

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное  
образовательное учреждение высшего образования  
«Кузбасский государственный технический университет  
имени Т.Ф. Горбачева»

На правах рукописи



ЗЛОБИНА Елена Владимировна

**ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ ВЫСОТЫ  
БЕСТРАНСПОРТНОГО УСТУПА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ  
ПАРАМЕТРОВ ДРАГЛАЙНА ПРИ СМЕШАННОЙ СИСТЕМЕ  
РАЗРАБОТКИ ПОЛОГОГО ПЛАСТА**

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

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
доктор технических наук,  
профессор Сысоев А. А.

Кемерово 2017

## СОДЕРЖАНИЕ

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ.....	4
1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ, ЗАДАЧИ, МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ....	11
1.1. Горнотехнические условия отработки пологих пластов на разрезах Кузбасса .	11
1.1.1.Краткая геологическая характеристика угольных месторождений с пологим залеганием пластов.....	11
1.1.2.Условия ведения горных работ .....	15
1.1.3.Состояние горных работ на разрезах, отрабатывающих пологие пласты по смешанной системе разработки .....	23
1.2. Анализ научных исследований и проектных разработок по обоснованию параметров смешанной системы разработки пологих пластов.....	33
1.3. Обзор российского и зарубежного горного машиностроения в области экскаваторостроения шагающих драглайнов .....	43
1.4. Актуальность, цель, задачи и методы исследования .....	53
2. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ БЕСТРАНСПОРТНОЙ ЗОНЫ ПРИ СМЕШАННОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ .....	58
2.1. Систематизация структур схем экскавации.....	58
2.1.1.Схемы экскавации с отсыпкой одноярусного отвала. ....	58
2.1.2.Схемы экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала. ....	63
2.1.3.Схемы экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала. ....	67
2.2. Математическая модель расчета параметров и организационно-технических показателей схем экскавации. ....	70
2.2.1.Основные положения .....	70
2.2.2.Идентификация схем экскавации с отсыпкой одноярусного отвала и расчет их параметров.....	75
2.2.3.Идентификация схем экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала и расчет их параметров.....	78
2.2.4.Идентификация схем экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала и расчет их параметров.....	86
2.3. Размещение объема вскрышной заходки во внутреннем отвале .....	90
2.4. Метод расчета технологических показателей разработки бестранспортной заходки .....	92
2.5. Некоторые закономерности влияния горнотехнических условий на показатели бестранспортной зоны .....	99
ВЫВОДЫ .....	105
3. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫХ ПО СМЕШАННОЙ СИСТЕМЕ .....	107
3.1. Определение конечной глубины карьерного поля и балансовых запасов угля .	107
3.2. Исследование режима горных работ .....	112
3.3. Календарное планирование .....	122
3.3.1.Анализ принципов расчета календарного плана .....	122
3.3.2.Расчет календарного плана .....	124

ВЫВОДЫ .....	131
4. АНАЛИЗ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СМЕШАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ.....	133
4.1. Методика расчета технико-экономических показателей смешанной системы разработки .....	133
4.2. Закономерности изменения технико-экономических показателей в зависимости от исходных горнотехнических условий .....	137
4.3. Рекомендации по выбору технологических показателей бестранспортной зоны и модели драглайна на стадии проектирования разреза .....	139
ВЫВОДЫ .....	143
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	145
ЛИТЕРАТУРА.....	148
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	159
Приложение 1 Пример результатов расчета технологических показателей..	159
Приложение 2. Показатели $K_{пэ}$ при полной вместимости 2-х ярусного отвала (граница перехода к 3-х ярусному) .....	161
Приложение 3. Значения высот бестранспортных уступов при отсыпке двух- и трехъярусных отвалов моделями драглайнов различной рабочей массы ( $G_3$ ) и разных углов наклона основания отвала ( $\varphi$ ) .....	162
Приложение 3. Фрагмент рабочей программы расчета технико-экономических показателей.....	163

## **Общая характеристика работы**

**Актуальность работы.** Угольные пласты на пологопадающих месторождениях Ленинского и Ерунаковского геолого-экономических районов центрального Кузбасса разрабатываются по смешанной (углубочно-сплошной) системе. Запасы данных угольных месторождений составляют 250 млн.т.

Породный слой над пластом на высоту от 14-16 м до 40-43 м разрабатывается драглайнами по бестранспортной технологии, а вышележащая породная толща на высоту 20-68 м разрабатывается по транспортной технологии с применением автомобильного транспорта для перемещения вскрыши на поверхность внутреннего отвала.

Преимущества смешанной системы заключаются в применении бестранспортной технологии разработки драглайнами породного слоя непосредственно над угольным пластом с относительно меньшими удельными затратами по сравнению с затратами, которые имеют место при разработке вышележащей породной толщи по транспортной технологии.

Изменение высоты бестранспортного уступа приводит к перераспределению объемов транспортной и бестранспортной вскрыши. При ее увеличении имеет место с одной стороны уменьшение объема более дорогой транспортной вскрыши, но с другой стороны ухудшаются и технико-экономические показатели бестранспортной зоны за счет увеличения объемов переэкскавации. ***Поэтому существуют такая высота бестранспортного уступа при, которой достигается минимум суммарных затрат на вскрышу по карьерному полю.***

Анализ практического опыта разработки пологих пластов по смешанной системе на разрезах центрального Кузбасса показывает, что при выборе высоты бестранспортного уступа в схемах, являющихся аналогом Райчихинской схемы (использование на вскрышных работах и переэкскавации взорванных пород одного драглайна), отсутствует общий методологический подход, основанный на закономерностях изменения технико-экономических

показателей в зависимости от горно-геологических условий залегания пласта и технологических характеристик драглайнов.

Отечественная промышленность имеет возможность выпускать различные модели драглайнов в широком диапазоне производительности, рабочих параметров и массы. В частности рабочая масса экскаваторов изменяется от 300 до 10 000 т. Поэтому в практике проектирования разрезов актуален вопрос выбора модели шагающего драглайна в зависимости от горно-геологических условий карьерного поля, разрабатываемого по смешанной системе.

Работа выполнена в рамках программы интенсификации вскрышных работ на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» на 2007-2011 гг., согласно планов НИР Кузбасского государственного технического университета. Хозяйственные темы КузГТУ №141-2007 «Обосновать эффективность уменьшения бестранспортного уступа с вывозкой верхней его части автомобильным транспортом при учете рациональной дальности перевозки на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»; №144-2008 «Создание технологии отработки угленасыщенных зон»; №133-2011 «Обосновать рациональные комплексы оборудования для разработки вскрыши над пологими пластами комбинированным транспортно-бестранспортным способом на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»».

**Степень разработанности.** В имеющейся научно-технической литературе, посвященной вопросам обоснования параметров бестранспортных схем экскавации, взаимосвязи рабочих параметров оборудования и элементов системы разработки, не рассматривались вопросы обоснования рациональной высоты бестранспортного уступа в условиях смешанной системы разработки и выбора технологических параметров шагающего экскаватора-драглайна в зависимости от горно-геологических условий залегания пласта.

**Целью работы** является обоснование рациональной высоты бестранспортного уступа на стадии эксплуатации разреза и выбора технологических параметров драглайна при проектировании разреза, обеспечивающих

минимальные затраты на вскрышные работы при смешанной системе разработки пологого пласта.

**Объектом исследования** является смешанная система разработки пологого пласта на разрезах центрального Кузбасса.

**Предметом исследования** являются закономерности изменения технико-экономических показателей разработки карьерных полей в зависимости от высоты бестранспортного уступа и технологических параметров драглайна.

**Идея работы:** при смешанной системе разработки пологого пласта минимальные затраты на вскрышные работы возможно обеспечить путем выбора рациональной высоты бестранспортного уступа с учетом технологических параметров драглайна.

**Задачи исследования:**

- установить закономерности изменения основных технологических показателей бестранспортной зоны при смешанной системе разработки пологого пласта в зависимости от высоты бестранспортного уступа;
- установить условия согласованного развития транспортной и бестранспортной зон и определить режим горных работ разреза в условиях смешанной системы разработки пологой залежи;
- установить высоту бестранспортного уступа, обеспечивающую минимальные затраты на вскрышные работы в зависимости от параметров залегания пласта при заданной модели драглайна;
- разработать методику обоснования рациональных технологических параметров драглайна для бестранспортной зоны смешанной системы разработки в зависимости от условий залегания пласта.

**Методы исследования.** В работе использован комплекс методов, включающий:

- анализ и обобщение литературных источников по разработке пологих пластов по смешанной системе;

- анализ фактического положения горных работ на разрезах, разрабатывающих пологие пласты по смешанной системе;
- метод статистического анализа для изучения параметров залегания пологих пластов на угольных месторождениях центрального Кузбасса;
- аналитический и графоаналитический методы расчета и построения схем экскавации с применением компьютерной графики;
- математическое моделирование технико-экономических показателей смешанной системы разработки карьерных полей.

### **Научные положения.**

1. По мере увеличения высоты бестранспортного уступа при переходе к схемам экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала в связи с необходимостью создания промежуточного навала и трасс подъема на ярусы отвала имеет место резкое увеличение общего коэффициента переэкскавации, усложнение организации работ, которые обуславливают снижение скорости подвигания фронта работ в 1,5 – 2,0 раза по сравнению со схемами с отсыпкой двухъярусного отвала.

2. Выполнение условий согласованного развития транспортной и бестранспортной зон по мере разработки карьерного поля при соответствующих объемах вскрышных работ дает основание для оптимизации технологических параметров по технико-экономическим показателям бестранспортной зоны.

3. Рациональную высоту бестранспортного уступа, обеспечивающую минимальные затраты на вскрышные работы при использовании драглайнов с длиной стрелы 50 – 100 м, целесообразно принимать на 5 – 10 м меньше по сравнению с максимально возможной высотой уступа при отсыпке двухъярусного отвала.

4. Заданная скорость подвигания фронта горных работ обеспечивается различными комбинациями емкости ковша и длины стрелы экскаватора-драглайна, конкретные значения которых при имеющихся горно-геологических условиях залегания пласта необходимо устанавливать исходя из минимальной массы возможных вариантов моделей драглайна.

**Научная новизна работы:**

1. В установлении количественной и качественной зависимости параметров схем экскавации от высоты бестранспортного уступа и параметров существующего модельного ряда драглайнов.

2. В обосновании возможности выполнения горно-геометрического анализа карьерных полей, разрабатываемых по смешанной системе, с выделением поэтапных объемов вскрыши отдельно по бестранспортной и транспортной зонам с последующим отдельным расчетом мощности вскрышных комплексов и затрат на вскрышные работы.

3. В обосновании рациональной высоты бестранспортного уступа, обеспечивающей минимальные затраты на вскрышные работы.

4. В разработке рекомендаций по обоснованию технологических параметров драглайна на стадии проектирования для различных горно-геологических условий залегания пласта.

**Обоснованность и достоверность** научных положений, выводов и рекомендаций, сформулированных в работе, подтверждается:

– анализом многолетней практики применения смешанной системы разработки на месторождениях центрального Кузбасса;

– корректной формализацией графоаналитических моделей схем экскавации с последующим выполнением достаточного количества многовариантных расчетов в системе AutoCAD;

– использованием исходных данных, основанных на фактических технико-экономических показателях работы горнотранспортного оборудования;

– непротиворечивостью результатов и выводов, их сопоставимостью с ранее выполненными исследованиями.

**Личный вклад автора состоит:** в анализе горно-геологических условий залегания пластов на месторождениях центрального Кузбасса; в анализе российского и зарубежного экскаваторостроения шагающих драглайнов; в анализе и обобщении многолетней практики применения смешанной систе-



мы разработки, осуществленном по материалам технических отделов разрезов центрального Кузбасса; в систематизации структур схем экскавации бестранспортных вскрышных уступов и разработке математической модели расчета параметров и организационно-технических показателей схем экскавации; в разработке метода расчета технологических показателей разработки бестранспортной заходки; в совершенствовании метода горно-геометрического анализа карьерных полей, разрабатываемых по смешанной системе; в обосновании высоты бестранспортной зоны в условиях смешанной системы разработки; в разработке метода выбора рациональной модели шагающего экскаватора-драглайна в соответствии с горно-геологическими условиями месторождения и заданной проектной мощностью разреза.

**Научное значение** работы заключается в разработке метода обоснования рациональной высоты бестранспортного уступа при разработке полого пласта по смешанной системе; в обосновании метода выбора рациональных параметров драглайна в зависимости от горно-геологических условий залегания пласта.

**Практическая ценность** работы состоит в том, что ее результаты позволяют:

- идентифицировать структуру схемы экскавации в зависимости от высоты бестранспортного уступа, модели драглайна и параметров залегания пласта;
- определять высоту бестранспортного уступа при смешанной системе разработки на стадии эксплуатации разреза при существующей модели экскаватора-драглайна;
- обеспечить соответствие технологических параметров шагающего экскаватора-драглайна горно-геологическим условиям месторождения на стадии проектирования.

