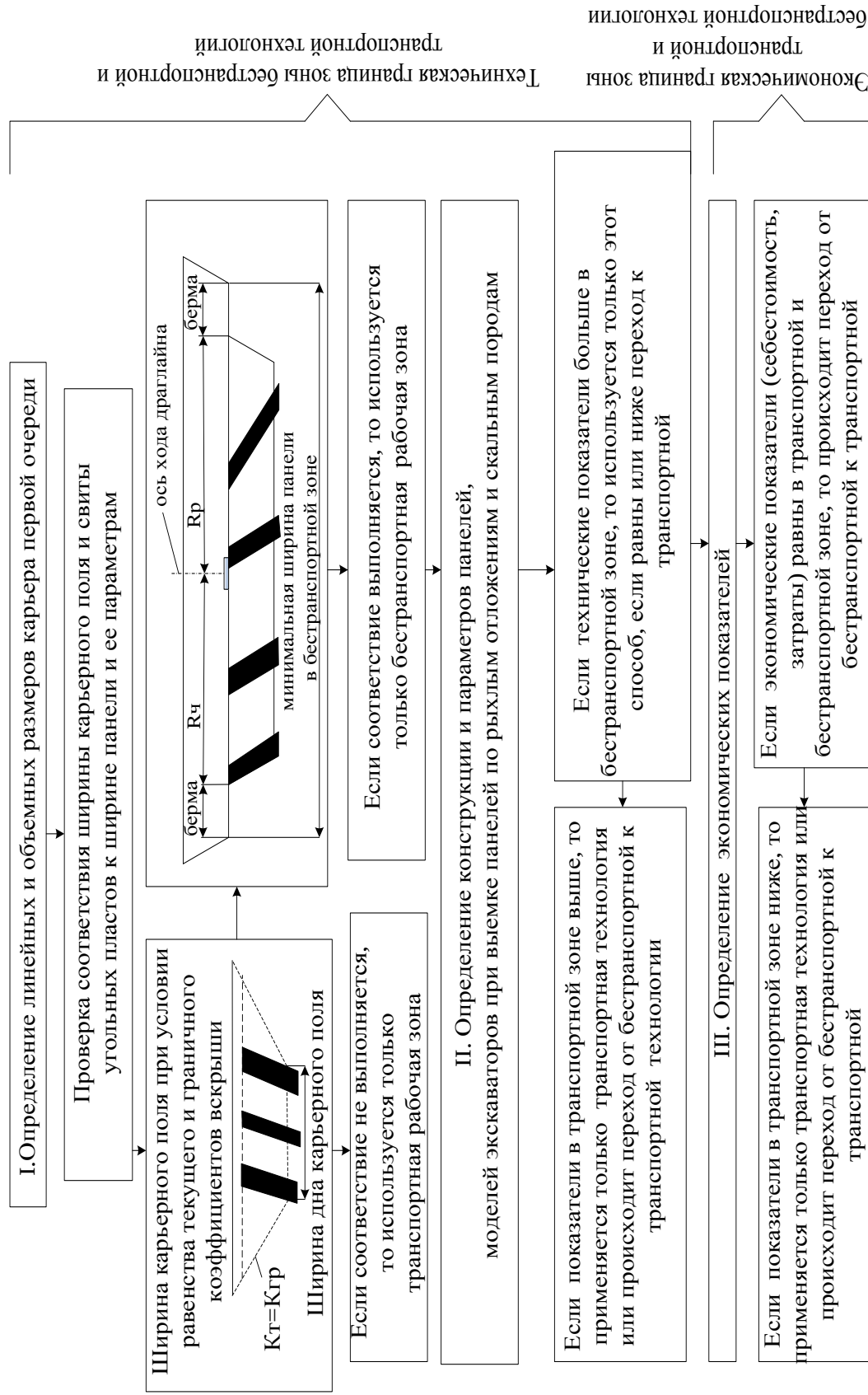


Рисунок 2.1 – Общий алгоритм формирования бестранспортной рабочей зоны в соответствии с технической и экономической границами

Эти факторы включают: рельеф поверхности месторождения; перепад высотных отметок рыхлых отложений; количество, мощность и характер залегания пластов в пределах свиты; количество, мощность и характер распределения породных междупластьев в пределах свиты пластов. Это все так называемые группа природных факторов. Устанавливается посредством горно-геометрического моделирования в единой взаимосвязи [160, 161, 163, 175]: свита угольных пластов; система разработки и параметры элементов системы разработки; технология производства вскрышных и добычных работ. В соответствии с особенностями формирования фронта работ при углубочно-сплошной системе разработки, бестранспортная технология должна отвечать следующим технологическим требованиям и сформированным в п. 1.3. Это все так называемые группа технологических факторов. Поэтому при разработке новых бестранспортных схем необходимо учитывать групповые требования природных и технологических групп, в виде общего взаимовлияния.

2.2 Конструкция панели, как постоянного элемента строительства карьера первой очереди и схемы вскрытия, организация производства

В целях взаимного обеспечения постоянства развития рабочей зоны и решения задач вскрытия карьерного поля, необходимо предусматривать в конструкции панели размещение трасс вскрывающих выработок. Таким решением отвечает разработанная конструкция панели. Общий основополагающий принцип предлагаемой конструкции [143] проиллюстрирован в виде схемы с обозначением расчетных параметров разработки карьерного поля (Рисунок 2.2 а,б,в).

Следует отметить, что областью применения технологического решения являются вытянутые карьерные поля с длиной $L_{кв}$ (по классификации акад. В. В. Ржевского [108]).

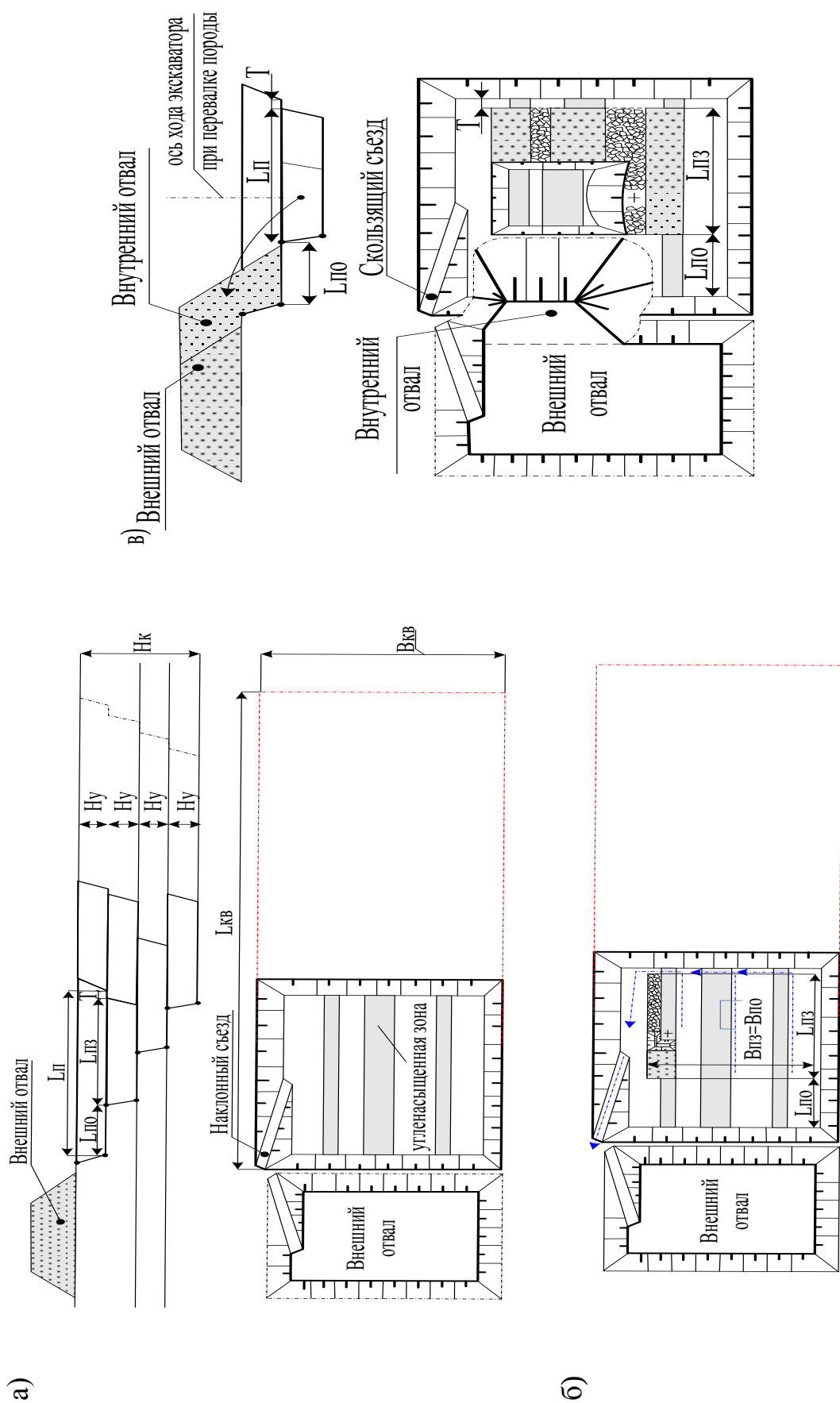


Рисунок 2.2 – Общий вид строительства карьера первой очереди с бестранспортной технологией и использованием экскаваторов типа «обратная гидравлическая лопата» и «драглайн»

Анализ показывает, что карьерные поля Кузнецкого бассейна удовлетворяют этому условию, т.е. $L_{кв}$ больше, чем ширина $B_{кв}$ в несколько раз (см. главу 1). На рис.2.3а показано разбиение карьерного поля в профиле и плане на панели по рыхлым отложениям и скальным породам, каждая из которых по глубине карьерного поля H_k , ограничена высотой уступа H_u , зависящей от вида выемочного оборудования.

При обосновании вида выемочного оборудования необходимо учесть основную ее особенность – попеременное производство в панели вскрышных и добычных работ. Причем основное требование предъявляется к добычным работам, которое заключается в обеспечении селективной разработки пластов с минимальными потерями и засорением угля породой. Выбор добычного оборудования основывается, как известно, на следующем положении: для обеспечения низкого уровня потерь угля выемка пласта должна осуществляться со стороны его кровли; траектория движения режущей кромки зубьев ковша должна совпадать с направлением залегания пласта. Поэтому технологические возможности выемочного оборудования должны наиболее полно отвечать этому условию. В настоящем исследовании выбор вида выемочного оборудования основывается на сопоставлении условий залегания пластов в панели и технологических возможностей одноковшовых экскаваторов по прочерпыванию [70]: прямых механических лопат; прямых и обратных гидравлических лопат; драглайнов. Таким образом, высота уступа (H_u) в исследовании, принимается по максимальной глубине черпания экскаватора типа «обратная гидравлическая лопата» при работе нижнем черпании.

Вскрышные породы самого первого этапа (рыхлые отложения и первый углесодержащий рабочий горизонт) складировуют во внешний отвал, а последующие во внутренний бестранспортный отвал.

В целях обеспечения постоянства производства горных работ основным элементом рабочей зоны обозначена панель [119], длиной L_p , суммарно состоящая из двух величин: забойной длиной, обозначенной, как $L_{пз}$; отвальной длиной, обозначенной, как $L_{по}$.

К длине панели на каждом рабочем горизонте прибавляется ширина транспортной бермы T , обеспечивающей перемещение углевоза: при углублении рабочей зоны на глубину равную высоте уступа добычного экскаватора; при отгоне рабочего борта, на величину длины панели.

Для грузотранспортной связи между рабочими горизонтами в безугольной части панели угленасыщенной зоны нарезается наклонный съезд, по которому также перемещается углевоз к складу или месту переработки полезного ископаемого. Расположение безугольной части при разработке скальных пород может быть: со стороны висячей бока залежи (рис. 1.1а, б, в, рис. 1.2а, в, рис. 1.3а, б, в, г); со стороны лежачего бока залежи (рис. 1.2а, рис. 1.3в); реже по мощным междупластьям (рис. 1.2б).

Ширина панели в забойной части Впз равна ширине на отвальной части Впо и принимается в соответствии графической схемой, приведенными на рисунке 2.2б.

Общий путь автосамосвала занятого на перевозке угля от места погрузки к месту складирования показан синей штрихпунктирной линией со стрелкой (Рисунок 2.2б).

Организация работ в панели осуществляется следующим образом. Первоначально производится рыхление пород с помощью БВР, затем производится выемка экскаватором типа «обратная гидравлическая лопата» породугольных заходок. При этом вскрыша складировается в выработанное пространство породугольной заходки, тем самым закладывается это пространство. Уголь отгружается в автосамосвалы, вскрышная порода междупластьев, фланги заходки и совместно с заложенным выработанным пространством панели перемещается по бестранспортной технологии во внутренний отвал (Рисунок 2.2в).

Следует отметить несколько ограничений по длине и ширине панели: длина панели ограничивается параметрами размещения наклонного съезда; для обеспечения постоянства ведения горных работ и размещения переваливаемой вскрыши в каждой панели принимаем равенство ширины панели на

забойной стороне и ширины панели на отвальной стороне; длина и количество одновременно разрабатываемых панелей на забойной стороне карьера первой очереди может ограничиваться обеспечением производственной мощности предприятия по углю.

2.3 Оценка технологических условий сооружения карьера первой очереди методом экспертных оценок ELECTRE II

Установив общие требования к строительству карьера первой очереди, возникает необходимость произвести оценку условий методом экспертных оценок, сравнить критерии и выбрать наиболее эффективный вариант. В качестве основы используем метод экспертных оценок ELECTRE II [66]. Метод ELECTRE I (Elimination Et Choix Traduisant la Realite – исключение и выбор, отражающие реальность) был предложен в середине 1960-х гг. французским ученым Бернаром Руа. Суть метода состоит в использовании при расчетах более чувствительных показателей сравнимости - индексов согласия и несогласия [66]. У метода ELECTRE I существует множество модификаций, отличающихся способами расчета данных индексов. Наиболее популярной модификацией метода является ELECTRE II.

Особенностью методов является возможность использования различных единиц измерения для оценки критериев [66]. В результате использования методов получают наиболее предпочтительное подмножество альтернатив из общей совокупности, путем бинарного соотношения альтернатив по определенным критериям.

Алгоритм метода ELECTRE II:

1. Пусть $C = \{c_i\}$ - множество оцениваемых критериев, $A = \{a_j\}$ - множество потенциальных поставщиков. Значение i -го критерия j -й альтернативы представлены как x_{ji} .

2. Для каждого критерия назначаются коэффициенты веса $\omega_1, \omega_2 \dots \omega_m$.

3. На следующем этапе определяются индексы согласия и несогласия.

Для расчета индексов согласия множество критериев разбивают на три группы для каждой пары альтернатив:

$I_{jk}^+ = \{i \in I | x_{ji} > x_{ki}\}$ - множество критериев, по которым j -я альтернатива лучше k -й;

$I_{jk}^- = \{i \in I | x_{ji} = x_{ki}\}$ - множество критериев, по которым j -я альтернатива равна k -й;

$I_{jk}^- = \{i \in I | x_{ji} < x_{ki}\}$ - множество критериев, по которым j -я альтернатива хуже k -й.

Формула расчета индекса согласия выглядит следующим образом:

$$C_{jk} = \frac{\sum_{i \in I_{jk}^+} \omega_i}{\sum_{i \in I_{jk}^-} \omega_i} \quad (2.1)$$

Индекс несогласия для каждой пары альтернатив находится по формуле

$$d_{jk} = \max_{i \in I_{jk}^-} \left| \frac{l_k^i - l_j^i}{L} \right| \quad (2.2)$$

где l_k^i, l_j^i - оценки пары альтернатив; L - максимальное значение балльной шкалы.

4. На последнем этапе строится разрешающее правило. На основе чисел $p \in (0; 1]$ и $q \in (0; 1]$ строится бинарное отношение, j -я альтернатива считается лучше k -й когда $C_{jk} > p$ и $d_{jk} \leq q$.

Рассмотрим выбор конструкции рабочей зоны карьера первой очереди, включающий систему и технологию разработки, оценивание схемы вскрытия и параметров основных технологических процессов, структуру панели, организация производства и т.д. В качестве исходных данных используются данные таблиц 1.1- 1.5.

Для выбора вышеуказанных организационно-технических условий является сформированная матрица (таблица), в которой оценка производится по десятибалльной шкале и каждому критерию присваиваются ранги (Таблица 2.1). Варианты в таблице 2.1 являются система и технология разработки наклонных и крутопадающих свит пластов, а критериями являются наиболее эффективными организационно-техническими требованиями.

В таблице 2.1. приняты к рассмотрению следующие организационно-технологические варианты:

Вариант А1 – Углубочная продольная одно или двухбортная система разработки с транспортной технологией перемещения вскрыши на внешние отвалы, включая блоковый способ отработки карьерного поля (Рисунок 1.4);

Вариант В1 - Углубочно-сплошная система разработки с созданием карьера первой очереди и транспортной технологией перемещения вскрыши на внешний и внутренний отвал по П. И. Томакову (Рисунок 1.5);

Вариант С1 – Углубочно-сплошная система разработки угольных месторождений с поэтапным углублением горных работ и транспортной технологией перемещения вскрыши на внешний и внутренний отвал по Коваленко В.С., Таланину В.В., Штейнцайгу Р.М. (Рисунок 1.6);

Вариант D1 - Углубочно-сплошная система разработки рабочей зоной в виде панели и бестранспортной перевалкой вскрыши на внутренний отвал по Терентьеву Д.Д. и Селюкову А.В. (Рисунок 2.2);

По отношению к технологическим вариантам произведём объединение критериев (К) в следующие группы.

Первая, характеристика схемы вскрытия: суммарное количество вскрывающих выработок в рабочей зоне (K11); годовой грузооборот трассы вскрывающих выработок (K12); пропускная способность транспортных коммуникаций (K13); дальность транспортирования (перевалки) вскрышных пород на внешний и внутренний отвалы (K14); землеемкость размещения вскрывающих выработок (K14).

Вторая, технологические процессы разработки панелей и организация производства работ: подготовка горных пород к выемке (K21); выемочно-

погрузочные работы (K22); перемещение горной массы (K23); отвалообразование (K24); организация производства работ (K25);

Третья, воздействие на окружающую среду: землеемкость горного производства (K32); рекультивация нарушенных земель (K33); ресурсосбережение (K33).

Таблица 2.1 – Оценки критериев технологических условий строительства карьера первой очереди

Критерий		Оценки критериев			
		Вариант A1	Вариант B1	Вариант C1	Вариант D1
Первая группа (K11-K14)	Количество вскрывающих выработок	3	4	6	8
	Годовой грузооборот трассы	4	5	6	7
	Пропускная способность транспортных коммуникаций	6	7	7	9
	Дальность транспортирования (перевалки) вскрыши	2	4	7	8
	Землеемкость размещения вскрывающих выработок	5	4	7	9
Вторая группа (K21-25)	Подготовка горных пород к выемке	6	6	7	7
	Выемочно-погрузочные работы	4	7	6	7
	Перемещение горной массы	2	4	3	3
	Отвалообразование	5	6	6	9
	Организация производства	5	7	5	8
Третья группа (K31-K33)	Землеемкость горного производства	2	5	7	9
	Рекультивация нарушенных земель	3	4	6	8
	Ресурсосбережение	1	3	6	9

Затем строятся матрицы превосходства по критериям (таблицы 2.2, 2.3, 2.4, 2.5). Если оценка рассматриваемого технологического варианта больше оценки сравниваемого, ставится знак «+»; если меньше: «-»; если оценки равны: «=».

Таблица 2.2 – Матрица превосходства варианта А1 относительно других технологических решений

Критерий		Оценки критериев			
		Вариант А1	Вариант В1	Вариант С1	Вариант D1
Первая группа (К11-К14)	Количество вскрывающих выработок	+	+	+	+
	Годовой грузооборот трассы	+	+	+	+
	Пропускная способность транспортных коммуникаций	+	-	-	+
	Дальность транспортирования (перевалки) вскрыши	+	+	-	-
	Землеемкость размещения вскрывающих выработок	+	+	+	+
Вторая группа (К21-25)	Подготовка горных пород к выемке	+	-	+	=
	Выемочно-погрузочные работы	+	-	+	-
	Перемещение горной массы	+	+	-	-
	Отвалообразование	+	+	+	+
	Организация производства	-	+	-	+
Третья группа (К31-К33)	Землеемкость горного производства	-	+	+	+
	Рекультивация нарушенных земель	-	-	+	+
	Ресурсосбережение	-	-	+	+

Таблица 2.3 – Матрица превосходства варианта В1 относительно других технологических решений

Критерий		Оценки критериев			
		Вариант А1	Вариант В1	Вариант С1	Вариант D1
Первая группа (К11-К14)	Количество вскрывающих выработок	+	+	=	+
	Годовой грузооборот трассы	-	-	-	-
	Пропускная способность транспортных коммуникаций	-	-	-	+
	Дальность транспортирования (перевалки) вскрыши	-	-	-	+
	Землеемкость размещения вскрывающих выработок	-	+	-	=
Вторая группа (К21-25)	Подготовка горных пород к выемке	-	-	+	-
	Выемочно-погрузочные работы	-	-	-	-
	Перемещение горной массы	-	+	-	-
	Отвалообразование	-	+	-	=
	Организация производства	-	-	-	-
Третья группа (К31-К33)	Землеемкость горного производства	-	+	-	-
	Рекультивация нарушенных земель	-	+	=	=
	Ресурсосбережение	-	-	+	+

Таблица 2.4 – Матрица превосходства варианта С1 относительно других технологических решений

Критерий		Оценки критериев			
		Вариант А1	Вариант В1	Вариант С1	Вариант D1
Первая группа (К11-К14)	Количество вскрывающих выработок	-	-	-	+
	Годовой грузооборот трассы	-	+	+	=
	Пропускная способность транспортных коммуникаций	+	+	=	+
	Дальность транспортирования (перевалки) вскрыши	+	+	-	-
	Землеемкость размещения вскрывающих выработок	-	-	+	-
Вторая группа (К21-25)	Подготовка горных пород к выемке	-	+	+	+
	Выемочно-погрузочные работы	-	-	-	-
	Перемещение горной массы	+	+	=	+
	Отвалообразование	+	+	+	+
	Организация производства	-	=	+	=
Третья группа (К31-К33)	Землеемкость горного производства	+	+	-	=
	Рекультивация нарушенных земель	-	=	+	-
	Ресурсосбережение	-	+	=	+

Таблица 2.5 – Матрица превосходства варианта D1 относительно других технологических решений

Критерий		Оценки критериев			
		Вариант A1	Вариант B1	Вариант C1	Вариант D1
Первая группа (K11-K14)	Количество вскрывающих выработок	-	=	+	-
	Годовой грузооборот трассы	-	+	=	+
	Пропускная способность транспортных коммуникаций	-	+	-	-
	Дальность транспортирования (перевалки) вскрыши	+	+	+	-
	Землеемкость размещения вскрывающих выработок	-	=	+	=
Вторая группа (K21-25)	Подготовка горных пород к выемке	+	+	-	=
	Выемочно-погрузочные работы	-	-	-	-
	Перемещение горной массы	+	+	=	+
	Отвалообразование	+	+	+	+
	Организация производства	-	=	+	=
Третья группа (K31-K33)	Землеемкость горного производства	+	+	-	=
	Рекультивация нарушенных земель	+	+	=	=
	Ресурсосбережение	-	-	+	=

Для нахождения матриц несогласия рассчитываются суммы весов критериев для множеств более предпочтительных, равноценных и менее предпочтительных значений (таблицы 2.6, 2.7, 2.8).

Таблица 2.6 – Суммы весов критериев для множества «+»_{jk}

	Вариант A1	Вариант B1	Вариант C1	Вариант D1
Вариант A1	0, 237	0,582	0,661	0,724
Вариант B1	0,330	0,411	0,525	0,690
Вариант C1	0,240	0,415	0,525	0,665
Вариант D1	0,001	0,634	0,516	0,725

Таблица 2.7 – Суммы весов критериев для множества «=»_{jk}

	Вариант A1	Вариант B1	Вариант C1	Вариант D1
Вариант A1	0,000	0,001	0,000	0,129
Вариант B1	0,000	0,000	0,000	0,94
Вариант C1	0,000	0,126	0,177	-
Вариант D1	0,000	0,281	0,310	0,228

Таблица 2.8 – Суммы весов критериев для множества «-»_{jk}

	Вариант A1	Вариант B1	Вариант C1	Вариант D1
Вариант A1	1,015	0,000	0,475	0,665
Вариант B1	0,724	0,525	-	0,525
Вариант C1	0,525	0,280	0,320	-
Вариант D1	0,770	0,000	0,265	0,565

Индексы согласия находятся по формуле (2.1) и таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Матрица индексов согласия

	Вариант A1	Вариант B1	Вариант C1	Вариант D1
Вариант A1	0,000	-	1,233	0,320
Вариант B1	0,364	0,775	-	0,587
Вариант C1	0,669	2,880	1,669	-
Вариант D1	-	1,000	2,920	1,630

Для оценки индексов несогласия определяется их максимальные значения по каждому критерию и строится матрица (Таблица 2.10). Поскольку для оценки поставщиков использовалась десятибалльная шкала, то $L=10$.

Таблица 2.10 – Матрица индексов несогласия

	Вариант A1	Вариант B1	Вариант C1	Вариант D1
Вариант A1	-	0,000	0,600	0,100
Вариант B1	0,400	-	0,700	0,800
Вариант C1	0,800	0,400	-	0,700
Вариант D1	0,500	0,200	0,300	-

Для p и q примем значения 0,5 в обоих случаях. Таким образом, сравнивая значения ячеек со значениями p и q , построим матрицы решений. Матрица решений представлена в таблице в таблице 2.11,

Таблица 2.11 – Матрица решения

	Вариант A1	Вариант B1	Вариант C1	Вариант D1
Вариант A1		+	+	+
Вариант B1	-	-	+	-
Вариант C1	-	+	-	-
Вариант D1	+	+	+	+

Таким образом, технологические варианты имеют следующие приоритеты: вариант A1 – 4; вариант B1 – 3; вариант C1 – 2; вариант D1- 1.

2.4 Графоаналитическая модель рабочей зоны

Определив в п.2.3 наиболее эффективный технологический вариант, возникает необходимость детализировать его посредством математического моделирования параметров.

В целях детализации определения параметров панелей следует обозначить их общие величины относящиеся к всем выражениям математической модели. В первую очередь, это параметры залегания свиты пластов, включая свойства горных пород, во вторую, это параметры применяемой технологии. К этим параметрам относятся: γ_y - плотность угля, т/м³; γ_n - плотность вскрышных пород, т/м³; K_p - коэффициент разрыхления породы во взорванном массиве и на отвале; K_n - коэффициент потерь угля при добычных работах; β - угол откоса вскрышного уступа, градусов; i - число пластов свиты; α - средний угол залегания свиты пластов, градусов, град.; m_i - нормальная мощность i -го пласта, м.; m_{yi} - горизонтальная мощность i -го пласта, м.; $\sum m_i$ - суммарная нормальная мощность угольных пластов свиты, м.; $\sum m_{yi}$ - суммарная горизонтальная мощность пластов свиты, м.; $M_{i \div (i+1)}$ - нормальная мощность породного междупластья между пластами i и $(i+1)$, м; $\sum M$ - суммарная нормальная мощность междупластий свиты, м.; $M_{\Sigma, i \div (i+1)}$ - горизонтальная мощность породного междупластья между пластами i и $i+1$, м.; $\sum M_{\Sigma}$ - суммарная горизонтальная мощность породных междупластий, м; $M_{св}$ - нормальная мощность свиты, м.; $M_{г.св}$ - горизонтальная мощность свиты, м.; H_y - высота уступа, м.; $Ш_б$ - ширина бермы на борту со стороны висячего и лежащего боков залежи, м.; $R_{др}$ - расстояние от скважины до пласта, обеспечивающего его предохранение от разрушения при взрыве, м. V_n - объём n -ой панели, м³; V_{yn} - геологические запасы угля в n -ой панели, м³; ΔV_{yn} - объём потерь угля в n -ой панели, м³; V_{yn} - объём угля в n -ой панели с учётом потерь, м³; $V_{n, i \div (i+1)}$ - объём породы междупластья между пластами i -ым и $(i+1)$, м³; V_{nn} - геологический объём породы n -панели, м³; $V_{гmn}$ - разрабатыва-

емый объём горной массы n -ой панели, м^3 ; ΔL_i – горизонтальная проекция наклонного съезда, м.

Горизонтальная мощность пласта, м

$$m_{yi} = \frac{m_i}{\sin \alpha} \quad (2.3)$$

Суммарная нормальная мощность угольных пластов свиты, м

$$\sum m_i = m_1 + m_1 + \dots + m_i \quad (2.4)$$

Суммарная горизонтальная мощность пластов свиты, м

$$\sum m_{yi} = m_{\Gamma 1} + m_{\Gamma 1} + \dots + m_{\Gamma i} \quad (2.5)$$

Суммарная нормальная мощность междупластий свиты, м

$$\sum M = M_{1-2} + M_{2-3} + \dots + M_{(i+1)+i} \quad (2.6)$$

Суммарная горизонтальная мощность междупластий свиты, м

$$M_{\Gamma i-(i+1)} = \frac{\sum M}{\sin \alpha} \quad (2.7)$$

Нормальная мощность свиты, м

$$M_{\text{св}} = \sum m_i + \sum M \quad (2.8)$$

Горизонтальная мощность свиты, м

$$M_{\Gamma.\text{св}} = \frac{\sum m_i + \sum M}{\sin \alpha} = B_{\Pi}^3 = \sum_{i=1}^{n_{\text{св}}} N_{\text{пу}i} \quad (2.9)$$

Исходя из конструктивных параметров экскаватора и трассы вскрывающих выработок ширина породугольной панели по нижней площадке уступа определится

$$B_{\Pi}^i = \frac{m_{yi}}{\sin \alpha_y} + b_k + \Delta L_i \quad (2.10)$$

по верхней площадке уступа

$$B_{\text{ПВ}}^i = B_{\Pi}^i + H_y * (ctg \alpha_y + ctg \beta) \quad (2.11)$$

Средняя ширина панели

$$B_{\text{пср}}^i = 0,5 * (B_{\Pi}^i + B_{\text{ПВ}}^i) \quad (2.12)$$

Объём n-ой панели

$$V_n = B_{\text{пср}}^i * L_{\text{п}}^3 * H_y \quad (2.13)$$

Объём n-ой панели.

Геологические запасы угля в n-ой панели

$$V_{yn} = L_{\text{п}}^3 * H_y * \sum m_{yi} * \gamma_y \quad (2.14)$$

Объём потерь угля в n-ой панели

$$\Delta V_{yn} = V_{yn} * K_{\text{п}} \quad (2.15)$$

Объём угля в n-ой панели с учётом потерь

$$V_{\text{уп}} = V_{yn} * (1 - K_{\text{п}}) \quad (2.16)$$

Объём породы междупластьев между пластами i-ым и (i+1)

$$V_{\text{п.i+(i+1)}} = L_{\text{п}}^3 * H_y * M_{\text{гi-(i+1)}} \quad (2.17)$$

Геологический объём породы n-панели

$$V_{\text{пn}} = L_{\text{п}}^3 * H_y * (B_{\text{пср}}^i - M_{\text{гi-(i+1)}}) + V_{\text{тр}} \quad (2.18)$$

где $V_{\text{тр}}$ - объёмы вскрывающих выработок, м³, рассчитывается по параметрам рекомендуемым в работе [60].

Разрабатываемый объём горной массы n-ой панели с учётом потерь угля

$$V_{\text{гmn}} = V_{\text{уп}} + V_{\text{п.i+(i+1)}} \quad (2.19)$$

Таким образом, разработанные аналитические выражения (2.3-2.19) определяют главные параметры панелей.

Месторождение в поперечном сечении представляет в укрупненном виде два элемента (Рисунок 2.3): первый – это угленасыщенная зона, чередование угольных пластов и породных междупластьев; второй – это безугольная зона со стороны висячего бока наклонной залежи, и еще одной со стороны лежачего для крутопадающей залежи, включающее рыхлые отложения.

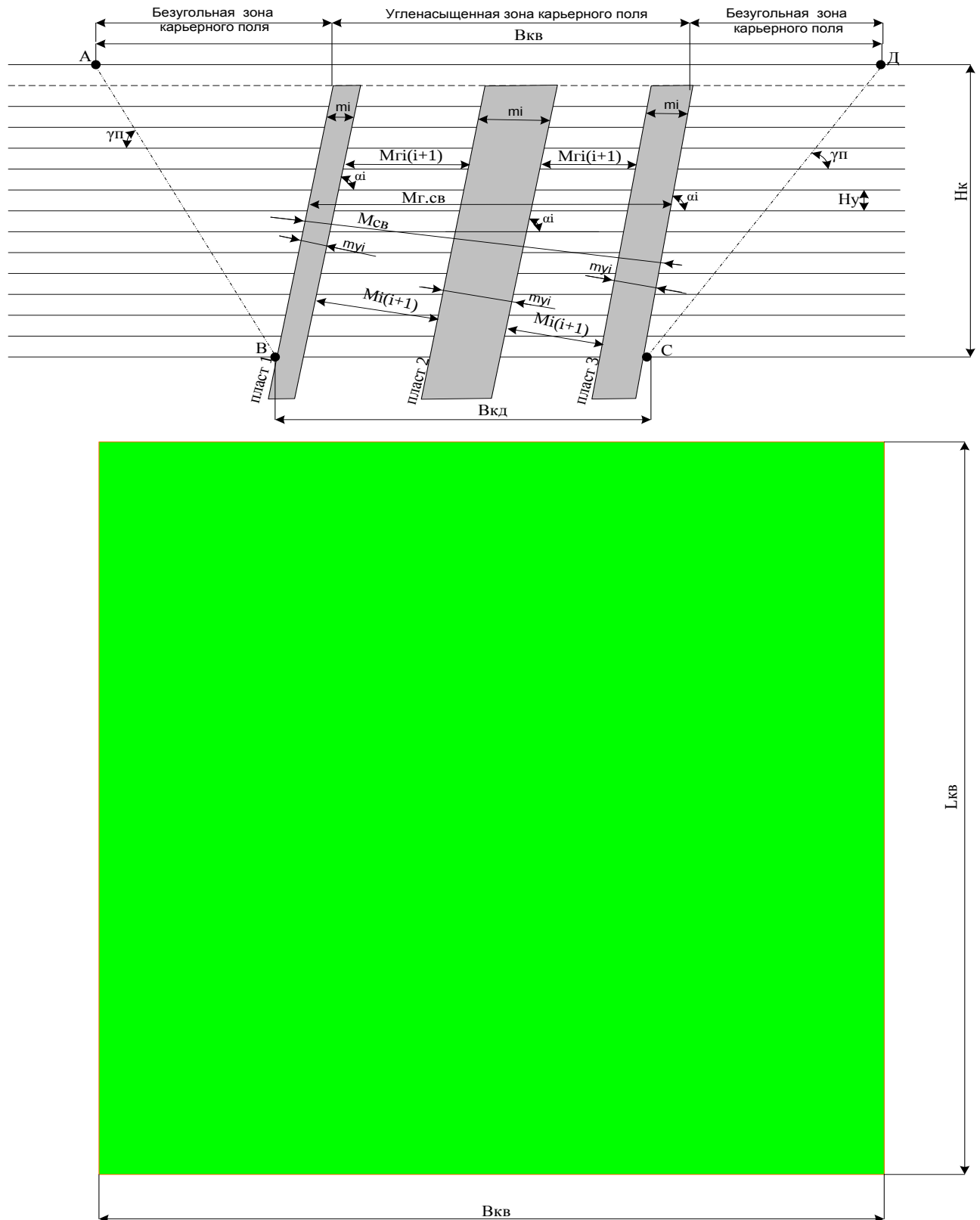


Рисунок 2.3 – Общий вид угленасыщенной и безугольной зон карьерного поля совместно с планом карьерного поля

Суммарно эти зоны показаны замкнутым контуром АБСД и отражают граничные контуры карьерного поля. Нетронутая горными работами поверх-

ность показана в плане карьерного поля зеленым цветом, а граница карьерного поля по поверхности месторождения красной штрихпунктирной линией.

В целях обеспечения достижимого уровня постоянства показателей или параметров горного производства их следует отождествлять, как некие постоянные величины [119]. В соответствии с делением карьерных полей по признаку «простираение» [108], вытянутое карьерное поле (его длина превышает ширину в несколько раз) с граничными параметрами, выраженными длиной поверху ($L_{\text{кв}}$), шириной поверху ($B_{\text{кв}}$) и конечной глубиной ($H_{\text{к}}$),

Предварительно по вертикали карьер первой очереди разделяют на панели

$$H_y = H_y^{\text{тр}} \quad (2.20)$$

где H_y - высота уступа, м., $H_y^{\text{тр}}$ - высота уступа для транспортной технологии производства вскрышных и добычных работ в угленасыщенной зоне, м.

При этом глубину отработки $H_{\text{к}}$ определяют горно-геологическими параметрами отрабатываемой свиты пластов для максимального извлечения полезного ископаемого. В соответствии с рекомендациями [57, 118, 120, 132] конечная глубина карьерного поля для углубочно-сплошной рабочей зоны при транспортной технологии может составлять 100÷150м. Определение этого параметра не входит в задачу исследования из-за влияния множества факторов, и поэтому его нахождение на данном этапе исследования производится на основании выше представленных рекомендаций, а также на основе практики проектирования горнодобывающих предприятий [160, 162].

Параметры каждой панели, как элемента постоянства, при отгоне борта и углублении горных работ определяют следующим образом. Формируется выемочная панель, по простираению залежи ее ограничивают длиной ($L_{\text{п}}$), а вкрест простираения шириной ($B_{\text{п}}$) минимально приравниваемой к мощности свиты угольных пластов ($M_{\text{св}}$). В свою очередь происходит соответствующее изменение линейности параметра $B_{\text{п}}$, из-за необходимости углубления гор-

ных работ нельзя обойтись без наращивания фронта на флангах панели по безугольной зоне вследствие размещения трасс вскрывающих выработок (см. п.2.2).

На забойной стороне карьерного поля ширина панели (B_{Π}^3) представляет собой чередование заходок ($N_{\text{пу}i}$), равных по количеству разрабатываемых пластов свиты ($n_{\text{у}cb}$), а на отвальной площадке эта же ширина равна выработанному пространству панели (шириной $B_{\Pi}^{\text{от}}$) после их выемки.

$$B_{\Pi}^3 = \sum_{i=1}^{n_{\text{у}cb}} N_{\text{пу}i} \quad (2.21)$$

Если в рассматриваемой угленасыщенной зоне наблюдается сближение пластов в соответствии с условием их парного расположения, то тогда из общего количество разрабатываемых породугольных частей будет вычитаться число таких случаев.

$$n_{\text{у}cb} = \sum_{i=1}^{n_{\text{у}cb}-j} N_{\text{пу}i} \quad (2.22)$$

где j – количество парных сближенных пластов свиты.

Ширина панели определяется последующими аналитическими выражениями.

На самом верхнем горизонте при отработке рыхлых отложений, равной горизонтальной проекции мощности свиты (угленасыщенной зоны) панель по рыхлым отложениям будет равна

$$B_{\Pi}^{\text{про}} = B_{\Pi}^3 + B_{\Pi}^{\text{от}} = \frac{M_{\text{св}}}{\sin \alpha} = B_{\text{кв}} \quad (2.23)$$

где α - угол падения пластов свиты, град. 0 – порядковый номер панели.

При углублении горных работ по скальным породам панель будет равна

$$B_{\Pi}^{\text{Пскп}} = B_{\Pi}^{\text{зПскп}} + B_{\Pi}^{\text{отПскп}} = \sum_{i=1}^{n_{\text{усв}}} N_{\text{пу}i} + \Delta L \quad (2.24)$$

где ΔL – параметр, учитывающий горизонтальную проекцию размещения наклонного съезда на фланге панели в безугольной зоне, м. 1- порядковый номер панели.

В общем виде ширина панели определится следующим образом

$$B_{\Pi}^i = B_{\Pi}^{\text{з}i} + B_{\Pi}^{\text{от}i} + \Delta L_i \quad (2.25)$$

Для создания первоначальных условий размещения внутреннего отвала возникает необходимость размещения вскрышных пород из панелей по рыхлым отложениям и первой панели по скальным породам во внешний отвал, а уже последующих во внутренний бестранспортный отвал.

Объем вскрышных пород, размещаемый на внешнем отвале, определится следующим образом

$$\begin{aligned} V_{\text{в.внеш}} &= V_{\text{вПро}} + V_{\text{вПскп1}} \\ V_{\text{вПро}} &= B_{\Pi}^0 * L_{\Pi} * h_0 \\ V_{\text{вПскп}} &= B_{\Pi}^{\text{з1}} * L_{\Pi} * K_p * H_y \\ V_{\text{в.внеш}} &= (B_{\Pi}^0 * L_{\Pi} * h_0) + (B_{\Pi}^{\text{з1}} * L_{\Pi} * K_p * H_y) \end{aligned} \quad (2.26)$$

где L_{Π} - длина панели, м.; h_0 - мощность рыхлых отложений, м.; K_p - коэффициент разрыхления.

Каждая экскаваторная заходка для экскаватора ЭГО (в поперечном сечении свиты пластов) конструктивно состоит из двух частей – вскрышной и добычной, а суммарная ширина складываются из ширины вскрышной и добычной частей (Рисунок 2.4).

$$b_{\text{пуз}} = b_{\text{пуз}}^{\text{д}} + b_{\text{пуз}}^{\text{в}} = \frac{m_{yi}}{\sin \alpha_y} + b_{\text{к}} \quad (2.27)$$

где m_{yi} - нормальная мощность угольного пласта свиты, м.; α_y - угол падения пласта свиты, град., $b_{\text{к}}$ - ширина ковша выемочного экскаватора, м.

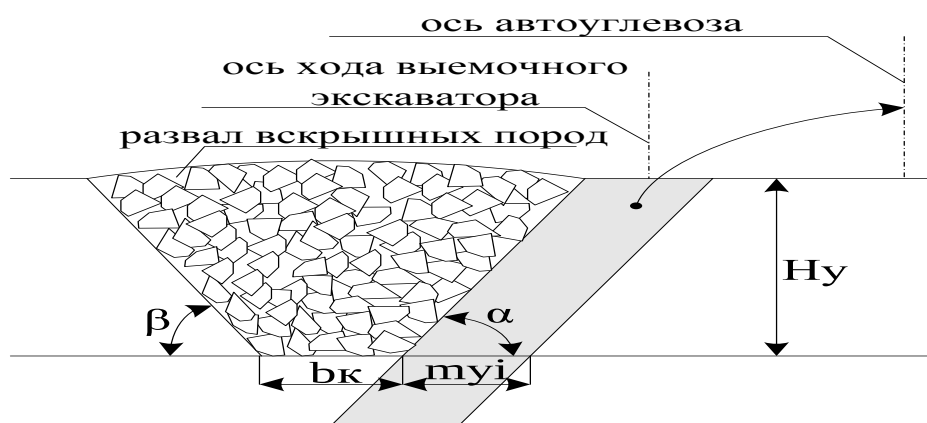


Рисунок 2.4 – Конструкция породугольной заходки и ее параметры в поперечном сечении угленасыщенной зоны карьерного поля

Ширина вскрышной части определяется горизонтальным расстоянием между нижней бровкой откоса уступа расположенного под углом рабочего откоса уступа (β) и плоскостью контакта кровли угольного пласта и вскрышной части, т.е. откосом добычной части в кровле угольного пласта уступа расположенного под углом падения пласта (α), как и показано на рисунке 2.4, при этом расстояние b_k принимается равным ширине ковша выемочного экскаватора типа «обратная гидравлическая лопата». Ширина добычной части m_{yi} принимается равной горизонтальной мощности вынимаемого угольного пласта.