#### **Апробация работы.**

Результаты работы докладывались на Международной научно-практической конференции «Перспективы развития горно-транспортного оборудования» (М., УНПЦ «Стройгормаш», 2013), на Международной науч-

но-практической конференции «Энергетическая безопасность России». Новые подходы к развитию угольной промышленности (Кемерово, 2009), на XI международной научно-практической конференции «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири» (Кемерово, 2009), на VIII Международной конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр» (М., РУДН, 2009), на Международной конференции «Форум горняков-2009».

**Публикации.** По теме диссертации опубликовано 12 печатных работ, пять из которых – в изданиях рекомендованных ВАК.

**Структура и объем работы.** Диссертация включает введение, четыре главы, заключение и приложения, изложена на 162 страницах машинописного текста, содержит 30 таблиц, 51 рисунок и список литературы из 143 наименований.

Автор благодарен докт. техн. наук профессору Пронозе В. Г. за выбор темы исследования и за помощь при работе над первыми разделами диссертации.

# 1. Состояние вопроса. Цель, задачи, методы исследования

## 1.1. Горнотехнические условия отработки пологих пластов на разрезах Кузбасса

### 1.1.1. Краткая геологическая характеристика угольных месторождений с пологим залеганием пластов

В центральном Кузбассе на территории Ленинского геолого-экономического района разрабатываются Егозово-Красноярское, Уропское месторождения; ряд месторождений Ерунаковского геолого-экономического района: Новоказанское, Жерновское, Красулинское, Соколовское, Караканское, Ерунаковское, Талдинское, характеризующиеся пологим залеганием свит угольных пластов.

Примеры геологических разрезов по месторождениям показаны на рис. 1.1-а, б, в, г. Характеристика угольных пластов месторождений центрального Кузбасса приведена в табл. 1.1.

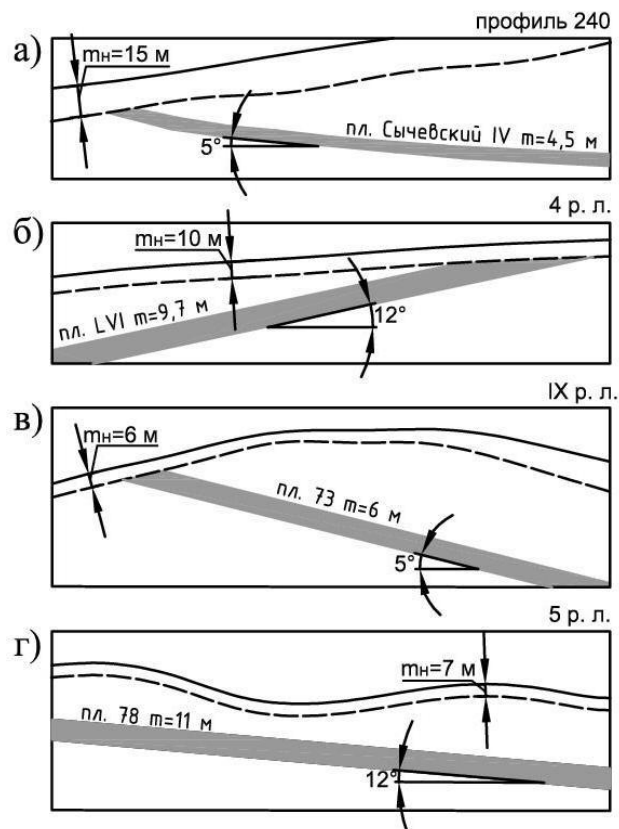


Рис. 1. 1. Характерные геологические разрезы: а – пл. Сычевский IV (пр. 240); б – пл. LVI (4 р. л.); в – пл. 73 (IX р. л.); г – пл. 78 (пр. 16).

Характеристика угольных пластов месторождений  
центрального Кузбасса

Месторождение (участок)	Отрабатываемые пласты	Мощность, м	Угол залегания, градус.	Строение
Егозово-Красноярское  уч-к Южное замыкание Борисовское	Красногорский	5,36	7	сложное
	Сычевский I	4,32	4÷5	сложное
	Сычевский IV	В.П.- 2,80	4÷5	сложное
		В.Н.-1,53	4÷5	сложное
	Сычевский III	3,3	10	сложное
	Полысаевский II	2,76	7÷8	сложное
	Юрский 2	5	12	сложное
	LIV	5,0	5÷12	сложное
LV	8,7	5÷12	сложное	
LVI	9,6	5÷12	сложное	
Уропский-Северный-2	1	12,7	6÷8	сложное
	2	12,3	6÷8	сложное
	3	3,46	6÷8	сложное
	4	9,4	6÷8	сложное
	5	10,3	6÷8	сложное
	6	5,5	6÷8	сложное
	9	10,13	6÷8	сложное
Талдинское	73-71	14,13	7÷24	сложное
	78	11,96	7÷24	сложное
	81-80	12,12	7÷24	простое
	82	6,14	7÷24	простое
	86-84	12,5	7÷24	сложное
	88	5,93	7÷24	сложное
	91	13,3	7÷24	простое
	92	3,15	7÷24	сложное
Ерунаковское	78	12,4	3÷7	сложное
	80	2,09	3÷7	простое
	82	1,14	3÷7	простое

Проведен анализ ранее обработанных и разрабатываемых в настоящее время участков месторождений центрального Кузбасса. Дана статистическая оценка горно-геологических параметров: мощность угольных пластов ( $m$ , м); угол падения пластов ( $\varphi$ , град), мощность междупластий ( $M$ , м), мощность наносов ( $m_n$ , м), угол наклона дневной поверхности ( $\alpha_{пов}$ ).

Гистограммы распределения частот этих параметров показаны на рис. 1.2-а, б, в, г.

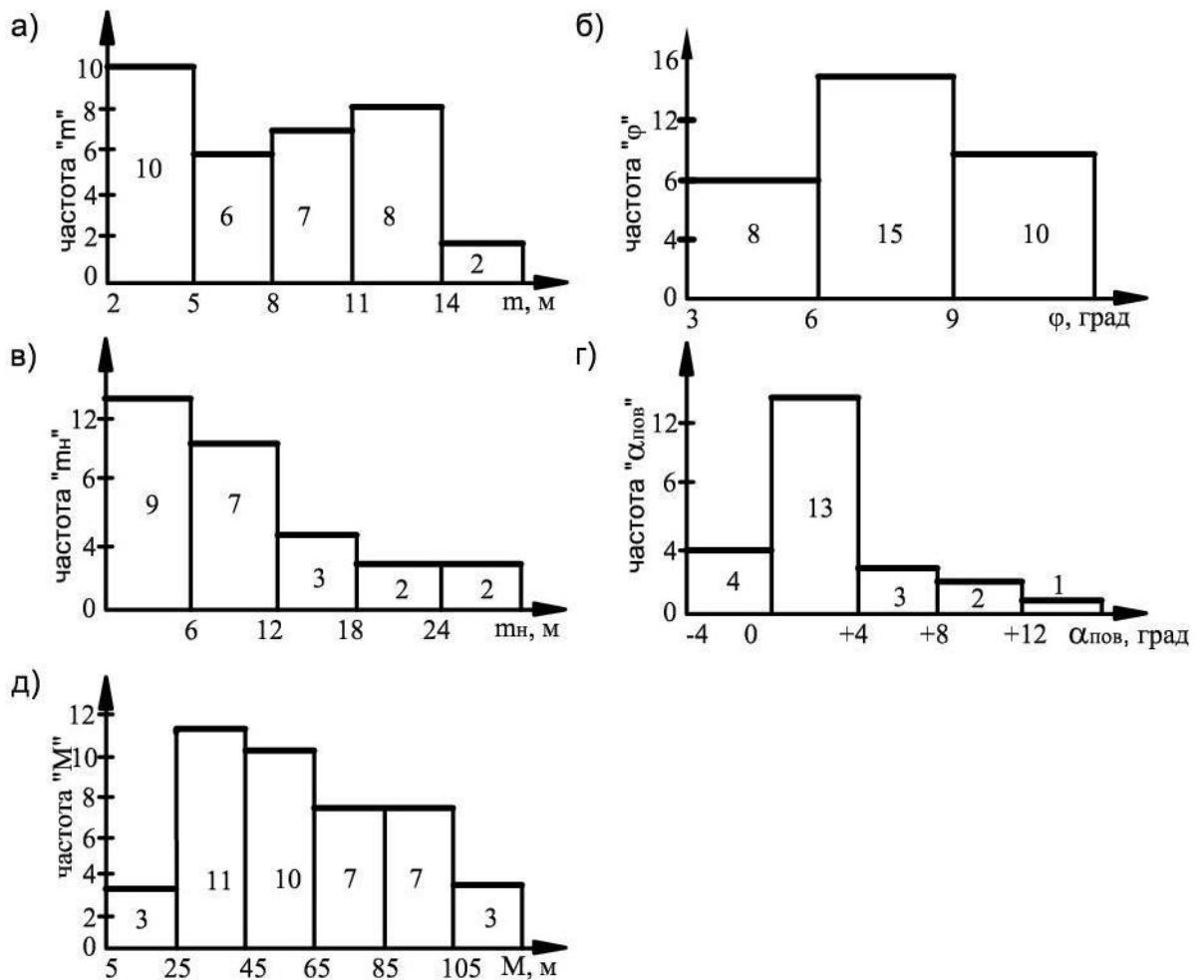


Рис. 1. 2. Распределение частот: а – нормальной мощности пластов; б – угла залегания пластов; в – мощности наносов; г – угла наклона дневной поверхности над выходом пласта под наносы («-» понижение поверхности от выхода пласта под наносы; «+» повышение поверхности); д – нормальной мощности междупластий ( $M$ ), м.

Нормальная мощность рабочих пластов пологопадающих месторождений Ленинского и Ерунаковского геолого-экономического района находится в пределах от минимального рабочего значения 2 м до 16,7 м. Частота распределения пластов по мощности показана на рис. 1.2-а. Учитывая рекомен-

дации ФГУ ГКЗ [82] для открытой разработки, к тонким относят пласты мощностью до 2 м, к средним – от 2 м до 15-20 м (в зависимости от угла падения), к мощным – свыше 15-20 м. Пологие пласты относятся, в основном, к категории средней мощности. Доля пластов мощностью 2-5 м составляет 45%, мощностью 5-11 м – 33%, мощность пластов более 11 м – 22%.

Распределения пластов по углу падения показано на рис. 1.2-б. Преимущественное залегание пластов в пределах  $6-9^\circ$  (45%). Значительное число пластов залегает под углом  $9-12^\circ$  (30%), а под углом до  $6^\circ$  – 25% пластов.

Все месторождения центрального Кузбасса перекрыты наносами, распределение которых показано на рис. 1.2-в. Наносы мощностью до 12 распространены на 70% участков, а мощные наносы (18-30 м) на 17% участков. Таим образом, значительная мощность наносов на участке требует их учета в исследовании.

Поверхность на участках в основном наклонная, с подъемом в направлении падения залежи от выхода пласта под наносы, реже с понижением (рис. 1.2-г). Угол подъема преимущественно в пределах  $0-4^\circ$  (57% обследованных участков), от горизонта до понижения поверхности до  $4^\circ$  наблюдается на 17% участков.

Нормальная мощность междупластий находится в широких пределах: от 12-14 м до 116-140 м. Частота распределения междупластий по мощности показана на рис. 1.2-д. Распределение мощности междупластий неравномерно. Основная доля мощных междупластий (45-85 м), подлежащих разработке по смешанной системе, составляет 42%, а весьма мощных (85-120 м) – 25%.

Для качественной и количественной оценки условий залегания свит пластов по перечисленным факторам на основе анализа обширного материала выбраны характерные планы выходов пластов под наносы, а так же геологические разрезы и профили по перспективным и разрабатываемым месторождениям Кузнецкого бассейна.

В соответствии с классификацией типов залежей [80] в бассейне их формы в плане имеют виды: округлые ( $B < L < 1,4 B$ , где  $B$  - ширина залежи

по поверхности, L - длина), удлинённые ( $1,4B < L < 4B$ ) и вытянутые ( $4B < L < 40B$ ).

В таблице 1.2 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.

Таблица 1.2

## Форма и параметры залежей в плане

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

**1.1.2. Условия ведения горных работ**

Разрезами разрабатываются следующие месторождения: «Моховский» - Егозово-Красноярское, Борисовское, Уропское-Северное-2; «Талдинский» - Талдинское; «Ерунаковский» - Ерунаковское.

Анализ таблицы показывает, что отрабатываются пласты средней и большой мощности: от 3 м до 20 м. Залегание пластов, в основном, пологое, что обуславливает применение бестранспортной технологии для производст-

ва вскрышных работ. Строение пластов преимущественно сложное: пласты содержат от 2-3 до 5 прослоев породы мощностью от 10 см до 70 см, что затрудняет производство добычных работ. Характеристика рабочих угольных пластов на разрезах представлена в табл. 1.3.