Общий порядок выемки породной и угольной части следующий. Для доступа к угольному пласту первоначально разрабатывается вскрышная часть, которая рыхлится с помощью буровзрывных работ (БВР). Параметры производства БВР достаточно подробно изложены в работах [106, 130] и в рамках настоящей работы не требуют дополнительных исследований. По мере продвижения экскаватора по верхней площадке панели вдоль простираения угольного пласта обнажается от покрывающих вскрышных пород добычная часть, которая вынимается с отгрузкой в автоуглевозы расположенные на одном уровне стояния с выемочным экскаватором. Вскрышная же часть складировается в выработанное пространство, как представлено на рисунке 2.5.

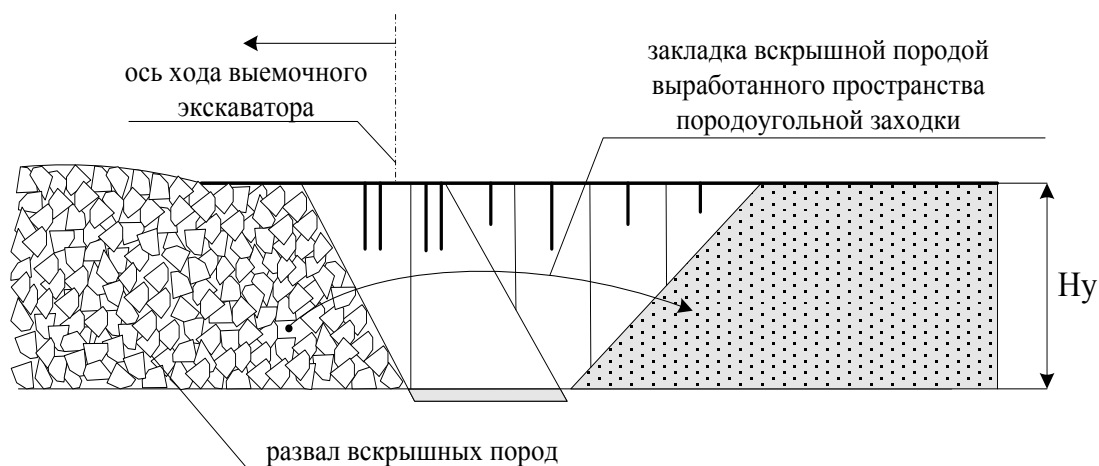


Рисунок 2.5 – Продольный профиль общей организации производства вскрышных и добычных работ в породугольной заходке

Вместимость выработанного пространства одной породугольной заходки (E_{zi}) определится по формуле

$$E_{zi} = \left[\left(\left(\frac{(b_k + \frac{H_y}{\sin \beta} \cdot \cos \beta + \frac{H_y}{\sin \alpha} \cdot \cos \alpha) + b_k}{2} \right) * H_y \right) * K_p + \frac{m_{yi}}{\sin \alpha_y} * H_y \right] * L_{\pi} \quad (2.26)$$

Если в угленасыщенной зоне имеется сближение пластов, то вместимость породугольной заходки ($E_{зсби}$) будет прирастать за счет горизонтальной мощности междупластья между двумя пластами и другого пласта, попадающего в разработку, такой вариант справедлив и для большего количества пластов, попадающих под действие данного условия

$$E_{зсби} = E_{zi} + m_{yi} + M_{1-2} \quad (2.27)$$

Необходимость закладки выработанного пространства породугольной заходки вскрышными породами определяется требованием обеспечения критерия создания транспортной площадки.

Следует отметить, что длина панели ограничивается обеспечением производственной мощности карьера по углю, тогда

$$A_{\text{год}} = L_{\text{п}}^3 \cdot \sum N_i \cdot \frac{M_{\text{св}}}{\sin \alpha} \cdot K_y \cdot (1 - K_{\text{п}}) \cdot \gamma_y \quad (2.28)$$

где $A_{\text{год}}$ – производственная мощность карьера по углю, т/год; K_y – коэффициент угленосности, у.е.; $K_{\text{п}}$ – коэффициент потерь угля, у.е.; γ_y – плотность угля, т/м³.

Общий порядок организации перевозки углевозами представлен ранее в п.2.2. Приведем только детали передвижения углевоза в пределах панели. После погрузки автосамосвала углевоза на уровне стояния экскаватором типа «обратная гидравлическая лопата» начинается продольное движение по горизонтали на верхней площадке панели, ориентиром служит простирание пласта. Затем достигнув границ по длине панели сворачивает на транспортную берму, расположенную в центральном фланге панели, перемещаясь уже вкрест простирания свиты угольных пластов, оказавшись на фланге породоугольной панели поднимается с нижележащего рабочего горизонта на выше-расположенный, через наклонный съезд, а выехав на дневную поверхность следует на угольный склад или обогатительную фабрику. Движение автоуглевоза к месту погрузки осуществляется в обратной последовательности.

Таким образом, разрабатываются все породоугольные заходки в панели, а после вскрышные части, размещенные в выработанном пространстве породоугольной заходки и порода на флангах панели перемещается по бес-транспортной технологии во внутренний отвал (Рисунок 2.6).

Следует особо отметить одну технологическую особенность, при таком формировании углубочно-сплошной рабочей зоны, состоящей из панелей. После выемки породоугольных заходов в пределах угленасыщенной зоны, она фактически в пределах панели становится безугольной зоной. В таком случае, это технологическое преобразование породоугольных заходов в безугольные и таким способом подготавливаем свиту пластов полностью к работе по бес-транспортной перевалке породы [143] (Рисунок 2.6).

Таким образом, в целом относительно вышеизложенных положений упрощается организация работ при выемке и перемещения породы.

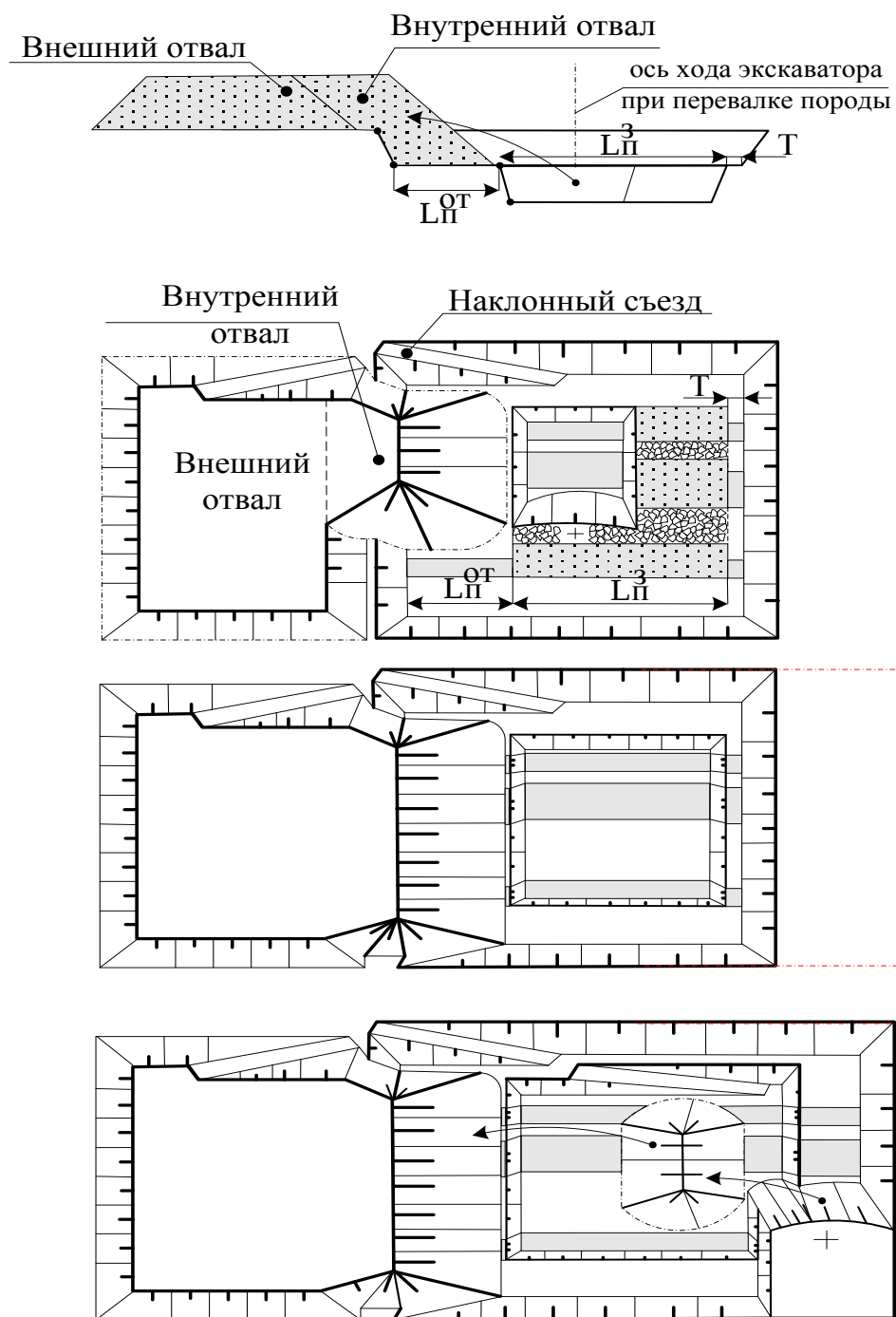


Рисунок 2.6 – Общий порядок перевалки заложенного выработанного пространства панели и породных междупластьев драглайном во внутренний отвал

Для обеспечения постоянства ведения горных работ по мере углубления производят отгон горных работ, который необходим для обеспечения

возможности формирования последующих панелей, тогда на каждом следует принимать условие

$$2 * (L_{\Pi}^3 + L_{\Pi}^{OT}) + T \leq L_c \quad (2.31)$$

Разработанная графоаналитическая модель параметров панели соблюдает постоянства производства горных работ выраженных через параметры элементов системы разработки.

В данном случае, параметры включающие длину, ширину и высоту уступа также ограничивают панель при вскрытии рабочих горизонтов на этапе отгонки и углубления горных работ и представляют собой постоянные величины.

2.5 Оценка схемы вскрытия карьера первой очереди

Вскрытие рабочих уступов карьера первой очереди, разрабатываемых панелями, характеризуется следующими особенностями: рабочий борт, разрабатываемый уступами высотой равной глубине черпания экскаватора типа «обратная гидравлическая лопата»; транспортные бермы между панелями, предназначенные для вывозки угля; нарезка в безугольной зоне панели наклонного съезда. В рассматриваемых условиях решается следующая задача вскрытия и связанна с организацией вывоза угля из добычных забоев. При изучении организации перемещения горного оборудования необходимо исходить из того, что при отработке каждой панели подвигание забоев всегда может быть от левого фланга панели к правому и наоборот, а направление вывозки угля может осуществляться, как от левого фланга панели к правому, так наоборот в зависимости от расположения безугольной зоны.

Вопросы вскрытия уступов для транспортной технологии рассмотрены в работах [60,70, 122]. В работе [60] дана оценка следующих вариантов вскрытия рабочих уступов с различным расположением вскрывающих выработок: скользящими съездами на рабочем борту; скользящими съездами на внутреннем отвале; системой полутраншей на нерабочем борту. В этой же

работе приведены графические схемы вскрытия и их аналитические выражения, поэтому их повтор в настоящей работе не приводится. В целом, в работе [60] решается только задача организации вывозки вскрышных пород во внутренний отвал. При этом следует отметить, некоторые недостатки скользящей трассы [60, 70, 108]. С углублением горных работ на каждый рабочий горизонт годовой грузооборот по вскрыше и полезному ископаемому снижается на $15 \div 20\%$, а пропускная способность на $12 \div 15\%$. Вскрытие рабочих уступов скользящими съездами на рабочем борту происходит с учетом потерь угля, возникающими при пересечении скользящими съездами свиты угольных пластов. Установлено, что уровень потерь достигает $4 \div 18\%$ от запасов угля в породугольной заходке в зависимости от положения на ней скользящего съезда.

В рассматриваемых условиях необходимо, например, решить вопрос организации перегона выемочного оборудования после отработки панели. Поэтому ценность работы [60] для настоящего исследования состоит в указании только на те варианты вскрытия, которые могут быть рассмотрены в условиях строительства карьера первой очереди и формирования рабочей зоны в виде панели.

Общие принципиальные положения вскрытия рабочей зоны принимаются в соответствии с конструкцией панели [119, 121, 134, 135, 145] и они следующие. Для создания грузотранспортной связи в безугольной зоне на фланге панели нарезается наклонный съезд (длиной L_c), а вкрест простираения свиты пластов между панелью и откосом уступа последующей панели оставляется горизонтальная транспортная берма (шириной T), необходимая для вывозки угля, или иными словами, берма располагается по центральному флангу панели

$$L_{\pi} + T \leq L_c \quad (2.32)$$

где T - ширина транспортной бермы, м; L_c - длина скользящего съезда, м.

В свою очередь скользящий съезд определяется исходя из высоты уступа и руководящего уклона принимаемого на вывозке угля автотранспорта

$$L_c = 1000 \frac{H_y}{i} \quad (2.33)$$

где H_y - высота уступа, м; i - величина максимального уклона для автомобильного транспорта, выраженным в тысячных долях (промилях).

Расчет параметров схем вскрытия принимается согласно отраслевому нормативному документу – свод правил СП.37.13330.2012 «Промышленный транспорт».

Длина скользящего съезда при ограниченности высоты уступа в условиях производства добычных работ обратной гидравлической лопаты составляет для уклона 80‰ не более 65 м, а для уклона 100‰ не более 80м. Ширина транспортной бермы и наклонного съезда для углевозов грузоподъемностью до 55 т не более 22 м, до 75т. не более 28 м до 90т. не более 35 м, до 120т. не более 43м.

Приведем сравнение качественной характеристики схемы вскрытия скользящей трассой и предлагаемой схемы вскрытия (Таблица 2.12).

Таблица 2.12 – Сравнение схем вскрытия

№ п.п.	Наименование параметра	Существующая схема (транспортная технология)	Предлагаемая схема (бестранспортная технология)
1	Вид вскрывающих выработок	Скользящие съезды	1.транспортная берма; 2. наклонный съезд
2	Место расположение вскрывающих выработок	Угленасыщенная зона, висячий и лежащий бок залежи, отвальный ярус	1.по центральному флангу и на верхней площадке панели; 2. безугольная часть

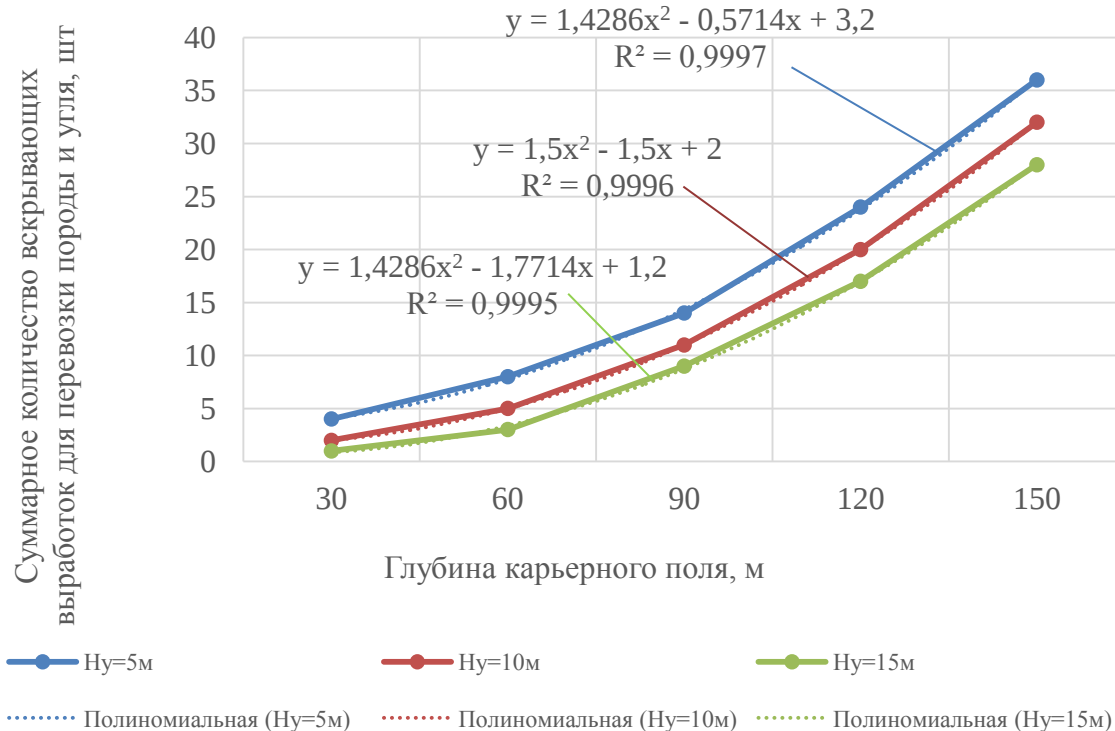
			панели
3	Назначение вскрывающих выработок	Вывозка вскрышных пород на внешний и внутренний отвал; перемещение полезного ископаемого на склад или фабрику	Вывозка угля к местам складирования или переработки
4	Пересечение скользящими съездами свиты угольных пластов	Присутствует	Отсутствует

Анализ показывает несколько отрицательных моментов связанных с транспортным способом перемещения вскрыши и использованием в качестве вскрывающих выработок скользящих съездов. К основным недостаткам относится, возникновение эксплуатационных потерь при пересечении свиты пластов скользящими съездами от 4 до 18%, снижение годового грузооборота на $15 \div 20\%$ и пропускной способности трассы на $12 \div 15\%$, что вызывает необходимость поддерживать в постоянной работе минимум от 4 до 6 съездов.

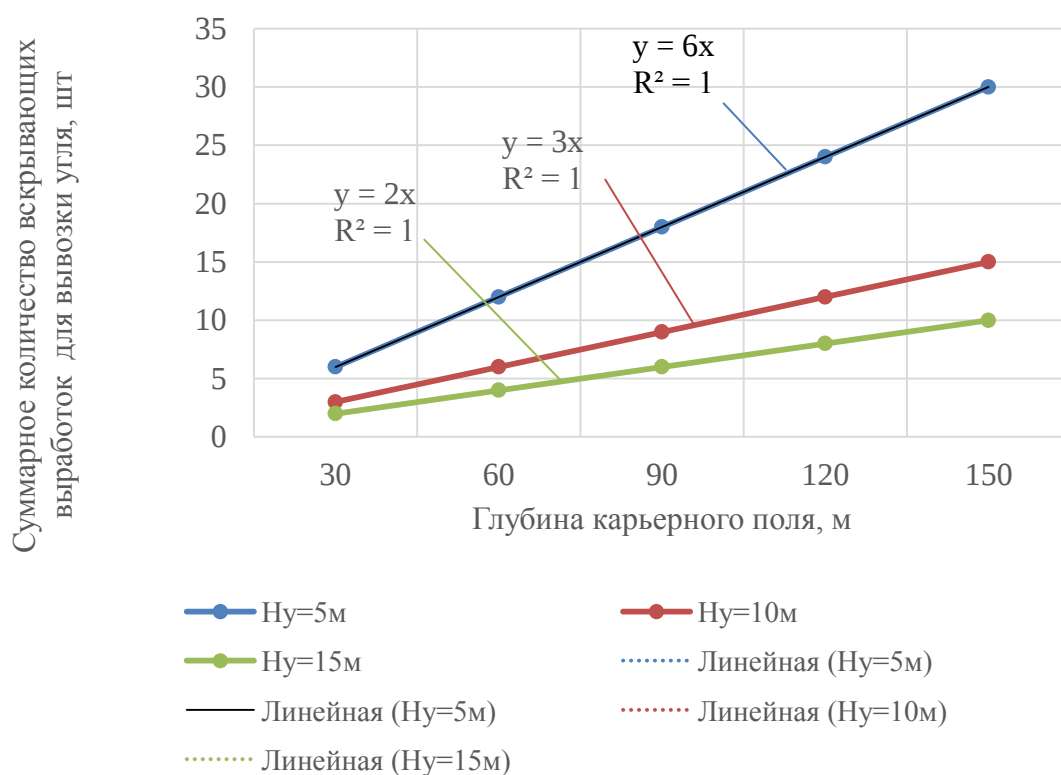
Таким образом, конструктивно панель включает в себя размещение трасс для перемещения углевозов, и в целом нет пересечения не эффективными скользящими съездами угленасыщенной зоны панели. Для оценки схемы вскрытия при строительстве карьера первой очереди предлагается сразу несколько критериев [60, 70, 108, 120], включающих: суммарное количество вскрывающих выработок в рабочей зоне (шт.); годовой грузооборот трассы вскрывающих выработок (д.е.); пропускная способность транспортных коммуникаций (д.е.); дальность транспортирования вскрышных пород на внешний и внутренний отвалы (км); землеемкость размещения вскрывающих выработок (тыс.м²/1млн.т угля). Исходными данными при расчете являются па-

раметры, представленные в таблице 1.5 и на рисунках 1.1, 1.2, 1.3. Результаты расчетов приведены на рисунке 2.7.

а)

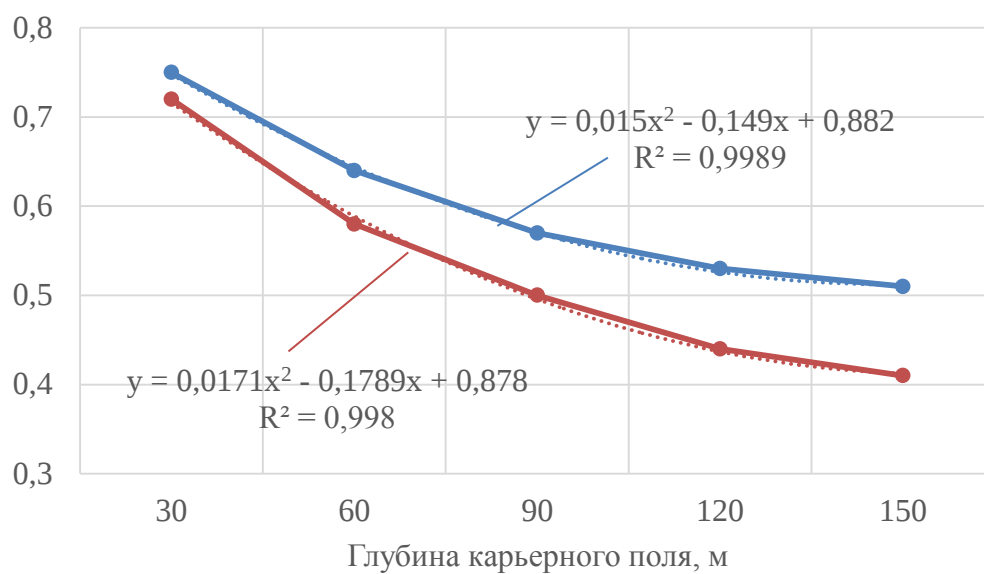


б)



в)

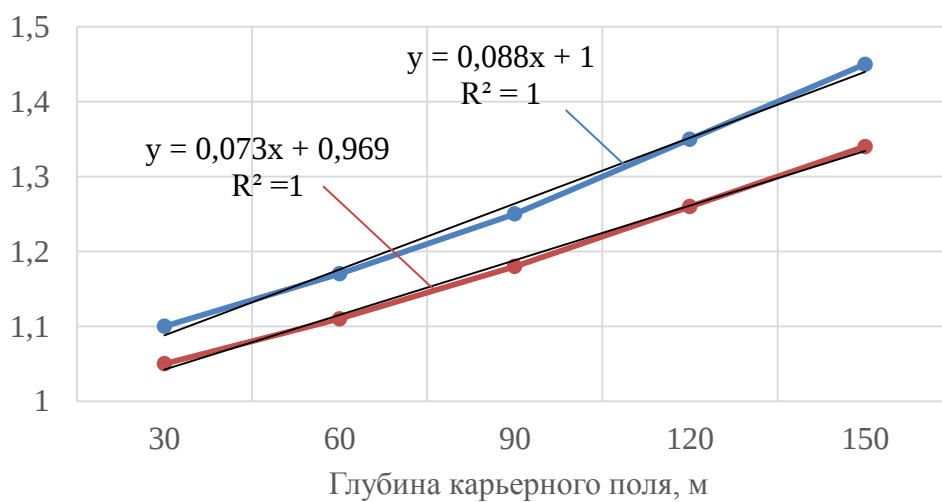
Снижение годового грузооборота и пропускной способности, д.е.



- Годовой грузооборот скользящей трассы д.е.
- Пропускная способность скользящей трассы, д.е.
- Полиномиальная (Годовой грузооборот скользящей трассы д.е.)
- Полиномиальная (Пропускная способность скользящей трассы, д.е.)

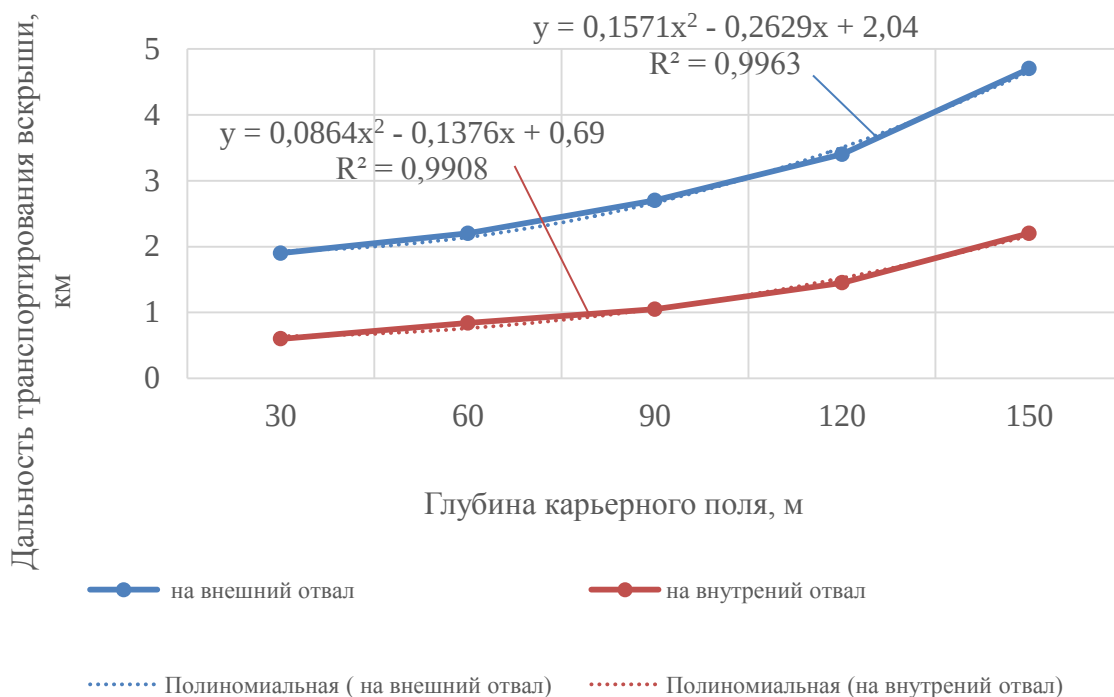
г)

Повышение годового грузооборота и пропускной способности, д.е.

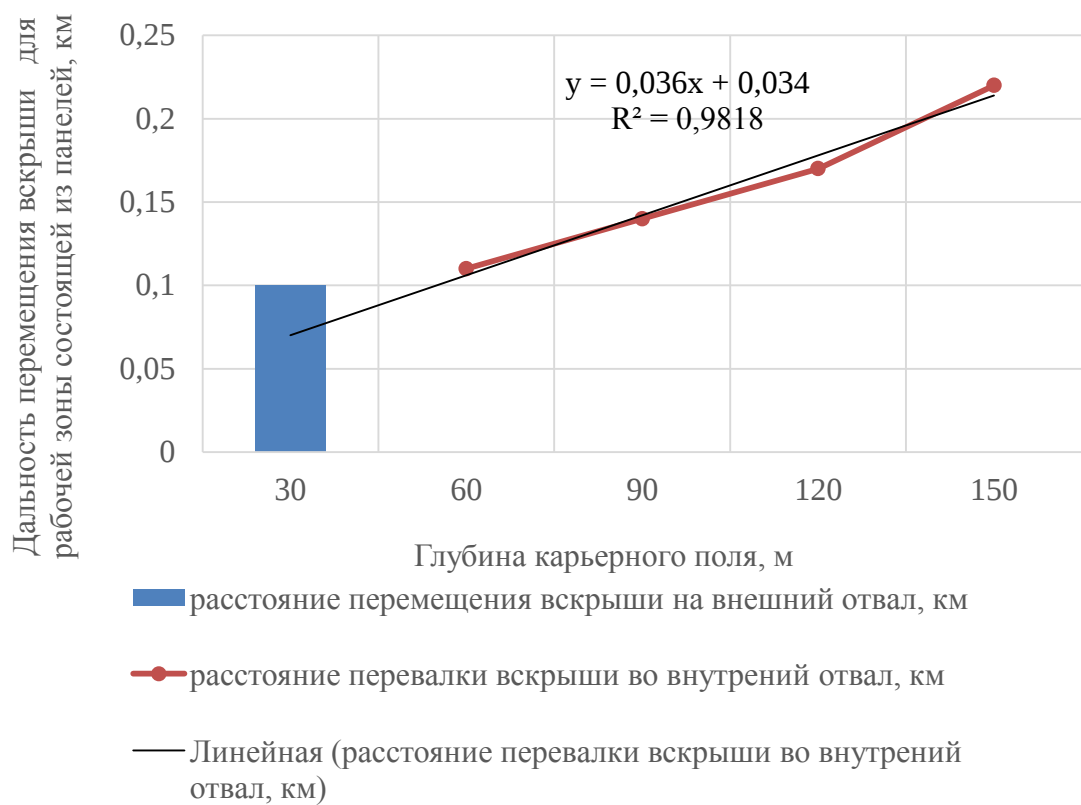


- Годовой грузооборот предлагаемой схемы вскрытия д.е.
- Пропускная способность предлагаемой схемы вскрытия, д.е.
- Линейная (Годовой грузооборот предлагаемой схемы вскрытия д.е.)
- Линейная (Пропускная способность предлагаемой схемы вскрытия, д.е.)

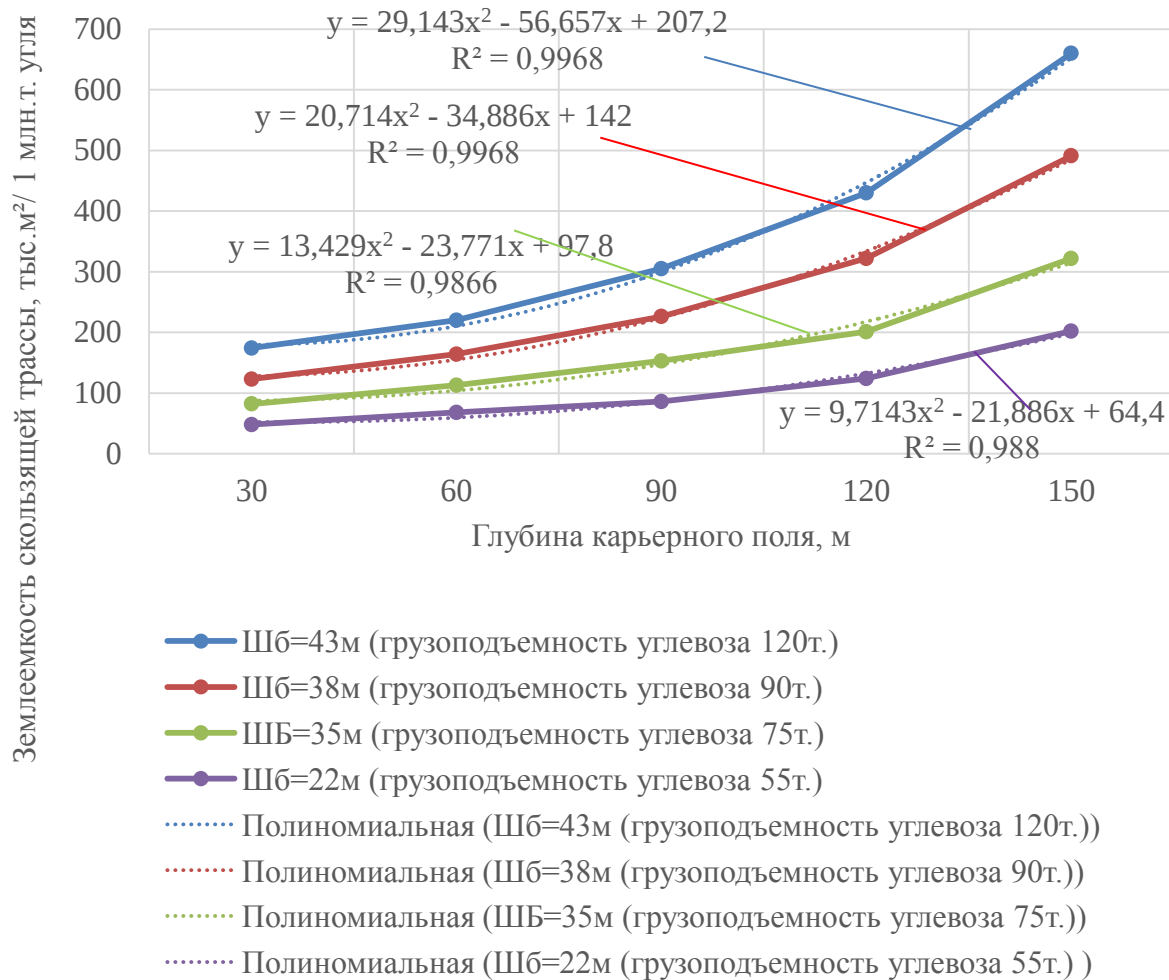
д)



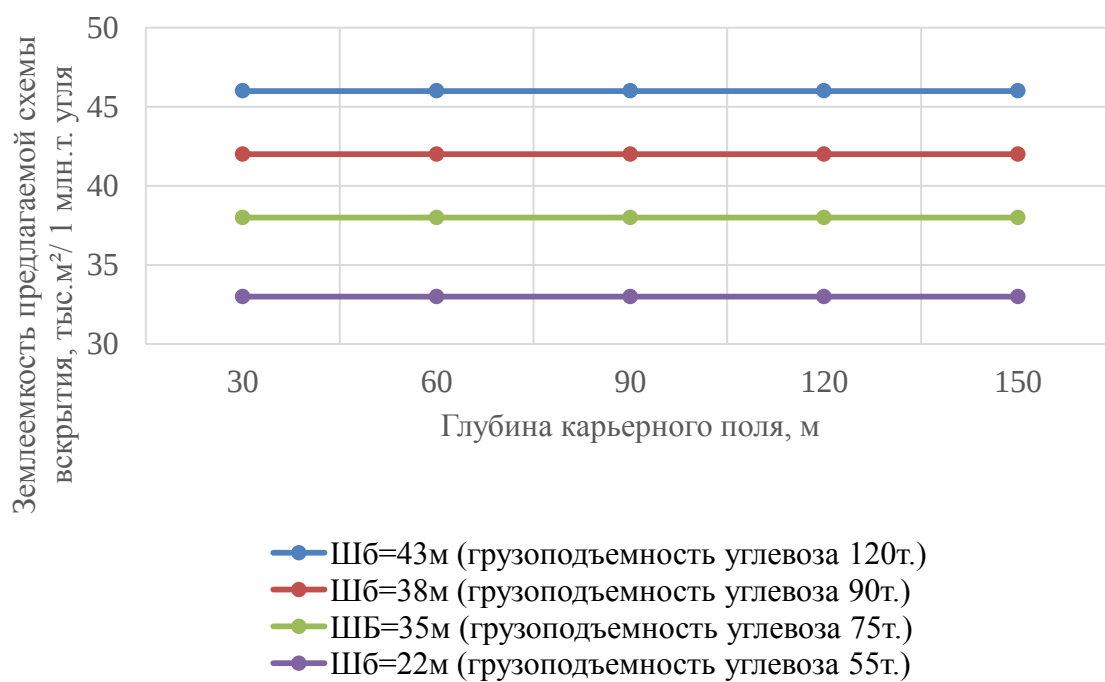
е)



ж)



з)



зависимость суммарного количества вскрывающих выработок скользящей трассы при перемещении вскрыши и угля от глубины карьерного поля и высоты разрабатываемого уступа (а); зависимость суммарного количества вскрывающих выработок для вывозки угля при формировании рабочей зоны панелями (б); зависимость снижения годового грузооборота и пропускной способности скользящей трассы от глубины карьерного поля (в); зависимость повышения годового грузооборота и пропускной способности предлагаемой схемы вскрытия от глубины карьерного поля (г); зависимость дальности транспортирования вскрыши на внешний и внутренний отвалы от глубины карьерного поля (д); зависимость дальность перемещения вскрыши для рабочей зоны состоящей из панелей на внешний и внутренний отвалы от глубины карьерного поля (е); зависимость землеемкости скользящей трассы, ширины проезжей части, грузоподъемности углевозов от глубины карьерного поля (ж); зависимость землеемкости предлагаемой схемы вскрытия от глубины карьерного поля (з)

Рисунок 2.7 – Зависимости критериев и параметров схемы вскрытия карьера первой очереди

Анализ критериев, представленных на рисунке 2.7, показывает ниже следующее. На общее количество вскрывающих выработок изменяющиеся в диапазоне от 3 до 37 шт, при транспортном способе строительства карьера первой очереди, оказывает влияние высота разрабатываемого уступа от 5 до 15 м и взаимосвязаны указанные параметры степенным полиномам с глубиной карьерного поля, которая в свою очередь находится в диапазоне от 30 до 150 м (Рисунок 2.7а). При использовании в рабочей зоне панелей, количество вскрывающих выработок, формируемых из наклонных съездов нарезаемых в безугольной зоне определяется не больше чем 30 шт., что прямо пропорционально зависит от высоты уступа принимаемой 5 м и расчетной глубинной карьера первой очереди до 150 м (Рисунок 2.7б). При использовании скользящей трассы, эффективность годового грузооборота и пропускной способности должно быть при углублении рабочей зоны максимально эффективным и составлять 100% или выраженным через доли единиц равных одному. Тогда, зависимость снижения годового грузооборота и пропускной способности скользящей трассы от глубины карьера первой очереди происходит соответ-

ственно от начала стартовой точки снижения в 76% и 72% и достигает до 52% и 41% (Рисунок 2.7в). Функция взаимосвязи между максимумом и минимумом снижения определится степенным полиномом.

Для схемы вскрытия карьера первой очереди при отработке одного рабочего уступа схема вскрытия предназначенного для вывозки угля в своем конструктиве достаточная простая с точки зрения трассировки и расположения вскрывающих выработок, что оказывает положительное влияние на линейную зависимость роста с глубиной карьерного поля годового грузооборота с 11 до 46 % и пропускной способности с 5 до 34 % (Рисунок 2.7г). Средневзвешенная дальность транспортирования вскрышных пород на внешний и внутренний отвал при углублении рабочей зоны меняется соответственно от 1,9 до 4,71 км, от 0,6 до 2,2 км, выражена связь степенными полиномами (Рисунок 2.7д). Анализ зависимости указывает на неравномерный характер пространственного развития рабочей зоны. При выемке первых панелей по рыхлым отложениям и первых углесодержащих рабочих горизонтов породы необходимо располагать на внешнем отвале, так как возникает необходимость создания условий для размещения вскрыши в выработанном пространстве. На данном этапе исследования в расчет закладывается длина панели равной длине наклонного съезда, тогда до глубины карьерного поля в 30 м необходимо перемещать породу на внешний отвал, уже далее на внутренний отвал со средневзвешенной дальностью перевалки породы не более 210 м (Рисунок 2.7е).

Влияние на землеемкость горнодобывающего производства от вида вскрывающих выработок предложено оценивать через критерий, предложенный д.т.н. Колесниковым В.Ф. [60] и выражаемый через отношение площади занимаемой выработкой (m^2) к добыче угля в 1млн.т в этом же карьерном поле. В зависимости от грузоподъемности карьерных автосамосвалов применяемых на разрезах Кузбасса по вывозке угля из забоев 55÷120 т. с соответствующей шириной транспортных берм и съездов (Шб) 22÷43 м изменяется

землеемкость с глубиной карьерного поля по степенной полиномной зависимости в пределах от 68 до 661 тыс.м²/млн.т. (Рисунок 2.7ж).

Напротив, при углублении рабочей зоны карьера первой очереди до 150 м и применении на центральном фланге панели транспортной бермы, прирост площадных размеров карьерного поля по поверхности остается не низким. Вторым фактором, влияющим на постоянство землеемкости, при формировании рабочей зоны в виде панели, является включение в конструкцию панели наклонного съезда, т.е. при наращивании бортов карьера не наблюдается дополнительного прироста площадей (Рисунок 2.7з).

Таким образом, по результатам анализа критериев эффективности предлагаемой схемы вскрытия карьера первой очереди и состоящая из транспортной бермы и наклонного съезда установлены преимущества перед существующими вариантами.

2.6 Выводы

1) Разработана конструкция рабочей зоны карьера первой очереди и представленная в виде панели. Выделены два типа панелей отнесенных к разработке рыхлых отложений и скальных пород, включая угленасыщенную и безугольную зоны. В целом это образует объемы каждой панели. Для выемки рыхлых отложений и перевалочных работ используется драглайн, для скальных пород, производство вскрышных и добычных работ обратная гидравлическая лопата.

2) Для оценки технологических условий сооружения карьера первой очереди методом экспертных оценок ELECTRE II к рассмотрению приняты следующие организационно-технологические варианты: А1 – Углубочная продольная одно или двухбортная система разработки с транспортной технологией перемещения вскрыши на внешние отвалы, включая блоковый способ отработки карьерного поля; В1 - Углубочно-сплошная система разра-

ботки с созданием карьера первой очереди и транспортной технологией перемещения вскрыши на внешний и внутренний отвал; С1 – Углубочно-сплошная система разработки угольных месторождений с поэтапным углублением горных работ и транспортной технологией перемещения вскрыши на внешний и внутренний отвал; D1 – Углубочно-сплошная система разработки рабочей зоной в виде панели и бестранспортной перевалкой вскрыши на внутренний отвал. По отношению к технологическим вариантам произведём объединение критериев (К) в следующие группы. Первая, характеристика схемы вскрытия: суммарное количество вскрывающих выработок в рабочей зоне (K11); годовой грузооборот трассы вскрывающих выработок (K12); пропускная способность транспортных коммуникаций (K13); дальность транспортирования (перевалки) вскрышных пород на внешний и внутренний отвалы (K14); землеемкость размещения вскрывающих выработок (K14). Вторая, технологические процессы разработки панелей и организация производства работ: подготовка горных пород к выемке (K21); выемочно-погрузочные работы (K22); перемещение горной массы (K23); отвалообразование (K24); организация производства работ (K25); Третья, воздействие на окружающую среду: землеемкость горного производства (K32); рекультивация нарушенных земель (K33); ресурсосбережение (K33).

По результатам расчетов установлено, что технологические варианты имеют следующие приоритеты: вариант А1 – 4; вариант В1 – 3; вариант С1 – 2; вариант D1- 1.

3) Разработана графо-аналитическая модель панелей. На всю ширину карьерного поля формируется единая выемочная панель, по простиранию залежи ее ограничивают длиной L_{Π} , а вкрест простирания шириной B_{Π} минимально приравняваемой к мощности свиты угольных пластов ($M_{\text{св}}$). В свою очередь происходит соответствующее изменение линейности параметра B_{Π} , из-за необходимости углубления горных работ и наращивания фронта на флангах панели по безугольной зоне вследствие размещения трасс вскрывающих выработок. На забойной стороне карьерного поля ширина панели B_{Π}^3

представляет собой чередование породугольных заходок $N_{пуi}$, равных по количеству разрабатываемых пластов свиты $n_{у\text{св}}$, а на отвальной площадке эта же ширина равна выработанному пространству панели шириной $B_{\text{п}}^{\text{от}}$ после выемки породугольной заходки. По принятым к анализу свит пластов, если имеется сближение пластов по рассматриваемому критерию, то от общего количества разрабатываемых породугольных частей панели будет вычитаться число таких значений. Порядковая разработка в панели отдельного пласта (ов) свиты определяется потребностью угля в той или иной марки. Каждая породугольная заходка (в поперечном сечении свиты пластов) конструктивно состоит из двух частей – вскрышной и добычной, а суммарная ширина складывается из ширины вскрышной и добычной частей. Общий порядок выемки породной и угольной части, для доступа к угольному пласту первоначально разрабатывается вскрышная часть, которая рыхлится с помощью буровзрывных работ. По мере подвигания экскаватора по верхней площадке панели вдоль простирания угольного пласта обнажается от покрывающих вскрышных пород добычная часть, которая вынимается с отгрузкой в автоуглевозы, расположенные на одном уровне стояния с выемочным экскаватором. Вскрышная же часть складывается в выработанное пространство породугольной заходки.

4) Для создания условий размещения внутреннего отвала возникает при первоначальном углублении необходимость расположения вскрышных пород из панелей, вынимаемых по рыхлым отложениям и первом углесодержащем этапе, а уже последующих, как при отгоне, так и при углублении во внутреннем, формируемом экскаваторами типа драглайн.

5) Оценка схемы вскрытия производится по группе критериев, включающих: суммарное количество вскрывающих выработок в рабочей - годовой грузооборот трассы вскрывающих выработок и пропускная способность транспортных коммуникаций; дальность транспортирования вскрышных пород на внешний и внутренний отвалы; землеемкость размещения вскрывающих выработок. При существующих схемах вскрытия наблюдается ухудше-

ние критериев эффективности принятого варианта скользящей трассы в зависимости от глубины карьера первой очереди, при этом характер взаимосвязи параметров отражен в виде полиномов второй степени. Напротив, при предлагаемом варианте схемы вскрытия наблюдается постоянство критериев или их рост, а характер взаимосвязи параметров выражен линейными зависимостями.

Представленные выводы являются итогами решения первой поставленной в диссертационной работе задачи – «оценить схему вскрытия в зависимости от конструкции рабочей зоны карьера первой очереди».

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

линейная зависимость от глубины сооружения карьера первой очереди показателей годового грузооборота, пропускной способности и землеемкости, определяется схемой вскрытия по вывозке угля через транспортную берму центрального фланга и наклонному съезду в безугольной части панели.

3. ТИПЫ ПАНЕЛЕЙ, ВЗАИМОСВЯЗЬ СООТНОШЕНИЯ СТРОЕНИЯ ПАНЕЛИ И ПАРАМЕТРОВ ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Для решения задачи разработки критериев соотношения строения панели и параметров основных технологических процессов открытых горных работ необходимо:

- обосновать строение панелей при выемке рыхлых отложений и скальных пород;
- разработать и оценить критерии соотношения строения панелей и параметров основных технологических процессов открытых горных работ при выемке и закладке выработанного пространства породугольных заходов обратной гидравлической лопатой;
- оценить взаимосвязь перевалочных работ драглайна и засорение породугольных заходов.

3.1 Обоснование строения панелей

Установив общие требования к панели, приведенные в главе 2, возникает необходимость системного обобщения типов панелей (Рисунок 3.1). Для этого предлагается выделять и присвоить маркировку для двух типов панелей [143]: по рыхлым отложениям (Про) и скальным породам (Пскп).

Весь последующий технологический анализ типов панелей выполняется при рассмотрении от левой ее границы к правой. Тогда обозначим ее границы: слева, как левый фланг панели; справа, как правый фланг панели; по простиранию, как центральный фланг панели. Такое вышесказанное утверждение, справедливо для всех типов панелей.

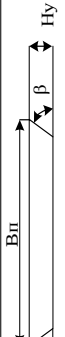
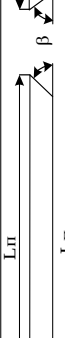
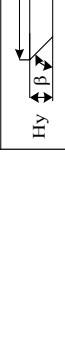
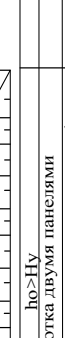
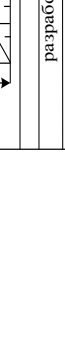
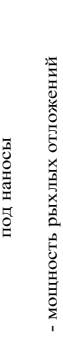
Типизация панелей		Скальные породы	
Рыхлые отложения		Наименование панели – Пскап	
Наименование панели – Про		Общий вид панели	
левый фланг панели	правый фланг панели	левый фланг панели	правый фланг панели
		безугловая зона угленасыщенная зона	
Параметры панели: Lп (длина); Вп (ширина); Ну (высота); β (угол откоса)			
			
Lп, Вп, Ну - исследовать		Lп, Вп, Ну - исследовать	
β – принимается согласно нормативно-технической документации		β – принимается согласно нормативно-технической документации	
Ну=ho; Ну<ho		Ну=Нп	
разработка двумя панелями	разработка одной панелью	панель на контакте с линией выхода пластов под наносы	
			
рельеф		другие панели рабочей зоны	
линия выхода пластов под наносы			
ho - мощность рыхлых отложений			
особенности Вп=Вк		особенности Вп=Вк (ширина карьерного поля)	
			
Вп<Вк		Вп<Вк	
Вп=Вк		Вп=Вк	
Вп>Вк		Вп>Вк	
Lп=Lк		Lп=Lк	
Lп<Lк		Lп<Lк	
Lп>Lк		Lп>Lк	
Lп, Вп → особенности и укрупненные технологические требования к панели		Lп, Вп → особенности и укрупненные технологические требования к панели	
предпочтительна выемка сразу на всю мощность рыхлых отложений; синхронное подвигание фронта совместно с панелями угленасыщенной зоны		формируется из свиты пластов, междупластий и безугловой зоны; много диагональный разброс величин составляющих параметры панели	
переменная высота из-за рельефа и линии выхода пластов под наносы		синхронное подвигание фронта; транспортные коммуникации не пересекаются с угленасыщенной зоной и минимум их переустройки; предусмотрение в конструкции панели транспортных коммуникации	
Конструкция панели → элемент ритмичности углубочно-сплошной рабочей зоны			

Рисунок 3.1 – Типизация панелей во взаимосвязи с их главными параметрами

Следует отметить, что типизация панели — это поиск схожих свойств, признаков панели, в таком случае тип — это разновидность чего-либо, отличающегося общностью свойств, а вид — это внешний облик (от греч. *tipos* форма).

По рыхлым отложениям, по своей сути строение панели Про полностью состоит из одной части от левого фланга до правого, а в угленасыщенной зоне строение панели Пскп состоит из разнородных частей и характеризуется чередованием угольных пластов свиты и породными междупластьями.

По аналогии с главными параметрами карьерного поля [10-12], в своем объеме панели так же характеризуются тремя главными и соответствующими этому параметрами [120, 135, 139, 141]: длиной (L_p); шириной (B_p); высотой (H_p).

Следует отметить, что из-за разности высотных отметок рельефа поверхности панель Про будет определяться выемкой: в один слой, при равенстве высоты панели, уступа и рыхлых отложений; в два и более слоев, при превышении мощности рыхлых отложений (h_o) высоты уступа.

При этом следует подчеркнуть, что линия рельефа поверхности и линия выхода контакта панелей Про и Пскп имеет ломанный или волнистый характер.

Тогда, форма панели Про по флангам будет ограничиваться: откосом уступа, правильный геометрический отрезок, принимаемый по углу откоса рабочего уступа; на верхней и нижней площадке панели, линиями, повторяющими природный рельеф поверхности месторождения и линию выхода головки пластов свиты под наносы.

В угленасыщенной зоне основываясь на принятых рекомендациях по типу используемой добычной техники – экскаватора типа «обратная гидравлическая лопата», высота панели принимается равной высоте уступа и ограничивается пятью метрами [55, 77, 78, 110, 111, 124-126, 148, 152].

Аналогично, панели Про, откосы панели Пскп по флангам будут повторять откос рабочего уступа для скальных пород и принимаемый по дан-

ным существующей нормативно-технической документации, и только верхняя площадка первой углесодержащей панели будет иметь линию повторения выходов пластов свиты под наносы. Последующие панели Пскп при углублении горных работ уже будут иметь горизонтальные верхние и нижние площадки.

Параметры Вп и Лп будут далее исследоваться в зависимости от условий залегания свиты пластов. Исходным горно-геологическими материалами будут являться данные иллюстраций, приведённых на рисунках 1.1- 1.3 и в таблице 1.5.

Как уже отмечалось в главе 1, выбор вида выемочного оборудования основывается на учете условий залегания пластов в породоугольной заходке и технологических возможностей одноковшовых экскаваторов по прочерпыванию: прямых механических лопат; прямых и обратных гидравлических лопат; драглайнов.

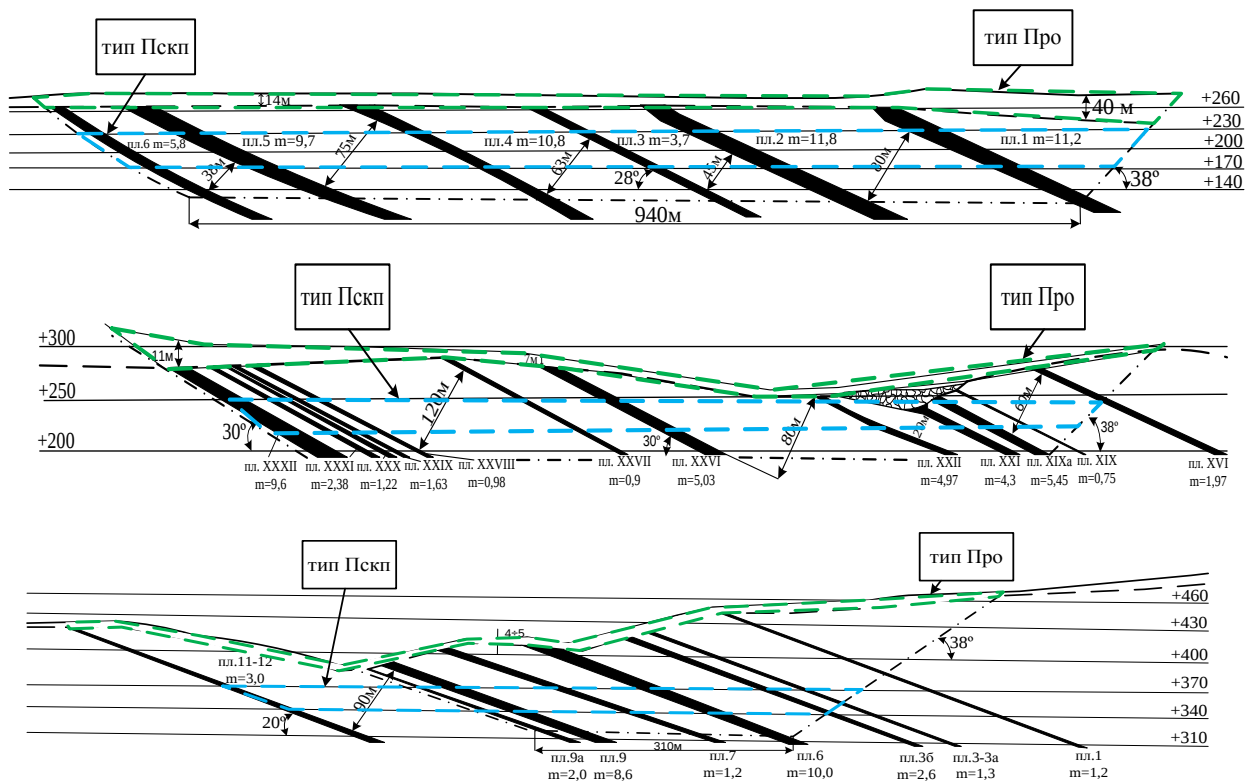
В настоящем исследовании принимается следующее выемочное оборудование: для выемки панели Про, экскаватор типа «драглайн»; для выемки панели Пскп, экскаватор типа «обратная гидравлическая лопата», осуществляет производство вскрышных и добычных работ. Для перевалки скальной вскрышной породы и рыхлых отложений используем экскаватор типа «ЭШ», который производит вскрышные и перевалочные работы.

Исследования, проведенные ранее, показывают, что все еще достаточную сложность организации производства в пределах панели [55, 77, 78, 110, 111, 124-126, 148, 152]. Следовательно, в целях обеспечения постоянства производства и упрощения организации работ предлагается следующий технологический принцип, основанный на техническом результате изобретения [143].

Для дальнейшего систематизированное изучения типов панелей, необходимо привести их общее графическое изображение (Рисунок 3.1), отнесенное к строению сложноструктурных залежей (Рисунок 3.2).

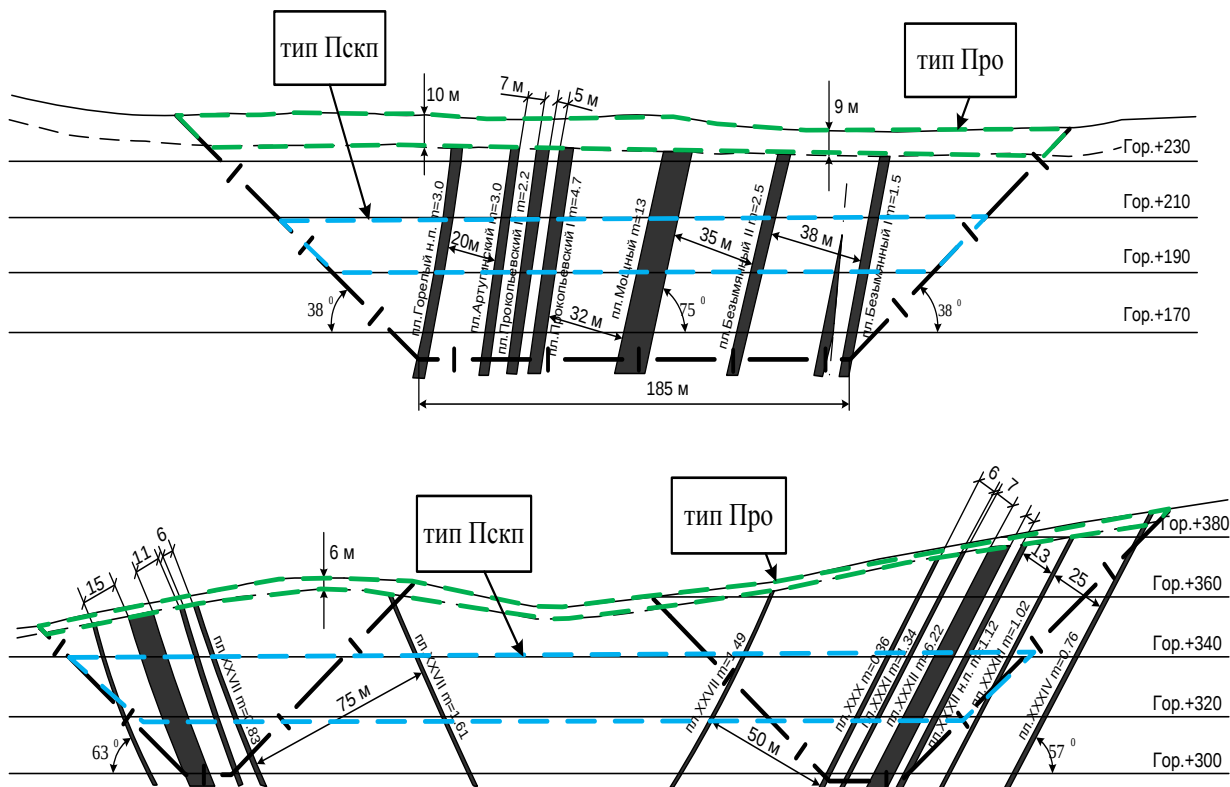
а)

наклонное падение свиты пластов



б)

крутопадающее падение свиты пластов



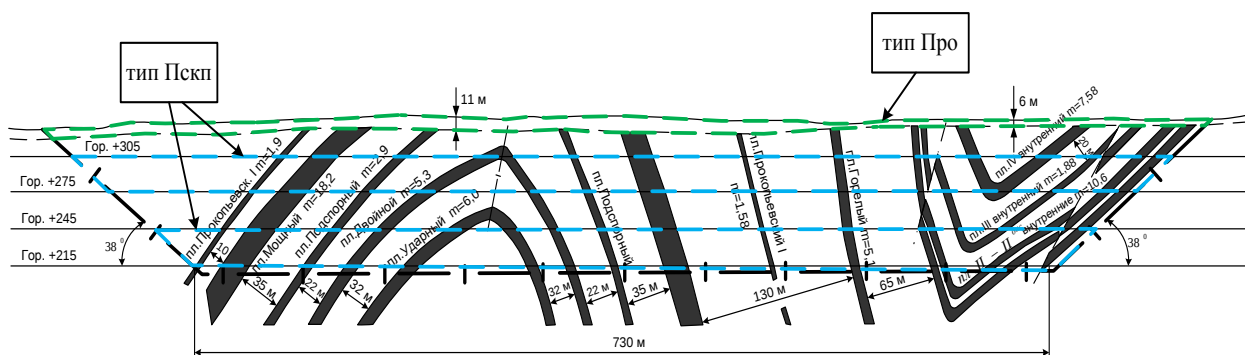
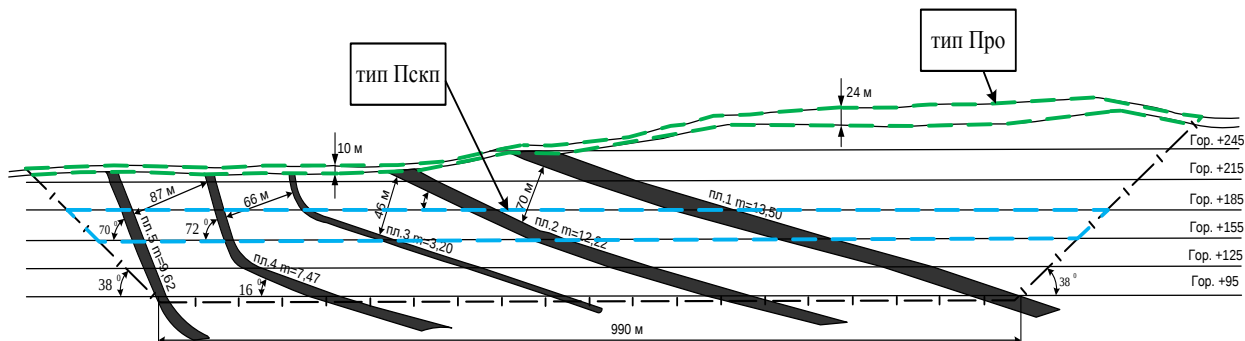
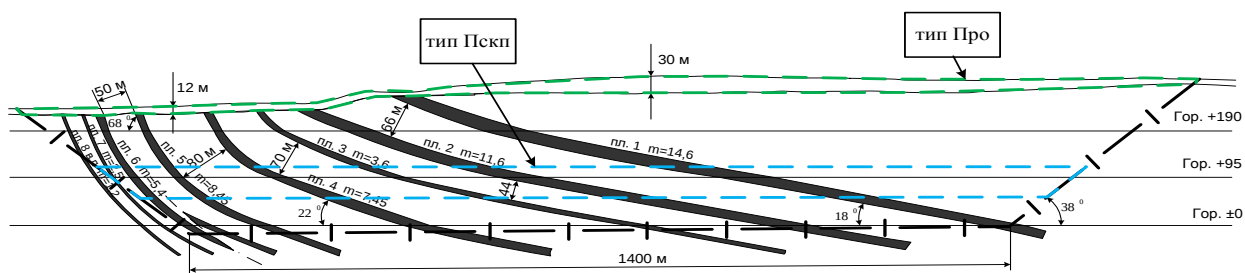
[illegible]

Рисунок 3.2 – Графические модели панелей во взаимосвязи с параметрами залегания свиты пластов

Это обстоятельство обусловлено необходимостью определения: максимальных и минимальных величин панелей, определяющими значениями которых будут параметры залегания месторождения; систематизированной разработки критериев соотношения строения панелей и параметров технологических процессов открытых горных работ.

По результатам анализа графических моделей устанавливаются обобщенные параметры панелей, которые дают представление об условиях работы выемочного оборудования в рабочей зоне при строительстве карьера первой очереди.

3.2 Критерии соотношения строения панелей и параметров основных технологических процессов открытых горных работ

Учет большого числа факторов влияющих на параметры панелей может быть представлен в виде последовательной оценки типов панелей: Про и Пскп.

Рельеф поверхности месторождения определяет вид панели Про [108], а диапазон изменения мощности наносов может определять их количество.

Залегание пластов в панели Пскп определяет конструкцию и варианты подвигания фронта работ, технологическую схему, комплектование выемочно-погрузочного и транспортного оборудования [108].

Строение угленосных свит определяет технологические варианты порядка отработки (см. рисунок 3.2): все угольные пласты свиты отрабатываются в пределах одной панели; отрабатываются только отдельные угольные пласты или локальные группы угольных пластов; отдельные группы пластов свиты отрабатываются самостоятельными панелями.

Характер концентрации угольных пластов в пределах свиты обуславливает технологические особенности отработки пластов и междупластий и определяет варианты выемки горной массы. Выдержанность или изменчивость углов падения пластов в пределах панели определяет прямолинейность

фронта вскрышных и добычных работ, обуславливают тип выемочного оборудования, а также влияют на принятие решения по выемке породугольных заходок.

Геологический вид нарушения угольных пластов определяет сложность производства буровзрывных, вскрышных и добычных работ в этих зонах, а также величину эксплуатационных потерь угля.

Прочностные свойства вмещающих пород и углей определяют способ и параметры процесса подготовки их к выемке, а также тип выемочно-погрузочного оборудования.

Для обобщения критериев соотношения строения панелей и технологических процессов ОГР (Рисунок 3.3), обозначим порядковый номер технологического процесса ОГР: 1, подготовка горной массы к выемке; 2, выемочно-погрузочные работы; 3, перемещение горной массы; 4, складирование горной массы.

Введем критерий разграничения между концентрацией пластов в угле-насыщенной зоне, обозначим его как Мсб.

Следовательно, критерий Мсб состоит из четырех подуровней, относящихся к процессам ОГР: 1. Подготовка горной массы к выемке – соотношение минимального и максимального радиусов дробления, принимается для пород различной крепости согласно рекомендациям д.т.н. Паначева И.А. [106] – критерий Мсб1. 2. Врезка в породное междупласть и выемка пласта без подрезки почвы вышележащего пласта – критерий Мсб2; 3. Создание транспортной площадки для углевоза – критерий Мсб3; 4. Радиусы черпания и разгрузки при закладке выработанного пространства панели – критерий Мсб4.

При оценке взаимного положения пластов принимаем по критерию Мсб2 условие: если мощность междупластья не позволяет осуществить врезку без нарушения предъявляемых требований по критерию Мсб1, то пласты считаются сближенными; если требования удовлетворяются, то пласты считаются разнесёнными.

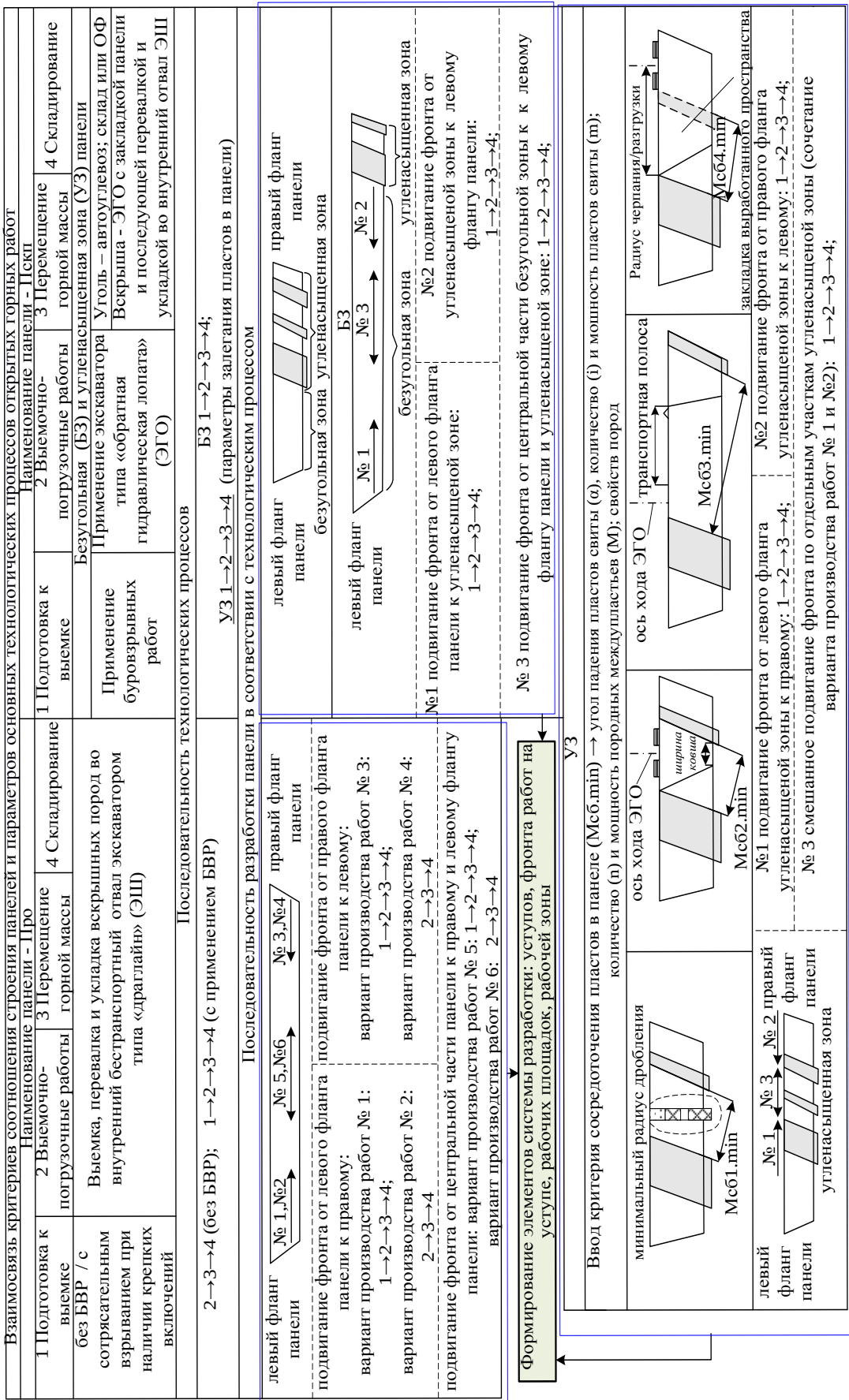


Рисунок 3.3 – Систематизация взаимосвязи критериев соотношения строения панелей и технологических процессов запасов горной массы

При рассмотрении критерия Мсб3 необходимо обеспечивать, параметры, приведенные в своде правил СП.37.13330.2012 «Промышленный транспорт»: минимум 2,5 радиуса разворота углевоза; зазоры между транспортной полосой и предохранительным валом; разрешение предохранительного вала.

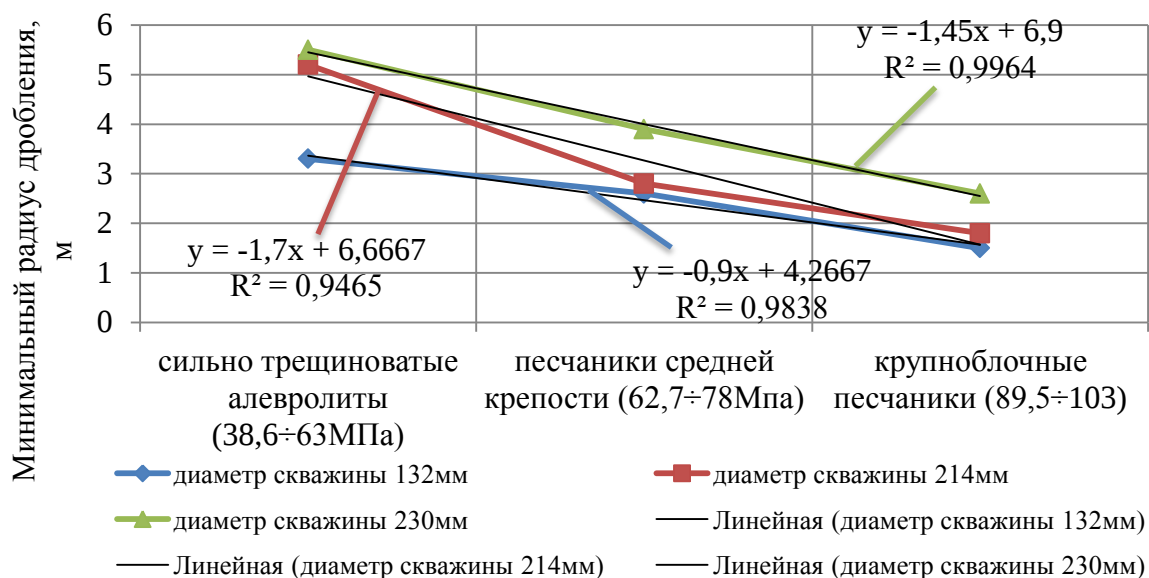
Тогда, для углевозов грузоподъемностью до 120т. такая площадка минимально будет составлять 40÷45м., в целях сокращения снижения влияния критерия Мсб3 и реализована закладка выработанного пространства панели [143]. Тогда значимость критерия Мсб3 по отношению к горизонтальной мощности любого междупластья и по отношению к критерию Мсб4 не важна, а определяющим будет всего лишь направление подвигание фронта работ в панели.

3.3 Оценка критериев строения панели

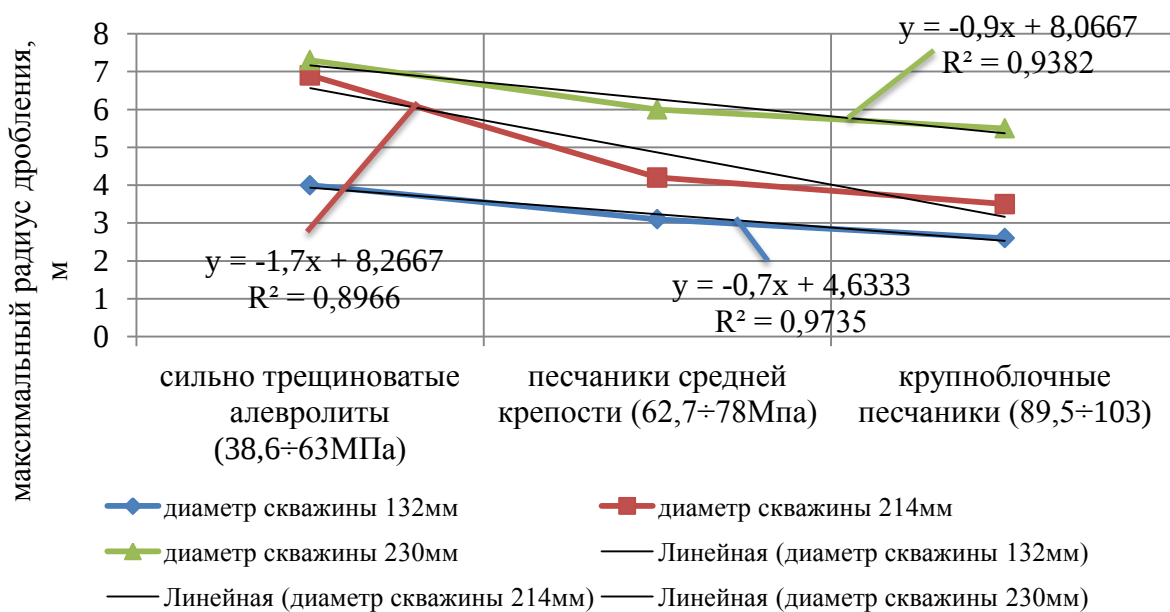
Важным фактором технологической схемы разработки панели является количество разрабатываемых породугольных заходов панели и определяемых распределением пластов в свите по критериям рассредоточения Мсб1-Мсб4.

Согласно рекомендациям д.т.н. Паначева И.А. [106], установлено, что при взрывании скважин диаметром 132, 214 и 230 мм (Рисунок 3.4), расположенном от кровли пласта на расстоянии равном радиусу дробления, нарушения угольного пласта не наблюдалось. При этом четко формируется контакт взорванной породы с угольным пластом. В породах мелкоблочных и средней блочности при частичном наложении зоны дробления на пласт нарушений не происходит. При расположении скважин на расстоянии пласта, существенно превышающим величину радиуса дробления, нарушения пласта полностью исключаются. Однако при этом недостаточно четко контурируется плоскость контакта с пластом и в определенной степени затрудняется выемка породы в зоне контакта и в связи со снижением качества дробления.

а)



б)



минимальный радиус дробления (а); максимальный радиус дробления (б)

Рисунок 3.4 – Параметры зон дробления для пород различной крепости на контакте с угольным пластом (по рекомендациям д.т.н. Паначева И.А.)

Вместе с тем, в работах к.т.н. Стрельникова А.В. [124-126] величина сближенности угольных пластов свиты при работе экскаватора типа «ЭГО» определяется исключительно геометрическим путем. Во всех слоевых схе-

мах разработки угленасыщенной зоны принимается равной 8м, что исключает в расчетах фактического учета свойств вскрышных пород междупластий.

Таким образом, в настоящей работе используется совмещенный анализ величин минимального и максимального радиусов дробления (учитывающие прочностные свойства пород междупластий) с их отнесением к линейным расстояниям между пластами, которые в свою очередь учитывают нормальную и горизонтальной мощность междупластья, изменение угла падения пластов свиты по простиранию и падению (Мсб1). Следовательно, критерий Мсб1 принят в диапазоне $1.6 \div 7.2$ м.

В целях оценки следующего критерия сближенности Мсб2 выберем в качестве основы рассматриваемые модели следующие экскаваторы:

– Liebherr R974 ($E=5,2 \text{ м}^3$, $Rч=12,5 \text{ м}$); Liebherr 9100 ($E=6,7 \text{ м}^3$, $Rч=13 \text{ м}$); Liebherr K984 ($E=7 \text{ м}^3$, $Rч=14 \text{ м}$); Liebherr 994 ($E=13,5 \text{ м}^3$, $Rч=15,5 \text{ м}$);

– Komatsu PC 400-7 ($E=1,6 \text{ м}^3$, $Rч=11,4 \text{ м}$); Komatsu PC 750с ($E=4 \text{ м}^3$, $Rч=13,7 \text{ м}$); Komatsu PC 1250 ($E=6,7 \text{ м}^3$, $Rч=14 \text{ м}$); Komatsu PC 125-70 ($E=7 \text{ м}^3$, $Rч=15 \text{ м}$); Komatsu PC 2000-8 ($E=11 \text{ м}^3$, $Rч=15,2 \text{ м}$); Komatsu PC 3000 ($E=15 \text{ м}^3$, $Rч=15,5 \text{ м}$);

– Hitachi ZH 670LCH ($E=2,9 \text{ м}^3$, $Rч=13,3 \text{ м}$); Hitachi EX 600 ($E=3,2 \text{ м}^3$, $Rч=17,6 \text{ м}$); Hitachi ZX 850H ($E=4,3 \text{ м}^3$, $Rч=14,9 \text{ м}$); Hitachi EX 1200 ($E=6,7 \text{ м}^3$, $Rч=15,4 \text{ м}$); Hitachi 2500 ($E=15 \text{ м}^3$, $Rч=17,1 \text{ м}$).

В качестве примера расчет критерия Мсб2 приведен для экскаваторов Liebherr (Рисунок 3.5).

При использовании же конкретной модели ЭГО, например Liebherr при углах падения свиты $19 \div 90^\circ$ (Рисунок 3.5) сближение пластов без подрезки пласта изменяется диапазоном $6 \div 16$ м.

Анализ критерия Мсб2 для экскаваторов Komatsu и Hitachi с радиусами черпания близкими к экскаватору Liebherr показывает его значение в диапазоне $7 \div 16$ м. В этом случае критерий Мсб2 будет влиять только радиус черпания конкретной модели обратной гидравлической лопаты.

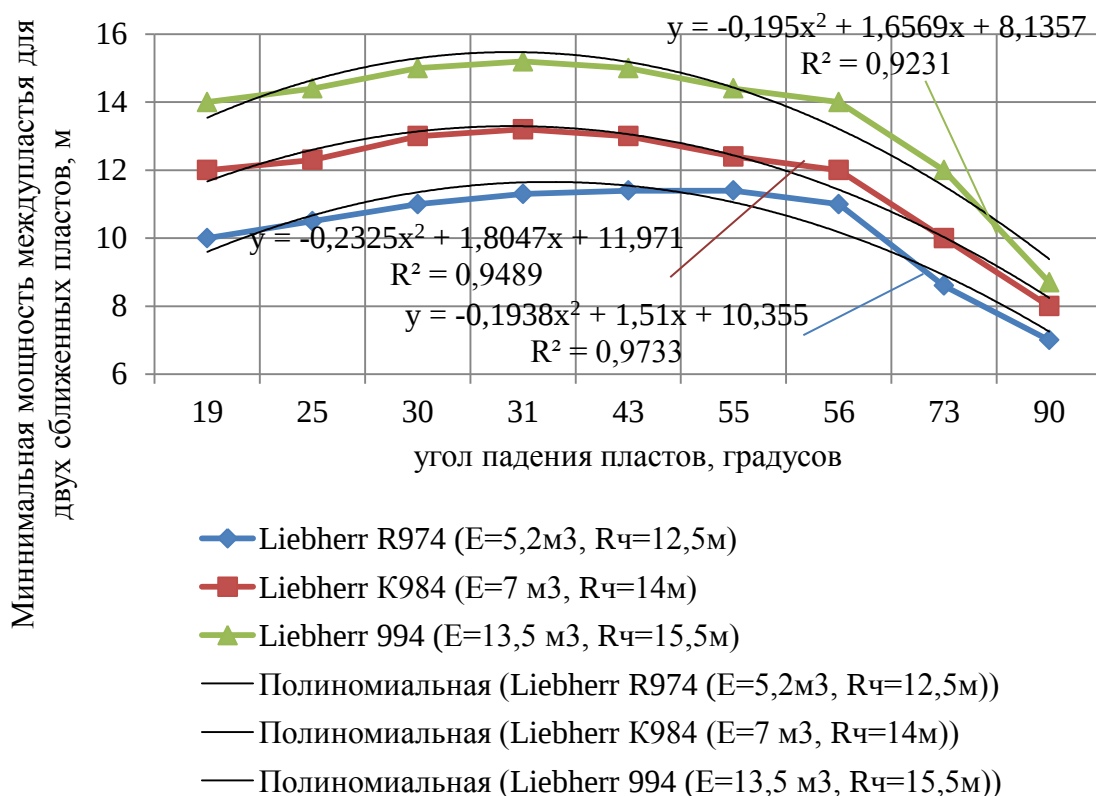


Рисунок 3.5 – Зависимость минимальных значений мощности породного междупластья для двух сближенных пластов от угла падения пласта свиты по условию выемки экскаваторами Liebherr

При рассмотрении критерия Мсб3 и в определении элементов, формирующих транспортную площадку, необходимо разместить саму транспортную полосу при 2,5 радиусе разворота углевоза, предохранительный вал высотой не менее половины диаметра колеса самого большого по грузоподъемности автосамосвала, и предусмотреть зазоры между предохранительным валом и транспортной полосой. Тогда для углевозов грузоподъемностью, например до 120т. (в основном используются на вывозке угля [108]) такая площадка минимально будет составлять 40÷45м.

Совместный анализ распределения мощностей породных междупластьев и минимальной ширины транспортной площадки 40÷45м. показывает, что в целях снижения отрицательного влияния критерия Мсб3 или его полного исключения, предусматривается закладка выработанного пространства па-

нелей, но в таком случае предусматривается рассмотрение взаимного влияние сближенности пластов уже только по критерию Мсб4 (Рисунок 3.6).

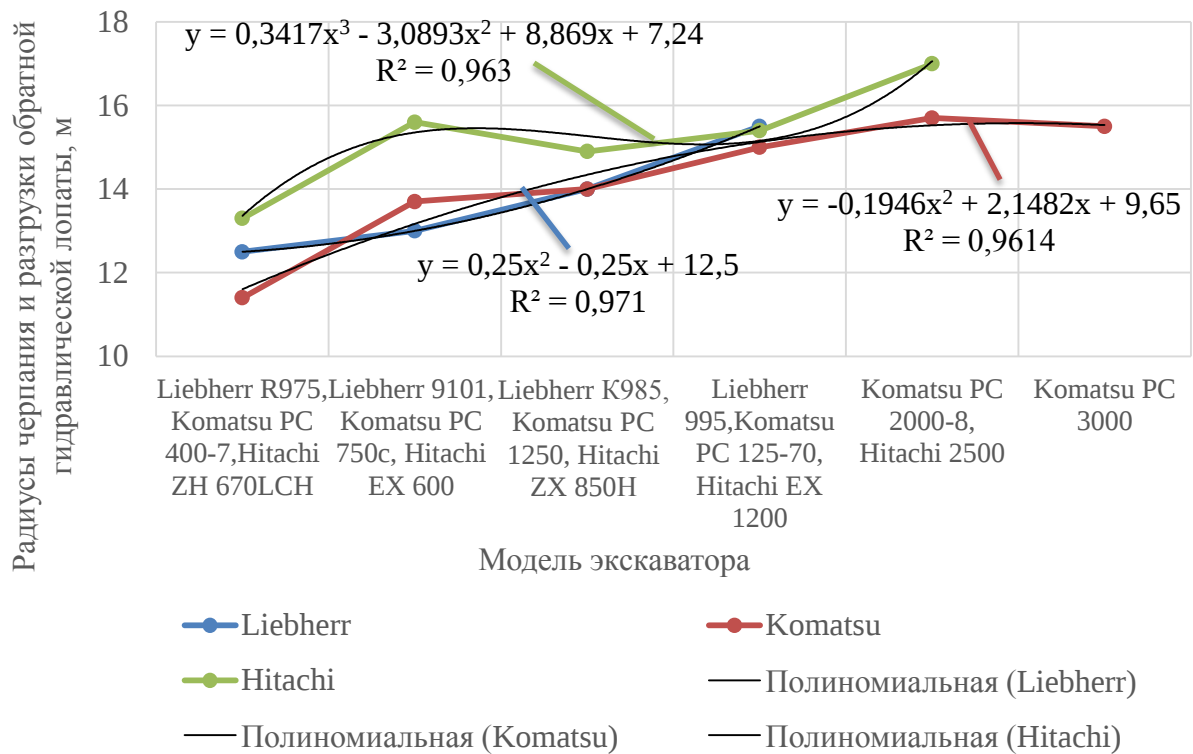


Рисунок 3.6 – Зависимость радиусов черпания и разгрузки от модели обратной гидравлической лопаты

Анализ данных показывает для рассматриваемых экскаваторов сближение пластов по критерию Мсб4 находится в диапазоне 11,4÷17,1м.

Таким образом, приняты минимальные и максимальные диапазоны критериев сближения пластов свиты, учитывающие четыре основных технологических процесса

Определив значение вычисленные по критериям сближения можно рассчитать общее количественное распределение числа сближенных и рас-средоточенных пластов (Рисунок 3.7).