Таблица 1.3

## Характеристика рабочих угольных пластов на разрезах

Разрез	Месторождение (участок)	Отрабатываемые пласты	Мощность, м	Угол залегания, градус.	Строение
«Моховский»	Егозово-Красноярское	Красногорский II	9,8	5÷7	сложное
	Южное замыкание	Сычевский IV	4,6	4÷5	сложное
	Борисовское	L IV L V L VI	5,0 8,7 9,6	5÷12	сложное сложное сложное
Разрез «Моховский» Сартакинское поле	Уропский Северный-2	9	10,13	6÷10	сложное
«Ерунаковский»	Ерунаковское	78	12,42	3÷7	сложное

При моделировании бестранспортной технологии угол падения пластов необходимо принимать в пределах от 3° до 12°, т.е. до предельного угла наклона основания отвала.

**Характеристика вскрышных пород**

Угольные пласты разрезов «Моховский», «Талдинский» и «Ерунаковский» относятся, соответственно: к ленинской и ускатской свитам (Егозово-Красноярское месторождение, Борисовское месторождение, Уропское-Северное-2); тайлуганской и грамотеинской свитам (Ерунаковское месторождение, Талдинское месторождение). Коренные породы на этих месторождениях состоят в основном из песчаников, алевролитов и аргиллитов, но в процентном соотношении состав различен по месторождениям. Общая характеристика коренных пород представлена в табл. 1.4. Коренные породы перекрыты чехлом четвертичных отложений, которые представлены суглинками



и, в меньшей степени, глинами и галечниками. Мощность рыхлых отложений колеблется от 0,2 до 10 м. Коренные породы разделяют на две группы: слабосцементированные породы в зоне выветривания и полускальные - все остальные. Несвязные и выветрелые; связные породы могут допускать экскавацию непосредственно из целика, без предварительного рыхления.

Таблица 1.4

Категории коренных пород по буримости, взрываемости и трудности экскавации

Наименование пород	Плотность частиц породы, т/м <sup>3</sup>	Коэффициент крепости пород	Категория пород по буримости (классификация БПИТ-1963)	Категория пород по взрываемости	Категория по трудности экскавации (по ЕНВ 1989г.)
Песчаники	$\frac{2,29-2,46}{2,38}$	$\frac{2,72-8,63}{4,48}$	X	IV	IV
Алевролиты	$\frac{1,94-2,42}{2,18}$	$\frac{2,29-2,36}{2,32}$	VII	IV	IV
Аргиллиты	2,43	–	VII	III	III
Средние значения	2,4	5	X	IV	IV

**Разрез «Моховский».**

Борисовское месторождение (участок Еловский).

Процентное соотношение пород следующее: песчаники - 46%, алевролиты - 42%, аргиллиты - 5%, углистые породы - 1%. Коренные породы участка повсеместно перекрыты четвертичными отложениями, имеющих мощность от 10 до 30 м. Отложения представлены суглинками. В основании слоев в суглинках встречается галька кварца, кремния и кремнистых пород.

Егозово-Красноярское месторождение (участок №1, участок №2: «Основное поле»).

Крепость песчаников и алевролитов составляет по шкале проф. М.М. Протодьяконова 5÷8, алевролитов мелких и аргиллитов – 3÷5, углистых аргиллитов – 3. В процентном соотношении песчаник составляет 34,8%, алевролит – 53,1%, аргиллит – 5,4%, углистый аргиллит – 0,3%.

Участок Уропский-Северный 2. Уропское Месторождение. (Сартакинское поле).

Коренные породы сложены мелко и тонкозернистыми песчаниками различной крепости, алевролитами и реже аргиллитами. Песчаники обычно крепкие, плотные. Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 3÷8. Алевролиты представлены различными разновидностями от крупных до мелких. По своим физико-механическим свойствам они очень близки к песчаникам, но коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 3÷6. Аргиллиты встречаются в очень небольшом количестве и представляют однородные вязкие, плохо склеивающиеся породы, устойчивость – слабая. Способны к набуханию. Коэффициент крепости 3÷4.

Участок Караканский. Уропское месторождение. (Караканское поле)

Разрабатываются пласты: Караканский 1 (К1), Караканский 2а (К2а). Караканский 2 (К2) и Караканский 3 (К3) тайлуганской свиты Уропского месторождения.

### **Разрез «Галдинский»**

Вмещающие породы представлены песчаниками, алевролитами и аргиллитами. Литологический состав пород непостоянен и изменяется как по глубине, так и по простиранию. Наибольшее распространение в отложениях толщи получили алевролиты (до 59,5%). Содержание песчаников – 19,4%. В меньшем объеме представлены аргиллиты углистые, аргиллиты, а также горелые породы. Аргиллиты имеют ограниченное распространение и встречаются в виде небольших линз мощностью до 5 м.

Вмещающие породы и угольные пласты перекрыты чехлом четвертичных отложений, которые представлены суглинками и, в меньшей степени, глинами и галечниками. Мощность рыхлых отложений колеблется от 0,2 до 10 м в долинах рек и логов, до 40 м – на водоразделах.

### **Разрез Ерунаковский.**

Соотношение пород в отложениях: песчаники мелко- и среднезернистые – 23,7%; алевролиты крупные – 12,6%; алевролиты мелкие – 48,3% аргиллиты – 3,2% уголь каменный – 12,2%; в т.ч. по рабочим пластам (свыше

1,0 м) – 10,7%. Угленосная толща покрыта чехлом рыхлых четвертичных отложений, представленных суглинками, глинами. Мощность четвертичных отложений колеблется от 1,5-2,0 м (в пониженных формах рельефа) до 40-45 м (на водоразделах). Местами под слоем суглинков залегают галечники мощностью от 0,5 до 6-8 м. В пределах поля разреза выявлено несколько зон развития горельников. Принадлежность разрабатываемых пластов на разных месторождениях к общим свитам объясняет сходство условий залегания пластов: пологое залегание на участках прилегающих к замку синклиналей (от  $3\div 12^\circ$ ) и наклонное на крыльях синклиналей (от  $17\div 22^\circ$  до  $45\div 50^\circ$ ). Такое залегание пластов обуславливает применение для разработки карьерных полей транспортной и бестранспортной технологий. Близок марочный состав углей на разрезах: ДГ, Г, ГЖ. Характеристики угольных пластов карьерных полей разрезов центрального Кузбасса ОАО «УК «Кузбассразрез-уголь» представлены в табл. 1.5-1.7.

## Характеристика угольных пластов карьерных полей разрезов ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»»

## Разрез «Моховский» Караканское поле

Пласты, свиты	Угол залегания пластов, градус,	Марка угля по ГОСТ 25543-88	Плотность угленасыщения в границах карьерного поля, т/м <sup>3</sup>	Взаимное положение смежных пластов на участках синклинали		Доля угленасыщенной зоны в карьерном поле	Количество междупластий	Мощность междупластий, (М), м
				пологом	наклонном			
				бестранс. технол. М > 6 м, (>)-рассред.; (<)-сближен.	транспортная технология, τ <sub>н</sub>			
Объект разработки: основное поле								
К3 m=3,14	11	Д	0,390 (K <sub>ср</sub> =2,03 м <sup>3</sup> /т)	рассред.	0,5 (рассред.)	0,65	4	от пл. К2 до пл. К3 M=10,2 м
К2 m=21,78	11	ДГ		рассред.	0,66 (рассред.)			от пл. К2a до пл. К2 M=8 м
К2a m=4,07	11	ДГ		рассред.	0,1 (рассред.)			от пл. К1 до пл. К2a M=50 м
К1 m=10,03	11	Г						

Таблица 1.6

Характеристика угольных пластов карьерных полей разрезов ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»»

Разрез «Ерунаковский»

Пласты, свиты	Угол залегания пластов, градус,	Марка угля по ГОСТ 25543-88	Плотность угленасыщения в границах карьерного поля, т/м <sup>3</sup>	Взаимное положение смежных пластов на участках синклинали		Доля угленасыщенной зоны в карьерном поле	Количество междупластий	Мощность междупластий, (М), м
				пологом	наклонном			
				бестранс. технол. М <sup>2</sup> < 6 м, (>) – рассред.; (<) – сближен.				
				транспортная технология, тп				
Объект разработки: уч. «Ерунаковский-Северный»								
пл. 89 m=1,17	3÷7	ГЖ	0,218 (K <sub>ср</sub> =4,66 м <sup>3</sup> /т)	рассред.	0,13 (рассред.)	0,70	2	от пл. 80 до пл. 82 M=25 м
пл. 80 m=2,13	3÷7	ГЖ		рассред.	0,08÷0,67 (рассред.)			от пл. 78 до пл. 80 M=40÷50 м
пл. 78 m=11,72	3÷7	Г						

Таблица 1.7

**Характеристика угольных пластов карьерных полей разрезов ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»»  
Разрез «Талинский»**

Пласты, свиты	Угол залегания пластов, градус,	Марка угля по ГОСТ 25543-88	Плотность угленасыщения в границах карьерного поля, т/м <sup>3</sup>	Взаимное положение смежных пластов на участках синклинали			Доля угленаасыщенной зоны в карьерном поле	Количество межпластий	Мощность междупластий, (М), м
				пологом		наклонном			
				бестранс. техн. нол. М <sup>г</sup> < 6 м, (>)-рассред.; (<)-сближен.	транспортная технология				
Объект разработки: основное поле									
Пл. 73-71 m=10,31	$\frac{10+25}{12}$	Г	0,229 (K <sub>ср</sub> =0,437 М <sup>г</sup> /т)	рассред.	0,12÷0,07 (рассред.)	0,8÷0,5 (рассред.)	0,75	10	от пл. 78 до пл. 73-71 M=40-64 м
Пл. 78 m=11,71	$\frac{10+26}{16}$	Г		сближено - рассред.	0,07 (сближено - рассред.)	0,48 (рассред.)			от пл. 80 до пл. 78 M=0-70
Пл. 80 m=3,54	$\frac{10+24}{17}$	Г		рассред.	0,1÷0,07 (рассред.)	0,75÷0,47 (рассред.)			от пл. 81 до пл. 80 M=44-70 м
Пл. 81 m=3,17	$\frac{10+20}{14}$	Г		рассред.	0,26 (сближено - рассред.)	1,75 (сближ.)			от пл. 82 до пл. 81 M=0-18 м
Пл. 82 m=9,94	$\frac{10+22}{14}$	Г		рассред.	0,09÷0,05 (рассред.)	0,6÷0,36 (рассред.)			от пл.86-84 до пл.82 M=54-90 м
Пл. 86-84 m=19,58	$\frac{10+22}{12}$	ДГ		рассред.	0,1÷0,07 (рассред.)	0,77÷0,46 (рассред.)			от пл. 88-87 до пл. 86-84 M=42-47 м
Пл. 88-87 m=10,03	$\frac{8+20}{11}$	ДГ		сближено - рассред.	0,8÷0,2 (рассред.)	6,3÷1,8 (сближ.)			от пл. 89 до пл. 86-84 M=42-70
Пл. 89 m=3,68	$\frac{5+17}{10}$	ДГ		рассред.	0,07÷0,06 (рассред.)	0,94÷0,8 (рассред.)			от пл. 90 до пл. 89 M=32-37 м
Пл. 90 m=3,26	$\frac{5+16}{9}$	ДГ		рассред.	0,08÷0,05 (рассред.)	1,05÷0,6 (рассред.)			от пл. 91 до пл. 90 M=28-50 м
Пл. 91 m=14,36	$\frac{1+35}{7;20}$	ДГ		рассред.	0,06÷0,05 (рассред.)	0,52÷0,46 (рассред.)			от пл. 92 до пл. 91 M=60-68 м
Пл. 92 m=5,92	$\frac{1+6}{3}$	ДГ		рассред.					

По мощности все пласты на карьерных полях можно разделить на 3 группы [82]:

а) тонкие пласты (до 2 м) – 89, 80;

б) средние пласты (2-15 м) – К3, К2А, К1, 73-71, 78, 81,82, 88-87, 90, 91;

в) мощные пласты (более 15 м) – К2, 86-84.

Пласты, в основном, рассредоточенные. Исключение составляют пл. 78-пл. 80 и пл. 81-пл. 82, где на отдельных участках по длине фронта работ эти пласты практически сходятся в один пласт сложного строения.

Плотность угленасыщения карьерного поля ( $P_y$ ) высокая 0,218-0,39 т/м<sup>3</sup>. Это обусловлено тем, что при проектировании из геологических свит (грамотеинской и тайлуганской) для открытого способа отобраны (по вертикали) только те участки зоны, которые обладают наибольшей угленосностью. Например, на разрезе «Талдинский» рабочая угленосность всей тайлуганской свиты 5,6-3,2%, а угленосность отобранной зоны от пл. 80 до пл. 92 составляет 16,1%; рабочая угленосность всей грамотеинской свиты 7,5-13,2%, а отобранной зоны от пл. 73-71 до пл. 78 составляет 29,7%.

На всех анализируемых разрезах принята смешанная (углубочно-сплошная) продольная однобортовая система разработки, что обусловлено пологим залеганием свиты пластов и большой глубиной разработки - до 300 м. На всех разрезах крылья синклиналей на выходах пластов наклонные (17-26°). Эти участки отрабатываются по транспортной технологии и при выполаживании нижнего пласта до 10-12° переходят к его отработке по бестранспортной технологии.