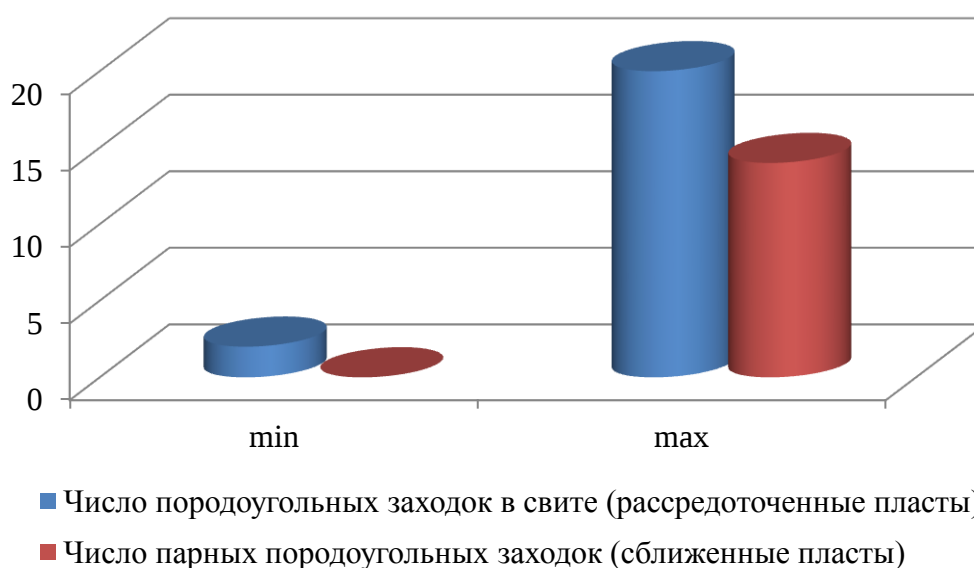


Рисунок 3.7 – Зависимость числа разрабатываемых породугольных заходов определенных по критерию рассредоточения Мсб4

Минимальные и максимальные величины парного распределения сближенных и рассредоточенных пластов (Рисунок 3.7) в зависимости от параметров залегания свит пластов составляют: сближенные $1 \div 14$ шт.; рассредоточенные $2 \div 18$ шт.; остальные попадают под категорию смешанного залегания.

Таким образом, количественные данные приведенные на рисунках 3.4-3.6 определяют параметров свиты пластов в его поперечном сечении и следовательно параметры панелей также в его поперечном сечении, т.е. эти данные являются основой расчета ширины панели.

В целях проверки критерия Мсб4 необходимо оценить следующее. При оценивании шага смещения сделаем ограничение, что все работы выполняются в пределах максимальных рабочих параметров экскаватора, тогда с позиции выемочных работ, линейным размером, характеризующим шаг смещения, будет экскаваторная заходка, шириной A (м), но с условием ее перпендикулярности относительно линии простираения пласта (Рисунок 3.8).

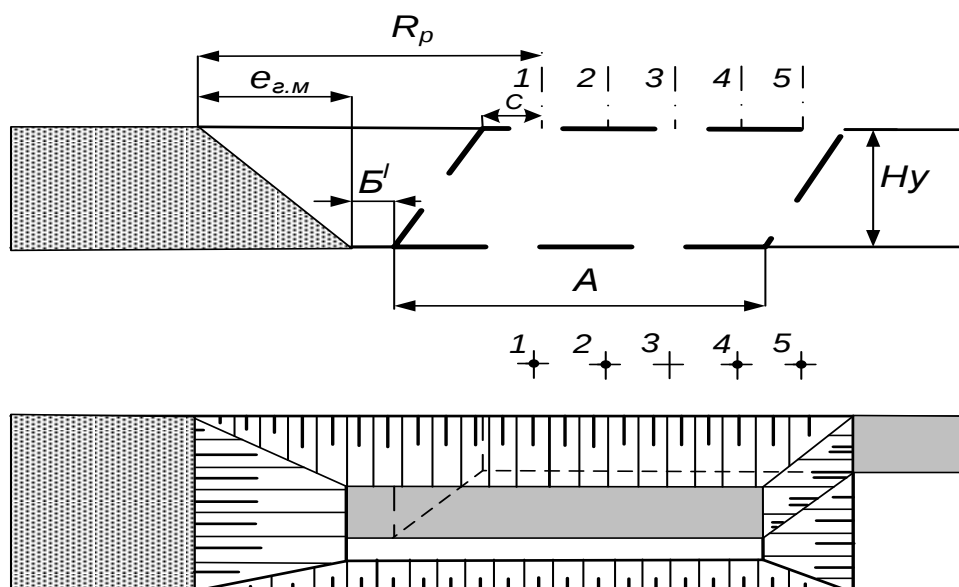


Рисунок 3.8 – Общий вид технологической схемы производства работ ЭГО при закладке выработанного пространства породугольной заходки

С учетом того, что пределах заходки выполняется сразу несколько рабочих процессов, таких как: отработка толщи вскрышных пород над кровлей пласта; выемка и погрузка угля в автосамосвалы; закладка выработанного пространства породугольной заходки вскрышной породой.

Тогда параметры будут рассчитываться относительно этого положения. На рисунке 3.8 представлена общая схема производства работ на момент зачистки почвы пласта экскаватора. На рисунке приняты следующие обозначения: A - ширина экскаваторной заходки, м.; B' - расстояние между заходкой и засыпанным пространством, м.; $e_{г.м}$ – выход разгрузочного параметра, м.; 1-5 положение ЭГО в пределах заходки; R_p - максимальный радиус разгрузки на уровне стояния экскаватора, м; пунктирной линией показана ширина добычной заходки (контур отрабатываемого пласта).

Определение ширины заходов A для ЭГО представлено в работах [124-126]. Схема позволяет равномерно по ширине заходки зачистить угольный пласт. Путем маневрирования экскаватор последовательно занимает несколько положений 1,2,3,..... При первом положении экскаватор находится

от верхней бровки откоса уступа на расстоянии ширины бермы безопасности. При 4 и 5 положении экскаватор осуществляет оборку откоса уступа. Управляющим параметром поперечной установки экскаватора в пределах заходки является расстояние между бровкой откоса контура заходки и ходовой тележкой экскаватора (параметр С на рисунке 3.8). Если условие выполняется, то экскаватор не надо смещать в сторону от бровки, так как радиуса черпания достаточно для полной разработки за один проход и зачистки откоса уступа по массиву. Тогда $C=0$. Если условия не выполняется, то экскаватор необходимо сместить в сторону массива на расстояние, обеспечивающее зачистку откоса уступа. Величина разгрузочного параметра $e_{г.м}$ в выработанное пространство породугольной заходки для ее закладки определяется в виде аналитической зависимости, представленной на рисунке 3.9.

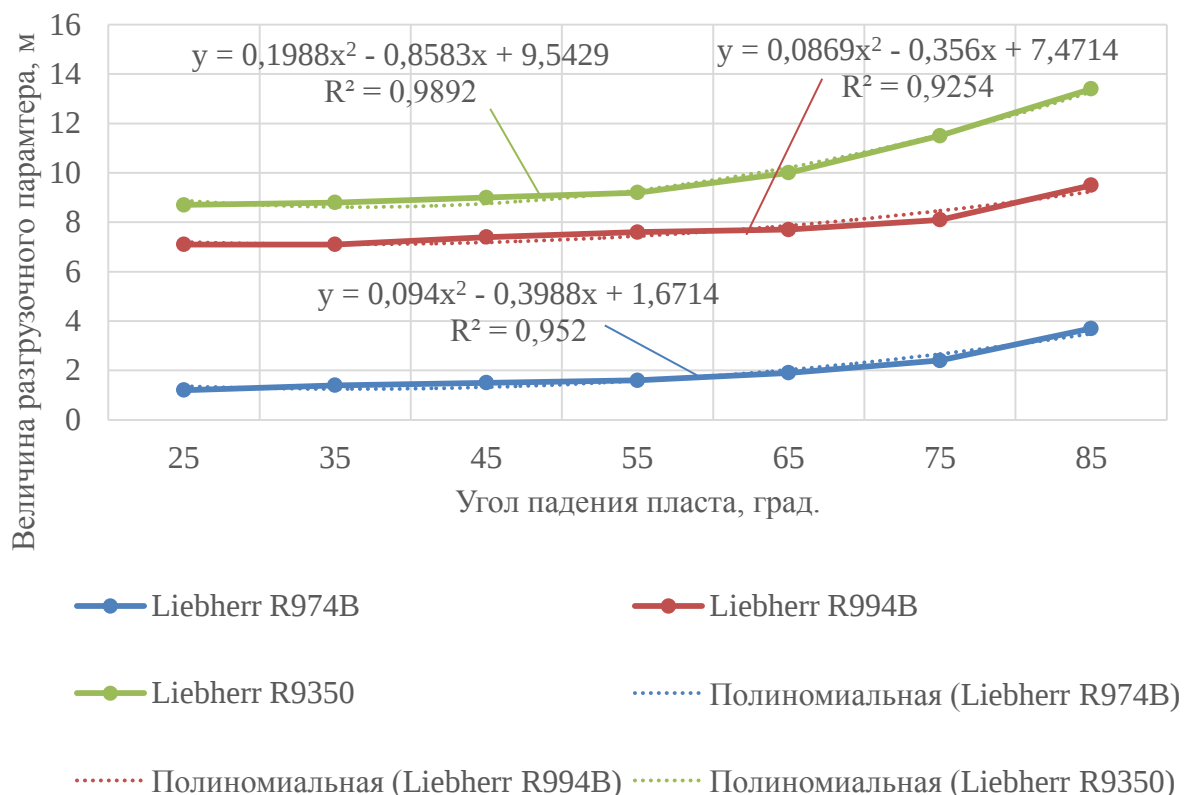


Рисунок 3.9 – Значения параметра $e_{г.м}$ для обратных гидравлических лопат марки Liebherr

Особенно приемлем по параметру $e_{гм}$ экскаватор Liebherr R9350, что составляет от 8 до 13 м. Анализ зависимости показывает, что экскаватор Liebherr R966B не эффективен при работе, в этом случае разгрузочный параметр $e_{гм}$ незначительный ($0,1 \div 3,0$), что не позволит засыпать выработанное пространство. Другой экскаватор Liebherr R994B, пригоден для закладки породы в выработанное пространство породугольной заходки, так как имеет параметр $e_{г.м}$ в пределах $6 \div 10$ м.

Таким образом, определены критерии для оценки сближенности пластов панели Пскп.

3.4 Оценка взаимосвязи выемочных и перевалочных работ драглайном с засорением породугольных заходов

В бестранспортных технологических схемах экскаватор типа «драглайн» выполняет переэкскавацию породы. В соответствии с общим технологическим принципом [143] в процессе производства работ по перевалке заложенного выработанного пространства [155] совместно с породными междупластьями ЭШ находится в постоянном контакте со свитой угольных пластов, т.е. в процессе работ производит оконтуривание панелей по двум плоскостям [136-138, 144]:

- горизонтальной, включающей верхнюю и нижнюю площадку панели;
- наклонную, включающую откосы панели.

Следовательно, и очевидно, что при оконтуривании породугольного массива драглайном необходимо оценить объемы породугольных призм волочения, которые составляют объемные показатели при разработке панелей.

Следует особо отметить, что дальнейшие результаты и выводы можно использовать, для обоснования величин разубоживания в приконтактной зоне породы и угля, когда драглайном разрабатывается вскрышная толща над

кровлей пласта, например, при бестранспортной технологии производства работ на пологих пластах.

Потери и разубоживание при разработке свиты пластов возникают, главным образом, в приконтактных зонах кровли, почвы, висячего и лежачего боках залежей, разрывных нарушений (сбросов, взбросов). С целью логических построений алгоритмов оптимизационных расчетов, количественную оценку засорения принято выражать через мощности их слоев, приходящихся на единицу длины технологической поверхности выемки, образуемой в зоне контакта (Рисунок 3.10).

В период подготовки диссертации накоплена достаточно представительная информационная база по наблюдению за работой шагающих экскаваторов на разрезах Кузнецкого угольного бассейна [116, 117]. Данные из наблюдений в промышленных условиях горнодобывающих предприятий Кузбасса волочения вошли в настоящее исследование.

Проведенные наблюдения [116, 134,136] позволили сформировать общие положения по формированию породугольных призм волочения (Рисунок 3.11). Призма волочения - это физический процесс наполнения ковша драглайна [117]. В зависимости от того, где начинают экскавацию, ковш опускают на зачищенную площадку вертикально или под углом к горизонту. Бороздя зубьями по породе и врезаясь в нее, ковш ложится на днище. Дальнейшее заполнение породой происходит вследствие его перемещения от самой дальней точки заброса ковша к самой ближней, когда ковш наполнен породой. При этом машинист экскаватора может регулировать толщину снимаемой стружки (обозначено как 1 в кружке), изменяя положения ковша, и выполняя работы не только тяговыми, но и подъемными канатами.

Оставляемые после прохода ковша дорожки представляют собой относительно ровные поверхности, так как разрыхленный зубьями след заглаживается его днищем. Поверхность со следами зубьев наблюдается там, где ковш опускают на зачищенную площадку вертикально.

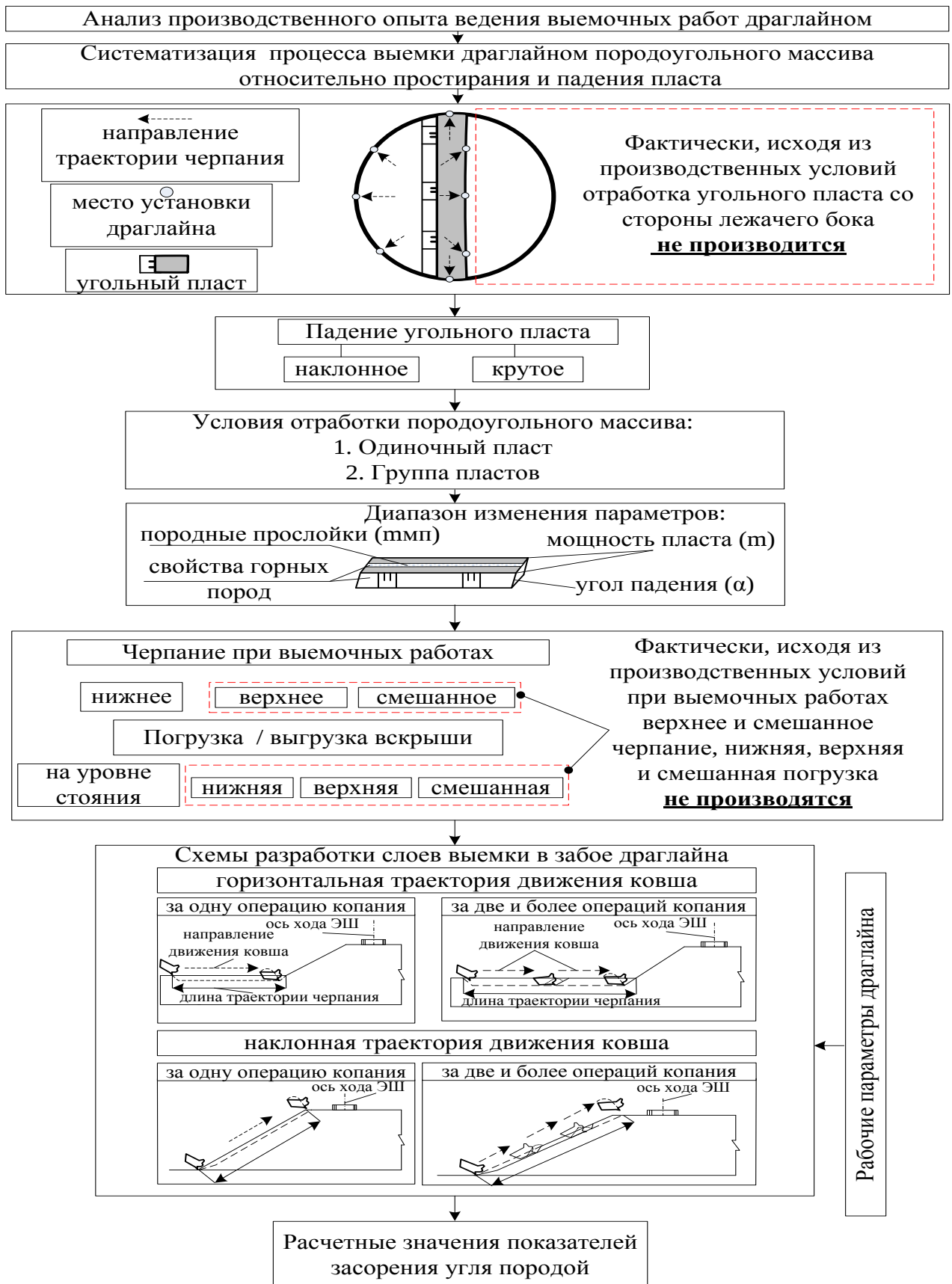
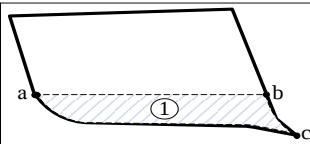
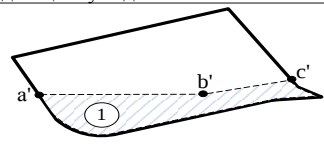
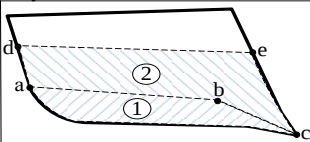
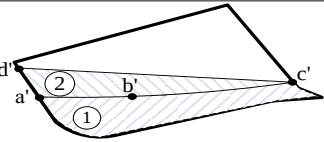
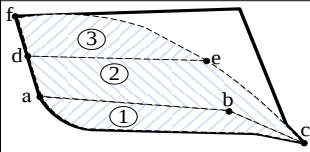
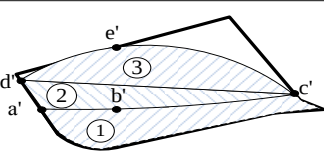
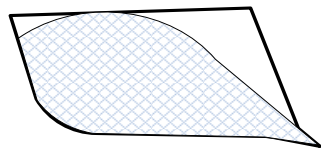


Рисунок 3.10 – Общий алгоритм оценки породугольных призм волочения при оконтуривании свиты пластов в панели

Горизонтальная траектория черпания		Наклонная траектория черпания	
Фотоиллюстрация натурного наблюдения	Графическая схема положения породы в ковше	Фотоиллюстрация натурного наблюдения	Графическая схема положения породы в ковше
1. Слой породы расположенный на днище ковша			
			
2. Слой породы на днище и у задней стенки ковша			
			
3. Слои породы при заполнение ковша			
			
4. Положение породы в ковше перед выгрузкой в транспорт			
Фотоиллюстрация натурного наблюдения		Графическая схема положения породы в ковше	
			

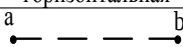
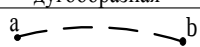
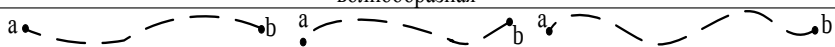
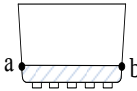
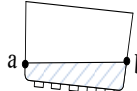
Типовые иллюстрационные характеристики слоев породы в ковше при формировании призм волочения (на примере ①)			
Линии контакта слоя на отрезке а – b (продольное сечение ковша)			
горизонтальная	дугообразная	волнообразная	
			
Отклонение ковша при черпании от перпендикуляра к горизонтальной плоскости (поперечное сечение ковша)			
<90°		90°	>90°
			

Рисунок 3.11 – Типовые графические изображения грунта в ковше драглайна при формировании призм волочения

При снятии надугольного слоя пород между проходами остается гребень породы, который срезается при повторном перемещении ковша, это так называемые боковые валики.

При этом во всех случаях наблюдается четкая граница по плоскости между неподвижным грунтом и находящимся в движении.

Скорость движения частиц грунта, расположенных непосредственно над вытесняемым элементом стружки значительно выше, чем у остальных частиц, вследствие чего в ковше образуется гребень, положение и размер которого определяется углом наклона плоскости, параметрами режущей кром-

ки ковша и углом наклона плоскости сдвига стружки. Установлено, что при копании как сыпучих, так и связных грунтов характер процесса этапа наполнения ковша одинаков. В промышленных условиях при проведении экспериментов параметры призм волочения определялись с помощью инструментальной маркшейдерской съемки. Результаты обработки данных представлены далее.

Длина гребня породы связана с толщиной снимаемого слоя

$$e_{\Gamma} = \square_c(ctg\alpha_P + ctg\psi) \quad (3.1)$$

Где α_P – угол резания, градус; $\psi = (\pi/4 - \rho/2)$ – угол наклона плоскости сдвига стружки перед режущей кромкой ковша относительно траектории копания, градус; ρ – угол внутреннего трения грунта, градус.

Высота гребня породы в ковше определяется через коэффициент высоты гребня

$$\square_{\Gamma} = K_{\Gamma P} * e_K \quad (3.2)$$

Где e_K – ширина ковша драглайна, м;

Для драглайнов ширина ковша e_K , а также его длина e_{Γ} и высота $\square_K$ определяется в зависимости от вместимости ковша E по эмпирическим формулам:

$$e_K = 1,38\sqrt[3]{E} \quad e_{\Gamma} = 1,07\sqrt[3]{E} \quad \square_K = 0,75\sqrt[3]{E} \quad (3.3)$$

Объем призмы волочения (м³) определится, как функция

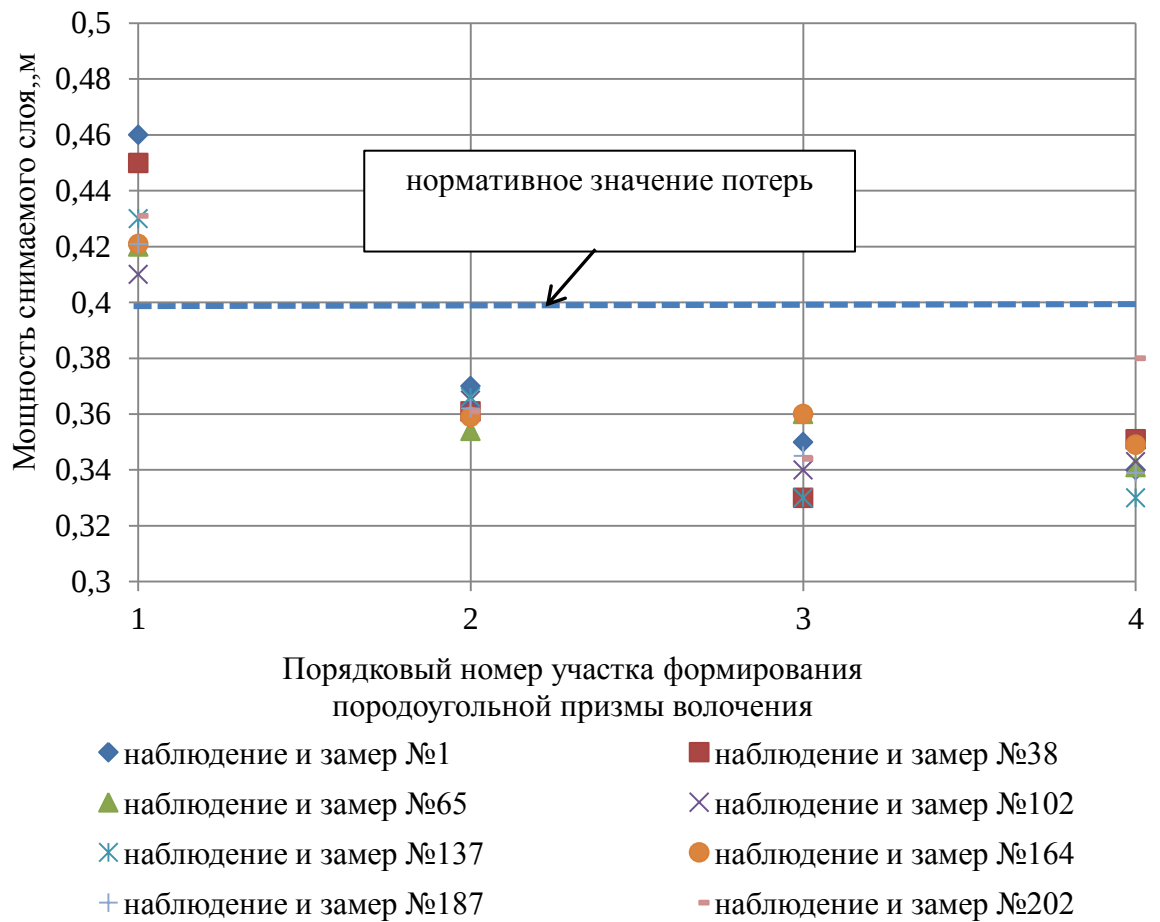
$$V_{np} = f(l_z; h_z; e_K) \quad (3.4)$$

Коэффициент $K_{\Gamma P}$ зависит от типа разрабатываемой породы и имеет постоянную величину в диапазоне углов черпания от наклонного 35° до горизонтального 0°. По результатам наблюдений в производственных условиях и при сравнении с аналитическими формулами (3.1-3.4) построена на примере ЭШ 10.70 итоговая величина объема призмы волочения и формирования коэффициента засорения (Рисунок 3.12) [52, 154].

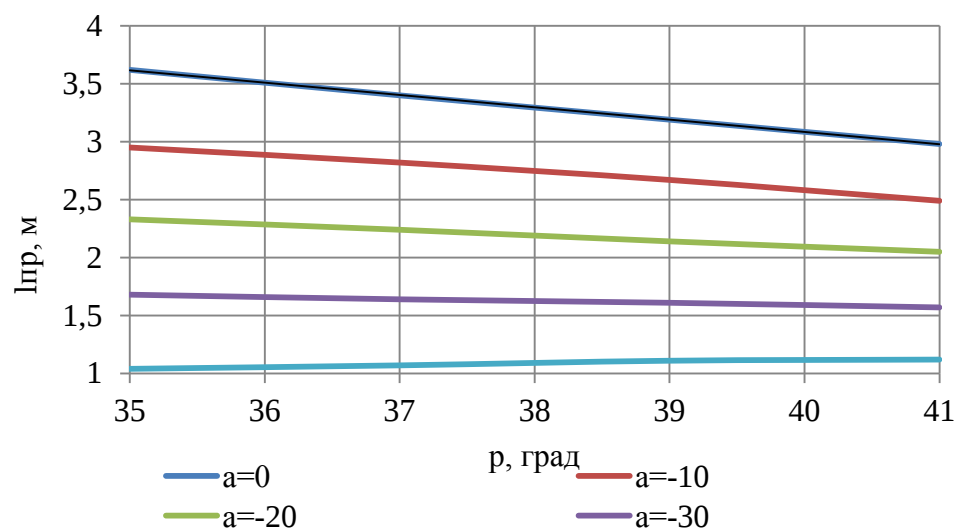
Количество приведенных наблюдений [24] (Рисунок 3.12а), показывает, что на толщину снимаемого слоя оказывает два наиболее характерных

участка по длине формирования призмы волочения: зона не управляемого копания и черпание с наполнением ковша породой.

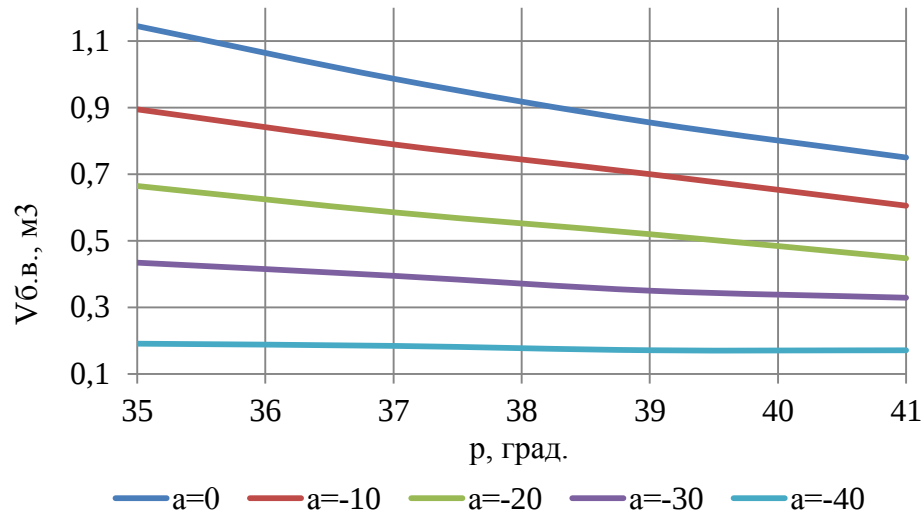
а)



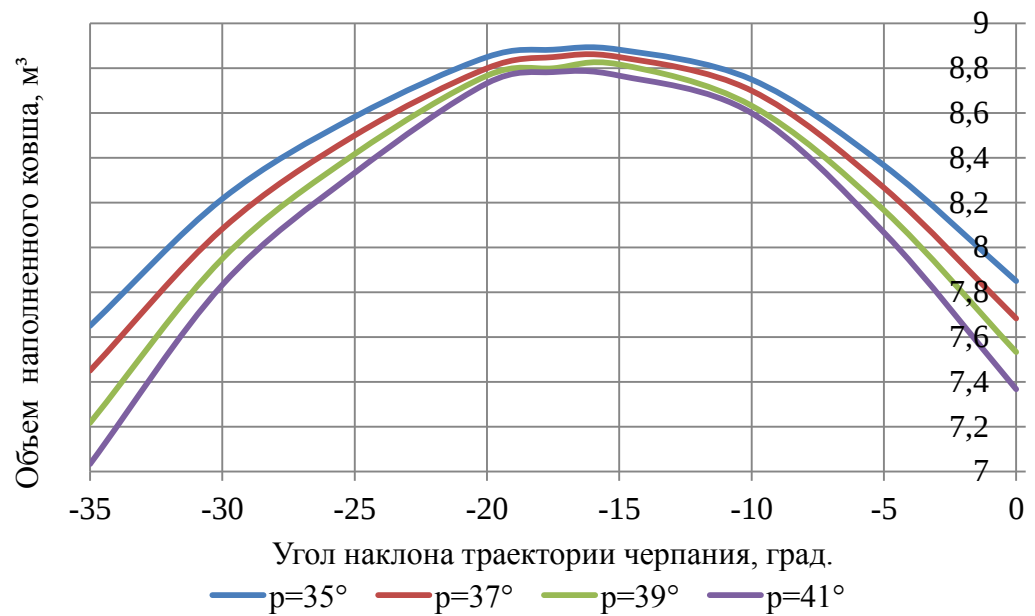
б)



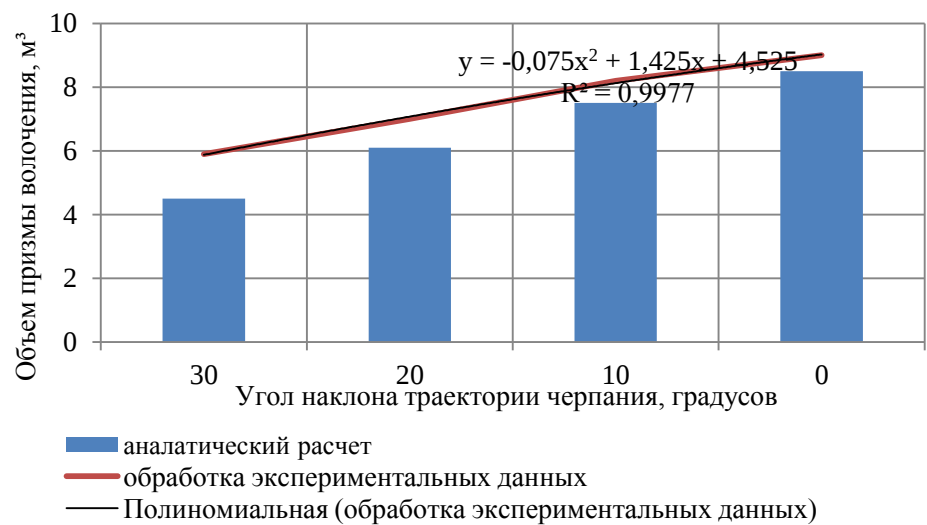
В)



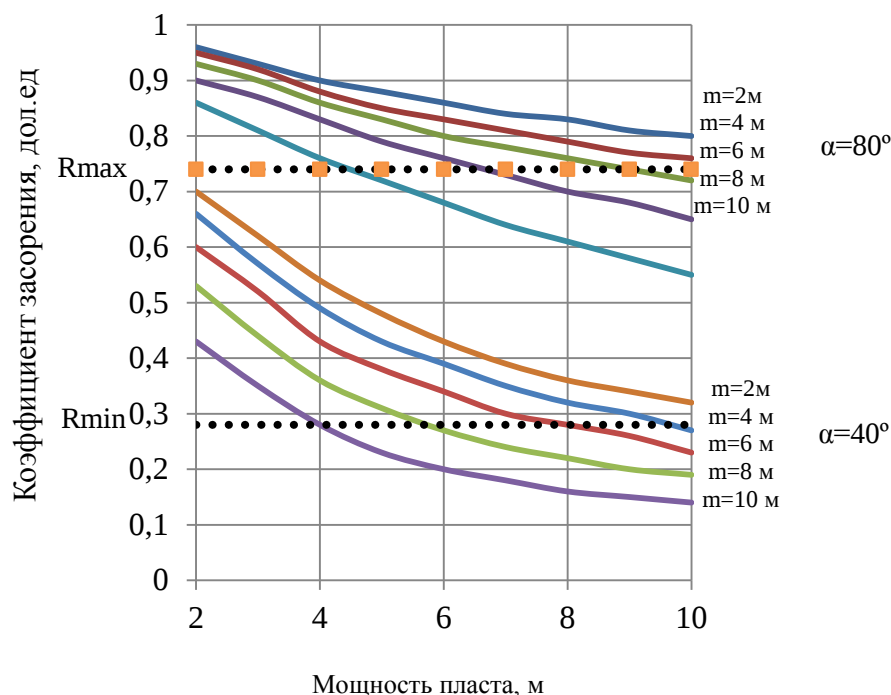
Г)



Д)



е)



зависимость мощности снимаемого слоя от порядкового номера участка породугольной призмы волочения (а); зависимость длины призмы волочения ($l_{\text{пр}}$) от угла наклона траектории черпания (а) и угла внутреннего трения пород (ρ) (б); зависимость объема боковых валиков ($V_{\text{б.в}}$) от угла наклона траектории черпания (а) и угла внутреннего трения пород (ρ) (в); зависимость объема наполнения ковша от угла наклона траектории черпания (а) и угла внутреннего трения пород (ρ) (г); зависимость объема призмы волочения от угла наклона траектории черпания драглайна для теоретической и экспериментальной функции распределения (д); зависимость коэффициента засорения от мощности пласта и угла его падения (е)

Рисунок 3.12 – Многофакторная модель взаимозависимостей породугольных призм волочения, засорения и эксплуатационных потерь при оконтуривании панелей драглайнами

На первом участке, на максимальной удаленности от кабины машиниста первоначально снимаемый слой определяется глубиной врезки ковша в массив, при этом ковш отклоняется от своей вертикальности (Рисунок 3.11). Затем при протяжке ковша в сторону экскаватора порода начинает перемещаться по направлению от зубьев к задней стенке ковша, ковш становится более тяжелым и управляемым, что уже не позволяет допускать отклонение от вертикальности. В зоне неуправляемого копания, когда ковш ЭШ 10.70 не наполнен породой диапазон мощности слоя составляет $0,4 \div 0,46\text{ м}$, а уже далее мощность снимаемого слоя становится постоянным с мощностью

0,36÷0,34. При этом длина призмы волочения (Рисунок 3.12б) составляет от 1 до 3,6 м в зависимости от угла внутреннего трения пород 35÷41°.

При формировании призмы по ее длине, часть породы выталкивается за пределы стенок ковша и это объем определяется, как объем боковых валиков (Рисунок 3.12в). За единичное формирование призмы волочения объем составляет 0,1÷1,1 м³.

На объем заполненного ковша (Рисунок 3.12г) оказывает влияние угол наклона траектории черпания от 0 до -35°, угол внутреннего трения пород.

В целях сопоставления теоретических результатов расчета (формулы 3.1-3.4) и результатов обработки наблюдений были построены обобщенные аналитические зависимости [24] объема призмы волочения от влияющих факторов (Рисунок 3.12д). Сходимость результатов достаточно высокая [85] и разность значений между аналитическими расчетами и обработкой данных натурных наблюдений в производственных условиях не превышает 5÷6%, что видно из сравнения графиков зависимости объема призм волочения от угла наклона траектории черпания, тогда равноправно пользоваться любым способом в расчетах параметров призм волочения.

Для установления взаимосвязи полученных результатов с оценкой потерь и разубоживания можно воспользоваться рекомендациями д.т.н. Сыроева А.А. [123] предлагающего универсальную зависимость между потерями и разубоживанием и выражающемся через коэффициент засорения и коэффициент потерь (Рисунок 3.12е), в данном случае засорение имеет два диапазона: минимальный (0,28) и максимальный (0,72). Тогда, выбрав в качестве примера для расчета угол падения наклонного пласта 40° и крутого 80°, получим для рассматриваемых диапазонов мощности пластов от 2 до 10 м значения засорения, которые формируют общий коэффициент потерь в п-ной панели. Объем теряемого угля в таком случае переходит в объем вскрышных пород.

3.5 Выводы

1) Обоснование разработки карьерных полей панелями, основывается на влиянии параметров горно-геологических условий залегания наклонных и крутопадающих залежей, включающие: рельеф поверхности месторождения; перепад высотных отметок рыхлых отложений; количество, мощность и характер залегания пластов в пределах свиты; количество, мощность и характер распределения породных междупластьев в пределах свиты пластов.

2) Сложноструктурное залегание угольных месторождений определяет следующее:

- рельеф поверхности месторождения определяет вид панели Про, а диапазон изменения мощности наносов может определять количество панелей.

- залегание пластов в панели Пскп определяет конструкцию и варианты подвигания фронта, технологическую схему, комплектование выемочно-погрузочного, транспортного оборудования. Строение угленосных свит определяет технологические варианты порядка отработки: все угольные пласты свиты отрабатываются в пределах одной панели; отрабатываются только отдельные угольные пласты или локальные группы угольных пластов; отдельные группы пластов свиты отрабатываются самостоятельными панелями. По рыхлым отложением панель Про полностью состоит из одной части от левого фланга до правого, а в угленасыщенной зоне Пскп состоит из разнородных частей и характеризуется чередованием угольных пластов свиты и породными междупластьями.

3) Разность высотных отметок рельефа поверхности панель Про будет определяться выемкой: в один слой, при равенстве высоты панели Ну и рыхлых отложений h_0 ; в два и более слоев при $h_0 > H_у$. Линия рельефа поверхности и линия выхода контакта панелей Про и Пскп имеет волнистый характер. Форма панели Про по флангам будет ограничиваться откосом уступа – правильный геометрический отрезок, а на верхней и нижней площадке панели

ломанными линиями повторяющими природный рельеф поверхности месторождения и линию выхода головки пластов свиты под наносы. Откосы панели Про по флангам будут повторять откос уступа для скальных пород и принимаемый по данным существующей нормативно-технической документации, и только верхняя площадка первой углесодержащей панели будет иметь линию повторения выходов пластов свиты под наносы. Последующие панели Пскп при углублении горных работ уже будут иметь горизонтальные верхние и нижние площадки.

4) Для обобщения строения панели и на основании соединения последовательности ее разработки в виде технологических процессов ОГР введен критерий разграничения между концентрацией пластов в угленасыщенной зоне (Мсб). Критерий Мсб состоит из четырех подуровней относящихся к процессам ОГР: Мсб1 - подготовка горной массы к выемке – соотношение минимального и максимального радиусов дробления; Мсб2 - врезка в междупластье и выемка пласта без подрезки почвы вышележащего пласта; Мсб3 - создание транспортной площадки для углевоза; Мсб4 - радиусы черпания и разгрузки при закладке выработанного пространства панели. Оценка критерия Мсб1, показывает, что он принят в диапазоне $1.6 \div 7.2$ м. Для рассматриваемых экскаваторов значение критерия Мсб2 определяется диапазоном $7 \div 16$ м. Критерий Мсб3 определяется диапазоном $40 \div 45$ м. По критерию Мсб4 диапазоне находится в пределах $8 \div 13$ м.

5) В процессе производства работ по перевалке драглайн находится в постоянном контакте со свитой угольных пластов, т.е. в процессе работ производит оконтуривание панелей. Тогда необходимо оценить объемы пород угольных призм волочения, являющихся фактором формирования засорения и расчета коэффициента потерь. На параметры снимаемого слоя оказывает два наиболее характерных участка по длине формирования призмы волочения: зона неуправляемого копания и черпание с наполнением ковша породой, например, для ЭШ 10.70 соответственно составляет $0,4 \div 0,46$ м и $0,36 \div 0,34$ м, что определяется единичной длиной призмы волочения от 1 до 3,6 м и уста-

новленных для пород с углом внутреннего трения $35\div 41^\circ$. По рекомендациям, определяющим засорение и имеющим два диапазона минимальный (0,28) и максимальный (0,72), установлено для выбранных углов падения пласта 40° и 80° , и диапазонов мощности пластов от 2 до 10 м значения засорения, которые формируют общий коэффициент потерь в п-ной панели $0,8\div 0,95$.

Представленные выводы являются итогами решения второй поставленной в диссертационной работе задачи – «обосновать и оценить строение панели в зависимости от параметров основных технологических процессов открытых горных работ».

Полученные в ходе исследования выводы позволяют сформулировать **второе и третье научные положения:**

критерии строения панели определяют следующие их виды: 1. односоставные, для выемки рыхлых отложений при максимальном использовании рабочих параметров драглайна; 2. многосоставные для угленасыщенной зоны, с группировкой по критерию сближения частей «пласт-междупластье-пласт», линейно зависящим от зоны дробления и объединённый с радиусами черпания и разгрузки обратной гидравлической лопаты при ее работе с нижним черпанием полиномом второй степени;

при переэкскавации драглайном вскрышных пород в панелях линейная корреляция мощности слоев разубоживания при управляемом копании составит $0,4\div 0,46$ м и в зоне регулируемого черпания $0,36\div 0,34$ м, что в целом определяется общей длиной формирования призмы волочения.

4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕШЕНИЯ

Для обоснования технико-экономической эффективности предлагаемых технологических решений, при отработке наклонных и крутопадающих пластов панелями в период строительства карьера первой очереди необходимо:

- предложить алгоритм последовательности расчета эффективности технологического решения;
- разработать типовые табличные формы учета организационно-технических условий производства работ;
- оценить взаимовлияние факторов на параметры панелей;
- определить показатели эффективности предлагаемой технологии и оценить показатели ресурсопотребления.

4.1 Общие подходы к формированию критериев эффективности

При разработке алгоритма учтено взаимовлияние параметров залегания свиты пластов (главы 1) и общей организации производства работ при строительстве карьера первой очереди [214].

Результаты вычислений, согласно предлагаемого расчетного алгоритма выполняются в следующей последовательности:

1. выбирается конкретный экскаватор из перечня существующих типов ЭГО и ЭШ, в соответствии с их рабочими параметрами рассчитываются [184,187] параметры уступа, под выбранную модель ЭГО подбирается автоуглевоз [149];
2. принимается высота уступа, как функция от максимальной глубины черпания обратной гидравлической лопаты и в соответствии с шагом пере-

движки ЭГО, определяется технологическая схема выемки числа породугольных заходов, согласно критерию Мсб;

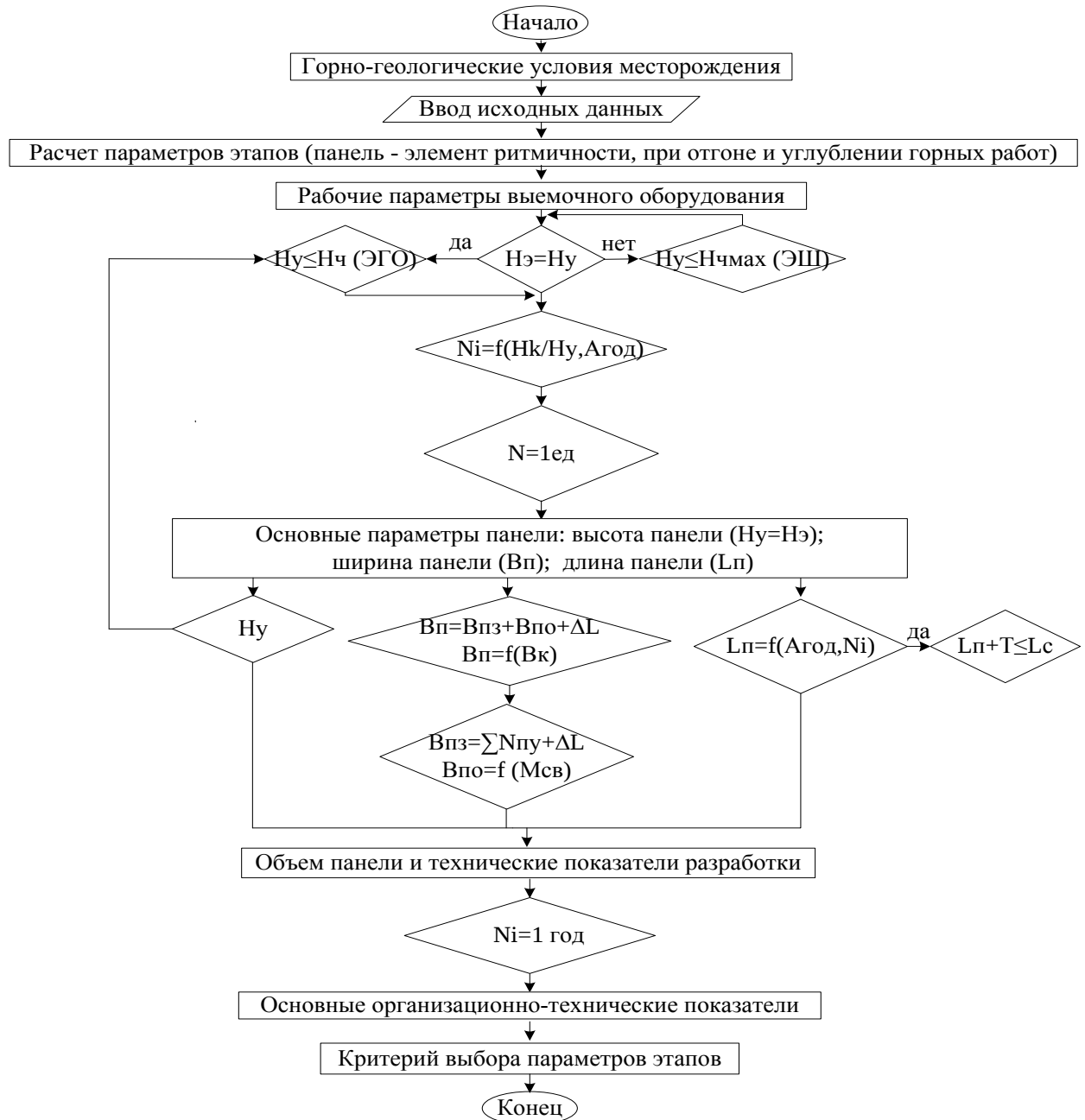


Рисунок 4.1 – Алгоритм расчета параметров и показателей разработки наклонных и крутопадающих свит пластов панелями

3. вычисляется количество разрабатываемых панелей, по соответствию с конкретными параметрами залегания свиты пластов, определяется рассредоточение [171] пластов и число вынимаемых породугольных заходов;

4. производится расчет ширины, длины и объемных параметров панели, а также параметров схемы вскрытия;

5. производится корректировка числа одновременно разрабатываемых панелей в течение одного года к соответствующему уровню производственной мощности;

6. по выбранному критерию обосновывается область применения технологического решения при строительстве карьера первой очереди.

Обозначение данных, приведенных в алгоритме (Рисунок 4.1), находится в главах 2 и 3. Основой расчета по алгоритму являются обобщенные данные по параметрам залегания свиты пластов приведенным в главе 1 на рисунках 1.1-1.4.

4.2 Обоснование типовых форм учета организационно-технических условий разработки панелей

Поскольку одной из задач исследования является расчёт показателей технологических схем, то очевидно необходимо учесть факторы, влияющие на производительность: угол поворота экскаватора на разгрузку; состояние и характеристики разрабатываемой горной породы [148].

Теоретическая производительность обратной гидравлической лопаты определяется согласно работам [107-110]. Особенностью расчёта теоретической производительности гидролопаты, является определение продолжительности рабочего цикла. Для гидравлических лопат полное время цикла определяется по выражению приведенное в работе [107]. В работе [107] приведена методика расчёта составляющих времени цикла для гидравлических лопат, которая использовалась для определения времени цикла.

Особенностью применения драглайнов при разработке свит угольных пластов является разработка взорванных полускальных и скальных пород III-IV категории по трудности экскавации требующих буровзрывную подготовку к выемке. Поэтому расчёты следует производить по методике, учитываю-

щей технологические характеристики взорванной горной массы. Этому условию отвечает методика, изложенная в работе [178]. В ней рассматривается расчёт параметров буровзрывных работ в условиях свит угольных пластов Кузнецкого бассейна. В том числе рассматривается и производительность драглайнов при разработке массива осадочных пород. Условия выполнения операции рабочего цикла во всех этих случаях различны и поэтому будут не одинаковые производительности драглайна. Техническая производительность драглайна при экскавации породы из развала горной массы с отсыпкой её в промежуточный навал определяется по формуле [106]. В исследовании рассматривается породы средне и крупноблочные при среднем диаметре естественной отдельности $d_e = 1,2\text{ м}$. Удельный расход ВВ принят от вышеуказанной блочности пород и вместимости ковша драглайна [178]. Продолжительность рабочего цикла драглайна при разработке взорванных пород определяется согласно работе [178]. Сменная производительность драглайна при переэкскавации породы III-IV категории по трудности экскавации с разгрузкой в промежуточный навал или отвал выше на 9% по отношению к экскавации из развала [178]. Полученные значения сменной производительности драглайнов и обратных гидравлических лопат используются при расчёте показателей разработки свит пластов с применением бестранспортной технологии.

Для расчета организационно-технических условий используем постоянные исходные данные (Таблица 4.1).

Таблица 4.1 – Постоянные расчетные данные

Наименование параметра	Величина параметра
Плотность угля, т/м^3	1,35
Плотность вскрышных пород, т/м^3	2,5
Коэффициент разрыхления породы во взорванном массиве и на отвале	1,35
Угол откоса уступов, градусов	70°
Угол естественного откоса породы в отвале, градусов	37°

Угол подъема трассы выездной траншеи, градусов	4,5
Продолжительность переключения кабеля, час	3
Число смен работы драглайна в году, см	873
Число смен работы обратной гидролопаты в году, см	735
Продолжительность смены, час	8
Скорость передвижения ЭШ, м/час	200
Скорость передвижения ЭГО, м/час	1000
Стоимость одной 8-ми часовой машиносмены драглайна, руб/см [174]	3736
Стоимость одной 8-ми часовой машиносмены обратной гидравлической лопаты, руб/см [174]	3920
Стоимость буровзрывных работ на 1 м ³ вскрыши (по данным работы угольных разрезов, применяющих бестранспортную технологию), р/м ³ [174]	2,5
Затраты на бульдозерное отвалообразование 1м ³ вскрыши, р/м ³ [174]	0,6
Затраты на бульдозерное отвалообразование 1м ³ вскрыши, р/м ³ [174]	1,28
Стоимость одной тонны-километра перевозки горной массы автотранспортом, р/ткм [174]	0,94

Рассмотрим пример организации работы оборудования для варианта разработки тремя панелями экскаваторами Liebherr R9350 и ЭШ 15.80, согласно исходным данным свиты пластов, приведенных на рисунке 1.3а. Данные, снимаемые с графической схемы приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 –Линейные параметры свиты пластов

Параметр	ед. изм.	Величина параметра
$N_{пу}$	-	8
α	град	70
m_i	м	$m_1=6,6; m_2=3,8; m_3=2,8; m_4=4,7; m_5=14; m_6=2,8; m_7=2,4; m_8=1,9$
m_{yi}	м	$m_1=7; m_2=4; m_3=3; m_4=5; m_5=15; m_6=3; m_7=2,5; m_8=2$
$\sum m_i$	м	39
$\sum m_{yi}$	м	41.5
$M_{(i+1)+i}$	м	$M_{1-2}=19,7; M_{2-3}=7,5; M_{3-4}=4,7; M_{4-5}=30,5; M_{5-6}=33,8; M_{6-7}=35,7; M_{7-8}=7$
$\sum M$	м	137.9
$M_{r.i+(i+1)}$	м	$M_{r.1-2}=21; M_{r.2-3}=8; M_{r.3-4}=5; M_{r.4-5}=32,5; M_{r.5-6}=36; M_{r.6-7}=38; M_{r.7-8}=7,5$

ΣM_{Γ}	М	148
M_{CB}	М	176,9
$M_{\Gamma,CB}$	М	189,5

Продолжительность отработки панели (T_{Π}), исчисляемое в сменах от начала работ в одной до начала работ в другой

$$T_{\Pi} = T_{\Pi i} = t_{\text{бвр}} + t_{\text{э.п}} + t_{\text{эуп}} + t_{\text{пэп}} + t_{\text{хпп}} \quad (4.1)$$

где $t_{\text{бвр}}$ - суммарное время производства буровзрывных работ при выемке i -той породугольной заходки, см.; $t_{\text{э.п}}$ - время экскавации породной части породугольной заходки, см. $t_{\text{э.п}}$ - время на выемку и погрузку угля i -той породугольной заходки, см.; $t_{\text{пэп}}$ - время затрачиваемое на перевалку вскрышной породы i - той панели, см.; $t_{\text{хпп}}$ - суммарное время переходов экскаватора с одного рабочего места на другое при отработке n -ой панели, см.

В модели с целью выделения видов работ экскаватора по ходам и условий их выполнения приняты следующие обозначения: K – номер рабочего хода экскаватора при экскавации или переекскавации породы; ρ - число элементов забоя с различным состоянием породы (взорванная порода или навал породы) и индивидуальным углом поворота экскаватора на разгрузку; $\phi_{\text{к.}\rho}$ – угол поворота экскаватора при разработке ρ -го элемента забоя, градусов; $S_{\text{пэ.к.}\rho}$ – загрузка экскаватора при разработке ρ -го элемента забоя, м^3 . Расчёт параметров организации работы оборудования, связанных с перевалкой навалов и определением времени переходов экскаваторов, производится графо-аналитическим методом с использованием предварительно построенной по вычисленным линейным параметрам панелей. Со схемы экскавации снимаются данные по загрузке экскаватора при перевалке навала (площади сечения элементов забоя и индивидуальные углы поворота экскаватора на разгрузку), а также длина создаваемых рабочих трасс и, в некоторых сложных случаях, расстояние перегонов экскаваторов.

Рассмотрим особенности расчёта параметров организации работы экскаваторов.

Затраты времени на производство БВР ($t_{\text{бвр}}$) рассчитываются исходя из фактических горно-гелогических условий месторождения и включают время на бурение, зарядание, взрывание и т.д. перегон горного оборудования и простои при производстве взрывных работ [120].

Время, затрачиваемое разработку породугольных заходов панели

$$t_{\text{э.п}} + t_{\text{эуп}} = \frac{V_{\text{уп}} + V_{\text{пн}}}{\Pi_{\text{эго}}} = \frac{V_{\text{уп}}}{\Pi_{\text{эго}}^{\text{у}}} + \frac{V_{\text{пн}}}{\Pi_{\text{эго}}^{\text{в}}} \quad (4.2)$$

где $\Pi_{\text{эго}}^{\text{у}}$ - сменная производительность ЭГО при выемке и погрузке угля в автотранспорт, $\text{м}^3/\text{см.}$; $\Pi_{\text{эго}}^{\text{в}}$ – сменная производительность ЭГО при выемке вскрышных пород и закладке выработанного пространства, $\text{м}^3/\text{см.}$

Время, затрачиваемое на перевалку вскрышной породы

$$t_{\text{пэп}} = \frac{V_{\text{п.}i+(i+1)}}{\Pi_{\text{эш}}} \quad (4.3)$$

где $\Pi_{\text{эш}}$ - сменная производительность драглайна при перевалке вскрышной породы, $\text{м}^3/\text{см.}$

Суммарное время на переэкскавацию породы на этапе разработки панели зависит от числа рабочих ходов по перевалке навала K и сложности забоя, имеющего, как правило, несколько элементов ρ , различающихся состоянием разрабатываемой горной массы (впервые экскавируемая взорванная порода или в виде навала) и углом поворота экскаватора на разгрузку.

Тогда продолжительность K -го рабочего хода по переэкскавации навала или его части $t_{\text{пэп}}$ определяется по формуле общего вида

$$t_{\text{пэп}} = \frac{\sum_{\rho=1}^{\rho} (S_{\text{пэ}} * B_{\text{п}}^i + \frac{V_{\text{тр.эш}}}{\Pi_{\text{эш}}(\rho)})}{\Pi_{\text{эш}}(\rho)} \quad (4.4)$$

где $S_{\text{пэ}}$ - загрузка экскаватора при разработке ρ -го элемента при K -том рабочем ходе, м^2 ; $V_{\text{тр.эш}}$ - объём рабочей трассы по фронту работ, создаваемой для перевалке навала, м^3 ; $\Pi_{\text{эш}}(\rho)$ - сменная производительность драглайна по переэкскавации навала при K -том ходе при разработке ρ -го элемента с углом поворота на разгрузку, $\text{м}^3/\text{см.}$

В общем виде продолжительность процесса перегона экскаватора (t_{xnn}) с одного рабочего места на другое включает время на выполнение следующих операций: время движения по горизонтальным горным выработкам; время движения по наклонным горным выработкам; время на создание временных насыпей для трассы перегона (или на создание насыпи и её ликвидации); время на переключение кабеля. При расчёте параметров организации работы оборудования в некоторых случаях при продолжительности перегона отдельные операции этого процесса могут отсутствовать. Поэтому необходим индивидуальный подход к расчёту в каждом конкретном случае.

При расчёте по модели определение основных технических показателей технологии следует производить в такой последовательности.

Годовая производительность по вскрыше

$$P_{в.год} = \frac{V_{впгод}}{(P_{эго}^B + P_{эш}) * N_{год.см}} \quad (4.5)$$

Годовая производительность по горной массе

$$P_{в.год} = \frac{V_{впгод} + V_{упгод}}{(P_{эго}^Y + P_{эго}^B + P_{эш}) * N_{год.см}} \quad (4.6)$$

Средний коэффициент вскрыши K_T , м³/т

$$K_{ср} = \frac{(V_{пн} - V_{тр}) * \sum N_i * L_{п}}{V_{уп} * \sum N_i * L_{п}} = \frac{V_{пн} - V_{тр}}{V_{уп}} \quad (4.7)$$

Коэффициент переэкскавации

$$K_{пэ} = \frac{V_{пн}}{V_{бт}} \quad (4.8)$$

Эксплуатационные затраты на разработку породугольных заходов

$$C_{тр} \quad (4.9)$$

$$= \frac{\sum (t_{бвр} + t_{э.п} + t_{хпп}) * C_{м.см} * V_{пн} + \sum (t_{э.п} + t_{эуп} + t_{хпп}) * V_{уп} * \gamma_y * L_{тр1}}{\sum V_{пн}}$$

$$+ C_{бвр}$$

Эксплуатационные затраты на разработку 1 м³ по бестранспортной технологии, с учетом переэкскавации породы, руб/м³

$$C_{\text{бт}} = \frac{\sum(t_{\text{бвр}} + t_{\text{пэп}} + t_{\text{хпп}})}{V_{\text{бт}}} + C_{\text{бвр}} \quad (4.10)$$

Средневзвешанные затраты на 1 м³ вскрыши

$$C_{1\text{мз}} = \frac{C_{\text{тр}} * \sum V_{\text{пн}} + C_{\text{бт}} * V_{\text{бт}}}{\sum V_{\text{пн}} + V_{\text{бт}}} \quad (4.11)$$

Эксплуатационные затраты на выемку и погрузку 1 тонны угля

$$C_y = \frac{C_{\text{м.см}} * \sum t_{\text{э.п}}}{\sum N_i * V_{\text{пн}}} \quad (4.12)$$

Общие эксплуатационные затраты на 1 тонну добытого угля

$$C_{1\text{т}} = C_y + K_{\text{ср}} * C_{1\text{мз}} \quad (4.13)$$

Таким образом, разработана аналитическая модель: параметров панели, с соблюдением постоянства производства; ограничения панели при вскрытии рабочих горизонтов на этапе отгонки и углубления горных работ; ограничения панели по уровню годового объема добычи угля; организационно-технических показателей производства разработки панели.

В качестве методической основы при расчёте параметров организации работы оборудования для регистрации исходных данных снимаемых и для получения результатов расчёта разработана типовая форма - таблица, пример заполнения, которой при разработке трех панелей приведён ниже (Таблица 4.3).

В “шапку” таблицы занесены основные характеристики и исходные данные выполнения комплекса рабочих процессов, необходимые и достаточные для расчёта параметров организации работы оборудования.

Эффективность применения бестранспортной технологии для разработки панелей оценивается при сравнении с вариантом отработки ее полностью по транспортной технологии. Основные экономические показатели приведены на рисунке 4.2. При увеличении длины панели затраты на 1 м³ вскрыши и 1т угля увеличиваются из-за возрастания объемов работ и роста

организационно-технических показателей (см. таблицы 4.2-4.5), расчет показан на примере участка «Уропско-Караканский».

Таблица 4.3 – Параметры организации работы оборудования при отработке карьера первой очереди тремя панелями

Но ме р па не ли (п)	Комплекс ра- бочих процес- сов		Характеристика элементов при перевалке нава- ла		Объём экска- ватор- ных работ, м ³	Угол пово- рота экс- кава- тора, (φ _{пр}), гра- дусов	Сменная произво- дитель- ность экскав- тора, м ³ /см	Продол- житель- ность процесса, см
	Но- мер рабо- бо- чего хода экс- кава- ва- тора (К)	Рабочий процесс	Эле- мент (ρ); со- сто- яние поро- ро- ды	Объёмы экскава- ции (пе- резэкска- вации); м ³ загруз- ка экска- ватора (S) м ² ; длина навала (трассы), м				
1	I ЭГО	Экска- вация породы	ρ=1; взор в	V _{пн}	77726	90	4121	18,8
		Выемка угля	ρ=1; угол ь	V _{ун}	13798, 7	120	3967	3,5
	Перегон 412м;							0,8
	I ЭШ	Пере- валка навала	ρ =1; навал (трасс- са).	V _{тр}	4600	30	3520	1,3
			ρ =1; навал	V _{пэ}	58294	40	3450	16.9
2	II ЭГО	Экска- вация породы	ρ=1; взорв.	V _{пн}	66876	90	3026	55,1
		Выемка	ρ=1;	V _{ун}	13798,	120	3967	3,5

		угля	уголь		7			
		Перегон ЭГО 378м;						0,8
3	III ЭГО	Экска- вация породы	$\rho=1$; взорв	$V_{\text{пн}}$	24112	90	3026	8,0
		Выемка угля	$\rho=1$; уголь	$V_{\text{ун}}$	13798,7	120	3967	3,5
		Перегон 339м;						1,3
		Всего затрат рабочего времени ЭГО вместе с перегонами						95,3
		Итого время отработки						95,3

Таблица 4.5 – Организационные технические показатели отработки

Показатели	Ед.изм.	Порядковый номер панели		
		1	2	3
Организационные показатели				
Продолжительность отработки панелей	см	13,0	73,5	95,3
Затраты времени на переэкскавацию породы	- -	-	-	18,2
Затраты времени на отработку породы	- -	13,0	73,5	72,2
Затраты времени на выемку и погрузку угля	- -	3,5	7,0	10,5
Продолжительность перегонов экскаватора ЭГО	- -	0,1	2,0	2,9
Продолжительность использования ЭШ или его простой	- -	-	-	77,1
Коэффициент использования ЭГО на производительной работе	-	-	0,992	0,973
Технические параметры				
Объём перерабатываемой горной массы ЭГО и ЭШ за период разработки	тыс.м ³	42,0	108,9	273,0
объём вскрыши с учётом потерян-ного угля	тыс.м ³	28,2	95,1	168,7
объём добытого угля	тыс.м ³	13,8	27,6	41,1
объём добытого угля	тыс.т	18,6	37,2	55,9
объём породы переэкскавируемый драглайном	тыс.м ³	62,9		

При увеличении высоты рабочей зоны и количества обрабатываемых панелей затраты на 1 м³ вскрыши могут снижаться в процентном соотношении, к объемам транспортной технологии, из-за особенностей конструкции рабочей зоны и за счет того, что затраты на 1 м³ бестранспортной вскрыши меньше примерно в 2÷3 раза.

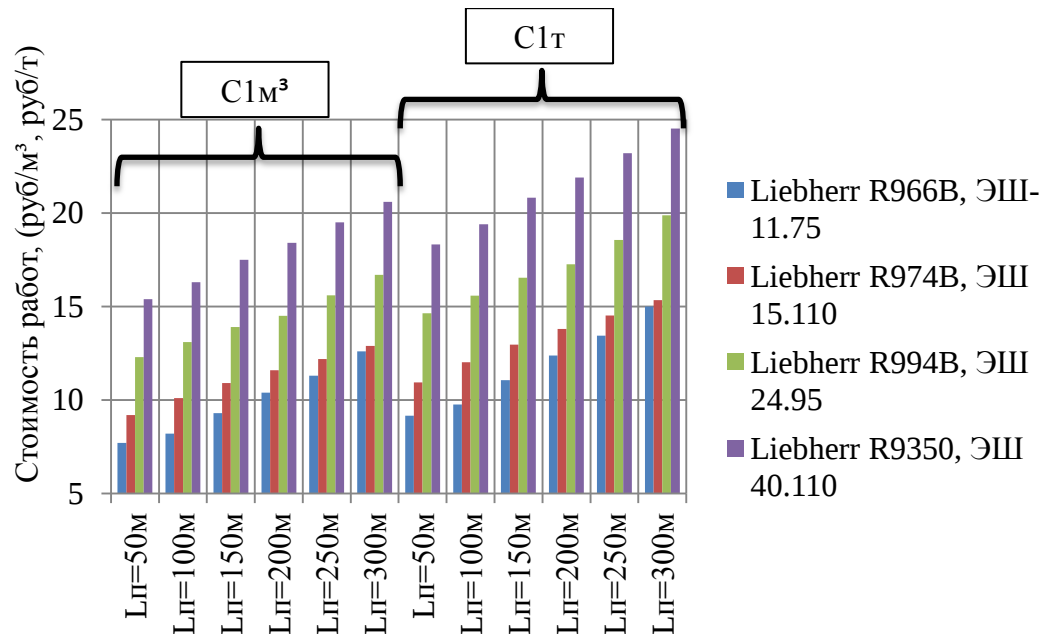


Рисунок 4.2 – Зависимость стоимости выемки 1 м³ вскрышных пород и 1 т. угля комплексом ЭГО и ЭШ в зависимости от длины панели

Эксплуатационные затраты на 1 т. угля при всех значениях высоты рабочей зоны всегда ниже при применении бестранспортной технологии, чем при применении транспортной, тогда необходимо выбирать критерии эффективности технологии уже без учета стоимостных показателей. Что и рассматривается в п. 4.5.

4.3. Оценка параметров панелей и критериев соотношения строения панелей

Аналитические выражения расчета параметров этапов и панели изложены ранее в главе 3, но вместе с тем в целях оценки взаимовлияния факто-

ров на параметры отработки предлагается их сформировать в виде групп и согласно этому положению произвести расчеты параметров: свиты пластов и панелей.

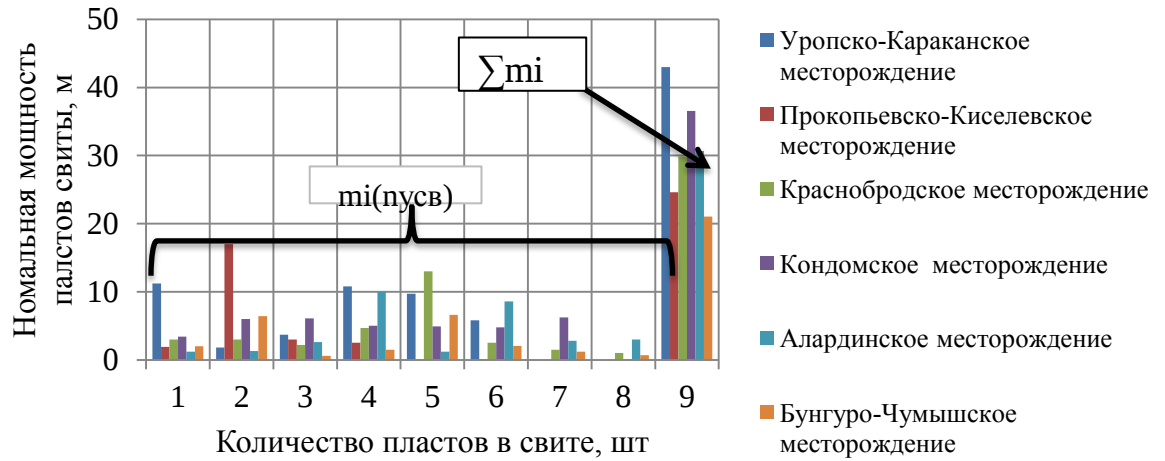
Оценка залегания свит пластов по выбранным в качестве анализа месторождениям (Рисунок 1.2-1.4) приведена в виде зависимости распределения нормальной мощности пластов свиты от их количества и представлена в обобщенном аналитическом виде (Рисунок 4.3а).

В качестве объектов анализа выбраны свиты пластов наклонного и крутопадающего залегания, расположенные на перспективных участках Уропско-Караканского, Прокопьевско-Киселевского, Краснобродского, Кондомского, Алардинского и Бунгуро-Чумышского месторождения. Полученные научно-практические рекомендации могут распространяться и на другие участки, так как обоснование производится для реальных горно-технических условий. Суммарная нормальная мощность пластов от их количества в свите пластов приведена на рисунке 4.3б. Нормальная мощность междупластий в зависимости от количества породных междупластий свиты приведена на рисунке 4.3в. Изменение горизонтальной мощности пластов свиты от угла падения представлена на рисунке 4.3г.

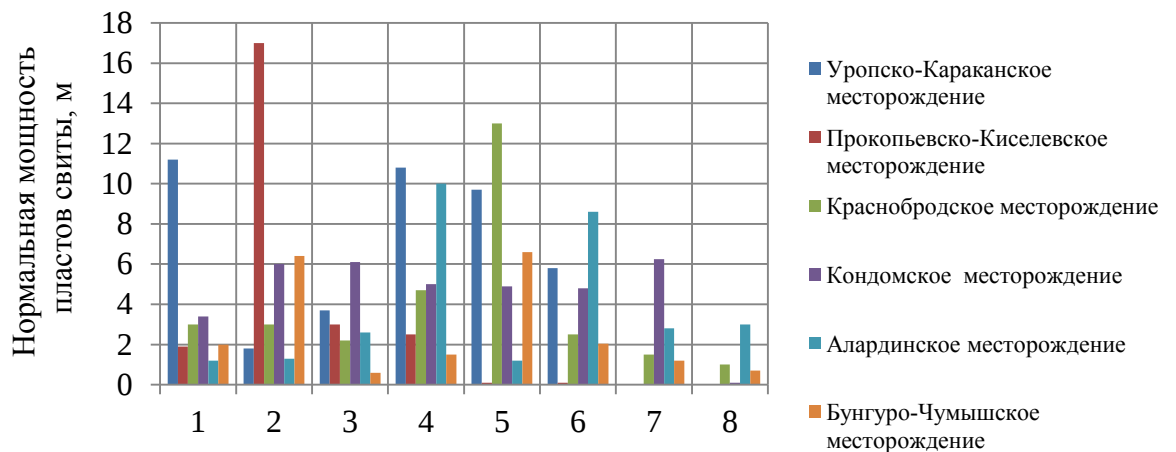
Общий анализ показывает, что нормальная мощность пластов (Рисунок 4.3а) изменяется от нескольких метров до более чем двух десятков метров, при суммарном количестве приходящимся на одну панель от 22 до 43м. Причем наибольшее значение по сумме относится к Прокопьевско-Киселевскому месторождению, а наименьшее к Бунгуро-Чумышскому. Количественное распределение пластов в свите определяется от 1 до 7 (Рисунок 4.3б) при их нормальной мощности от 0,2 до 17,4 м. Породные междупластья в свите пластов (Рисунок 4.3в) в основном распределены в количестве от 1 до 4, реже от 5 до 7, исключение сложнозалегающие залежи (Рисунок 1.4а-г), их нормальная мощность по всем рассматриваемым залежам составляет от полутора десятков до полторы сотни метров, с суммарным значением $70 \div 298$ м. На разработку угля в технологической схеме выемки породугольной заходки

влияет изменение горизонтальной мощности пласта в зависимости от угла его падения (Рисунок 4.3г), так при увеличении угла падения на 20° мощность изменяется в пределах $7 \div 10$ м.

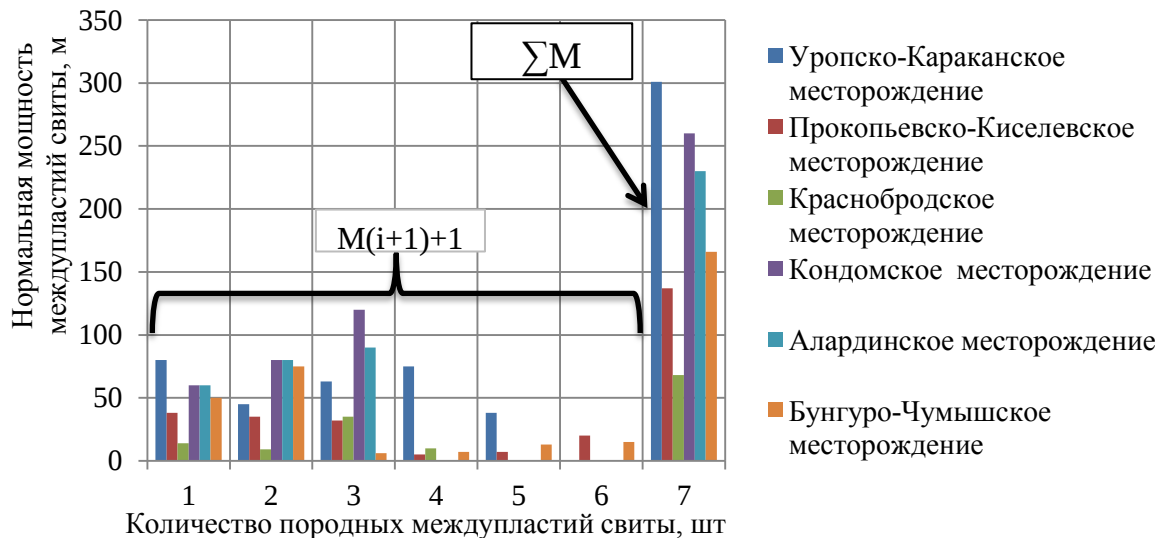
а)



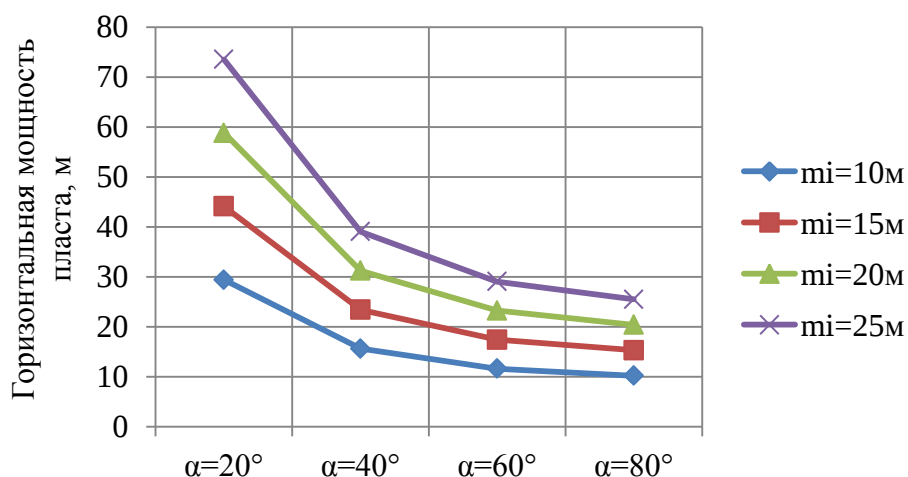
б)



в)



г)

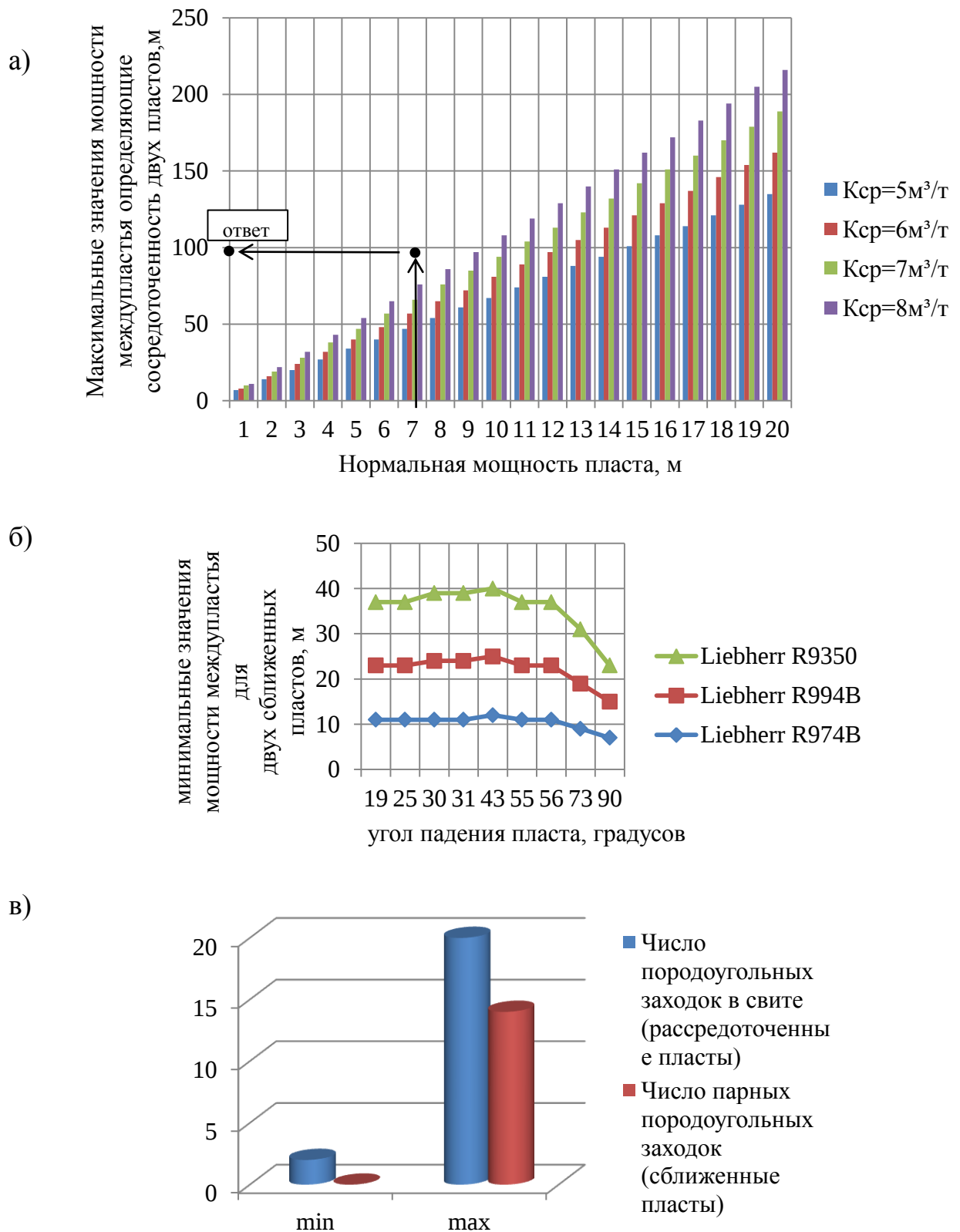


нормальная мощность пластов от их количества и суммарного значения в свите (а); нормальная мощность пластов от их количества (б); нормальная мощность междупластий от их количества и суммарного значения в свите (в); горизонтальная мощность пластов от их нормальной и угла падения в свите (г)

Рисунок 4.3 – Графические зависимости параметров свит пластов

Важным фактором технологической схемы разработки панели является количество разрабатываемых породугольных заходов определяемых распределением пластов в свите по критерию рассредоточения (Рисунок 4.4а,б,в).

Первым критерием оценки сближения или рассредоточения пластов является их распределение по значению среднего коэффициента вскрыши ($K_{ср}$) в зоне строительства карьера первой очереди и относящегося к верхним горизонтам рассматриваемых при анализе свит пластов (Рисунок 4.4а). При $K_{ср} = 7 \text{ м}^3/\text{т}$ и нормальной мощности пласта свиты 11 м минимальной мощностью междупластия определяющее сосредоточение пластов является 100 м., при использовании же конкретной модели ЭГО, например, Liebherr при углах падения свиты $19^\circ \div 90^\circ$ (Рисунок 4.4б) сближение пластов без подрезки близ расположенного пласта изменяется диапазоном 5 ÷ 40 м. Тогда общее процентное распределение по количеству сближенных и рассредоточенных пластов в панелях (Рисунок 4.4в) составляет, для сближенных 1 ÷ 14, рассредоточенных 2 ÷ 18, остальные попадают под категорию смешанного залегания.



минимальные значения мощности междупластья для двух сближенных пластов по условию выемки экскаваторами Liebherr (а); число разрабатываемых породугольных заходок определенных по критерию рассредоточения (б); минимальные и максимальные величины парного распределения сближенных и рассредоточенных пластов

Рисунок 4.4 – Графические зависимости параметров свит пластов

Таким образом, количественные данные, приведенные на рисунках 4.3 и 4.4 определяют параметры свиты пластов в его поперечном сечении и, следовательно, параметры панелей также в его поперечном сечении, т.е. эти параметрические данные являются основой расчета ширины панели.

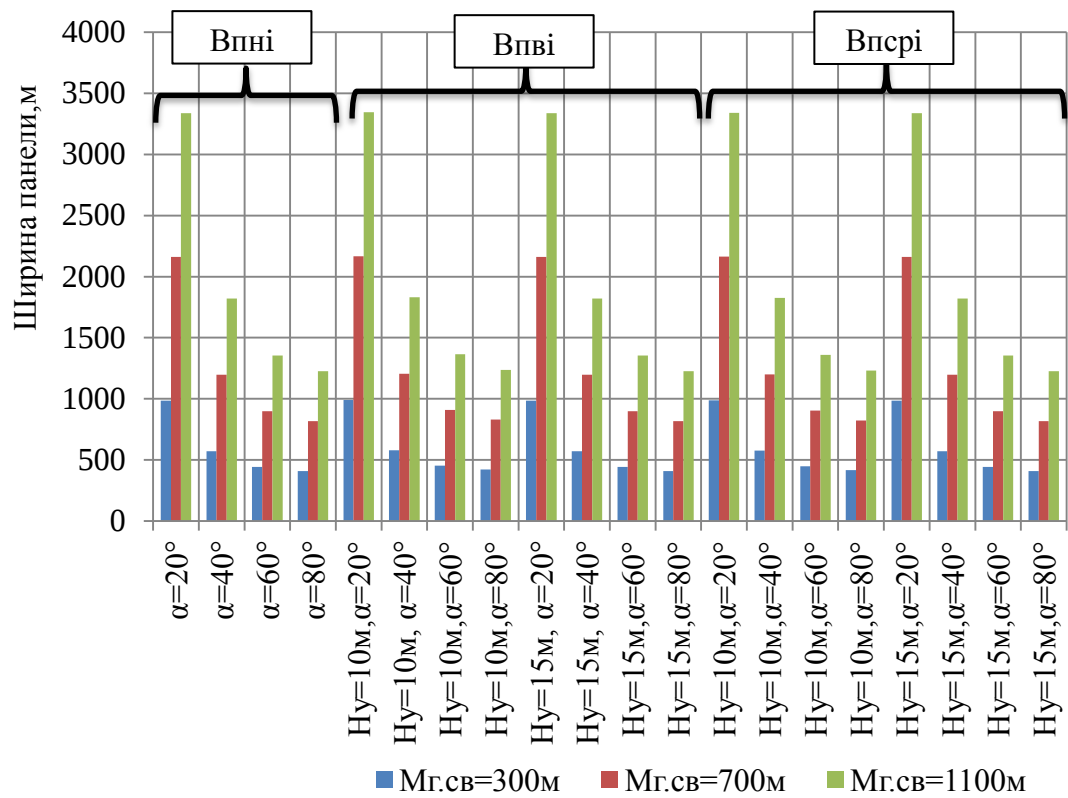
В итоговом варианте объем панели будет определяться с учетом размещения вскрывающих выработок в безугольной части и в целом по зависимости от влияющих факторов параметры панели определятся в виде аналитических зависимостей (Рисунок 4.5).

Главным образом на ширину панели с диапазоном 400÷3300м будет оказывать угол падения свиты пластов, при его увеличении с 20° до 80° ширина снижается в 2,5÷3 раза, а определяющим значением ширины является горизонтальная мощность свиты, устанавливаемая диапазоном 50÷300м. (Рисунок 4.5а). Объем породы междупластьев (Рисунок 4.5б) для длины панели на забойной стороне от 50 до 300 м составляет для суммарной мощности междупластьев $\sum M=50$ м 25÷150 тыс.м³, а для $\sum M=300$ м 155÷898м³. Объем п-ой панели (м³) (Рисунок 4.5в) опять же для длины панели на забойной стороне от 50 до 300м. и горизонтальной мощности свиты от 300 до 1100м. составит от 200 до 1000 тыс.м³. Геологические запасы угля п-ной панели (Рисунок 4.5г) определятся суммарной мощностью пластов от 50 до 150 м, и составят 33,7÷607,6тыс.т. Объем горной массы панели (Рисунок 4.5д) для длины панели на забойной стороне от 50 до 300м. и горизонтальной мощности свиты от 300 до 1100м. составит 83÷1609тыс.м³.