### **1.1.3. Состояние горных работ на разрезах, отрабатывающих пологие пласты по смешанной системе разработки**

#### **Системы разработки на участках ОАО «УК «Кузбассразрезуголь»**

На месторождениях центрального Кузбасса разрезами «Моховский», «Ерунаковский» и «Талдинский» ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» разраба-

тывается ряд пологих пластов по смешанной (углубочно-сплошной) системе разработки (рис. 1.3).

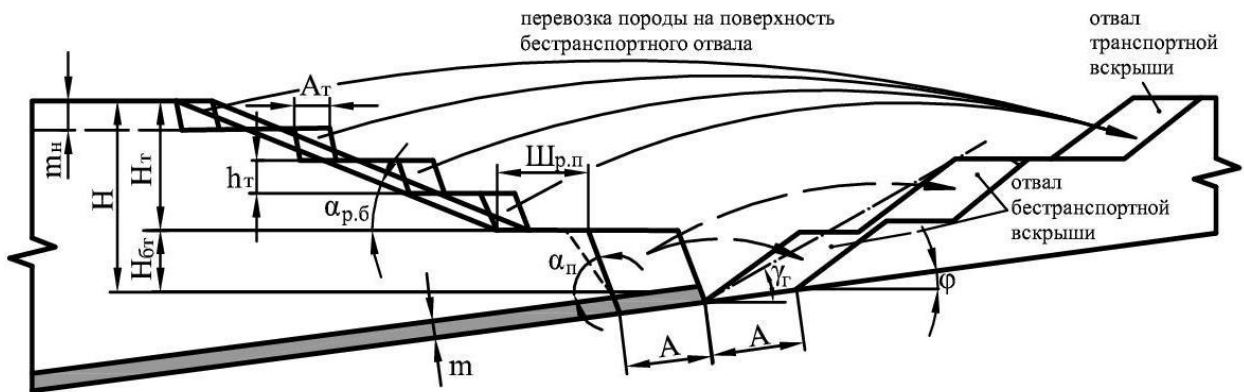


Рис. 1. 3. Принципиальная схема разработки породной толщи над пологим угольным пластом по смешанной системе разработки.

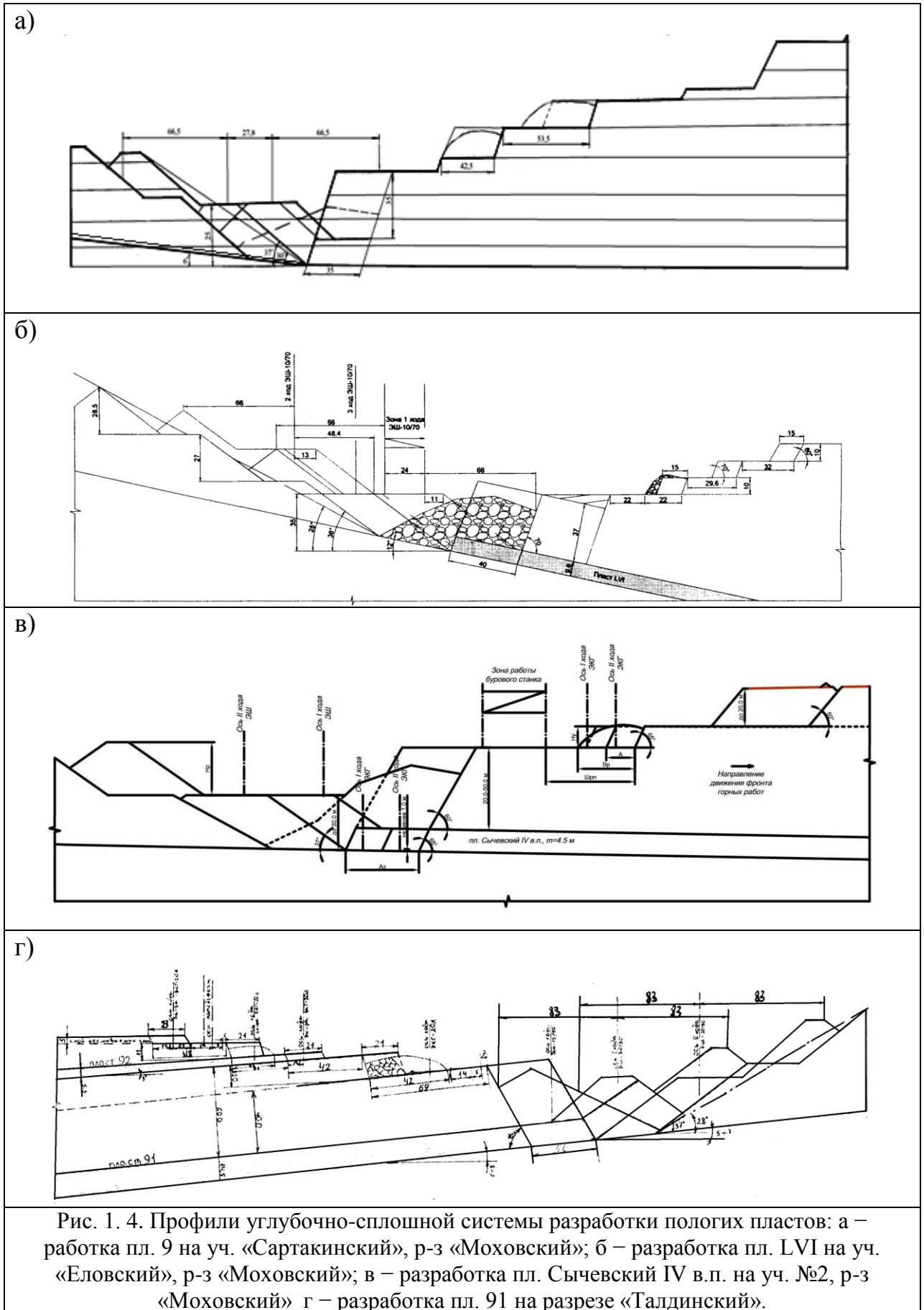
На схеме обозначены:  $H$  – высота породной толщи над угольным пластом, м;  $H_T$  – высота разрабатываемой породной толщи по транспортной технологии, м;  $H_{БТ}$  – то же, по бестранспортной, м;  $A$  – ширина заходки бестранспортного уступа и отвальной заходки, м;  $Ш_{р.п}$  – ширина рабочей площадки в транспортной зоне, м;  $A_T$  – ширина заходки транспортного уступа, м.

Порода транспортной зоны перевозится карьерным автотранспортом на внутренний, отсыпаемый сверху бестранспортного, отвал. Как примеры, на рис. 1.4 показаны общие виды систем разработки для эксплуатационных участков на разрезах «Моховский» и «Талдинский».

В табл. 1.8 приведены параметры и показатели разработки породной толщи над пологими пластами.

В зависимости от конкретных горно-геологических условий и углубления горных работ высота разрабатываемой породной толщи составляет от 55 до 88 м, высота бестранспортного уступа составляет 30–40 м. Высота транспортной зоны зависит от величины углубления горных работ и составляет 20–60 м с учетом мощности наносов. Текущий коэффициент вскрыши колеблется в широких пределах от 3 до 11 м<sup>3</sup>/т.





Параметры и показатели разработки породной толщи над пологими пластами

Пласт	Мощность пласта (m), м	Угол залегания (φ), град	Мощность породной толщи, м	Текущий коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т				
				Всего, (K <sub>в</sub> )	В том числе по зонам			
					Бестранспортная		Транспортная	
Высота уступа (H <sub>бт</sub> ), м	K <sub>в.бт</sub>	Высота зоны (H <sub>т</sub> ), м	K <sub>в.т</sub>					
9	10,13	8	65	4,8	37	2,7	28	2,1
Сычевский IV	4,6	8	56	9,0	37	6,0	19	3,0
Красногорский II	9,6	10	70	5,4	38	2,9	32	2,5
78	12,4	10	68	4,0	38	2,3	30	1,7
LVI	9,4	12	67	5,3	37	2,9	30	2,4
LIV	5	8	55	8,2	35	5,2	20	3,0
2	7,6	11	88	8,6	30	2,9	58	5,7
91	14,5	5–7	60	3,1	40	2,0	20	1,1

### Бестранспортная технология

Характеристика бестранспортной технологии связана с параметрами и устойчивостью внутреннего отвала.

Особенностью внутренних отвалов при смешанной системе разработки является то, что вскрыша от транспортных уступов на всех разрезах переводится на поверхность бестранспортного отвала, где складывается в два-три яруса. Здесь допускается размещение грунтосмеси коренных пород и наносов.

Для характеристики внутренних отвалов на наклонном основании используются термины: «высота первого яруса отвала» и «высота бестранспортного отвала» и «общая высота отвала».

Терминология принята согласно ИГД им. А.А. Скочинского [37]. Общая формулировка понятия «высота отвала на наклонном основании»: высота отвала отсчитывается от верхней бровки внутреннего отвала по вертикали до основания отвала (рис. 1.5).

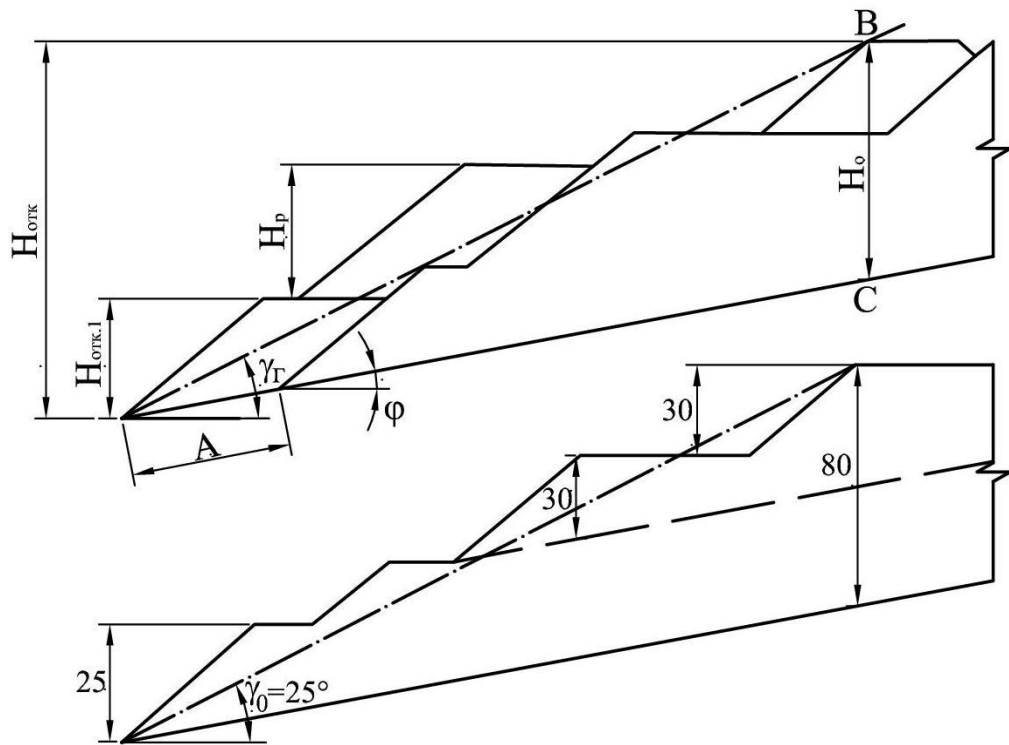


Рис. 1. 5. Параметры внутренних отвалов: а – многоярусного отвала бестранспортной вскрыши; б – комбинированного отвала бестранспортной и транспортной вскрыши (разрез «Моховский»).

Тогда высота многоярусного внутреннего бестранспортного отвала ( $H_0$ ) измеряется от точки В по вертикали до точки С. Высота откоса отвала ( $H_{отк}$ ) измеряется как разность отметок между верхней бровкой отвала (т. В) и нижней бровкой отвала (т. О).

В настоящее время высота многоярусных бестранспортных отвалов достигает 40–60 м. Число ярусов внутреннего отвала может быть два или три, в зависимости от высоты разрабатываемой породной толщи.

Высота первого яруса на разрезах центрального Кузбасса принимается согласно рекомендациям СФ ВНИМИ [151], устойчивость отвала обеспечивается при высоте первого отвального яруса 20–25 м при угле естественного откоса породы  $35^\circ$ – $37^\circ$  (табл. 1.9).

Генеральные углы ( $\gamma_0$ ) комбинированного отвала также принимаются согласно табл. 1.9. Например, на разрезе «Моховский», уч. Сартаки, пл. 9, общий угол откоса комбинированного отвала равен  $25^\circ$  при его высоте 80 м.