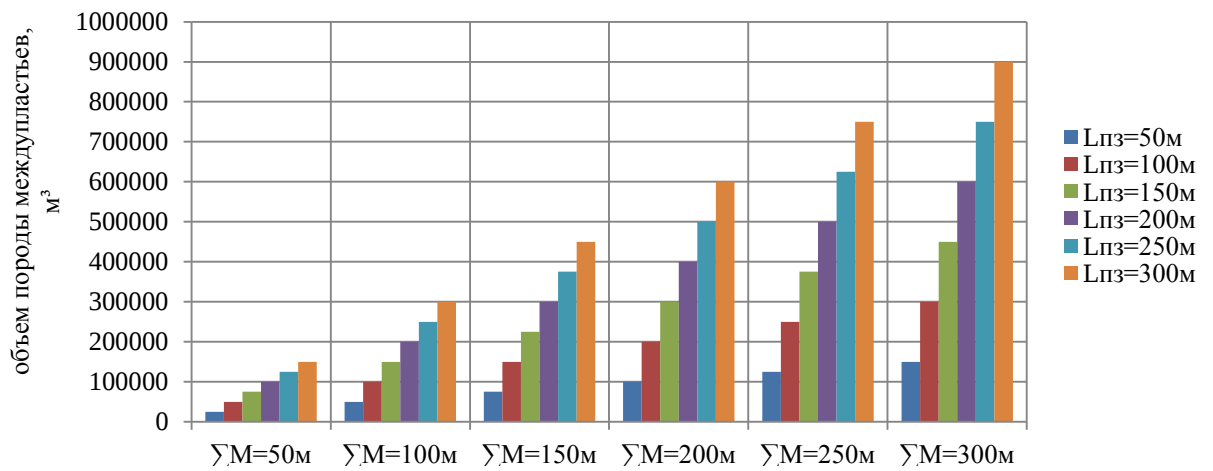
При разработке наносов и первого горизонта содержащего полезное ископаемое необходимо переместить породы на внешний отвал, что бы последующие укладывались в выработанное пространство. Тогда, при разработке панели с порядковым номером № 0 и № 1 их минимальный и максимальный объем (Рисунок 4.5е) изменяется в пределах от 100 до 903 тыс.м³.

Другим ограничительным параметром количества разрабатываемых панелей является обеспечение расчетного уровня производственной мощности (Рисунок 4.6).

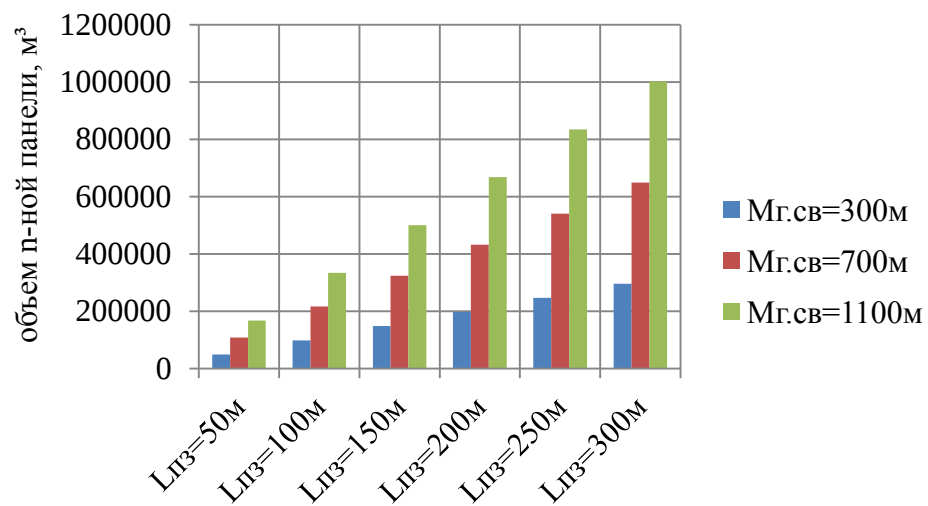
а)



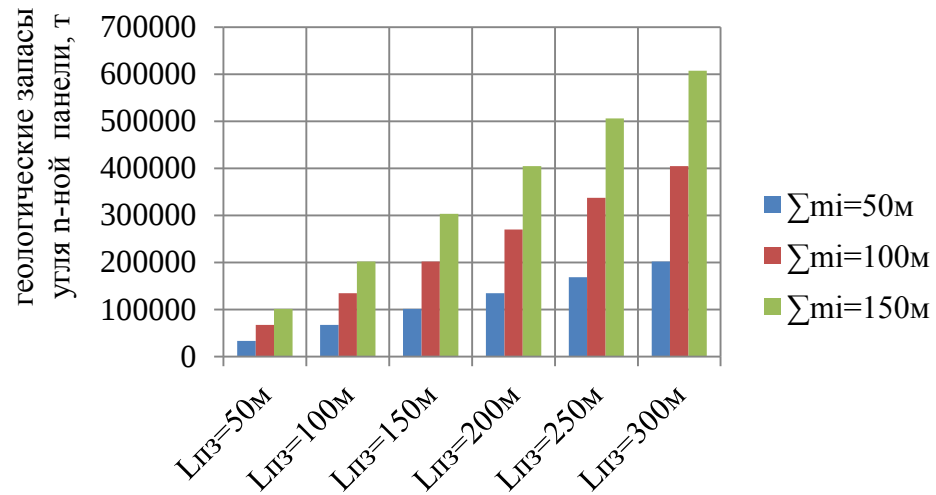
б)



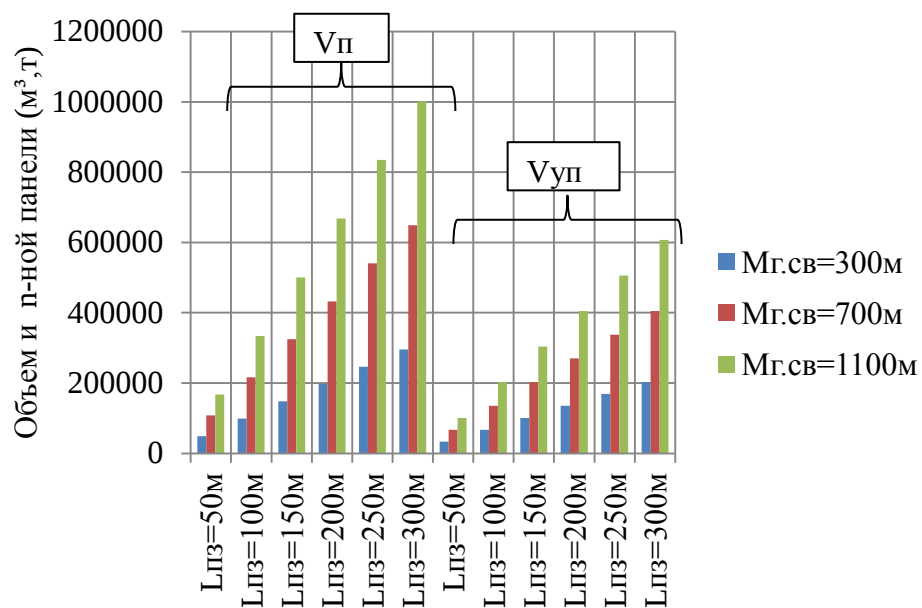
в)



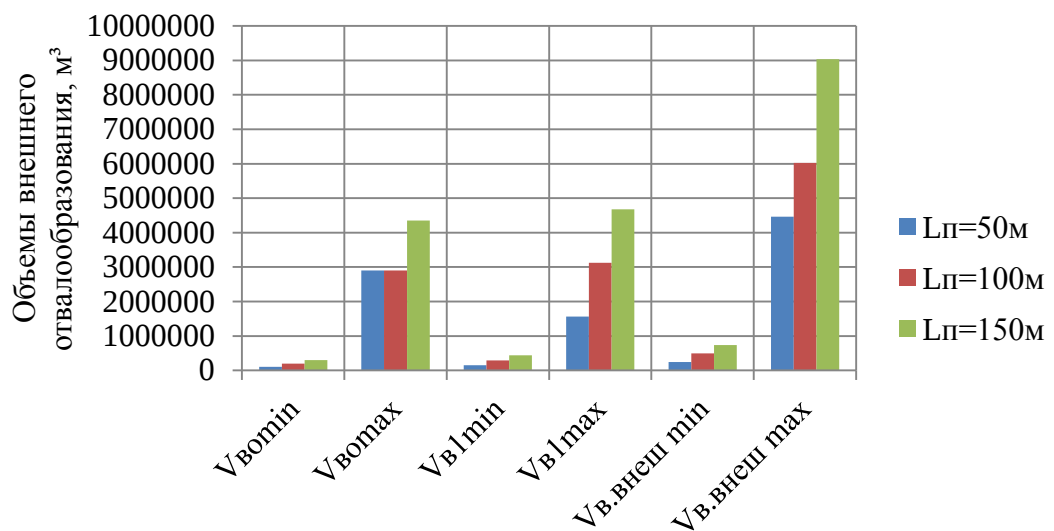
г)



д)



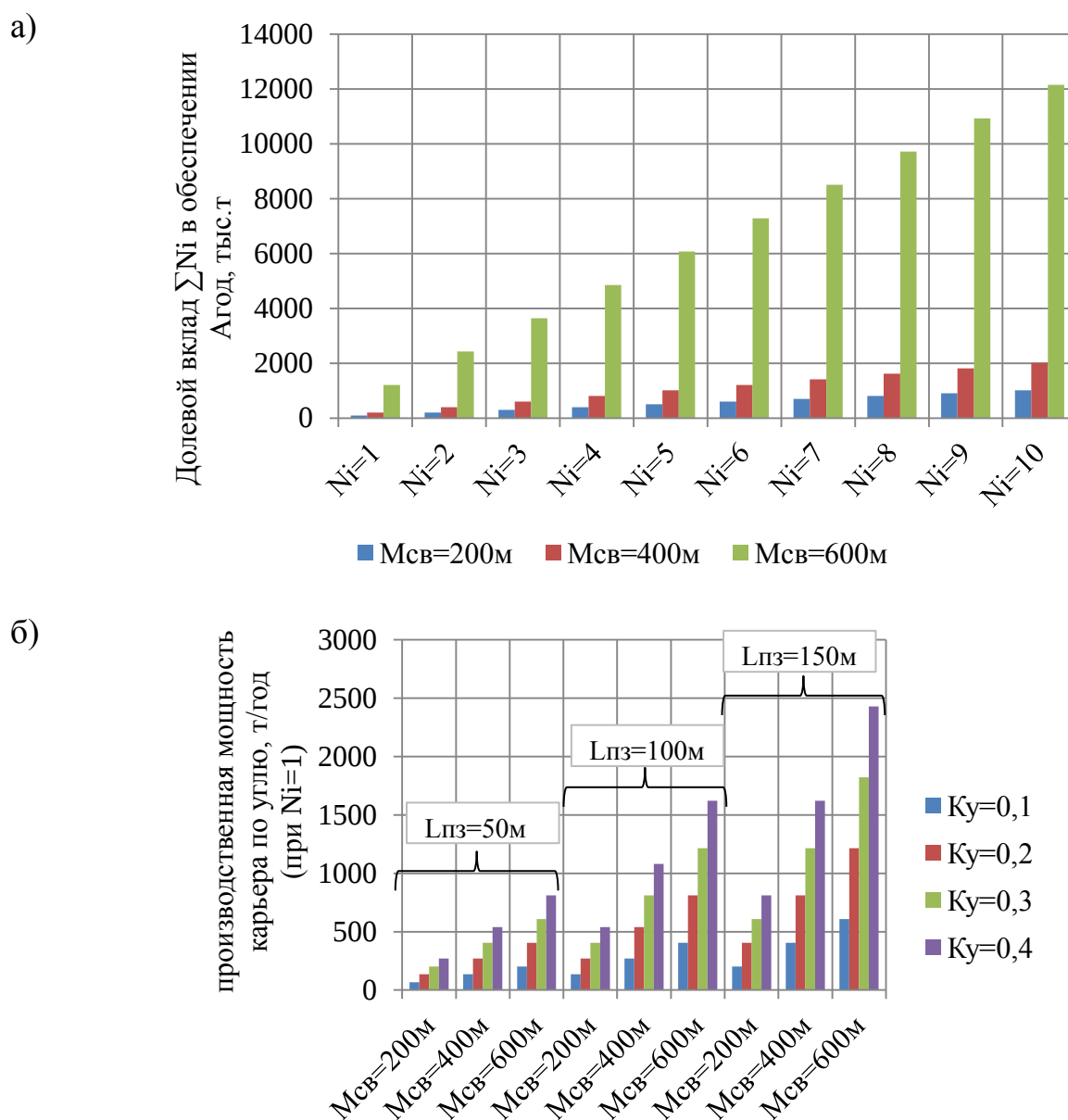
е)

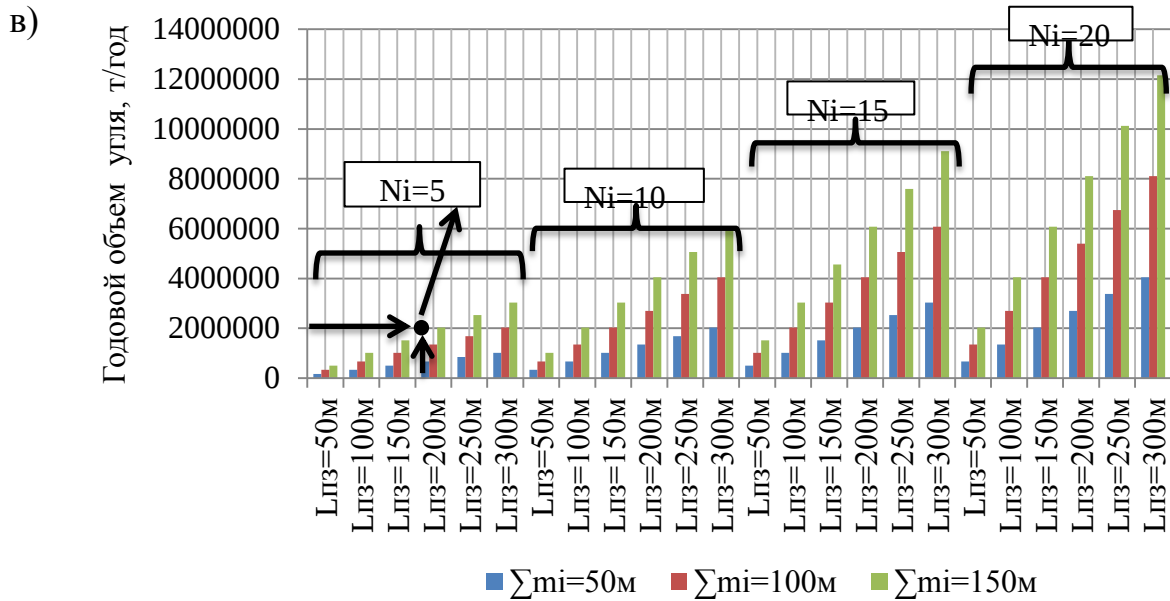


зависимость ширины панели по нижней площадке уступа ($V_{пн}$), верхней площадки уступа ($V_{пв}$), средней ширины панели ($V_{пср}$) от высоты уступа (H_y), угла падения пластов свиты (α) и горизонтальной мощности свиты ($M_{г.св}$) (а); зависимость объема породы междупластьев от длины панели на забойной стороне ($L_{пз}$) и суммарной горизон-

тальной мощности породных междупластьев (ΣM) (б); зависимость объема п-ной панели от горизонтальной мощности свиты пластов ($M_{г.св}$) и длины панели на забойной стороне ($L_{пз}$) (в); зависимость геологических запасов угля п-ной панели от суммарной нормальной мощности пластов свиты (Σm_i) и длины панели на забойной стороне ($L_{пз}$) (г); зависимости объемов горной массы п-ной панели от горизонтальной мощности свиты пластов ($M_{г.св}$) и длины панели на забойной стороне ($L_{пз}$) (д); зависимости минимальных и максимальных объемов панели с порядковыми номерами 0 и 1 (внешнее отвалообразование) от длины панели (L_p) (е)

Рисунок 4.5 – Многофакторные аналитические взаимозависимости ширины, длины и объемов панели





зависимости долевого вклада разрабатываемых панелей ($\sum Ni$) в обеспечение годовой производственной мощности от числа панелей (Ni) и мощности свиты ($M_{св}$) (а); зависимости производственной мощности по углю при $Ni=1$ от мощности свиты ($M_{св}$), коэффициента угленосности (K_y), длины панели на забойной стороне ($L_{пз}$) (б); зависимости годовой производственной мощности от числа одновременно разрабатываемых панелей (Ni), длины панели ($L_{пз}$) и суммарной мощности угольных пластов свиты ($\sum m_i$) (г)

Рисунок 4.6 – Многофакторная модель взаимозависимостей длины панели и годового объема угля

Долевой вклад суммарного количества панелей ($\sum Ni$) в зависимости от мощности свиты представлен на рисунке 4.6а. Количественное изменение числа панелей от 1 до 10 определяет для мощностей свиты от 200 до 600м. долевой вклад от 100,1 до 1215 тыс.т. При разработке же одной панели (Рисунок 4.6б) для изменения угленосности свиты от 10 до 40% и расчетного значения длины панели на забойной стороне от 50 до 150м. составит от 60 до 2430 т/год. Следовательно, в окончательном виде длина панели установится следующим образом (Рисунок 4.6в), недропользователь задается уровнем производственной мощности (горизонтальной стрелкой показано) 200000 т/год, и зная сумму мощности разрабатываемых пластов (вертикальной стрелкой показано) 50м. необходимо принимать длину панели равной 200м., тогда получим, что в течении одного года необходимо в карьерном поле от-

работать не менее пяти панелей, показано наклонной стрелкой на рисунке. В этом случае выбор развития горных работ не зависит от подвигания или отгона горных работ, из-за того, что параметры производства (панели) будут постоянными.

4.4 Оценка режима горных работ при строительстве карьера первой очереди

Для изучения вопроса применения бестранспортной технологии при строительстве карьера первой очереди следует устанавливать ее техническую границу (согласно алгоритму на рисунке 2.1), для этого необходимо знать положение бестранспортной зоны по рабочей высоте карьерного поля (относительно дна карьера). Это также необходимо для расширения поставленных задач исследования, например, выбора способа и схемы разработки всей породугольной толщи, только по бестранспортной технологии или по комбинированной транспортно-бестранспортной. В свою очередь зависят от соотношения высоты бестранспортной зоны и карьерного поля (глубины разработки залежи); определения доли объема карьерного поля, отрабатываемого по бестранспортной технологии при установлении эффективности разработки залежи.

Определение глубины отработки залежи может быть осуществлено на базе ее горно-геометрического анализа [149].

Из теоретических положений известно [15, 149], что одной из задач горно-геометрического анализа залежи является определение конечной глубины ее отработки. При углубочных продольных системах разработки она устанавливается путем сравнения текущего коэффициента вскрыши (K_T), вычисляемого при по горизонтном углублении горных работ, с экономически допустимым граничным коэффициентом вскрыши ($K_{гр}$). Для этого на каждом горизонте рассчитываются объемы горной массы, угля, пустой породы при углах наклона рабочих бортов. При достижении горизонта, на котором $K_T =$

$K_{гр}$, отстраиваются борта погашения. Как функция конечной глубины отработки залежи определяется ширина карьера по поверхности, с учетом значений устойчивых углов бортов карьера и ширина по дну. Далее, по нескольким геологическим разрезам и с учетом протяженности залежи определяются объемы горной массы карьерного поля, угля и вскрышных пород. Результаты анализа представляются в виде графиков режима горных работ.

Такой же принципиальный подход может быть применен к определению конечной глубины карьера и при формировании рабочей зоны карьера первой очереди в виде панели. В этом случае отличительной особенностью горно-геометрического анализа является определение текущего коэффициента вскрыши. Он вычисляется при нерабочих бортах карьера, углы наклонов которых равны углам погашения, а его величина не зависит от угла рабочего борта и он приравнивается к среднему коэффициенту вскрыши. Средний коэффициент вскрыши устанавливается в границах контура каждого варианта по всем геологическим разрезам карьерного поля.

Текущий коэффициент вскрыши из-за наклона рабочего борта может быть равен, больше или меньше среднего, но при укрупненных расчетах при определении средней предельной глубины карьера можно использовать равенство граничного и среднего коэффициентов вскрыши. Определение граничного коэффициента вскрыши в условиях рыночной экономики является отдельной весьма сложной задачей. Перманентность исходных данных, зависящих от цен на потребляемые ресурсы и технологии разработки месторождений, не позволяет с достаточной надежностью устанавливать значение граничного коэффициента вскрыши на перспективу. Поэтому и определение граничной глубины карьера является также сложной задачей, поскольку карьер строится и эксплуатируется продолжительное время.

В зависимости от нормы прибыли в конкретных горно-геологических условиях значения граничного коэффициента могут быть минимальные в пределах $5-9 \text{ м}^3/\text{т}$ и максимальные $12-16,5 \text{ м}^3/\text{т}$. Наибольший интерес представляют значения граничного коэффициента вскрыши при наиболее реаль-

ной норме прибыли – $7,5 \div 9,5 \text{ м}^3/\text{т}$. [169]. Для выполняемого настоящего анализа ориентировочные значения граничного коэффициента вскрыши можно принять в этих же пределах. Следует отметить, что при проектировании разработки конкретного месторождения значение граничного коэффициента вскрыши, как экономического показателя следует обосновывать при совокупном учёте всех влияющих факторов.

Для анализа были выбраны четыре месторождения для изучения следующих вопросов. Распределения среднего коэффициента вскрыши ($K_{\text{ср}}$) по глубине разработки свиты пластов наклонного падения, имеющая рассредоточенное залегание некоторых из них. Необходимо изучить зависимости $K_{\text{ср}} = f(H_k)$ от числа разрабатываемых пластов в свите, путём исключения мощных междупластий (соответственно и одного из пластов), что повышает угленосность свиты. Этим условиям отвечает геология участка «Колмогоровский» Уропско-Караканского месторождения (Рисунок 4.7). Для изучения зависимости $K_{\text{ср}} = f(H_k)$ при отработке одиночного пласта при его крутом залегании. Эти условия часто встречаются на месторождениях Прокопьевско – Киселёвского, Кондомского, Бунгуро-Чумышского и других месторождений. Этим условиям отвечает геология участка «Прокопьевский» Прокопьевско – Киселёвского месторождения (Рисунок 4.8). Для изучения зависимости $K_{\text{ср}} = f(H_k)$ необходимо рассмотрение такого варианта, как разработка свиты сосредоточенных пластов крутого падения с целью сравнения его с показателями разработки одиночного пласта. Этим же условиям отвечает геология Прокопьевско – Киселёвского угольного месторождения. Для изучения зависимости $K_{\text{ср}} = f(H_k)$ необходимо рассмотрение такого варианта как сложное крутопадающее залегание пластов с целью сравнения его показателей с показателями разработки одиночного пласта и свиты сосредоточенных пластов крутого падения. Этим условиям отвечает геология участка «Листвянский», Кондомского месторождения (Рисунок 4.9).

Вариант 1. Отработка всех пластов свиты при её угленосности $K_y=12,4\%$ может осуществляться при большом значении коэффициента

вскрыши (не менее $8\text{ м}^3/\text{т}$). При $K_{\text{гр}} = 8\text{ м}^3/\text{т}$ глубина разработки составит $100\div 120\text{ м}$. При принятом для анализа максимальном граничном коэффициенте $K_{\text{гр}} = 9\text{ м}^3/\text{т}$ глубина разреза может достигнуть 260 м .

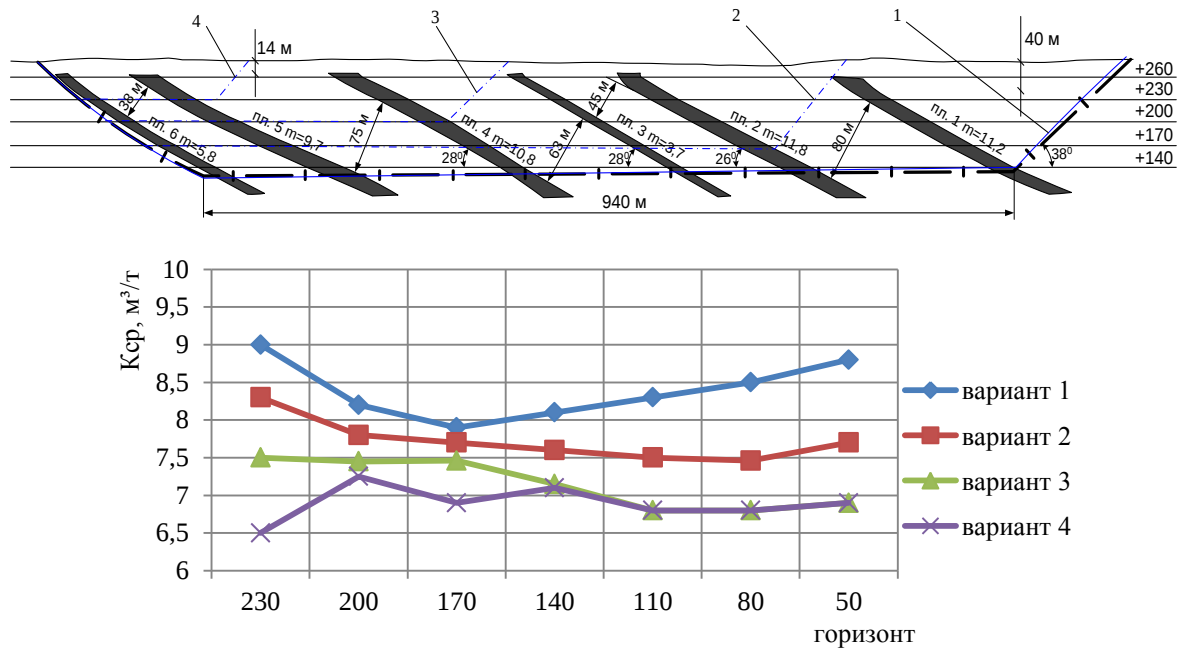


Рисунок 4.7 – Зависимости среднего коэффициента вскрыши от глубины и вариантов отработки залежи Уропско-Караканского угольного месторождения

1. Разработка свиты наклонных пластов (Рисунок 4.7). При применении драглайнов малых и средних моделей и при $K_{\text{ср}} = 8\text{ м}^3/\text{т}$, доля бестранспортной технологии может составлять $21\div 72\%$. Слойной коэффициент вскрыши по бестранспортной зоне значительно ниже среднего ($6,08\div 6,94\text{ м}^3/\text{т}$) $< 7,87\text{ м}^3/\text{т}$. Значительная ширина дна карьера – 940 м позволяет применять длинно стреловые драглайны типа ЭШ-10.100, тогда при условии $K_{\text{ср}} = 9\text{ м}^3/\text{т}$, глубина карьера составит 260 м . высота бестранспортной зоны может достигнуть 165 м .

Вариант 2. Исключается разработка пл.1 и, следовательно, снижаются объёмы выемки мощного междупластья ($M=80\text{ м}$). Оно попадает только в разнос борта. Угленасыщенность разрабатываемой части свиты возрастёт до $12,9\%$, что обуславливает при её разработке минимальное значение $K_{\text{ср}} = 7,5\text{ м}^3/\text{т}$ при глубине разработки $160\text{--}170\text{ м}$. Таким образом, исключение из разра-

ботки мощного междупластья способствует снижению (по сравнению с вариантом 1) минимального значения $K_{ср}$ и при этом его уровне увеличивается глубина разработки свиты на 50м. Условия применения драглайнов примерно такие же, как по варианту 1.

Вариант 3. Осуществляется разработка только трёх рабочих пластов – 4, 5 и 6. Исключается разработка трёх мощных междупластий 80, 45 и 63м. соответственно. Угленосность отрабатываемой части свиты – 15%. Минимальное значение $K_{ср}=6,6 \text{ м}^3/\text{т}$ при глубине разработки $180\div 200\text{м}$. Длинно стреловые модели драглайнов при отсыпке пятиярусных отвалов могут повысить долю бестранспортной технологии до $70\div 80 \%$. Однако их работа будет осложняться коротким фронтом работ – 360м.

Вариант 4. Разрабатываются только два стратиграфически нижних пласта – 5 и 6 с междупластьем между ними мощностью 38м. Угленосность разрабатываемой части свиты составит 24,5%. Характер зависимости $K_{ср} = f(H_k)$ сложный, с нерегулярным возрастанием и снижением функции. Возрастание $K_{ср}$ связано с разнесом борта по междупластью пл.4 – пл.5 при углублении горных работ, а снижение с попаданием в разнос борта пласта 4. Значения $K_{ср}$ ниже вариантов 1,2,3 при развитии горных работ на глубину до 150м, а при дальнейшем углублении контуры горных работ этого варианта и варианта 3 совпадают. Эффективно использование драглайнов малых и средних моделей при глубине разработки 110м ($K_{ср} = 6,77 \text{ м}^3/\text{т}$). Слойной коэффициент вскрыши бестранспортной зоны составит $4,14 - 6,15 \text{ м}^3/\text{т}$ при доле технологии 18-64%. Применение длинно стреловых драглайнов на больших глубинах проблематично из-за малой ширины карьера 150м. Применение малых и средних драглайнов обеспечит долю бестранспортной технологии в размере 6-26%, но при низком слоевом коэффициенте вскрыши. Таким образом, свиту наклонных пластов можно разрабатывать с долевым участием бестранспортной технологии от 20 до 100% с применением драглайнов всех моделей, хотя применение длинно стреловых моделей может быть затруднено коротким фронтом работ (малая ширина карьера).

Управление средним коэффициентом вскрыши и, следовательно, глубиной разработки свиты может быть осуществлено исключением из разработки мощных междупластий, обуславливающих рассредоточение пластов. Вышележащий пласт над междупластьем частично разрабатывается при разnose борта, часть пласта, остающаяся в борту, может быть отработана подземным способом.

2. Разработка группы сближенных пластов крутого залегания (Рисунок 4.8).

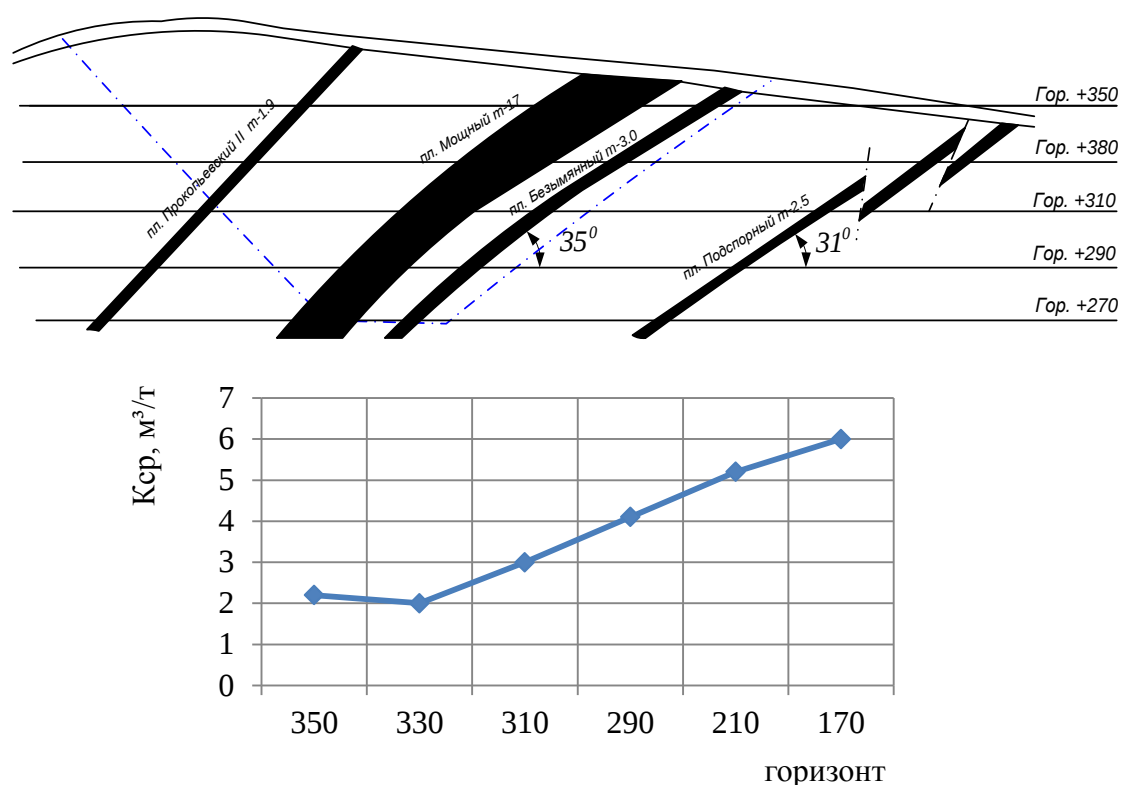


Рисунок 4.8 – Зависимости среднего коэффициента вскрыши от глубины и варианта отработки залежи Прокопьевско-Киселёвского угольного месторождения

Разработке подлежит один рабочий пласт мощностью 17м. Мощность междупластия 15м. Угленосность свиты 57%, характер зависимости $K_{ср} = f(H_k)$ параболический. Высокая угленосность свиты обуславливает низкое значение $K_{ср}$ в пределах до $7 \text{ м}^3/\text{т}$ на глубинах разработки свиты до 200м. При принятом для исследования нижнем значении $K_{гр} = 4 \text{ м}^3/\text{т}$ глубина разработки

составит 140м. Ширина дна карьера небольшая – 60м, поэтому возможно применение драглайнов малых моделей (длина стрелы 45÷50м). Доля бес-транспортной технологии может составлять 8÷45%. Рассматриваемое условие работы драглайна ставит задачу исследования организации работ при отсыпке многоярусного отвала на коротком отвальном фронте.

3. Разработка свиты сосредоточенных пластов крутого падения (Рисунок 4.9).

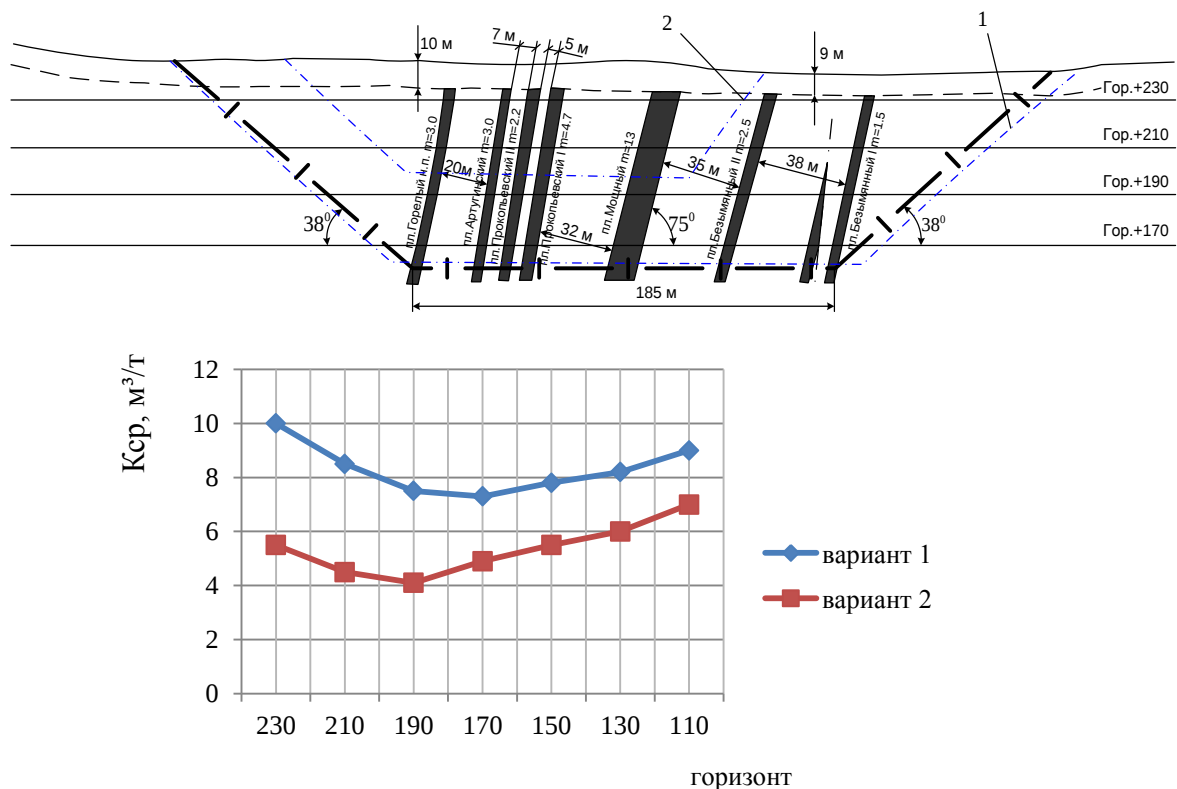


Рисунок 4.9 – Зависимости среднего коэффициента вскрыши от глубины и вариантов отработки залежи Краснобродского угольного месторождения

Вариант 1. Отработке подлежит группе из семи крутопадающих пластов. Один пласт рабочий ($m=13m$), а остальные относятся к категории пластов попутной добычи. Угленосность свиты 16,6%. График распределения $K_{ср} = f(H_k)$ имеет, как и при разработке одиночного мощного рабочего пласта, вид параболы. Наличие шести пластов попутной добычи ($m=1,5-3m$) при значительных мощностях междупластий (20, 32, 35 и 38м) обуславливают боль-

шое значение среднего коэффициента вскрыши. Минимальное значение $K_{\text{ср}} = 7,3 \text{ м}^3/\text{т}$ при глубине разработки 60м. при значении граничного коэффициента вскрыши, близкого к $9 \text{ м}^3/\text{т}$, глубина разработки составит 110-120м. Средняя по значению ширина дна карьера – 185м позволяет применять драглайны с длиной стрелы 70÷80м. Доля бестранспортной технологии может составить при их применении 20÷76%.

Вариант 2. Разработке подлежит группа из рабочего пласта и трёх пластов попутной добычи (пласты мощностью 1,5, 2,5, 3м разрабатываются при разносе бортов) Угленосность разрабатываемой части свиты 31,1%. Характер зависимости $K_{\text{ср}} = f(H_{\text{к}})$ так же параболический, однако средний коэффициент существенно ниже, чем в предыдущем варианте. Минимальное значение $K_{\text{ср}} = 4,3 \text{ м}^3/\text{т}$ при глубине разработки 35÷40м. При $K_{\text{ср}} = K_{\text{гр}} = 9 \text{ м}^3/\text{т}$ глубина разработки может достигать 220м. При среднем значении граничного коэффициента $K_{\text{ср}} = K_{\text{гр}} = 6 \text{ м}^3/\text{т}$ глубина разработки составит 110÷120м. Малая ширина дна 75м позволит эффективно работать драглайном малых моделей (длина стрелы 45÷50м). Доля бестранспортной технологии может составить от 16% до 69% при низком слоевом среднем значении коэффициента вскрыши – $3,6 \div 5,5 \text{ м}^3/\text{т}$.

4. Разработка свиты крутопадающих пластов сложного залегания (Рисунок 4.10).

Вариант 1. Разработке подлежат все пласты свиты (9 пластов рабочей мощности $m=5,2 \div 6,4\text{м}$). Угленосность свиты изменяется по глубине от 9,7 до 10,9% из-за большой нарушенности пластов. Зависимость $K_{\text{ср}} = f(H_{\text{к}})$ сложная и определяется случайным характером пространственного распределения пластов в результате дизъюнктивных нарушений. Значительные мощности междупластий – 30, 58, 65 и до 165м определяют высокое значение среднего коэффициента вскрыши. Минимальное значение $K_{\text{ср}} = 8 \text{ м}^3/\text{т}$ при глубине разработки залежи 90÷110м. Ширина дна карьерного поля 495м, что позволяет применять драглайны средней и большой мощности. Тогда при глубине

разработки 90÷110м доля бестранспортной технологии может составлять от 30 до 100%.

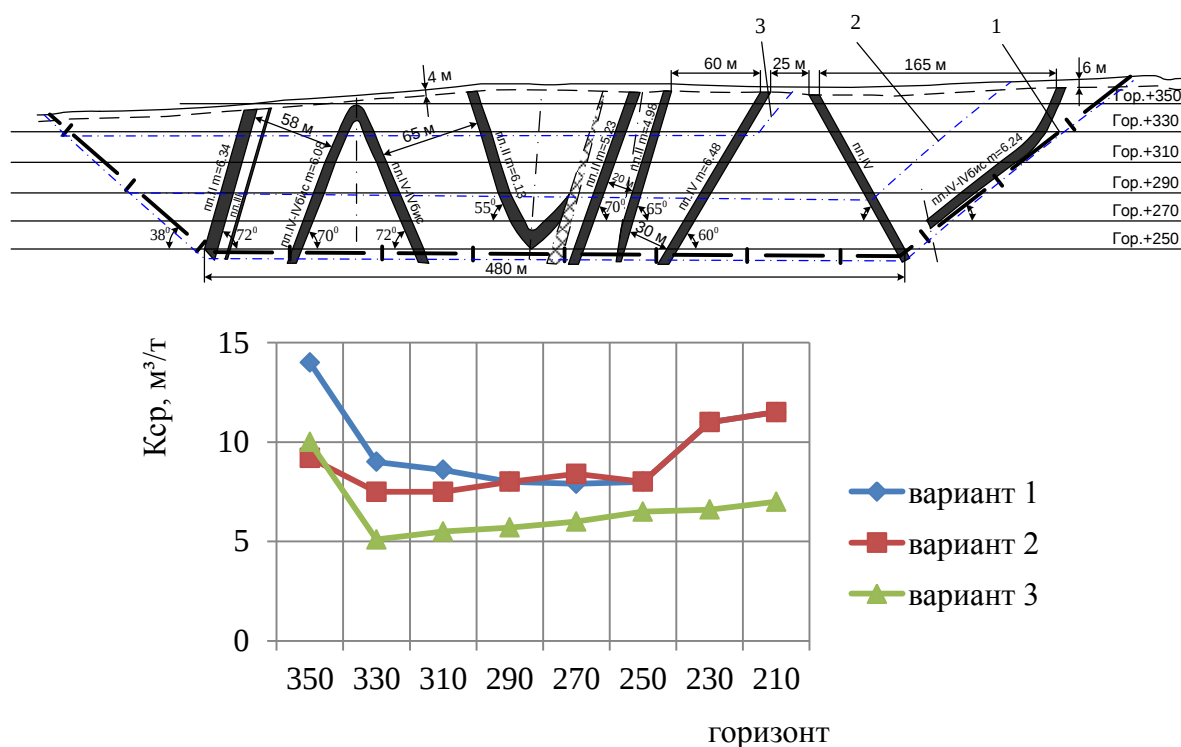


Рисунок 4.10 – Зависимости среднего коэффициента вскрыши от глубины и вариантов отработки залежи Кондомского месторождения

Вариант 2. Исключается из разработки пласт IV-IV^{бис}, m=6,24м. Это исключает из разработки породный клин с основанием по поверхности в 165м. Угленосность свиты повышается до 10,4÷10,7%. Характер зависимости $K_{ср} = f(H_k)$ сложный, причём график лежит ниже графика $K_{ср} = f(H_k)$ по варианту 1 до глубины горных работ 110м. При дальнейшем углублении графики совпадают, так как по варианту 1 при разnose правого борта в попутную добычу попадает пласт IV-IV^{бис}. Поэтому условия и показатели применения бестранспортной технологии на глубинах 90÷110м по варианту 2 аналогичны варианту 1, тем более что ширина дна карьерного поля примерно та же 463м.

Вариант 3. Для улучшения показателей по вариантам 1 и 2 из разработки исключаются правое крыло пл. IV и пл. IV-IV^{бис}. Угленосность разрабатываемой части свиты возрастает до 12÷13%. Значение среднего коэффициента

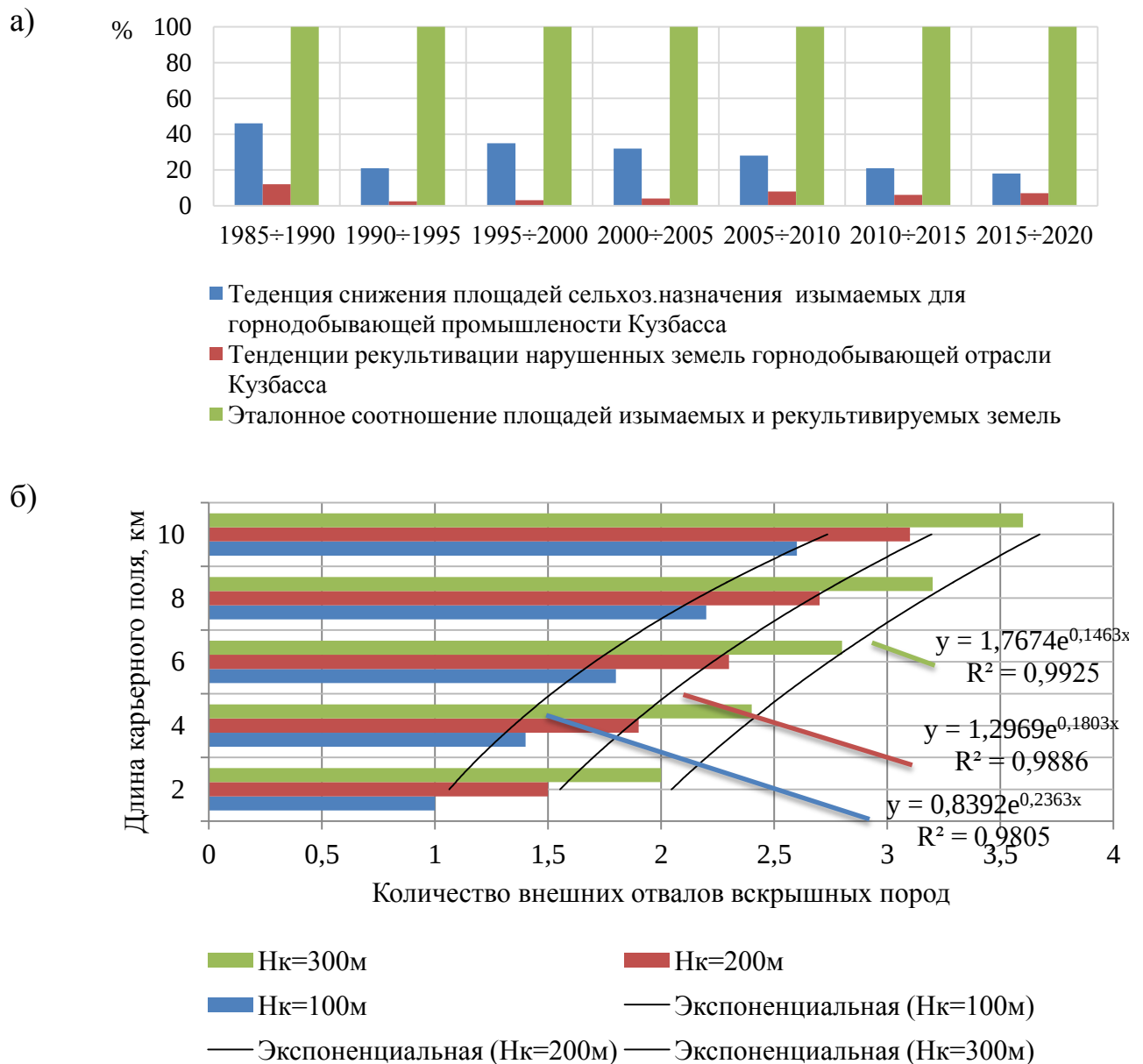
существенно ниже: минимальное значение $K_{cp}=4,75 \text{ м}^3/\text{т}$ достигается при глубине разработки 30м. При среднем значении граничного коэффициента вскрыши $K_{гр} = 6\div 6,5 \text{ м}^3/\text{т}$ глубина разработки составит 90-110м. Ширина дна карьерного поля $312\div 326\text{м}$, что позволяет применять драглайны средних моделей. Доля бестранспортной технологии может составлять $30\div 100\%$.

Выполненный горно-геометрический анализ месторождений позволил сделать следующие промежуточные заключения: 1. предел глубины горных работ на наклонных и крутопадающих залежах при строительстве карьера первой очереди с рабочей зоной выраженной в виде панели и применением экскаваторно-отвального технологического комплекса ограничивается 250 метрами, при значении среднего коэффициента вскрыши не более $9 \text{ м}^3/\text{т}$; 2. управление средним коэффициентом вскрыши (режимом горных работ) достигается исключением из разработки мощных породных междупластьев; 3. ограниченность бестранспортного фронта работ не более 1 км определяется исходя из ширины карьерного поля (поперечном сечении свиты), принятой к отработке свиты пластов или ее части, и установленной расчетными вариантами горно-геометрического анализа.

Положения данного промежуточного заключения используются в дальнейшем при конечной корректировке глубины сооружения карьера первой очереди, выраженной через критерии ресурсопотребления.

4.5 Оценка показателей эффективности, ресурсопотребления предлагаемого технологического решения и конечной глубины сооружения карьера первой очереди

При использовании известных технологических решений с углубочным продольным фронтом работ происходит увеличение площади изымаемых под горные работы земель (Рисунок 4.11а,б), зачастую пахотных. Все это в совокупности привело к тому, что создалась реальная угроза необратимого нарушения экологического равновесия.



тенденции соотношения снижения площадей сельскохозяйственного назначения и рекультивации нарушенных земель (а); укрупненное аналитическое обобщение зависимости количества внешних отвалов вскрышных пород угольных разрезов Кузбасса от длины и глубины карьерного поля (б);

Рисунок 4.11 – Тенденции изъятия земель в Кузбассе при открытой угледобыче

Поэтому дальнейшее развитие действующих угледобывающих предприятий и перспектива освоения новых месторождений Кузбасса в условиях ухудшающейся экологической обстановки будут зависеть от уровня ресурсосбережения применяемых технологий открытой угледобычи [246]. За весь

период освоения месторождений Кузбасса было создано карьерных выемок общим объемом, по укрупненным расчетам, порядка $4\div 5$ млрд. м³ [56]. С их формированием основные объемы вскрышных пород перемещались на относительно большие расстояния, что увеличивало долю транспортных расходов в себестоимости угля. Размещение вскрышных пород во внешние отвалы требовало отчуждения больших площадей земель и усиливало негативное воздействие на окружающую среду [88, 115, 142, 190].

Поэтому получаемый сегодня экономический эффект от частичного использования выработанного пространства должен соизмеряться с теми потерями, которые были вызваны в прошлом дополнительными затратами на создание и поддержание огромного потенциального ресурса, который, очевидно, останется в таком состоянии в большем своем объеме по окончании горных работ в виде остаточных карьерных выемок, которые потом необходимо рекультивировать (Рисунок 4.11) [58].

В предлагаемом решении строительства карьера первой очереди, рабочая зона, как при подвигании фронта работ, так и углублении, всегда равна протяжённости одной панели и, следовательно, этому размещение вскрышных пород во внутренний отвал то же осуществляется в пределах одной панели. Поэтому наступает равенство площади изымаемой и рекультивируемой площади нарушенной горными работами (Рисунок 4.12). Для карьерных полей угольных разрезов к концу срока эксплуатации карьерного поля площадь нарушаемых земель достигает в среднем 100Га, включая внешний отвал и карьерную выемку, а рекультивации нарушенных земель не более $60\div 80$ Га., что показывает отрицательную динамику между изъятием и возвратом. В эталонном соотношении следует стремиться к сближению вышеуказанных долей [167]. Напротив же, при использовании предлагаемой технологии, во-первых, отсутствуют значительные площади внешнего отвала, за исключением размещения нескольких первых панелей Про и Пскп, затем по мере развития рабочей зоны остальные объемы перемещаются в выработанное пространство карьерного поля. Во-вторых, при равенстве панелей действует

принцип сколько изъяли площади, столько же и отсыпали во внутренний отвал.

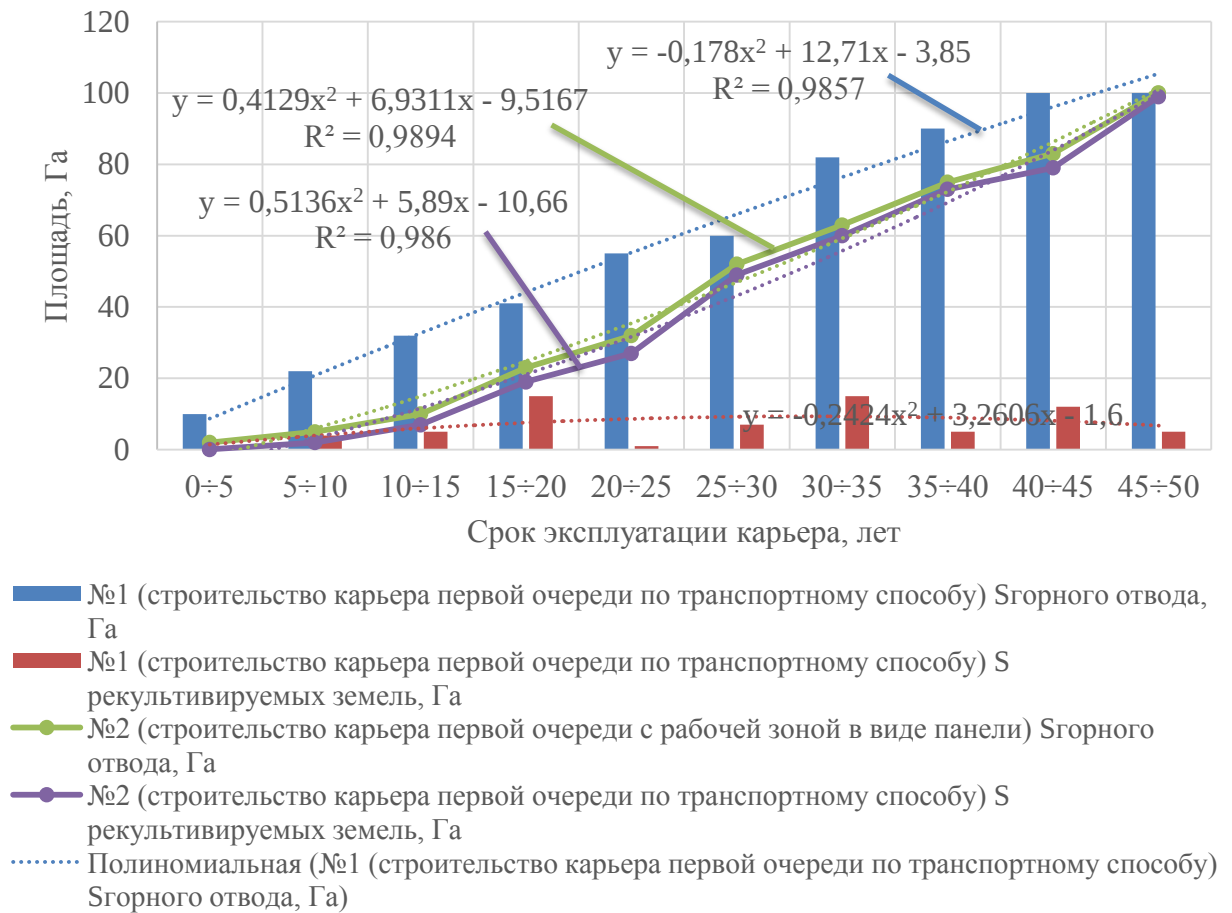
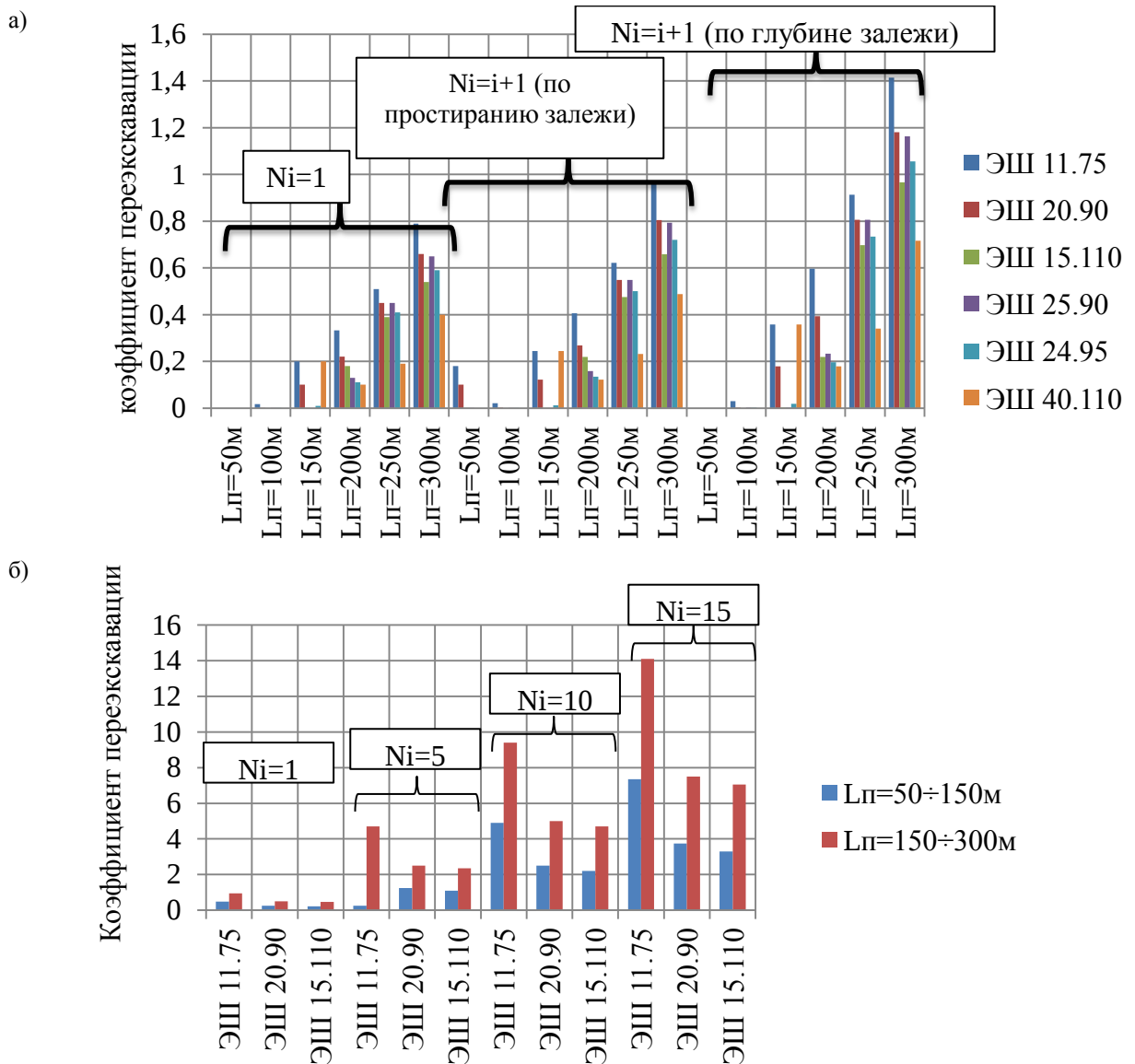


Рисунок 4.12 – Зависимость отношения изымаемых и рекультивируемых площадей для разновидностей систем разработки используемых при строительстве карьера первой очереди

Тогда аргументировано стоит отметить, что отвальный массив формируется равными частями наравне с площадью нарушаемых земель в пределах карьерного поля. Следовательно, после усадки внутреннего отвала [167], которые занимает от 1 до 2 лет, можно проводить технический и биологический этап рекультивации, который примерно составляет от 1 до 2 лет. Тогда, и наблюдается близкое соотношение изъятия и возврата земель.

Следующим критерием технологической эффективности сооружения карьера первой очереди является коэффициент переэкскавации (Рисунок 4.13).



зависимость коэффициента переэкскавации от модели драглайна, длины панели и порядка суммарного наращивания числа панелей по простиранию или падению свиты пластов (а); общая зависимость коэффициента переэкскавации от модели драглайна и длины панели (б)

Рисунок 4.13 – Зависимости коэффициента переэкскавации

Низкое значение коэффициента переэкскавации при $N_i=1$ в диапазоне $0,01 \div 0,8$ (Рисунок 4.13), при $N_i=i+1$ по простиранию залежи $0,03 \div 1$, при $N_i=i+1$ по падению залежи $0,01 \div 1,4$ поясняется тем, что при перевалке

породы полное использование рабочих параметров драглайна, приурочено к суммарной отработке нескольких панелей (Таблицы 4.3) и еще из-за ограниченности высоты уступа ЭГО не более 5м, тогда, например, ЭШ-11.75 может переваливать вскрышу за один ход из нескольких панелей. При увеличении длины панели с 50 до 300м. она будет ограничивать их одновременно разрабатываемых числом [149] (Рисунок 4.13б).

В целом же для общепринятой оценки эффективности технологии предлагается оценить вышеприведённые положения посредством учета дисконтированного нарастающего эффекта (Рисунок 4.14).

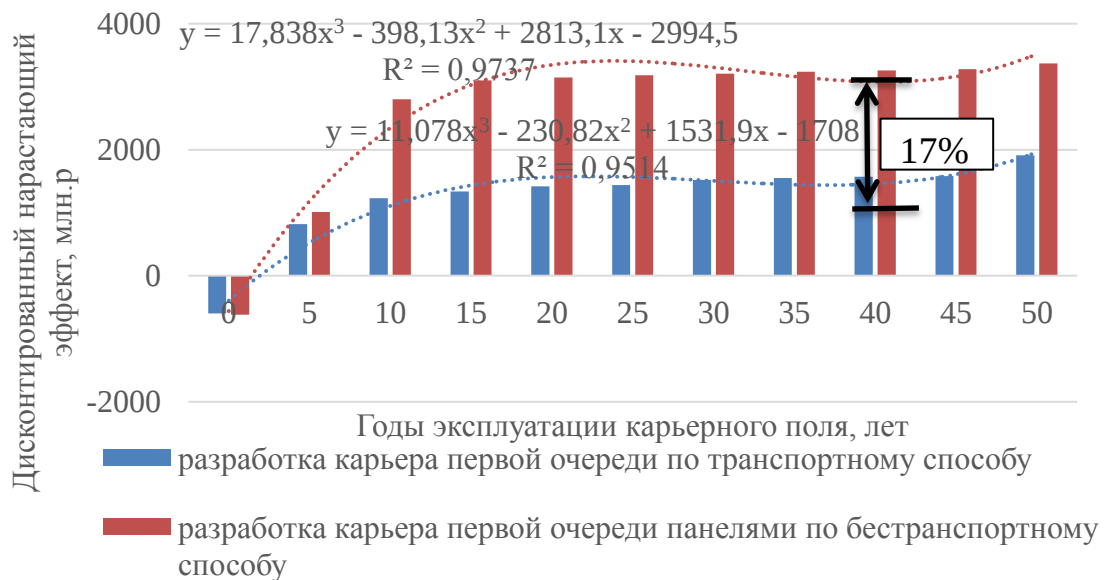


Рисунок 4.14 – Зависимость нарастающего дисконтированного эффекта от года эксплуатации карьерного поля

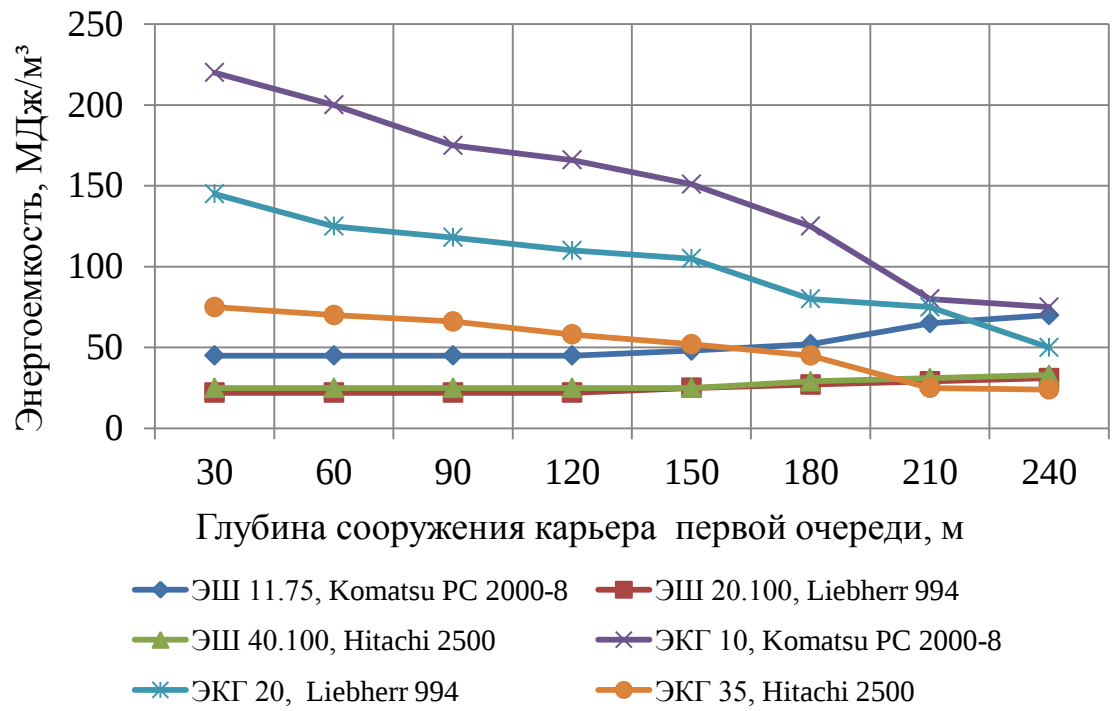
Эффективность применения бестранспортной технологии для разработки панелей карьера первой очереди оценивается при сравнении с вариантом отработки по транспортной технологии. При эксплуатации и последующей рекультивации карьерного поля, включая строительство первоначальной выработки под внутренний отвал показывает следующее изменение нарастающего дисконтированного дохода: для транспортного способа от минус 620 до 1910 млн.р, для рабочей зоны состоящей из панелей от -600 до 3370 млн.

руб. В целом, при увеличении высоты рабочей зоны и количества отработываемых панелей затраты могут снижаться в процентном соотношении, к объемам транспортной технологии, из-за особенностей конструкции рабочей зоны и за счет того, что затраты на 1 м³ бестранспортной вскрыши меньше для приведенных условий примерно в 1,52÷2,6 раза.

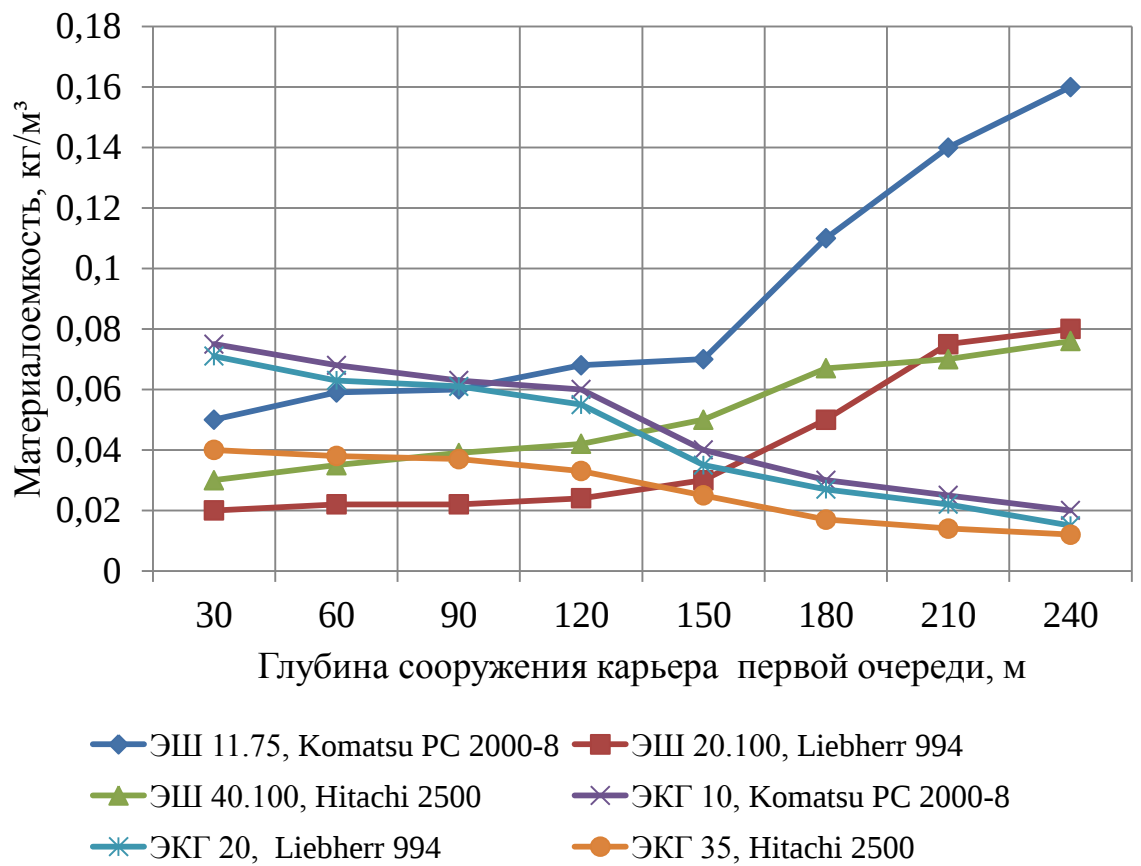
Для обоснования параметров бестранспортной или транспортной технологий перемещения вскрышной породы необходимо определить предельную высоту забойной стороны, которая может быть эффективно разрабатываться. За оценочный критерий принят удельный обобщенный показатель ресурсопотребления [90]. На рисунке 4.15 показаны графики зависимости составляющих ресурсопотребления: энергозатраты, материалоемкость и трудоемкость от высоты забойной стороны.

Из графиков видно, что удельные энергозатраты при применении драглайнов, в основном ниже, чем при применении экскаваторно-автомобильных комплексов. Эти показатели формируют, в конечном счёте, себестоимость добываемого полезного ископаемого. Их существенная важность приобретает за счет относительной стабильности критериев оценки от фактора времени. При этом справедливо принимается методическое допущение, что не зависимо от транспортного или бестранспортного способа сооружения карьера первой очереди уголь в обоих случаях вынимается карьерной лопатой и перемещением в место разгрузки автоуглевозом, т.е. энергоёмкость производства добычных работ по тому и другому рассматриваемому способу будет одинакова. Тогда, можно производить оценку затрат энергетических критериев на производство только вскрышных работ [90].

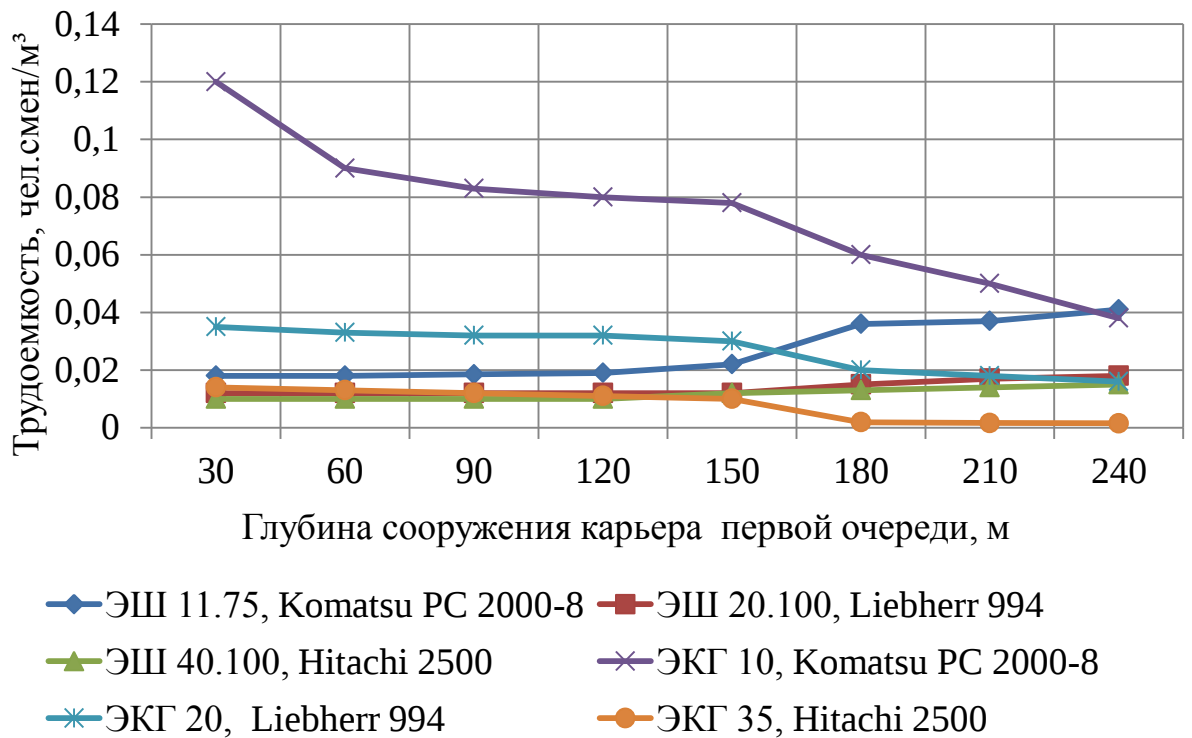
а)



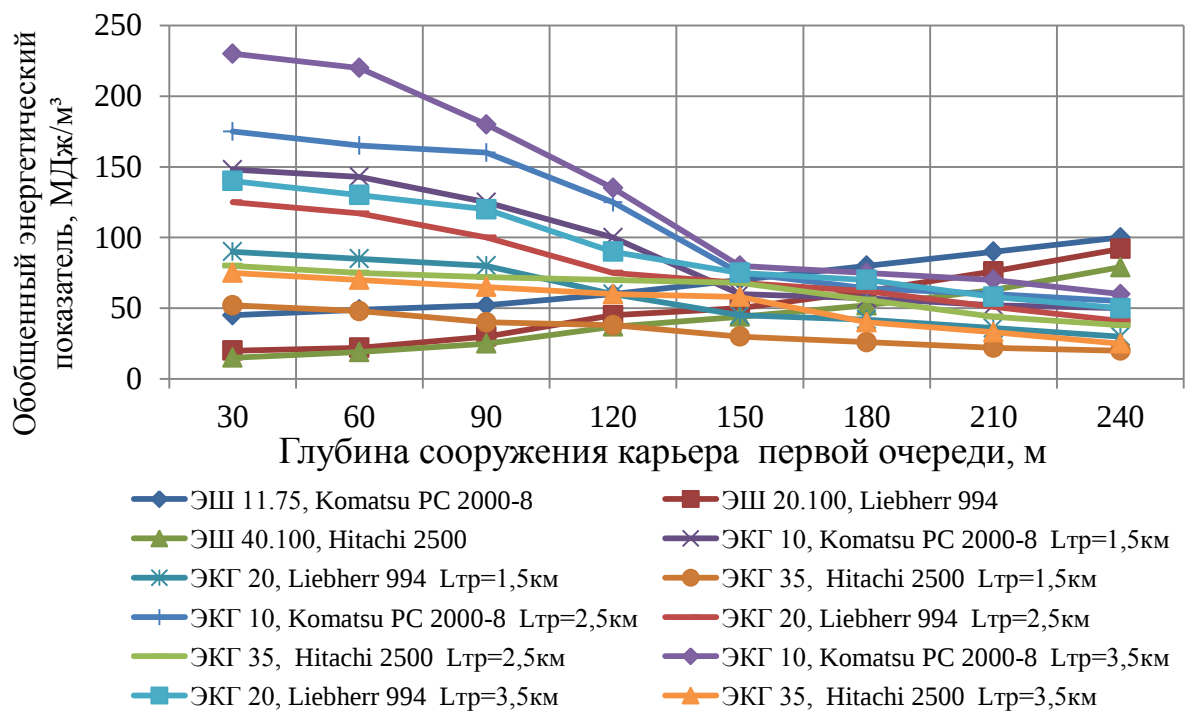
б)



в)



г)



зависимости энергоёмкости от модели экскаваторов и глубины карьерного поля (а); зависимости материалоемкости от модели экскаваторов и глубины карьерного поля (б); зависимости трудоемкости от модели экскаваторов и глубины карьерного поля (в); зависимости обобщенного энергетического критерия от модели экскаваторов, глубины карьерного поля и дальности транспортирования вскрыши (г);

Рисунок 4.15 – Зависимости критериев ресурсопотребления

Удельная материалоемкость (Рисунок 4.15б) при применении драглайнов возрастает при увеличении высоты забойной стороны, что объясняется возрастанием коэффициента переэкскавации. Удельная трудоемкость (Рисунок 4.15в) так же при применении драглайнов возрастает с увеличением высоты забойной стороны, что также связано с увеличением коэффициента переэкскавации. При транспортной технологии все эти показатели имеют тенденцию к снижению (Рисунок 4.15а), так как при увеличении высоты рабочей зоны уменьшается дальности перевозки во внутренний отвал (с нижних горизонтов возить в отвал дольше, чем с верхних) при той же производительности выемочных экскаваторов, т.е. уменьшается транспортная составляющая ресурсозатрат. Анализ расчетных значений ресурсозатрат (Рисунок 4.15г) определяет, что бестранспортный способ сооружения карьера первой очереди с конструкцией рабочей зоны в виде панели для условий разработки перспективных участков угольных месторождений при выемке свит наклонных и крутопадающих пластов Кузнецкого бассейна будет эффективен до глубины горных работ 150÷180м.

4.6 Выводы

1) Разработан алгоритм, учитывающий взаимовлияние параметров панелей и горно-геологических условий, выбранных для анализа перспективных участков Уропско-Караканского, Прокопьевско-Киселевского, Краснобродского, Кондомского, Алардинского и Бунгуро-Чумышского месторождений. Полученные научно-практические рекомендации могут распространяться и на горнодобывающие предприятия, работающие в аналогичных условиях.

2) При расчёте параметров организации работы оборудования разработаны типовые формы учета (таблицы), в “шапку” таблицы занесены основные характеристики и исходные данные выполнения комплекса рабочих про-

цессов, необходимые и достаточные для расчёта параметров организации работы оборудования. В качестве примера, при разработке участка Уропско - Караканского, тремя панелями и комплектом оборудования, состоящим из обратной гидравлической лопатой Liebherr R9350 и драглайна ЭШ 15.80 показан расчет организационно-технических данных.

3) Оценка параметров и критериев строения панелей показывает следующее. Нормальная мощность пластов изменяется от нескольких метров до более чем двух десятков метров, при сумме с диапазоном от 22 до 43м и приходящимся на одну панель. При увеличении угла падения пластов на 20° мощность изменяется в пределах $7\div 10$ м. Нормальная мощность междупластьев по всем рассматриваемым залежам составляет от полутора десятков до полторы сотни метров, с суммарным значением $70\div 298$ м, в основном распределены в количестве от 1 до 4, реже от 5 до 7, исключение сложноталегавшие залежи. Оценка сближения или рассредоточения пластов является их распределение по значению среднего коэффициента вскрыши, при $K_{ср}=7\text{м}^3/\text{т}$ и нормальной мощности пласта свиты 11м минимальной мощностью междупластья определяющее сосредоточение пластов является 100м., для конкретной модели ЭГО при углах падения свиты $19\div 90^\circ$ сближение пластов без подрезки пласта изменяется диапазоном $5\div 40\text{м.}$, тогда общее распределение составляет для сближенных $1\div 14$, рассредоточенных $2\div 18$, остальные попадают под категорию смешанного залегания. Предварительное вычисление длины панели основывается на ограничении связанного с размещением скользящего съезда, длина панели (длина скользящего съезда) при принятом уклоне $80\div 100\%$ составит $100\div 200\text{м.}$ Причем длина скользящего съезда суммарно размещается в панели, состоящей из двух частей, панели на забойной и на отвальной сторонах. Число панелей от развития горных работ по глубине карьерного поля определится общими закономерностями видом $N_i = 5 \cdot N_k$ и $N_i = 3,3333x - 9N_k - 15$, что соответственно для диапазона разрабатываемых глубин карьерного поля $50\div 300\text{м.}$ и по итогу будет составлять $5\div 30$ шт. и $2,3\div 20$ шт. По длине карьерного поля $2000\div 8000\text{м.}$ количество па-

нелей в зависимости от предварительно вычисленной длины панели 100÷300м. составит 6÷80шт. Главным образом на ширину панели с диапазоном 400÷3300м будет оказывать угол падения свиты пластов, при его увеличении с 20° до 80° ширина снижается в 2,5÷3 раза, а определяющим значением ширины является горизонтальная мощность свиты, устанавливаемая диапазоном 50÷300м. Объем породы междупластьев для длины панели на забойной стороне от 50 до 300м. составляет для суммарной мощности междупластьев $\sum M=50\text{м.}$ 25÷150тыс.м³, а для $\sum M=300\text{м.}$ 155÷898м³. Объем n-ой панели составит от 200 до 1000 тыс.м³, а геологические запасы угля определяются суммарной мощностью пластов от 50 до 150 м, и составят 33,7÷607,6тыс.т., объем горной массы для тех же расчетных условий составит 83÷1609тыс.м³. При разработке наносов и первого горизонта содержащего полезное ископаемое необходимо переместить породы на внешний отвал в объеме от 100 до 903 тыс.м³.

4) Ограничительным параметром количества разрабатываемых панелей, является обеспечение расчетного уровня производственной мощности. Количественное изменение числа панелей от 1 до 10 определяет для мощностей свиты от 200 до 600м., долевого вклад от 100,1 до 1215 тыс.т. При разработке же одной панели и для изменения угленосности свиты от 10 до 40%, и расчетного значения длины панели на забойной стороне от 50 до 150м., составит от 60 до 2430 т/год. Например, при расчетном значении $A_{\text{год}}=200000$ т/год, и зная сумму мощности разрабатываемых пластов 50м., необходимо принимать длину панели равной 200м., тогда, получим, что в течение одного года необходимо в карьерном поле отработать не менее пяти панелей. Тогда, выбор развития горных работ не зависит от подвигания или отгона горных работ, из-за того, что параметры производства (панели) будут постоянными.

5) Низкое значение коэффициента переэкскавации при $N_i=1$ в диапазоне 0,01÷0,8, при $N_i=i+1$ по простиранию залежи 0,03÷1, при $N_i=i+1$ по падению залежи 0,01÷1,4 поясняется тем, что при перевалке породы полное использование рабочих параметров драглайна, приурочено к суммарной от-

работке нескольких этапов и еще из-за ограниченности высоты уступа ЭГО не более 5м, тогда, например, ЭШ-10.75 может переваливать за один ход три этапа при принятой высоте для ЭГО в 5м. При увеличении длины панели с 50 до 300м. она будет ограничивать числом одновременно разрабатываемых этапов при рекомендуемых значениях кратности перевалки не более $4\div 5$ раз.

6) При использовании известных технологических решений происходит увеличению площади изымаемых под горные работы земель, зачастую пахотных. Все это в совокупности привело к тому, что создалась реальная угроза необратимого нарушения экологического равновесия. Дальнейшее развитие действующих угледобывающих и проектируемых предприятий и перспектива освоения новых месторождений Кузбасса в условиях ухудшающейся экологической обстановки будут зависеть от уровня ресурсосбережения применяемых технологий открытой угледобычи. За весь период освоения месторождений Кузбасса было создано карьерных выемок общим объемом, по укрупненным расчетам, порядка $4\div 5$ млрд. м³. С их формированием основные объемы вскрышных пород перемещались на относительно большие расстояния, что увеличивало долю транспортных расходов в себестоимости угля. Размещение вскрышных пород во внешние отвалы требовало отчуждения больших площадей земель и усиливало негативное воздействие на окружающую среду. В предлагаемом решении, рабочая зона, как при подвигании фронта работ, так и углублении, всегда равна протяженности одной панели и, следовательно этому, размещение вскрышных пород во внутренний отвал тоже осуществляется в пределах одной панели. Поэтому, наступает равенство площади изымаемой и рекультивируемой земли. Для расчетных условий предприятия со сроком службы 50 лет и площади горного отвода 100 Га к концу срока эксплуатации карьерного поля для транспортного способа площадь нарушаемых земель достигает 100Га, включая внешний отвал и карьерную выемку, а рекультивации нарушенных земель не более $60\div 80$ Га., что показывает отрицательную динамику между изъятием и возвратом. В эталонном соотношении следует стремиться к сближению вышеуказанных долей.

Напротив же, при использовании панелей в рабочей зоне, во-первых, отсутствуют значительные площади внешнего отвала, за исключением размещения нескольких первых панелей Про и Пскп, затем по мере развития рабочей зоны остальные объемы перемещаются в выработанное пространство карьерного поля. Во-вторых, при равенстве панелей действует принцип сколько изыали площади, столько же и отсыпали во внутренний отвал. Тогда аргументировано стоит отметить, что отвальный массив формируется равными частями наравне с площадью нарушаемых земель в пределах карьерного поля. Следовательно, после усадки внутреннего отвала, который занимает от 1 до 2 лет, можно проводить технический и биологический этап рекультивации, который примерно составляет от 1 до 2 лет. Тогда, и наблюдается близкое соотношение изыятия и возврата земель.

7) Управление средним коэффициентом вскрыши (режимом горных работ) достигается исключением из разработки мощных породных междупластьев. Расчетные варианты горно-геометрического анализа определяют ограниченность бестранспортного фронта работа не более 1 км и исходя из ширины карьерного поля (поперечном сечении свиты), принятой к отработке свиты пластов или ее части.

8) При разработке панелей и последующей рекультивации, выполняемой различной горнотранспортной техникой стоимость работ может отличаться, тогда целесообразно пользоваться нарастающим дисконтированным доходом. Эффективность применения бестранспортной технологии для разработки панелей карьера первой очереди оценивается при сравнении с вариантом отработки по транспортной технологии. При эксплуатации и последующей рекультивации карьерного поля, включая строительство первоначальной выработки под внутренний отвал, показывает следующее изменение нарастающего дисконтированного дохода: для транспортного способа от минус 620 до 1910 млн.р, для рабочей зоны состоящей из панелей от -600 до 3370 млн. руб.

9) В целях выбора критерия обоснования области применения предлагаемой технологии сооружения карьера первой очереди с бестранспортным перемещением вскрыши во внутренний отвал в период строительства или оценки глубины производства работ (карьерного поля) по данному способу предлагается использовать показатели ресурсопотребления. К ним относятся энергоёмкость производства, материалоёмкость и трудоёмкость. Эти показатели формируют, в конечном счёте, себестоимость добываемого полезного ископаемого. Их существенная важность приобретает за счет относительной стабильности критериев оценки от фактора времени. При этом справедливо принимается методическое допущение, что не зависимо от транспортного или бестранспортного способа сооружения карьера первой очереди уголь в обоих случаях вынимается карьерной лопатой и перемещением в место разгрузки автоуглевозом, т.е. энергоёмкость производства добычных работ по тому и другому рассматриваемому способу будет одинакова. Анализ расчетных значений ресурсозатрат определяет, что бестранспортный способ сооружения карьера первой очереди для условий разработки свит наклонных и крутопадающих пластов Кузнецкого бассейна будет эффективен до глубины горных работ 150÷180м.

Сформированные выводы являются итогами решения третьей научной задачи – «оценить параметры панелей, определить глубину сооружения карьера первой очереди по критериям ресурсопотребления и установить эффективность предлагаемого технологического решения».

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных автором исследований, разработаны новые научно-технологические основы управления схемой вскрытия и рабочей зоны карьера первой очереди, сформированных как постоянный и единый элемент, с лидирующей ролью ресурсосберегающей бестранспортной перевалки вскрышных пород и обеспечением равно долевых площадей изымаемых и рекультивируемых земель, что вносит значительный вклад в ускорение научно-технического прогресса в горнодобывающей промышленности Российской Федерации.

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

1) При освоении открытым способом перспективных участков в Кузнецком угольном бассейне основным направлением остается углубочная система разработки с автотранспортным способом перемещения вскрыши на внешние отвалы, что только усугубляет экологическую обстановку. К недостаткам относится формирование схемы вскрытия скользящими съездами. При создании научных основ ресурсосбережения необходимо предусматривать складирование вскрышных пород в выработанном пространстве карьерного поля, за счет углубочно-сплошных систем разработки, предусматривающих строительство карьера первой очереди.