## Генеральные углы многоярусного бестранспортного внутреннего отвала

Слабое основание (углистые глины, углистые аргил- литы, слабые ар- гиллиты и алев- ролиты)	Угол на- клона ос- нования отвала, φ, град	Генеральный угол откоса многоярусного отвала $\gamma_r$ , град при общей его высоте $H_0$ , м					
		20	30	40	60	80	100
$\rho_n^3 = 7^\circ 30' - 11^\circ$	3	32-37	26-37	22-34	20-31	29 <sup>x</sup>	—
	6	28-37	21-37	32 <sup>x</sup>	29 <sup>x</sup>	27 <sup>x</sup>	—
	9	23-35	31 <sup>x</sup>	28 <sup>x</sup>	25 <sup>x</sup>	22 <sup>x</sup>	—
	12	32 <sup>x</sup>	27 <sup>x</sup>	24 <sup>x</sup>	—	—	—

Примечание: <sup>x</sup> – наибольшие значения углов откоса

Подготовка вскрышных уступов к выемке производится буровзрывным способом. Скважины применяются наклонные. Пример паспорта буровзрывных работ по вскрышному уступу при бестранспортной технологии приведен на рис. 1.6.

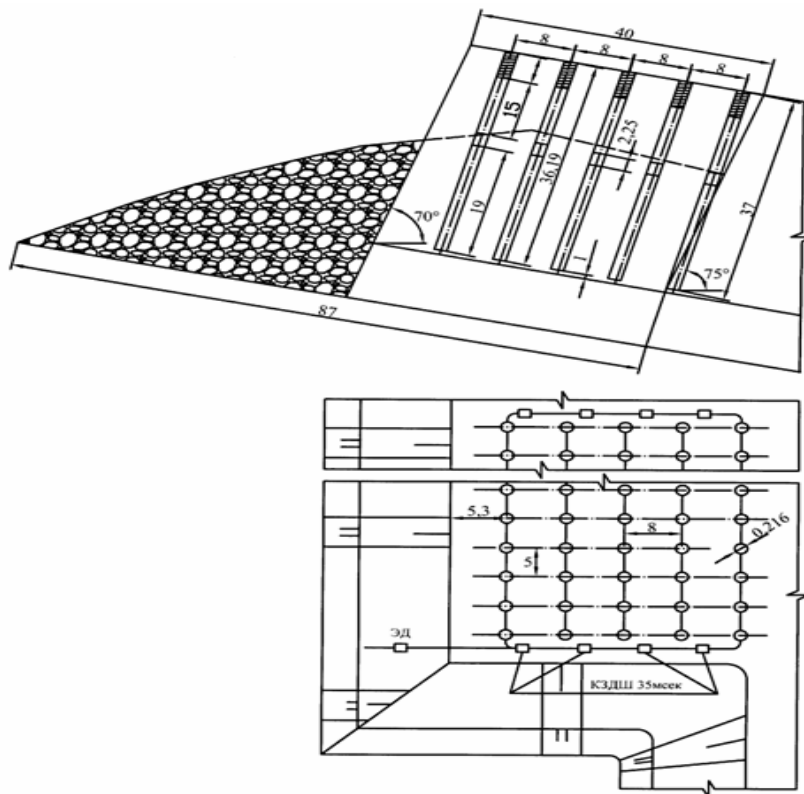


Рис. 1. 6. Параметры буровзрывных работ по бестранспортному уступу на разрезе «Моховский» над пл. LVI, уч. Еловский.

Удельный расход ВВ составляет  $0,46-0,58 \text{ кг/м}^3$ , сетки скважин  $5 \times 8 \text{ м}$  и  $5,5 \times 7,0 \text{ м}$ . Невысокая крепость пород позволяет получать достаточно качественно подготовленную горную массу для разработки ее драглайнами. Схемы взрывания продольные.

Коэффициент взрывного сброса составляет 8–12% в зависимости от высоты взрываемого уступа. Коэффициент переэкскавации в профиле технологической схемы составляет от 0,5 до 0,9. Общий коэффициент переэкскавации, учитывающий создание трасс подъема и спуска драглайна на отвальные ярусы, составляет 1,7–2,3. По бестранспортной технологии затраты на 1 м<sup>3</sup> вскрыши в зависимости от высоты уступа (с учетом буровзрывных работ) составляют 60 – 110 руб.

### **Транспортная технология.**

По транспортной технологии отрабатывается породная толща над бестранспортной зоной. Применяемое оборудование на погрузке породы – мехлопаты ЭКГ-5А, ЭКГ-10, ЭКГ-12. Пример паспорта буровзрывных работ по транспортной технологии для мехлопаты ЭКГ-5А приведен на рис. 1.7.

Паспорта буровзрывных работ по транспортной технологии на разрезах однотипные. Применяют наклонные скважины и поперечные или диагональные схемы взрывания. Сетка скважин, как правило, 5×5 м или 6×6 м. Удельный расход ВВ 0,4–0,45 кг/м<sup>3</sup>. Затраты на 1 м<sup>3</sup> взорванной горной массы составляют 85 – 100 руб. Удельные затраты на транспортную вскрышу составляют по разрезам от 32 до 41 руб.

На рис. 1.8 в качестве примера показаны применяемые схемы разработки вскрышных уступов мехлопатами ЭКГ-5А и ЭКГ-10 на р-зе «Моховский».

Параметры и показатели разработки угольных пластов на разрезах приведены в табл. 1.10.

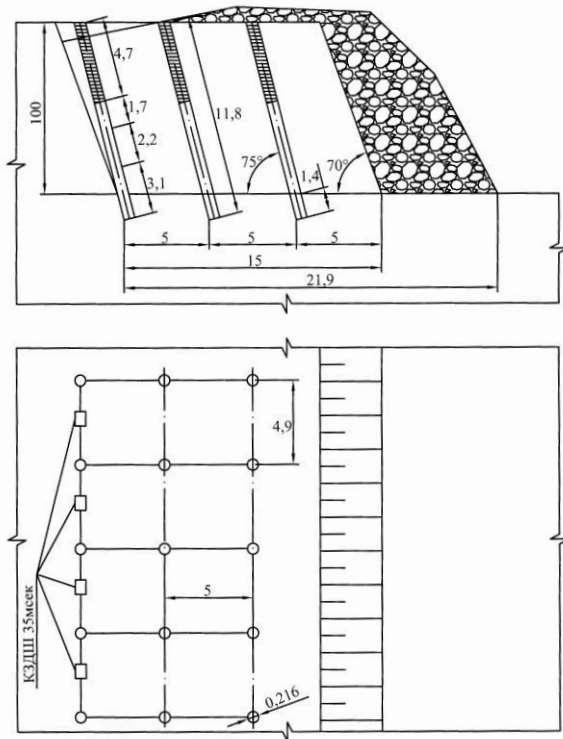
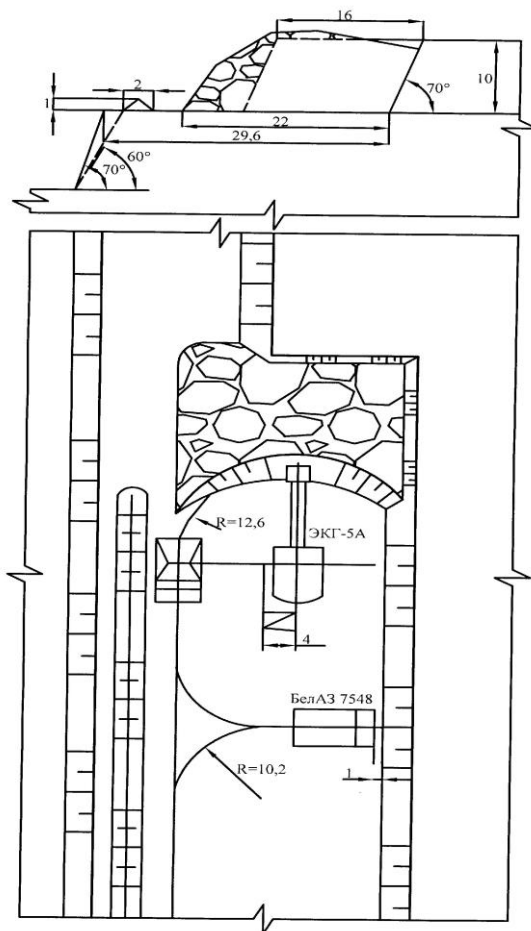


Рис. 1. 7. Параметры буровзрывных работ по транспортному уступу на разрезе «Моховский».

а)



б)

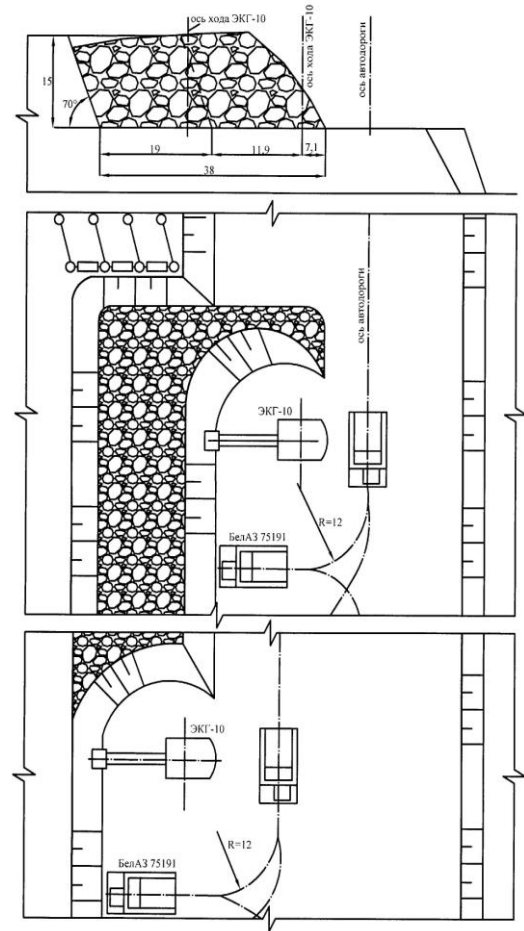


Рис. 1. 8. Схемы разработки развалов вскрышных уступов на разрезе «Моховский»: а – высота уступа 10 м (ЭКГ-5А); б – высота уступа 15 м (ЭКГ-10).

Таблица 1.10

Параметры, показатели и комплектация выемочно-погрузочного оборудования при разработке карьерных полей

Разрезы (пласты)	Длина фронта работ по дну, (L <sub>ф</sub> ), м	Оборудование		Годовой объем добычи, Q <sub>г</sub> , тыс.т.	Дальность транспортирования, км		Высота бестранспортного уступа, м	Проектная глубина работ, м	Граничный коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т
		При бестранспортной технологии	При транспортной технологии		Породы, км	Угля, км			
<b>Разрез «Моховский»:</b> уч. №1 пл. Красногорский П	650	ЭШ 15.90×1шт	ЭКГ-5А×1шт ЭШ 10.70×1шт	274	1,8	5,81	32-38	70	5,2
Уч. Еловский пл. LIV	1200	ЭШ 10.70×1шт	ЭКГ-10×1шт ЭШ 10.70×1шт	180	1,76	15,87	35-37	55	8,1
Уч. №2 пл. Сычевский IV в.п.	950	ЭШ 15.90×1шт	ЭКГ-5А×1шт ЭШ 10.70×1шт	389	2,3	6,70	35-40	80	9,6
Уч. «Сартакинский» пл. 9	1100	ЭШ 10.70×3шт	ЭКГ-10×1шт ЭКГ-8И×2шт	1200	3,19	3,48	34-37	65	4,8
<b>Разрез «Ерунаковский»:</b> пл. 78	2700	ЭШ 10.70×5шт	ЭКГ-10×2шт ЭКГ-5А×1шт	2400	2,15	19,37	32-37	70	4,2

## Вскрытие участков

Для общей характеристики вскрытия бестранспортной зоны сделан анализ 18 действующих и отработанных участков на разрезах «Моховский» (с учетом участка «Сартакинский»), «Ерунаковский» и «Талдинский». На основе анализа сводно-совмещенных планов горных работ карьерных полей построено распределение длин блоков ( $L_k$ ), приходящихся на один шагающий экскаватор рис. 1.9.

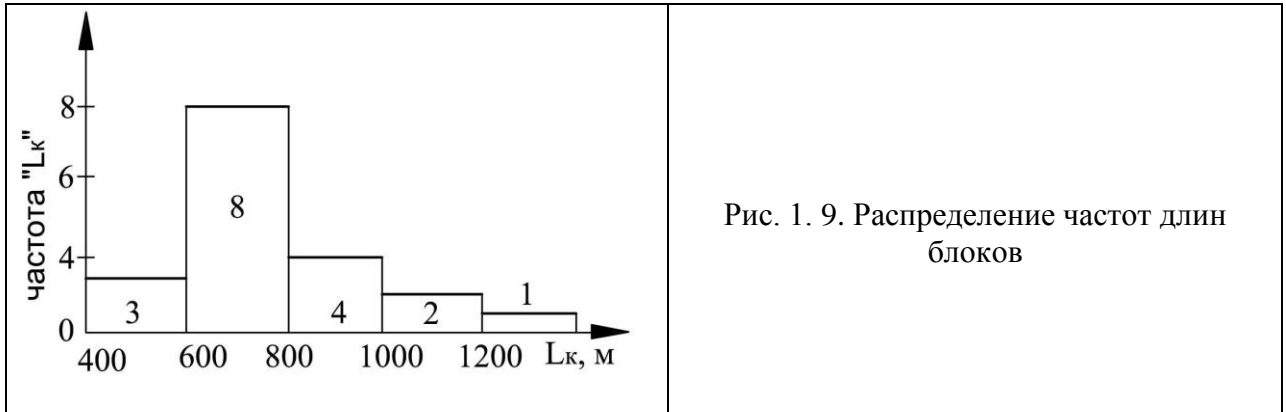


Рис. 1. 9. Распределение частот длин блоков

Для обеспечения грузопотоков угля каждый из участков имеет обособленную схему вскрытия. Участок по пл. Колмогоровскому-Шурфовому вскрывается двумя внешними траншеями - западной фланговой и центральной, что обеспечивает поточность движения транспорта и гибкую организацию вскрышных и добычных работ.

Участок по пл. Сычевский I вскрыт двумя фланговыми (северо-восточной и юго-западной) и центральной внешними траншеями, что обеспечивает рациональную длину экскаваторных блоков, упрощает организацию вскрышных и добычных работ. Участок по пл. Сычевский III вскрыт центральной и фланговой южной траншеей.

Вскрытие участка по пл. Красногорскому осуществлено двумя фланговыми внешними траншеями и одним скользящим съездом по центру рабочего борта. Это вызвано невозможностью устройства стационарной центральной траншеи по почве пласта, так как угол падения его равен  $10^\circ$ . Со стороны фланговых траншей, по мере углубления горных работ, проходятся полутраншеи по почве пласта под углом к линии его падения.



Вскрытие участка по пл. Польшаевскому II предусматривается в два этапа, так как здесь предполагается сначала продольное подвигание горных работ, а затем - поперечное. Для отработки с продольным подвиганием горных работ проходят восточную внешнюю траншею. Для вскрытия горизонтов с поперечным подвиганием будут пройдены внутренние траншеи по почве пласта в отработанном продольном блоке.

Схемы и способ вскрытия участка определяется длиной участка и необходимостью обеспечения рациональной длины фронта работ (для драглайнов ЭШ 10.70, ЭШ 11.70, ЭШ 15.90 в пределах 750÷1000 м).

## ***1.2. Анализ научных исследований и проектных разработок по обоснованию параметров смешанной системы разработки пологих пластов***

### **Общие положения**

Обзор публикаций включает вопросы общетеоретических положений связанных с разработкой карьерных полей при пологом залегании пластов и по ряду специальных вопросов связанных с темой диссертационной работы.

В 1947 году проф. Е.Ф. Шешко предложена классификация систем открытой разработки месторождений, генеральным признаком которой является направление перемещения вскрышных пород в отвалы: поперечное (группа систем А), продольное (группа систем Б), комбинированное (группа систем В). Отработка карьерных полей при пологом залегании пластов производится согласно этой классификации группами систем А: с поперечным перемещением породы в отвал без транспортных средств; и группами систем В: с продольным (перемещение породы в отвалы при помощи транспортных средств) и поперечным перемещением породы в отвал.

Системы разработки группы В (В-7 и В-8) являются комбинированными системами разработки.

Системы разработки группы А применимы при небольших мощностях породной толщи над угольным пластом 20÷40 м, группа систем В при мощности вскрыши более 40 м и до 80÷100 м.

В 1952 году акад. Н.В. Мельниковым была предложена классификация систем открытой разработки, генеральным классификационным признаком которой является способ производства вскрышных работ. Согласно классификации выделены пять групп системы разработки: бестранспортная, транспортно-отвальная, транспортная, специальная, комбинированная. Разработка карьерных полей с пологим залеганием пластов производится по бестранспортной или комбинированной (транспортно-бестранспортной) системам разработки.

Развитием теории систем открытой разработки месторождений стала их классификация, предложенная в 1957 году проф. В.В. Ржевским, основными признаком которой являются направление фронта работ (три группы систем разработки: сплошные, углубочные, смешанные) и направление подвигания фронта горных работ в плане (продольные, поперечные, веерные и кольцевые).

Разработка карьерных полей с пологим залеганием пластов согласно классификации производится по сплошной системе разработки с применением бестранспортной технологии для перевалки породы в выработанное пространство или по смешанной (углубочно-сплошной) системе разработки с применением транспортной технологии для перевозки вскрыши во внутренние или внешние отвалы верхней части породной толщи и бестранспортной технологии для перевалки породы во внутренний отвал.

В исследовании принята терминология соответствующая классификации систем открытой разработки месторождений по акад. В.В. Ржевскому.

В соответствии с вышеизложенным материалом обзор публикаций проводится по трем направлениям:

- транспортной технологии при углубочной системе разработки;
- теоретические положения бестранспортной технологией при сплошной системе разработки;
- особенности и показатели смешанной системы разработки карьерного поля с применением транспортной и бестранспортной технологий.

## **Транспортная технология**

Основным вопросом является структура комплекса выемочно-погрузочного оборудования. Под комплексом понимается цепочка взаимосвязанных машин и механизмов, последовательно осуществляющих полный цикл основных и вспомогательных технологических процессов.

Теоретические положения по этому вопросу изложены в работе [114]. В исследовании согласно этой работе при углубочной системе разработки верхней части карьерного поля применяется экскаваторно-транспортно-отвальный комплекс оборудования (ЭТО), характеризующийся использованием при выемке и погрузке горной массы экскаваторов циклического действия, а для перемещения – карьерный автомобильный транспорт.

Принципы комплексной механизации, метод расчета параметров углубочной системы разработки и её показателей при автомобильном транспорте изложены в работах [113, 114, 131].

В работах [14, 43] рассмотрены вопросы вскрытия карьерных полей при смешанных системах разработки. Отмечаются особенности вскрытия рабочих горизонтов в этих условиях, которые заключаются в следующем. В диапазоне углов залегания от 3 до 20° для заезда на рабочие горизонты необходимо использовать полностью или частично борта карьерного поля: нерабочий, рабочий или торцы.

В работах [58, 59] рассмотрены вопросы вскрытия карьерных полей и рабочих горизонтов на разрезах Кузбасса, в т.ч. на участках с пологим залеганием пластов. Отмечается, что преимущественное вскрытие участков двумя внешними траншеями и одним скользящим съездом по центру рабочего борта. В некоторых случаях вскрытие участков производится фланговой и центральной траншеями внешнего заложения.

В работе [19] для разрезов южного Кузбасса рассмотрена технология отсыпки внутреннего бульдозерного отвала привозных пород от транспортных уступов на поверхности внутреннего бестранспортного отвала

Отмечается, что глинистые породы при этом отсыпаются только в отдельный верхний ярус высотой 10-15 м и их отсыпка является завершающим этапом технической рекультивации.

В ряде работ рассмотрен вопрос доставки породы автосамосвалами от транспортных уступов во внутренний отвал [19, 108]. Предлагается две схемы доставки.

По первой схеме порода от транспортных уступов подвозится по создаваемой автодороге через развал перпендикулярно фронту для отсыпки трассы рабочего хода драглайна и, затем, эта порода драглайном переваливается во внутренний отвал.

Недостатком схемы является ограниченность объема породы при перевозке или вместимостью трассы рабочего хода драглайна или вместимостью отвального яруса, в который переваливается порода трассы.

Достоинством является снижение нагрузки на драглайн, поскольку исключается процесс экскавации им породы в трассу, что повышает полезную производительность.

В целом сокращение дальности транспортирования породы в отвал снижает затраты на транспортную вскрышу.

По второй схеме от транспортных уступов отсыпается перпендикулярно к фронту работ высокая транспортная перемычка, по которой порода может доставляться как в отвальные ярусы, так и на поверхность внутреннего отвала. Перемычка создается автосамосвалами отсыпкой транспортной вскрыши и ликвидируется таким же способом.

Применение этой схемы усложняет организацию работ, но приводит к существенному снижению дальности перевозки вскрыши от вскрышных уступов до поверхности внутреннего отвала.

В работах [2, 3, 4] рассмотрена перспектива применения в транспортной зоне выемочно-погрузочного оборудования с электромеханическим или гидравлическим приводом.

Основным выемочно-погрузочным оборудованием в России и странах СНГ по прежнему остаются экскаваторы типа ЭКГ. При этом основной парк (63%) составляют экскаваторы с ковшом вместимостью 8-15 м<sup>3</sup> производства Ижорских заводов (ПАО ОМЗ) и их модификации.

Причем к настоящему времени 70% экскаваторов имеют сверхнормативный срок службы. Основными причинами являются сложившаяся инфраструктура с наложенными системами технического обслуживания и материально-технического снабжения экскаваторов ЭКГ-10 и ЭКГ-15.

Такая же ситуация наблюдается на разрезах Кузбасса.

Современная тенденция ведущей роли мехлопат с ковшом вместимостью более 8 м<sup>3</sup> в горной промышленности России и стран СНГ существенно отличается от зарубежной, где в этом типоразмере основной объем закупок приходится на гидравлические экскаваторы.

Опыт работы гидравлических экскаваторов показал, что они имеют в целом меньшую надежность и существенно меньший срок службы (6-8 лет) в условиях угольных разрезов Кузбасса. Однако, технологические преимущества в совокупности с меньшими инвестиционными затратами определяют их экономическую эффективность [4].

За последние 7 лет гидравлические экскаваторы в типоразмере ковша 5÷7 м<sup>3</sup> полностью вытеснили с российского рынка карьерные лопаты аналогичного типоразмера ковша. В перспективе (после 2030 г.) следует ожидать подобную картину с типоразмерами ковшей 8÷10 м<sup>3</sup> и 12÷15 м<sup>3</sup>.

### **Бестранспортная технология**

На основе теоретических положений и качественного анализа возможностей интенсификации разработки пологих пластов за счет управления высотой бестранспортного уступа или оптимизации модели драглайна сформулированы основные направления обзора научных публикаций:

– обоснование и расчет параметров бестранспортных схем экскавации для разработки одиночных и свиты пологих пластов;

- формирование производительности драглайна при разработке развала бестранспортного уступа с отсыпкой многоярусных отвалов;

- организация работы драглайна и добычного оборудования при разработке заходок.

Вопросам взаимосвязи рабочих параметров оборудования и параметров системы разработки с учетом обеспечения максимальной вместимости отвала посвящено большое число публикаций. Этот вопрос рассматривался как в первых работах, появившихся в отечественной литературе в конце 30-х и начале 40-х годов 20-го века (Е.Ф. Шешко, А.С. Фиделев, А.А. Сущенко, И.Я. Айзеншток, А.И. Мещеряков, Г.П. Егурнов и др.), так и в более масштабных работах начиная с 1950-1952 гг. (Н.В. Мельников, В.В. Ржевский, М.Г. Новожилов, Ю.Г. Скабичевский, К.Е. Виницкий А.П. Гриднев, В.Д. Иванов и др.).

В работах этих авторов заложены основы теории расчета бестранспортных схем экскавации применительно к разработке одиночного пласта, залегающего в слабых или скальных породах.

Обобщающей работой этого периода являются «Типовые проекты систем разработки...» под редакцией Н.В. Мельникова [79]. В ней приводятся все существующие на тот период схемы экскавации угольных бассейнов Подмосковья, Украины, Восточной Сибири и Приморья, а также США и Англии. Даются аналитические методы расчета параметров схем экскавации вскрышных мехлопат и драглайнов для горизонтальных и пологих пластов, залегающих в мягких породах. Рассмотрена также схема разработки драглайном одного пласта, залегающего в скальных породах. Для нее приводится расчет параметров БВР и развала горной массы. В схемах широко используется смещение оси хода драглайна для лучшего использования разгрузочного параметра экскаватора с целью повышения вместимости второго яруса отвала. Поэтому данный способ используется в исследовании при конструировании схем экскавации.

За период 60-х – 70-х годов 20 века общетеоретическая база бестранспортной технологии существенно расширилась. Появились работы связанные с расширением области и границ применения бестранспортной технологии [17, 16, 118]. В них рассматриваются вопросы как увеличения высоты породной толщи, обрабатываемой по бестранспортной технологии по условию экономической эффективности, так и возможность широкого применения технологии для разработки угольных пластов, залегающих в скальных породах. Рассмотрен вопрос комбинированного транспортно-бестранспортного перемещения породы

Предложена классификация бестранспортных схем экскавации для их применения в любых условиях залегания угольных пластов [56]. На основе развития теории взрывания скважинных зарядов и ее экспериментальной проверки предложена расчетная методика для достаточно точного определения параметров развала вскрышных уступов при бестранспортной технологии [110, 111, 112].

В связи с усложнением бестранспортных схем экскавации появились работы, связанные с определением рациональной длины фронта работ, организацией работы оборудования для взаимосвязи вскрышных и добычных работ и влияния на её режим [7, 41, 44, 90].