2) Для оценки технологических условий строительства карьера первой очереди методом экспертных оценок схемы вскрытия, процессов ОГР, организации производства и воздействия на окружающую среду отобраны решения конструкции рабочей зоны, представленной в виде панели с обоснованием ее графо-аналитической модели. Для выемки рыхлых отложений и перевалочных работ используется драглайн, для скальных пород, производство вскрышных и добычных работ обратная гидравлическая лопата. Схема вскрытия предназначена только для вывозки угля из забоев, имеется посто-

яньство критериев оценки вскрытия или их рост, а характер взаимосвязи параметров выражен линейными зависимостями.

3) В оценке строения панели введены критерий разграничения между концентрацией пластов в угленасыщенной зоне (Мсб), состоит из четырех подуровней относящихся к процессам ОГР: Мсб1 - подготовка горной массы к выемке – соотношение минимального и максимального радиусов дробления; Мсб2 - врезка в междупластье и выемка пласта без подрезки почвы вышележащего пласта; Мсб3 - создание транспортной площадки для углевоза; Мсб4 - радиусы черпания и разгрузки при закладке выработанного пространства панели. Оценка критерия показывает их следующие значения $Мсб1=1,6\div7,2$ м, $Мсб2=7\div16$ м, $Мсб3=40\div45$ м., $Мсб4=8\div13$ м.

4) В процессе производства работ по перевалке драглайн находится в постоянном контакте со свитой угольных пластов, в процессе работ производит оконтуривание панелей. Оценка объемов породугольных призм волочения, являющихся фактором формирования засорения, показывает, что на параметры снимаемого слоя оказывает два наиболее характерных участка по длине формирования призмы волочения: зона неуправляемого копания и черпание с наполнением ковша породой. Например, для ЭШ 10.70 соответственно составляет $0,4\div0,46$ м и $0,36\div0,34$ м, что определяется единичной длиной призмы волочения от 1 до 3,6 м для пород с углом внутреннего трения $35\div41^\circ$. Два диапазона засорения минимальный (0,28) и максимальный (0,72), определяет для выбранных углов падения пласта 40° и 80° и мощности пластов от 2 до 10 м общий коэффициент потерь в п-ной панели $0,8\div0,95$.

5) При расчёте параметров организации работы оборудования разработаны типовые формы учета (таблицы), в “шапку” таблицы занесены основные характеристики и исходные данные выполнения комплекса рабочих процессов, необходимые и достаточные для расчёта параметров организации работы оборудования. При разработке участка «Уропско – Караканского», тремя панелями показан расчет организационно-технических данных. Оценка параметров и критериев строения панелей показывает следующее. Предвари-

тельное вычисление длины панели основывается на ограничении связанного с размещением скользящего съезда, длина панели (длина скользящего съезда) при принятом уклоне $80 \div 100\%$ составит $100 \div 200$ м. Главным образом на ширину панели с диапазоном $400 \div 3300$ м будет оказывать угол падения свиты пластов, при его увеличении с 20° до 80° ширина снижается в $2,5 \div 3$ раза, а определяющим значением ширины является горизонтальная мощность свиты, устанавливаемая диапазоном $50 \div 300$ м. Ограничительным параметром количества разрабатываемых панелей, является обеспечение расчетного уровня производственной мощности. При разработке одной панели и для изменения угленосности свиты от 10 до 40%, и расчетного значения длины панели на забойной стороне от 50 до 150 м., составит от 60 до 2430 т/год. Например, при расчетном значении производственной мощности 200000 т/год, и зная сумму мощности разрабатываемых пластов 50 м., необходимо принимать длину панели равной 200 м., тогда, получим, что в течение одного года необходимо в карьерном поле отработать не менее пяти панелей.

6) За весь период освоения месторождений Кузбасса было создано карьерных выемок общим объемом, по укрупненным расчетам, порядка $4 \div 5$ млрд. м³. В предлагаемом решении, рабочая зона, при подвигании фронта работ и углублении, всегда равна протяжённости одной панели. Следовательно, размещение вскрышных пород во внутренний отвал и рекультивация осуществляется в пределах одной панели. При эксплуатации и последующей рекультивации карьерного поля, показывает изменение нарастающего дисконтированного дохода от -600 до 3370 млн. руб.

7) Критериями области применения предлагаемой технологии являются показатели ресурсопотребления: энергоёмкость производства, материалоёмкость и трудоёмкость. Анализ расчетных значений ресурсозатрат определяет, что бестранспортный способ сооружения карьера первой очереди для условий разработки свит наклонных и крутопадающих пластов Кузнецкого бассейна будет эффективен до глубины горных работ $150 \div 180$ м.

Дальнейшие исследования планируется вести в следующих направлениях:

- 1) Разработка моделей строительства карьера первой очереди с использованием комбинированной транспортно-бестранспортной технологии;
- 2) Определении параметров внешнего отвалообразования с использованием элементов бестранспортного способа перевалки пород с нижних отвальных ярусов на верхние.

Список литературы

1. Ponnusamy M., Maity T. Recent advancements in dragline control systems. *Journal of Mining Science*. 2016; 52:160–168.
2. Corke P., Winstanley G., Dunbabin M., Roberts J. Dragline automation: experimental evaluation through productivity trial. In: Yuta S., Asama H., Prassler E., Tsubouchi T., Thrun S. (eds.) *Field and Service Robotics. Springer Tracts in Advanced Robotics*. Springer, Berlin, Heidelberg. 2006; 24:459–468.
3. Liu H., Kearney M. P., Austin K. J. Dragline operation modelling and task assignment based on mixed-integer linear programming. *Optimization and Engineering*. 2018; 19:1005–1036.
4. Htay W. Z., Pevzner L. D., Temkin I. O. Algorithmic and hardware support for on-board information system of walking dragline excavator. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2019; (2):190–196.
5. Gölbaşı O., Demirel N. Investigation of stress in an earthmover bucket using finite element analysis: A generic model for draglines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2015; 115(7):623–628.
6. Kumar A., Nandikanti S., Batchu C. Analysis of stress distribution on the bucket of a dragline machine. *Journal of Mines, Metals and Fuels*. 2016; 64(5-6):118–122.
7. Ha Q., Santos M., Nguyen Q., Rye D., Durrant-Whyte H. Robotic excavation in construction automation. In: *IEEE Robotics & Automation Magazine*. 2002; 9:20–28.
8. Адлер, Ю.П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий / Ю.П. Адлер, Е.В. Маркова, Ю.В. Грановский // -М.: Наука, 1976. - 350 с.
9. А.с. 1735585 АИ СССР Е21С41/26. Способ открытой разработки крутопадающих и наклонных месторождений. / П.И. Томаков, В.С. Коваленко. Оpubл. в Б. И., 1992, № 19.

10. Арсентьев, А.И. Некоторые законы горной науки // Изв. вузов. Горный журнал. 1984. - №9. - С.19-23.
11. Арсентьев, А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981 -278 с.
12. Арсентьев, А.И. Современные принципы теории проектирования карьеров / А.И. Арсентьев // - Л.: Наука, 1987. - 256 с.
13. Альбом оптимальных инженерных решений при производстве горновскрышных работ в нетиповых условиях на строительстве и реконструкции разрезов. - Кемерово: КузНИИшахтстрой, 1989, -168 с.
14. Абдибеков, Н.К. Обоснование технологии внутреннего отвалообразования при разработке крутопадающих и наклонных угольных месторождений Кузбасса: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. М., МГИ, 1993.-18с.
15. Анистратов, К.Ю. Основные тенденции развития открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых в 21 веке / К.Ю. Анистратов // Горная промышленность. - 2011. - №6. - С. 2-6.
16. Анпилогов, А.Е. Определение основных параметров бестранспортной системы разработки / А.Е. Анпилогов // Уголь. - 1987. - №2. - С. 23-25.
17. Богданюк, В.Е. Влияние схемы отработки карьерного поля на режим горных работ / В.Е. Богданюк // Горный журнал. -1996. №7. -с. 15-21.
18. Беляков, Ю.И. Проектирование экскаваторных работ / Ю.И. Беляков. - М.: Недра, 1983. - 349 с.
19. Вагоровский, В.С. Исследование рациональных параметров бестранспортных систем разработки пологих угольных пластов: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. - М., 1975. - 23 с.
20. Васильев, Е.И. Вскрытие добычных горизонтов в зоне бестранспортных систем разработки / Е.И. Васильев, Ю.И. Звягинцев // Сб. ст. ИГД СО АН СССР. - Новосибирск, 1972. - С. 126-159.
21. Винницкий, К.Е. Совершенствование открытого способа добычи угля в Кузбассе / Винницкий К.Е., Кузнецов В.И., Нецветаев А.Г. // Обзор ЦНИЭИуголь. - М.: 1991. - С. 10-20.

22. Винницкий, К.Е. Управление устойчивостью внутренних отвалов / К.Е. Винницкий, О.И. Шушкина, Э.И. Реентович // Обзор ЦНИЭИуголь. -М., 1984. - 48 с.
23. Воронков, В.Ф. Обоснование технологии интенсивной разработки вскрышных надугольных горизонтов с размещением породы во внутренних отвалах на разрезах южного Кузбасса: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. - М., 1989. - 20 с.
24. Выгодский, М.Я. Справочник по высшей математике -М.: АСТ: Астрель, 2008, -991с.
25. Габриэлян, С.С. Применение комбинированного перемещения породы при бестранспортной системе разработки / С.С. Габриэлян // Уголь. - 1969. - №1. С. 18-22.
26. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Бурмистров К.В., Михайлова Г.В. Стратегии повышения эффективности комплексного освоения участка недр при открытой геотехнологии // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2023. № 4. С. 400-412.
27. Гавришев С.Е., Бурмистров К.В., Рахмангулов А.Н. Оценка устойчивости функционирования системы вскрытия карьеров // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2020. № 4. С. 132-141.
28. Галиев, С.Ж. Оптимизация параметров горнотранспортных систем карьеров на основе имитационного моделирования: Дис. д-ра техн. наук. - Алма-Аты, 1997. -391 с.
29. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Пыталев И.А., Павлова Е.В. Определение приемной способности выработанного пространства карьеров при размещении промышленных отходов различного класса опасности // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014. №4, С. 129-133.
30. Гвоздкова, Т.Н. Обоснование структуры бестранспортных схем разработки свиты из трех пологих угольных пластов: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / Гвоздкова Татьяна Николаевна. - Кемерово, 2006. - 192 с.

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

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

33. Горная энциклопедия. Т. 1-5. / под ред. Козловского Е.А. - М.: Недра, 1984-1991.

34. Гриднев, В.А. Эффективность применения мощных драглайнов / В.А. Гриднев // Добыча угля открытым способом: сб. ст. ЦНИЭИуголь. -№7. - 1980. - С. 8-11.

35. Груздев, А.В. Шагающие драглайны / А.В. Груздев, И.Н. Сандригайло // Горная промышленность. - 2008. - №5. - С. 6-10.

36. Демченко А.В., Ермолаев В.А., Федотенко С.М. "Поэтапно-углубочная технология интенсивной отработки угольных пластов для условий разреза "Краснобродский" //М.: Уголь, 1997.-№1, с21-22.

37. Демин, А.М. О целесообразности увеличения объема внутреннего отвалообразования на разрезах Кузбасса / Демин А.М. // Уголь. - 1979. -№3. - С. 32-33.

38. Депутатские слушания «О проблемах нарушенных земель в Кемеровской области». - Кемерово, 2016. – 77с.

39. Доможиров Д.В., Пыталев И.А., Борисенко Е.В., Ильтинин Ю.К. Оценка влияния параметров технологии взрывной подготовки горных пород к выемке на производительность погрузочно-доставочного комплекса на угольных разрезах Кузбасса // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2024. № 2. С. 292-306.

40. Доможиров Д.В., Пыталев И.А., Симаков Д.Б., Борисенко Е.В. Управление качеством минерального сырья путем обоснования технологии и параметров подготовки к выемке пород природных массивов при открытой

геотехнологии // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2023. № 4. С. 472-484.

41. Дриженко, А.Ю. Формирование землесберегающих технологий комплексов действующих железорудных карьеров. Автореф. докт. дис. -М.: МГИ, 1989.

42. Дудинский, Ф.В. Обоснование параметров шагающих драглайнов с удлиненными стрелами применительно к условиям золотоносных россыпей / Ф.В. Дудинский, И.А. Сидоренко // Проблемы совершенствования технологии открытой разработки месторождений: сб. науч. тр. - М.: ИПКОН АН СССР, 1989. - С. 112-120.

43. Егурнов, Г.П. Определение рациональной длины фронта работ на один экскаватор при бестранспортной и транспортно-отвальной системах разработки / Г.П. Егурнов // Добыча угля открытым способом: сб. ст. ЦНИ-ЭИуголь. - 1966. - №8. - С. 14-18.

44. Еременко Е.В., Косолапов А.И. К вопросу управления техногенным ресурсом карьера // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. №114. с.249-259.

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

46. Заровняев, Б.Н. Совершенствование сплошных систем разработки в условиях криолитозоны // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2021. № 6 (148). С. 63-69.

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

48. Зайцева А.А., Зайцев Г.Д. Определение реального выработанного пространства карьеров для внутреннего отвалообразования при разработке

наклонных угольных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011. №2, С. 129-133.

49. Звонарев, Н.К. Оптимизация углов наклона бортов карьера при его углубке // Горный журнал. 1994. - №2. - С. 11-14.

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

51. Ильин С.А., Коваленко В.С., Манкевич В.В. Ресурсосбережение при открытых горных работах. Учебное пособие. М.: МГГУ, 1995 - 149 с.

52. Инструкция по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче. – М., 1996. – 46с.

53. Калинин, А.В. Расчет коэффициента переэкскавации при бестранспортной разработке пологих пластов / А.В. Калинин, В.Г. Проноза, В.Ф. Воронков // Разработка угольных месторождений открытым способом: сб. науч. тр. Выпуск 7. - Кемерово: КузПИ, 1975. - С. 15-24.

54. Калинин, А.В. К вопросу методики классификации схем экскавации при бестранспортной системе разработки / А.В. Калинин, М.М. Березняк, В.Г. Проноза // Открытая добыча угля в Кузбассе: сб. науч. тр. - Кемерово: КузПИ, 1971. - С. 150-158.

55. Кацубин, А.В. Технология опережающей выемки наклонных и крутых угольных пластов обратными гидравлическими лопатами / А.В. Кацубин, А.А. Хорешок, М.А. Тюленев, С.О. Марков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). -2020. № 11. – С. 27-36.

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

57. Коваленко, В.С. Формирование ресурсосберегающих технологий открытой разработки свит наклонных и крутых угольных пластов // Авторе-

ферат диссертации на соискание учёной степени доктора технических наук 05.15.03/. МГГУ. 1997.-40с.

58. Коваленко, В.С. Технологические аспекты экологизации открытых горных работ при освоении перспективных угольных месторождений Кузбасса. Вопросы теории открытых горных работ. Сб. научн. трудов. М.: Изд-во МГГУ, 1994.- С.106-121.

59. Коваленко В.С., Штейнцайг М.Р. Об эффективности использования техногенного ресурса выработанного пространства при углубочно-сплошных системах разработки угольных месторождений// Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2009.- №5.- С. 211-215.

60. Колесников, В.Ф. Вскрытие и порядок отработки полей разрезов Кузбасса / В.Ф. Колесников, В.И. Кузнецов, А.С. Ташкинов. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 1997. - 128 с.

61. Косолапов, А.И. Управление режимом горных работ при открытой разработке месторождений этапами / Косолапов А.И., Пташник А.И. // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. 2013. Т. 6. № 4. С. 387-393.

62. Корнилов, С.В. Управление рабочей зоной действующих и проектируемых глубоких карьеров: Дис. д-ра техн. наук. Екатеринбург, 1997. -277 с.

63. Конончик, Л.Е. Складирование вскрышных пород в отработанное пространство как способ охраны окружающей среды Текст. / Л. Е. Конончик, Г. Н. Сулонова // Горный журнал. 2001. - № 7. - С. 26 - 28.

64. Кондрашов, В.З. Эксплуатационная производительность шагающих драглайнов / В.З. Кондрашов // Добыча угля открытым способом: сб. ст. ЦНИЭИуголь. - 1975. - №11. - С. 11-13.

65. Кортелев, О.Б. Открытая разработка угольных пластов с перемещением горной массы экскаваторами-драглайнами / О.Б. Кортелев, В.И. Ческидов, С.Г. Молотиллов, В.К. Норри. - Новосибирск: ИП «Илюшин», 2010. - 216 с.

66. Кравченко Т.К. Адаптация методов семейства ELECTRE для включения в экспертную систему поддержки принятия решений / Т.К. Кравченко, А.А. Дружаев // Бизнес-информатика. – 2015. - №2 (32). -с. 17-21.
67. Красавин, А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности /А.П. Красавин. – М.: Недра, 1991. - 60 с.
68. Корякин А.И., Цепилов И.И. Пути создания малоземлеёмкой технологии открытой угледобычи в Кузбассе // Вестник КузГТУ / 1991. №1. -с. 60-62.
69. Киковка, В.Е. Обоснование рациональных параметров рабочей зоны карьера при отработке крутопадающих месторождений этапами с внутренним отвалообразованием. Автореф. канд. дис. Днепропетровск, ДГИ, 1990.
70. Кузнецов, В.И. Управление горными работами на разрезах Кузбасса / В.И. Кузнецов. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 1997. - 164 с.
71. Кузнецов, В.И. Новые решения в технологии ведения горных работ на разрезах Кузбасса / В.И. Кузнецов, В.А. Ермолаев, А.С. Ташкинов, А.С. Ненашев. - Кемерово, 1994. - 150 с.
72. Кузьменко, А.Х. Исследование производительности драглайнов в основных технологических схемах на открытых горных разработках: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. - М., 1979. - 21 с.
73. Латыпов, З.Г. Государственный баланс запасов полезных ископаемых Российской Федерации. Выпуск 91. Уголь. Том VII. Сибирский Федеральный Округ / М. ФБГУ «Росгеолфонд», 2021. -484 с.
74. Лель Ю.И., Глебов И.А., Исаков С.В., Ганиев Р.С. Физические принципы оценки и оптимизации параметров эксплуатации карьерного транспорта // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2024. № 6. С. 10-21.
75. Лель Ю.И., Глебов И.А., Мусихина О.В., Ганиев Р.С., Хардик Н.В. Энергетический метод оценки и систематизации условий эксплуатации карьерного автотранспорта // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2020. № 8. С. 14-25.

76. Линев, В.П. Ширина рабочих площадок уступов и возможная скорость углубления горных работ Текст. / В. П. Линев // Горный журнал. 1978. - № 6. - С. 31 -33.

77. Литвин, О.И. Об определении параметров забойных блоков при ведении горных работ обратными гидравлическими лопатами / О.И. Литвин, Я.О. Литвин, М.А. Тюленев, С.О. Марков // Горная промышленность. -2021. №6. С-76-81.

78. Литвин, О.И. Обоснование рациональных технологических параметров производства вскрышных работ обратными гидравлическими лопатами на разрезах Кузбасса: дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 2012. – 119 с.

79. Лоханов, Б.Н. К вопросу обоснования границ усложненной бестранспортной системы разработки пологопадающих угольных месторождений / Б.Н. Лоханов, Г.С. Евстратенков // Открытая добыча угля в Кузбассе: сб. ст. - Кемерово: Книж. из-во, 1968. - С. 268-280.

80. Логинов, Е. В. Обоснование технологической схемы работы комплекса выемочно-погрузочной техники и автотранспорта на карьере / Е. В. Логинов. – Текст: непосредственный // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 9-1. – С. 22–34.81.

81. Мацко, Н.А. Обоснование разработки месторождений глубокими карьерами с интенсивным формированием выработанного пространства для размещения в нем внутренних отвалов. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. - М.: Российская АН, ИП-КОН, 1993. - 16 с.

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

83. Махно, Д.Е. К методике оценки технической производительности экскаваторов / Д.Е. Махно // Совершенствование технологии открытой раз-

работки угольных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. - Кемерово, 1981. -С. 156-162.

84. Мельников, Н.Н. Технология применения и параметры карьерных гидравлических экскаваторов / Н.Н. Мельников, Д.Г. Неволин, Л.С. Скобелев / Отв. ред. Н.Н. Мельников. Апатиты: Кольский научный центр РАН. -1992.- С. 77-86.

85. Медников, Н.Н. Математические методы и моделирование процессов и технологии открытых горных работ. Учебн. пособие. -М., МГИ, 1992.- 112с.

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

87. Мельников, Н.Н. Перспективы применения бестранспортных систем разработки с использованием экскаваторов большой удельной мощности / Н.Н. Мельников, А.В. Гриднев // Уголь. - 1982. - №3. - С. 30-32.

88. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Угли и горючие сланцы. - М.: 2007. - 34 с.

89. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов. Вторая редакция / М-во экон. РФ; М-во фин. РФ ; ГК по стр-ву, архит. и жил. политике; рук. авт. кол. В. В. Косов, В. Н. Лившиц, А. Г. Шахназров - М.: ОАО «НПО»; Экономика, 2000. - 421 с.

90. Мордухович, И.Л. Исследование параметров рабочего процесса шагающих драглайнов / И.Л. Мордухович. - М.: Наука, 1984. – 143с.

91. Ненашев, А.С. К вопросу определения основных параметров и устойчивости внутренних многоярусных отвалов / А.С. Ненашев // Открытая угледобыча в Кузбассе (опыт, проблемы, перспектива). - Кемерово, 1976. -С. 194-204.

92. Нечунаев, В.Н. Определение целесообразности дополнительного холостого перегона вскрышных экскаваторов / В.Н. Нечунаев // Исследования по технологии и комплексной механизации разработки месторождений

угля открытым способом: науч. сооб. ИГД им. А.А. Скочинского. - Вып. 152. - М., 1977. - С. 86-89.

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

94. Николашин, Ю.М. Бестранспортная технология расконсервации временно нерабочих бортов глубоких карьеров. Горный информационно-аналитический бюллетень №12. 2003г., с.115-117.

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

96. Открытые горные работы: справочник / К.Н. Трубецкой и др. М.: Горное бюро, 1994. - 590 с.

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

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

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

100. Просандеев, Н.И. Определение основных параметров внутренних отвалов. В сб.: Разработка рудных месторождений. Киев, 1982. Вып. 33,- С. 81-88.

101. Пустыльник, Е.И. Статистические методы анализа и обработки наблюдений. М.: Наука, 1968. -228с.

102. Попов, С.И. Управление горнотехническими параметрами отвалов Текст. / С. И. Попов, Р. М. Габитов, З. П. Кашапов // Горный журнал. 1988. - № 2. - С. 24 - 27.

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

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

105. Попов, Н.С. Устойчивость отвалов карьеров Кузбасса / Н.С. Попов, А.С. Ненашев, В.Н. Хашин // Открытая добыча угля в Кузбассе: сб. науч. тр. - Кемерово, 1968. - С. 371-380.

106. Репин, Н.Я. Буровзрывные работы на угольных разрезах / Н.Я. Репин, В.П. Богатырев; под ред. Н.Я. Репина. - М.: Недра, 1987. - 254 с.

107. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Ч. 1. производственные процессы: учебное пособие / В.В. Ржевский. - М.: Недра, 1985. - 508 с.

108. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация: учебное пособие / В.В. Ржевский. - М.: Недра, 1985. - 549 с.

109. Ржевский, В.В. Об экономических принципах горных наук / В.В. Ржевский // Развитие теории открытых горных работ: сб. науч. тр. - М.: МГИ, 1991. - С. 17-23.

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

111. Рыбаков, Б.Н. Исследование и обоснование технико-технологических условий обеспечения полноты выемки пластов угля на карьерах Кузбасса / Автореф. дисс. канд. техн. наук. М.: МГИ, 1980. - 22 с.

112. Саитов, В.И. Исследование особенностей рабочего процесса драглайна при верхнем черпании и влияние их на его основные параметры: диссертация ... кандидата технических наук: 05.05.06. - Свердловск, 1975. - 221 с.

113. Смагин, В.И. Опыт совершенствования бестранспортных технологических схем на разрезах А.О. "Востсибуголь" // Гор. инф. анал. бюл. МГГУ/ 1997, №5. -С. 161-164.

114. Скурихин, Ю.Г. Снижение потерь, угля при работе драглайнов / Ю.Г. Скурихин, А.Е. Петров / Уголь // 1985. №10. -С.44-46.

115. Семенов, Н.П. Интенсификация открытой угледобычи путем развития бестранспортной системы разработки и создания способов управления устойчивостью внутренних отвалов / Н.П. Семенов, О.И. Шушкина, Н.П. Полянский // Социально-экономические и научно-технические проблемы интенсификации на открытой угледобыче Кузбасса: тез. докл. конф. - Кемерово, 1987. - С. 43-45.

115. Скабичевский, Ю.Г. Определение границ карьеров при бестранспортной и комбинированной системах разработки / Ю.Г. Скабичевский, И.С. Копань // Добыча угля открытым способом: науч-техн. реф. сб.ЦНИЭИуголь. - М., 1967. - №2. - С. 9-12.

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

117. Селюков, А.В. Обоснование и разработка ресурсосберегающих технологий открытой угледобычи на карьерных и отработанных шахтных полях: специальность 25.00.22 «Геотехнология (подземная, открытая и стро-

ительная)»: диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук / Селюков Алексей Владимирович. – Кемерово, 2019. – 308 с.

118. Селюков, А.В. Вычисление доли бестранспортной технологии при углубочно-сплошной поперечной системе открытой разработки / А.В. Селюков // Вестник Академии наук республики Башкортостан «Науки о Земле». – 2017. том 25. – № 4(88). С.40-46.

119. Селюков А.В., Терентьев Д.Д. Обоснование элемента ритмичности при строительстве карьера первой очереди экскаваторами типа обратная гидравлическая лопата и драглайн / Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2025. – №.1. С.182-194.

120. Селюков А.В., Терентьев Д.Д. К обоснованию режима горных работ углубочно-сплошных систем разработки с экскаваторно-отвальным вскрышным технологическим комплексом // Вестник КузГТУ. № 2 (168). 2025. С.120-130.

121. Селюков А.В., Терентьев Д.Д. Обоснование высоты уступа и шага смещения обратной гидравлической лопаты при закладке выработанного пространства породугольной заходки // Вестник КузГТУ. – 2025. – №4 (170). С.91-102.

122. Селюков А.В., Нечаев А.И., Терентьев Д.Д. Ресурсосберегающие технологии: конспект лекций для обучающихся специальности 21.05.04 "Горное дело" / Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева; Кафедра открытых горных работ; составители: А.В. Селюков, А.И. Нечаев, Д.Д. Терентьев, Кемерово : КузГТУ, 2025. 109 с.

123. Сысоев, А.А. Обоснование технологических решений на разрезах: учеб. пособие / А. А. Сысоев, О. И. Литвин, Я. О. Литвин. - Кемерово: КузГТУ, 2015. - 126 с.

124. Стрельников, А.В. Обоснование структур слоевых технологических схем разработки угленасыщенных зон разрезов Кузбасса обратными гидравлическими лопатами: дис. ... канд. техн. наук. – Кемерово, 2012. – 152 с.

125. Стрельников, А.В. Типовые паспорта забоев для разработки угленасыщенных зон карьерных полей разрезов Кузбасса обратными гидравлическими лопатами. Часть 1. Общие положения // Техника и технология горного дела. – 2019. – № 3 (6). – С. 4-20

126. Стрельников, А.В. Типовые паспорта забоев для разработки угленасыщенных зон карьерных полей разрезов Кузбасса обратными гидравлическими лопатами. Часть 2. Паспорта экскаваторных забоев / А.В. Стрельников // Техника и технология горного дела. – 2019. – № 4 (7). – С. 4-29.

127. Тальгамер Б.Л., Рославцева Ю.Г., Снетков В.И., Мешков И.А. Обоснование допустимых отклонений уровня добычи полезных ископаемых при разработке россыпей // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. 2025. № 30. С. 114-123.

128. Тальгамер Б.Л., Рославцева Ю.Г., Семенов М.Е. Пути сокращения эксплуатационных потерь угля при выемке маломощных пластов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2024. № 1. С. 368-375.

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

130. Ташкинов, А.С. Исследование влияния качества взрывной подготовки пород на эффективность их бестранспортной разработки с использованием драглайнов (Применительно к условиям Кузбасса): автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. - М., 1971. - 30 с.

131. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР-Челябинск, 1991.- 350 с.

132. Таланин, В.В. Обоснование параметров и технологии строительства карьера первой очереди при углубочно-сплошных поперечных системах разработки. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. -М.: МГГУ, 2006. - 20 с.

133. Танайно А.С., Ческидов В.И. Обоснование порядка открытой разработки свиты пологих и наклонных угольных пластов с использованием выработанного пространства под внутренние отвалы // ФТПРПИ / 1999. №3. - с.97-106.

134. Терентьев Д.Д., Селюков А.В. К развитию методики нормирования потерь и разубоживания при добыче полезных ископаемых открытым способом с помощью экскаватора типа «драглайн»: материалы XIV Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых «Россия молодая» Кемерово, КузГТУ, 2022 с.1-4.

135. Терентьев Д.Д., Есин Д.Д. Проектирование параметров технологических схем экскаватора драглайна при углубочно-сплошных системах разработки / материалы XIV Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых с международным участием «Россия молодая» Кемерово, КузГТУ, 2024 с.1-8.

136. Терентьев Д.Д., Селюков А.В. Параметры призм волочения при выемке горной массы драглайнами / Сборник статей XVII Международной научной конференции «Инновации в технологиях и образовании», Белово, КузГТУ, 2024, т.3. -с.141-144.

137. Терентьев Д.Д., Селюков А.В. Сравнительная оценка эксплуатационных потерь при разработке сложноструктурных залежей гидравлическим экскаваторами материалы XIII Международной научно-практической конференции «Современные тенденции и инновации в науке и производстве». Междуреченск, КузГТУ, 2024, с.1-6. [электронный ресурс].

138. Терентьев, Д.Д. Анализ производственного опыта выемочно-погрузочных работ с применением драглайнов / Сборник трудов материалы IX Международной научно-практической конференции «Перспективы инновационного развития угольных регионов России», Прокопьевск, КузГТУ, 2024г. С. 115-118.

139. Терентьев, Д.Д. Определение параметров уступа при работе обратных гидравлических лопат для условий углубочно-сплошной системы от-

крытой разработки / «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов», научный журнал №10-2024. Новокузнецк, 2024.- С.56-65.

140. Терентьев Д.Д., Датфуллина А.Ф. О соотношении пропорциональности и технологии внешнего, внутреннего отвалообразования на разрезах и степени экологизации горного производства / Сборник трудов XX Международной научно-практической конференции Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. СИБРЕСУРС 2024. с.1-8. [электронный ресурс].

141. Терентьев Д.Д., Берешова Е.И. Углубочно-сплошная рабочая зона карьерных полей угольных разрезов, как инструмент ресурсо и экологосбережения / Сборник трудов VIII Международного молодежного экологического форума Кемерово. КузГТУ, 2024. с.1-4. [электронный ресурс].

142. Терентьев Д.Д., Берешова Е.И. Техничко-экономическая оценка углубочно-сплошной системы открытой разработки свиты угольных пластов Материалы II Всероссийской научно-практической конференции «Экология и безопасность жизнедеятельности» Кемерово. КузГТУ, 2024. с.1-5. [электронный ресурс].

143. Терентьев Д.Д., Селюков А.В. Патент 2830622 РФ, МПК E21C 41/00 (2006.01) E21C 41/28 (2006.01) СПК E21C 41/00 (2024.01) E21C 41/28 (2024.01) Способ открытой разработки угольной свиты.

144. Терентьев Д.Д. Обоснование концентрации угольных пластов в панели при строительстве карьера первой очереди // Материалы XIII Инновационного конвента «Кузбасс: образование, наука, инновации» Кемерово, 2025. с.55-59.

145. Терентьев Д.Д., Севастьянов М.Д. Оценка параметров панелей при строительстве карьера первой очереди вскрышным технологическим комплексом типа «ЭО» // Материалы XVII Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых с международным участием «Россия молодая». – Кемерово. КузГТУ, 2025 [электронный ресурс]. с.1-7. [электронный ресурс].

146. Томаков П.И., Коваленко В.С. Эффективность внутреннего отвалобразования при разработке Чумышского угольного месторождения. М.: Добыча угля открытым способом. ЦНИИЭуголь, 1972. № 3,- с.8-10.

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

148. Томаков П.И., Ненашев А.С., Рыбаков Б.Н. Гидравлические обратные лопаты для разработки сложноструктурных месторождений Кузбасса: Обзор/ЦНИИЭуголь.-М.,1984.-50с.

149. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ. М.: Издательство Московского государственного горного института, 1992. – 464 с.

150. Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Мацко Н.А. Определение области применения способов разработки крутопадающих залежей с использованием заранее сформированного выработанного пространства карьера. Горный журнал. 1994. № 1.- С. 51-59.

151. Трубецкой, К.Н. и др. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. М.: Изд-во Академии горных наук, 1997. - 478 с.

152. Тюленев, М.А. Матричный метод идентификации схем забоев обратных гидравлических лопат / М.А. Тюленев, В.Г. Проноза, А.В. Стрельников // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № S10. – С. 34-41.

153. Угольная база России. Том II. Угольные бассейны и месторождения Западной Сибири (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский бассейны; месторождения Алтайского края и Республики Алтай). - М.: ООО «Геоинформцентр», 2003.- 604 с.

154. Указания по нормированию, планированию и экономической оценке потерь угля в недрах по Кузнецкому бассейну (Открытые работы). – Л., 1991. 25с. (М-во угольной пром-ти СССР. Всесоюз. Ордена Трудового Красного Знамени НИИ горн. геомех и марк. дела).

155. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Серия 03. Выпуск 78. - М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности, 2015. - 276 с.

156. Финадеев, К.Н. Определение среднего угла поворота экскаваторов при бестранспортной системе разработки / К.Н. Финадеев, В.В. Крючков // Бестранспортные системы разработки месторождений: науч. -техн. сб. НИИОГР. - Челябинск, 1969. - С. 31-39.

157. Федорко, В.П. Влияние ширины заходки и длины фронта работ на производительность участка при бестранспортной системе разработки //Изв. вузов. Горный журнал/ 1994. №3/4. -с. 19-22.

158. Фомин, С.И. Организация отработки вскрышного уступа драглайном с размещением пород в выработанном пространстве карьера / С.И. Фомин, Д.А. Ведрова // Записки Горного института. Т.205. 2013. С.47-50.

159. Фомин, С.И. Оценка техногенного воздействия горнодобывающих предприятий на окружающую среду / С.И. Фомин, А.А. Фауль, М.А. Маринин // Экологическая геология: научно-практические, медицинские и экономико-правовые аспекты Материалы международной конференции 6-10 октября 2009 г.-2009,- С. 189-192.

160. Фомин С.И., Лелен А., Говоров А.С. Оценка надежности проектных решений при определении параметров и показателей открытой разработки месторождений // Маркшейдерия и недропользование. 2024. № 5 (133). С. 60-66.

161. Фомин С.И., Говоров А.С. Обоснование сценарного подхода к определению границ карьеров с учетом стохастического характера исходных данных // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2023. № 5. С. 70-78.

162. Хохряков, В.С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов / В.С. Хохряков. - М.: Недра, 1992. - 383 с.

163. Холодняков, Г.А. Границы открытой разработки комплексных месторождений / Г. А. Холодняков. - Л.: ЛГИ, 1986. - 82 с.

164. Ческидов, В.И. Расширение области применения систем открытой разработки угольных месторождений с перевалкой вскрыши драглайнами / В.И. Ческидов, В.К. Норри, Г.Г. Саканцев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. №4. С.89-96.

165. Чернухин, С.А. Повышение эффективности эксплуатации шагающих экскаваторов-драглайнов за счет совершенствования механизма шагания / диссертация на соискание ученой степени к.т.н. по специальности 05.06.06 «Горные машины» Екатеринбург, 2021, 110с.

166. Чураков, Е.А. Перспективы использования выработанного пространства карьеров для отвалообразования Текст. / Е. А. Чураков, В. В. Выравщиков // Цветная металлургия. 1987. - № 1. - С. 35 - 36.

167. Шапарь, А.Г. Проблемы разработки глубоких горизонтов карьеров и новые технологические режимы / А. Г. Шапарь, Э. И. Ефремов, И. И. Гаврилкин // Горный журнал. 1984. - № 1. - С. 32 - 33.

168. Штейнцайг, М.Р. К вопросу выбора порядка отработки сложно-структурных угольных месторождений// «Уголь».-2007.- №12.-С. 11-15.

169. Штейнцайг, М.Р. Методика обоснования высоты уступа карьера первой очереди при углубочно-сплошных системах разработки угольных месторождений// Горный информационно- аналитический бюллетень-2009-№8-С.78-83.

170. Штумпф, Г.Г. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: справочник / Г.Г. Штумпф, Ю.А. Рыжков, В.А. Шаламанов, А.И. Петров. - М.: Недра, 1994. - 447 с.121.

171. Щадов, М.И. Развитие бестранспортных технологий и оборудования для расширения сферы внутреннего отвалообразования / М.И. Щадов, К.Е. Винницкий, В.А. Гриднев // Уголь. - 1997. - №9. - С. 26-30.

172. Эскин, В.С. Рациональная технология горных работ с использованием внутрикарьерных транспортных перемычек / В.С. Эскин, Н.А. Емец //

Перспективы развития открытого способа добычи в восточных районах страны: межвуз. сб. науч. тр. КузПИ. - Кемерово, 1984. - С. 24-28.

173. Энергетическая стратегия России на период до 2030 года. Утверждена распоряжением Правительства Российской Федерации от 13 ноября 2009 г. № 1715-р.

174. Экологические проблемы геотехнологий: новые идеи, методы и решения Чаплыгин Н.Н.; Галченко Ю.П., Папичев В.И. и др. // М.: Научтехлитиздат, 2009. - 320 с.

175. Ялтанец, И.М. Геометрический анализ карьерных полей при поперечной системе разработки /И. М. Ялтанец, Е. А. Кононенко // Науч. тр. Сб. по проблеме «Научные основы создания высокопроизводительных комплексно-механизированных и автоматизированных карьеров». М.: Изд-во МГИ. – 1977. с.7–11.

Ю.С. Зубов





ООО «ПРОМЭКС»
 Юр. адрес: 650021, г. Кемерово, ул. Невьянская, д. 8
 Почт адрес: 650021, г. Кемерово, ул. Невьянская, д. 8
 Тел. 8 (3842) 57-02-05, тел/факс: 57-00-62, 90-00-12
 Эл. почта: office@promexs.ru Сайт: www.promexs.ru
 ИНН/КПП: 4205254853/420501001
 р/с: 40702810726000022808
 в Кемеровском отделении № 8615 ПАО СБЕРБАНК
 к/с 30101810200000000612 БИК 043207612

Акт

использования рекомендаций, разработанных
 в диссертационной работе аспиранта Терентьева Даниила Дмитриевича

Настоящим актом подтверждается, что ООО «ПРОМЭКС» использованы основные положения диссертационной работы аспиранта Федерального государственного бюджетного образовательного учреждения «Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева» Терентьева Д.Д.

В процессах строительства новых горнодобывающих предприятий важным технологическим решением является сооружение первоначальных выработок, в последующем служащих емкостью под внутренний отвал. Для обеспечения ритмичности производства горных работ и сокращения объемов вскрышных пород, перевозимых с использованием автомобильного транспорта на протяжении срока строительства карьера первой очереди, предлагается в зоне производства углубочных работ использовать вскрышной экскаваторно-отвальный технологический комплекс, что и составляет основные научно-практические выводы диссертационной работы аспиранта Терентьева Д.Д.

В работе предлагается новая организация производства горных работ при разработке свит пластов наклонного и крутого падения, рассмотренная на примере разработки угольных месторождений Кузнецкого бассейна и включающая:

- технологическое обоснованную конструкцию панели, как постоянный (ритмичность) организационный элемент рабочей зоны карьера первой очереди, определяемую последовательной выемкой угольных пластов свиты с обратной засыпкой вскрышной породой породугольной заходки экскаватором типа обратная гидравлическая лопата, вывозку полезного ископаемого по горизонтальной транспортной берме расположенной вкрест простираения залежи и наклонному скользящему съезду нарезаемому на фланге панели в безугольной зоне и перевалку экскаватором типа драглайн во внутренний отвал заложенного выработанного пространства панели совместно с породными междупластьями свиты ;

- обоснованные параметры панели с ограничением длины панели по условию размещения скользящего съезда и транспортной бермы на этапе производства работ и обеспечением производственной мощности определяемой горно-геологическими условиями залежи.

Выполненные расчеты в проектах горнодобывающих предприятий с использованием рекомендаций, разработанных в диссертационной работе, позволяют определять область применения перевалки вскрышных пород по бестранспортной технологии с ограничением глубины углубочно-сплошной рабочей зоны до 150÷180 м и технико-экономической эффективностью по отношению к транспортному способу со снижением затрат в 2÷3 раза.

Генеральный директор

Грибов М.А.

ПРИЛОЖЕНИЕ В



**ЭФФЕКТИВНЫЕ
РЕШЕНИЯ**

ООО «Эффективные решения»

✉ er-pro1@yandex.ru

☎ 8-913-327-2221

Адрес: 650021, Кемеровская область,

Кузбасс, Г. О Кемеровский.,

г. Кемерово, ул. Предзаводская,

д. 10, офис 1302.

ИНН 4205409916

КПП 420501001

Р/с 40702810026000005266

К/с 30101810200000000612

БИК 043207612

Кемеровское отделение

№ 8615 ПАО СБЕРБАНК

АКТ

использования рекомендации по обоснованию параметров
и показателей поэтапной разработки угольных месторождений,
разработанных в диссертационной работе аспиранта Терентьева Данила Дмитриевича

Настоящим актом подтверждается, что при разработке проектной документации по освоению участков недр использованы основные научные и практические рекомендации, разработанные в диссертационной работе аспиранта КузГТУ Терентьева Д.Д.

В проектах горнодобывающих предприятий использованы рекомендации, связанные с технологическими решениями по проектированию параметров строительства карьера первой очереди для углубочно-сплошной системы открытой разработки наклонных и крутопадающих угольных месторождений с использованием вскрышного комплекса типа «экскаватор-отвал».

Предложенные рекомендации позволяют обоснованно выбирать ритмичность производства вскрышных и добычных работ в рабочей зоне карьерного поля, вскрытие рабочих горизонтов, комплектность звеньев комплексной механизации и включают:

- математическую модель с укрупненными аналитическими выражениями параметров этапов и панелей, определяемых зависимостью от главных параметров карьерных полей угольных разрезов;
- аналитические выражения параметров панелей, с приравниванием к принятой разработке всей свиты пластов или ее части и определяемой по критерию слоевого коэффициента вскрыши;
- графоаналитическую модель параметров технологической схемы выемки и закладки выработанного пространства породугольной заходки сопоставленных с рабочими параметрами обратной гидравлической лопаты;
- математическую модель выполнения организационно-технических операций при разработке панели.

Получены аналитические выражения ограничительных условий длины панели из-за размещения скользящего съезда и обеспечения расчетного уровня годовой добычи полезного ископаемого.

Научно-практические результаты, разработанные в диссертационной работе Терентьева Д.Д., позволяют: обосновано выбирать параметры этапов и панелей; конструировать и выбирать параметры вскрышных и добычных технологических схем; устанавливать уровень производственной мощности горнодобывающего предприятия с достижением технико-экономической эффективности технологических решений.

Исполнительный директор



Бибик М.А.