Ряд работ посвящен аналитическим методам расчета коэффициента переэкскавации и производительности драглайнов [55, 60, 93]. Метод расчета коэффициента переэкскавации бестранспортной схемы, включающий его расчет в профиле и плане горных работ [55] принят в исследовании.

Обобщающими работами за этот период являются монографии под редакцией проф. М.Г. Новожилова и акад. Н.В. Мельникова [92, 78].

В период после 80-х годов перечисленные направления развивались в работах А.Е. Анпилогова, Н.Я. Репина, В.С. Вагоровского, В.А. Гриднева, В.Г. Пронозы, В.Ф. Воронкова, Б.Н. Лоханова, А.В. Калинина, И.Л. Мордуховича, В.Н. Нечунаева, М.И. Щадова и др. [5, 112, 13, 98-103, 104, 105, 23, 24, 32, 33, 134, 73, 84-86, 90, 143].

В основном рассматривались вопросы по применению бестранспортной технологии на угольных месторождениях Кузнецкого бассейна и Восточной Сибири.

Поскольку задачей исследования является оценка влияния высоты бестранспортного уступа на показатели комбинированного способа разработки породной толщи, то для моделирования показателей необходимы зависимости коэффициентов переэкскавации в профиле от высоты уступа.

Однако, как установлено в работах [55, 93] этот показатель зависит от числа ярусов внутреннего отвала, поскольку с постепенным увеличением высоты бестранспортного уступа изменяются структура, параметры и, соответственно, показатели схем экскавации.

То есть с увеличением высоты вскрышного уступа происходит эволюция схем экскавации от простых структур к более сложным.

Причина и следствия усложнения схем показаны в работе [113, 114] на примере разработки уступа сложенного мягкими породами.

При разработке взорванного бестранспортного уступа с получением широкого плоского развала, сохраняя общий принцип усложнения схемы экскавации, структуры схем более сложные и связано это, прежде всего, с отсыпкой промежуточной трассы на развале и появлением промежуточного навала.

Главным вопросом здесь является то, что однотипность структур схем экскавации сохраняется только в определенном интервале (определенных границах) изменения уступа по высоте.

За пределами этих границ структура схем экскавации изменяется (ломается) прежде всего, из-за несоответствия рабочих параметров драглайна, ввиду их ограниченности, условиям черпания породы из развала и размещении её во внутреннем отвале. Это тем более существенно, так как в исследовании предполагается поиск рациональных значений рабочих параметров драглайна.



Поэтому для построения экономико-математической модели показателей необходимо установить границы однотипности структур схем экскавации. Эти исследования, как видно из обзора не проводились.

В связи с разработкой расчетных методов по оценке устойчивости внутренних опубликованы материалы направленные на обоснование повышения мощности обрабатываемой вскрыши по бестранспортной технологии [16, 17, 84, 116, 117, 136].

Ряд исследований посвящен вопросу интенсификации горных работ при сплошной и смешанной системах разработки [23, 70, 99, 109, 117, 144].

Предлагаемые способы интенсификации горных работ относятся к бестранспортной технологии и предлагаются за счет:

- увеличения объема вскрыши, сбрасываемой в отвальный слой энергией взрыва [117], что снижает нагрузку на драглайн и повышает его полезную производительность;

- применения технологии работы драглайна с наклонной площадкой предотвала, экономического стимулирования работы экскаваторных бригад [109];

- увеличения объема вскрыши, укладываемой во внутренний отвал за счет закладки выработанного пространства в основании внутреннего отвала подвозкой автотранспортом вскрыши из труднорабатываемого драглайном породного «клина» над пологим угольным пластом, что увеличивает эффективную производительность драглайна и снижает его загрузку [23];

- оптимизацией уровня установки вскрышного драглайна, что снижает объем переэкскавации породы и повышает полезную производительность драглайна.

В работах [16, 61] исследовано влияние мощности вскрыши, обрабатываемой с перевалкой во внутренний отвал, на режим горных работ в условиях смешанной системы разработки. Установлено, что с увеличением мощности вскрыши повышается угол рабочего борта карьера и, следовательно,

снижается текущий коэффициент вскрыши и повышается эффективность горных работ.

Исследованиями организации горных работ при отработке пологих угольных пластов на разрезах южного Кузбасса занимались проф. В.Г. Проноза, к.т.н. В.Ф. Воронков, к.т.н. Т.Ф. Гвоздкова, инж. Ю.И. Звягинцев [100, 23, 26, 44]. В этих работах для установления взаимосвязи работы вскрышного и добычного оборудования в плане горных работ разработаны аналитические методы расчета организационных параметров (время выполнения рабочих ходов драглайнов и добычных экскаваторов, время простоев экскаваторов и перегонов) методом графического построения планограмм работы оборудования. В работах [23, 24] учтен такой важный фактор как создание драглайном трасс переходов, что необходимо учитывать при исследованиях организации работы оборудования.

В работе В.Ф. Воронкова [23] сделан анализ формирования объемов вторичной перевалки пород в ЭО технологическом комплексе с формированием многоярусных отвалов при коротких экскаваторных блоках, который показал, что значительным источником дополнительных объемов переэкскавации является строительство трасс переходов драглайнов с горизонта на горизонт, которые достигают 25-30% всех объемов переэкскавации в блоке. В этом же труде приведены формулы расчета объемов земляных работ выполняемых драглайном при создании трасс перехода. Некоторые организационно-технические решения по перемещению драглайна приняты на основании работы В.Ф. Воронкова [23], а также исходя из опыта производственных решений угольных компаний Кузбасса.

Известно большое число исследований по повышению устойчивости внутренних отвалов в условиях залегания пологих пластов угольных месторождений Кузбасса. Эти исследования выполнены Прокопьевским филиалом ВНИМИ при участии к.т.н. А.С. Ненашева, к.т.н. В.Н. Хашина и др. [88, 106], а также ИГД им. Скочинского [37].

Таким образом, обзор литературных источников показал, что вопросу интенсификации горных работ в условиях смешанной системы разработки посвящен ряд исследований, причем предлагаемые способы интенсификации горных работ связаны с повышением производительности драглайна.

В работах стабильно выдержано направление на увеличение высоты бестранспортного уступа за счет повышения устойчивости внутреннего отвала и отсыпки дополнительных ярусов отвала [78] или применения длинностреловых драглайнов [84].

Отсутствуют исследования, связанные с интенсификацией горных работ при смешанных системах разработки путем перераспределения вскрыши между системами разработки (углубочной и сплошной) за счет уменьшения объемов транспортной вскрыши.

Также нет исследований по оптимизации модели шагающего драглайна, взаимосвязанной с изменением высоты бестранспортного уступа и выбору рациональной модели шагающего экскаватора в различных горно-геологических условиях залегания угольного пласта.

### ***1.3. Обзор российского и зарубежного горного машиностроения в области экскаваторостроения шагающих драглайнов***

Шагающие экскаваторы-драглайны являются мощными крупногабаритными машинами для разработки грунтов различной крепости.

Наиболее характерными технологическими параметрами шагающего драглайна являются радиус копания и разгрузки, емкость ковша, продолжительность рабочего цикла и масса экскаватора.

Первые три показателя определяют производительность драглайна, масса экскаватора – величину удельного давления на грунт при работе и передвижении, а также удельную металлоемкость, которая характеризует технический уровень конструкции [36, 64].

Составными частями шагающего экскаватора по функциональным признакам являются: опорная рама, поворотная платформа с надстройкой, основные механизмы, рабочее и вспомогательное оборудование [22, 27, 39].

Опорная рама является основанием, или, образно говоря, фундаментом шагающего экскаватора. Она воспринимает нагрузку от поворотной части экскаватора при работе и передвижении.

Поворотная платформа совместно с надстройкой и установленным на ней основным и вспомогательным механическим оборудованием, рабочим оборудованием и электрооборудованием составляют поворотную часть шагающего экскаватора.

Между опорной рамой и поворотной платформой расположено опорно-поворотное устройство, которое обеспечивает взаимосвязь поворотной платформы с опорной рамой.

Проектирование шагающих драглайнов ведется с использованием компьютерной техники с соответствующим программным обеспечением, что дает возможность выбирать оптимальные конструктивные решения.

После выбора конструктивной схемы машины на стадии эскизного проекта выполняется общий расчет включающий: расчет конечной нагрузки; массы экскаватора; площади опорной рамы и башмаков; моментов инерции поворотной части экскаватора; скоростей, усилий и длительности, цикла; производительности; статический.

При выполнении общих расчетов некоторые параметры определяются путем анализа и корректировки известных данных уже выполненных машин с использованием зависимостей, базирующихся на законе подобия при условии конструктивно-кинематического и технологического подобия сравниваемых экскаваторов, их узлов и деталей, режимов нагружения, систем управления и приводов. При этом погрешность определения необходимых данных составляет 3-5%.

Вместимость ковша, его конструкция и удельный вес разрабатываемого грунта определяют конечную нагрузку или вес груженого ковша, который

является основным параметром как при выполнении общего расчета, так и при расчете на прочность главных механизмов экскаватора, стрелы и других металлоконструкций.

С достаточной степенью точности его величина определяется по формуле [27]:

$$G_{\text{кг}} = V_{\text{к}} \cdot g \quad (1.1)$$

где  $V_{\text{к}}$  – вместимость ковша,  $\text{м}^3$ ;  $g$  – удельный вес ковша с грунтом (для ковшей шагающих экскаваторов ПАО «Уралмашзавод»  $g = 3-3,15 \text{ т/м}^3$ ).

По принятой на ПАО «Уралмашзавод» методике предварительное определение массы экскаватора производится по формуле, предложенной к.т.н. Винокурским Х.А. [21]:

$$G_{\text{э}} = k \cdot V_{\text{к}}^{0,65} \cdot L^{1,65} \quad (1.2)$$

где  $G_{\text{э}}$  – масса экскаватора, т;  $k$  – весовой коэффициент (для экскаваторов ПАО «Уралмашзавод» с трехгранной стрелой  $k=0,146$ );  $V_{\text{к}}$  – вместимость ковша, м;  $L$  – длина стрелы, м.

Результаты, полученные по формуле к.т.н. Винокурского Х.А., хорошо согласуются со статистическими данными по массе отечественных и зарубежных шагающих экскаваторов с ковшом вместимостью до  $40 \text{ м}^3$  и длиной стрелы до 100 м.

Для экскаваторов с вместимостью ковша более  $40 \text{ м}^3$  и длиной стрелы 100-125 м адекватные результаты дает формула к.т.н. Раскина В.Л. [107]:

$$G_{\text{э}} = 1450 \cdot \left( \sqrt{1,9 \cdot 10^{-5} \cdot F_{\text{к+гр}} \cdot L^2 - 3,3 - 1,9} \right) \quad (1.3)$$

где  $F_{\text{к+гр}}$  – вес ковша с грузом, т;  $L$  – длина стрелы драглайна, м.

К недостаткам технического уровня оборудования, применяемого в бестранспортной зоне смешанной системы разработки на разрезах РФ, следует отнести сравнительно низкую среднюю вместимость ковша драглайна и недостаточную вариационность типоразмеров конструктивного исполнения и параметров этих машин.

Это видно из сопоставления типоразмерных рядов шагающих драглайнов отечественного производства (ПАО «Уралмашзавод», Екатеринбург, Россия; ОАО «Крастяжмаш», Красноярск, Россия), шагающих экскаваторов производства ПАО «НКМЗ», Украина, и ряда шагающих драглайнов зарубежных производителей («Ruston-Bucyrus Ltd», Великобритания; «Ransom&Rapier Ltd», Великобритания; «Bucyrus-Erie», США; «Marion», США; «Page Engineering», США). Технические характеристики шагающих драглайнов приведены в табл. 1.11-1.13.

Вместимость ковшей зарубежных шагающих драглайнов изменяется от 7,6 м<sup>3</sup> до 168,2 м<sup>3</sup>. Следует отметить, что шагающие драглайны зарубежных фирм одной модели выпускаются, как правило, двух модификаций: с разной вместимостью ковша и длиной стрелы.

Например, драглайн модели 1350-W («Bucyrus-Erie», США) выпускается с ковшами вместимостью 28,3 м<sup>3</sup> и 34,4 м<sup>3</sup> и длинами стрел, соответственно, 86,9 м и 99,2 м.

Анализ всего параметрического ряда зарубежных шагающих драглайнов (табл. 1.13) показал, что шаг изменения вместимости ковшей в модификации одной модели составляет:

- при вместимости ковшей до 20 м<sup>3</sup> шаг изменяется от 3 м<sup>3</sup> до 6,2 м<sup>3</sup> и составляет в среднем 5 м<sup>3</sup>, а длины стрел изменяются в среднем на 22 м (причем при меньшей вместимости ковша длина стрелы больше);

- при вместимости ковшей в пределах 20-40 м<sup>3</sup> шаг изменяется от 5 м<sup>3</sup> до 10 м<sup>3</sup> и составляет в среднем 8 м<sup>3</sup>, а длины стрел изменяются на 14-30 м;

- в пределах 40-70 м<sup>3</sup> шаг изменяется от 10,7 м<sup>3</sup> до 15,2 м<sup>3</sup> и составляет в среднем 14 м<sup>3</sup>, а длины стрел изменяются на 22-23 м.

Единичные сверхмощные шагающие драглайны, например, 3270-W («Bucyrus-Erie», США) выпускаются также в двух модификациях: с вместимостью ковша 95,5 м<sup>3</sup> при длине стрелы 122 м; с вместимостью ковша 134,5 м<sup>3</sup> и длиной стрелы 100,6 м.

Следует также отметить большое число классов зарубежных шагающих драглайнов по рабочей массе (8 классов): 350-450 т; 600-800 т; 1100-1300 т; 1500-1800 т; 2600-3000 т; 3200-3900 т; 5600-6000 т; 7700-7900 т.

Проведенный анализ выявил: модификации драглайнов внутри каждого класса с узким диапазоном изменения вместимости ковша и длины стрелы позволяют обеспечить экскаваторами угольные разрезы с разнообразными горно-геологическими условиями, причем с высокой степенью соответствия параметров драглайна параметрам залежи, что позволяет эффективно её разрабатывать.

Отдельные типоразмеры созданного на отечественных заводах горного и транспортного оборудования по своим техническим характеристикам и эксплуатационным показателям не уступают лучшим зарубежным образцам. К числу таких машин можно отнести шагающие драглайны ЭШ-6.45, ЭШ-10.70, ЭШ-15.90, ЭШ 20.90.

Таблица 1.11

Шагающие экскаваторы. Основные параметры базовых моделей и их модификаций

(ПАО «Уралмаш», Россия)

Характеристики	ЭШ 11.75*	ЭШ 20.90*	ЭШ 15.100*	ЭШ 25.90*	ЭШ 20.100	ЭШ 15.110	ЭШ 40.100*	ЭШ 30.110	ЭШ 25.120	ЭШ 65.100*	ЭШ 40.130	ЭШ 100.125*
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	11	20	15	25	20	15	40	30	25	65	40	100
Длина стрелы, м	75	90	100	91	100	100	100	по	120	100	130	125
Концевая нагрузка, тс	33	63	47	77	63	47	125	95	77	205	125	300
Радиус копания и выгрузки, м	71,4	83	91,5	84,3	91	99	94,8	103,3	117,7	97,6	123	118
Глубина копания, м	38	42,5	42,5	47	46	50	47	53	57	46	60	52
Высота выгрузки, м	30,6	38,5	45	36,5	45	52	40	46,2	52,4	38,5	56	56
Удельное давление на грунт при работе, МПа	0,087	0,105	0,105	0,103	0,103	0,103	0,137	0,137	0,137	0,125	0,125	0,18
Удельное давление на грунт при шага- нии, МПа	0,145	0,24	0,24	0,187	0,187	0,187	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,24
Мощность сетевого двигателя, кВт	1250	2500	2500	2500/2250	2500/2250	2500/2250	2x2250	2x2250	2x2250	4x2250	4x2250	4x3600
Напряжение пи- тающей сети, кВ	6	6	6	6/10	6/10	6/10	10	10	10	10	10	10
Рабочая масса, т	840	1740	1725	1900	1900	1900	3320	3320	3320	5460	5460	10000

\* Базовые модели



Таблица 1.12

## Техническая характеристика шагающих экскаваторов-драглайнов

Показатели	ПАО «НКМЗ» (Украина)						ОАО «Кростяжмаш» (Россия)					
	ЭШ	ЭШ	ЭШ	ЭШ	ЭШ	ЭШ	ЭШ	ЭШ	ЭШ	ЭШ	ЭШ	
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	6,5,45У	11,70	14,50	14,50	15,80	20,65	10,100	40,130	100,125	40,130	100,125	ЭШ 40.85С
Длина стрелы А, м	5-7	11	14	14	15	20	10	40	100	40	100	40
Максимальные:	30-45	70	50	50	80	65	100	130	125	130	125	85
радиус загрузки R <sub>p</sub> <sup>max</sup> , м	43,5	66,5	46,5	46,5	76,5	61	93,5	123	118	123	118	82
высота разгрузки H <sub>p</sub> <sup>max</sup> , м	19,5	27,5	20,5	20,5	32	27	42	56	56	56	56	32
радиус черпания R <sub>г</sub> <sup>max</sup> , м	43,5	66,5	46,5	46,5	76,5	61	93,5	123	118	123	118	82
глубина черпания H <sub>г</sub> <sup>max</sup> , м	22	35	21	21	40	32	50	60	52	60	52	40
Радиус вращения кузова, м	9,74	15,0	15,0	15,0	17,5	17,5	17,5	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	21,5
Ширина кузова, м	7,6	10,0	10,0	10,0	17,2	17,2	17,2	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	27,5
Диаметр базы, м	7,7	9,7	9,7	9,7	12,3	12,3	12,3	23,5	27	23,5	27	18
Допустимая нагрузка на конце стрелы, кН	167	279	279	279	421,4	509,6	284,2	1225	2940	1225	2940	1225
Среднее удельное давление на грунт, МПа												
при работе	0,059	0,097	0,08	0,08	0,098	0,089	0,098	0,125	0,18	0,125	0,18	0,127
при передвижении	0,108	0,166	0,135	0,135	0,148	0,133	0,148	Н.д.	0,25	Н.д.	0,25	0,196
Мощность сетевого двигателя, кВт	630	1460	1460	1460	1600	1600	1600	4 x2250	4 x3600	4 x2250	4 x3600	2 x2250
Подводимое напряжение, В	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000	10000	10000	10000	10000	10000
Продолжительность цикла при средней глубине черпания с поворотом платформы на 135° в породах IV категории, с	39	52,5	39	39	58	52	58	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	60
Рабочая масса, т	305	767	620	620	1160	1070	1200	5450	10000	5450	10000	3100

Таблица 1.13

## Техническая характеристика зарубежных шагающих драглайнов

Тип экскаватора	Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	Длина стрелы, м	Масса, т
«Ruston-Bucyrus Ltd», Великобритания			
380W(&B-E)	7,6-13,8	43-70	437
480W(&B-E)	13,8	53	728
1260W(&B-E)	30,6	72	1524
680W	11,5-23,0	58	Н.д.
«Bucyrus-Erie», США			
800-W	20,6	59	1084
1300-W	33,6	79	1800
1350-W	28,3-34,4	86,9-99,1	2600-2693
1360-W	35,1-40,5	86,9-99,1	2752-2823
1370- W	39,0-49,7	82,4-97,6	2765-2932
1500-W	53,5	87	Н.д.
570-W	43,6-61,6	86,5-105,2	3210-3307
1770	72,6	98,0	4492
2450-W	68,8	95	Н.д.
2570-W	68,8-87,9	102,2-109,8	5669-5687
3270- W	95,5-134,5	100,6-122,0	7782-7898
4250- W	168,2	94,6	11914
«Marion», США			
7400	6,84-10,64	48,8-71,6	594-578
7450	6,9-12,3	49-73	450-590
7500	7,6-15,2	55-73	715-792
7620	15,2-26,6	61-91,4	1270
7820	20-25	69-91	1778
7920	30,4-45,6	68,6-99,1	Н.д.
8000	34,2-49,4	76,2-99,1	2495
8020	31-46	69-99,1	2585
8050	38-53,2	76,2-99,1	2786-2944
8200	45,6-57,0	76,2-99,1	3510-3556
8400	46,5-60,8	83,8-106,7	3413
8500	42-73	91-114	3924
8750	57-92	91-114	6087
8850	83,6-106,4	83,8-106,7	Н.д.
8950	76-138	91-122	7711
«Page Engineering», США			
728D	9,2-10,7	45,3-51,3	458
728DE	9,2-10,7	45,3-51,3	460
728E	9,2-10,7	45,3-51,3	460
732D	8,4-14,5	53,4-71,7	689
732E	10,7-15,3	53,4-65,6	743
736E	13,8-16,8	67,1-76,2	1062
738	18,3	61	Н.д.

Продолжение табл. 1.13

Тип экскаватора	Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	Длина стрелы, м	Масса, т
740E	16,0-24,5	65,6-79,3	1306
752	27,5-36,7	65,6-74,7	1646
752LR	19,1-32,1	77,8-96,1	1755
757	31,3-47,4	78,2-102,7	2938
840	29,1	88	1594
857	38	78	Н.д.
762	41	91	Н.д.
862	52	91	Н.д.
«Ransom&Rapier Ltd», Великобритания			
W700	7,6-13,0	44,8-61,0	349-446
W800	10,7-15,3	54,9-82,4	711-770
W1300	18,3-26,7	61,3-91,5	1273-1313
W2000	27,5-34,4	74,7-95,8	1570-1744
W3000	42,8-53,5	90,5-105,5	2983-3159
W1000	9,9-20	61-91	1096
W1700	19,9-29,8	80-90	1698

Современное состояние парка шагающих драглайнов на угольных разрезах России необходимо оценивать на основе анализа того периода, когда этот парк формировался, т.е. 70- 80-е гг. XX века, характеризующиеся отставанием отечественного тяжелого машиностроения по количеству, номенклатуре и качеству выпускаемых машин [27]. В настоящее время вне пределов России оказался целый ряд заводов, монополюно выпускающих горное и транспортное оборудование для угольных разрезов, в частности ПАО «НКМЗ», выпускающий пользующихся большим спросом ЭШ 6,5.45У, ЭШ 11.70, ЭШ 14.50. В сложившихся условиях представляется целесообразным организация выпуска целого ряда типоразмеров горного оборудования, в частности экскаваторного, на машиностроительных заводах России.

Реально отечественные заводы производит ограниченное число моделей драглайнов: ПАО «Уралмаш» выпускает ЭШ 11.75, ЭШ 15.100 и ЭШ 20.90, ЭШ 20.90С; ПАО «Крестяжмаш» только ЭШ 40.85С.

В то же время Управлением по открытым работам при министерстве энергетики совместно со специалистами ПАО «Уралмаш» и ПАО «НКМЗ» разработан перспективный типоразмерный ряд шагающих экскаваторов-драглайнов для России (табл. 1.14).

Таблица 1.14

## Перспективный типоразмерный ряд шагающих экскаваторов-драглайнов

Класс машин по рабочей массе	Возможный диапазон параметров рабочего оборудования		Базовые модели шагающих драглайнов	Основные параметры базовых моделей драглайнов							Модификации (включены модификации, возможность создания которых подтверждена конструктивными проработками ПАО «НКМЗ» и ПАО «Уралмаш»
	емкость ковша, м <sup>3</sup>	длина стрелы, м		концевая нагрузка, тс	емкость ковша, м <sup>3</sup>	длина стрелы, м	радиус разгрузки, м	высота разгрузки, м	глубина черпания, м	мощность сетевых двигателей, кВт	
До 300 т	6-10	30-454	ЭШ 5.45	16	6,5	45	43,5	19,5	22,0	660	ЭШ 8.30
До 700 т	6-14	50-100	ЭШ 11.70	31	11,0	70	66,5	27,5	35,0	1250	ЭШ 14.50 ЭШ 6.100
До 1200 т	8-20	65-125	ЭШ 15.80	43	15,0	80	76,5	32,0	40,0	1600	ЭШ 20.65 ЭШ 10.100 ЭШ 8.125
До 1900 т	15-25	90-110	ЭШ 25.90	77	25,0	91	83,0	38,5	42,5	2250	ЭШ 20.100 ЭШ 15.110
До 3400 т	20-40	100-120	ЭШ 40.100	125	40,0	100	94,5	40,0	47,0	4500	ЭШ 30.110 ЭШ 25.120
До 5500 т	30-65	100-130	ЭШ 65.100	205	65,0	100	97,6	38,5	46,0	9000	ЭШ 40.130
До 10500т	100-150	100-125	ЭШ 100.125	300	100,0	125	118,0	56,0	52,0	14400	ЭШ 125.112 ЭШ 150.100

Относительно предлагаемого класса шагающих драглайнов выявлено замечание. Большие разрывы между классами не позволяют выбрать наиболее эффективную модель экскаватора для конкретных горно-геологических условий, т.к. отсутствует рекомендации по рациональной области применения конкретной модели (или её модификации). Отсутствие таких рекомендаций вызывает затруднения при проектировании карьера в конкретных горно-геологических условиях месторождения.

Дальнейшее развитие машиностроения шагающих экскаваторов связано с рациональным увеличением параметров драглайнов (длины стрелы и вместимости ковша), изыскания новых типов экскавационного оборудования [2, 3, 4].

Необходимо предусмотреть, чтобы рабочие параметры модели драглайна (базовой или модифицированной) соответствовали параметрам залежи; свести к минимуму адаптацию шагающего драглайна к условиям залежи, т.к. на это требуется время (опытно-промышленные эксперименты) и материальные затраты [78].

Таким образом, расширение типоразмерных рядов базовых моделей и создание модификаций шагающих экскаваторов является необходимым условием успешного развития угольной промышленности России.

#### ***1.4. Актуальность, цель, задачи и методы исследования***

До последнего времени, начиная с семидесятых годов двадцатого века, техническая политика в области бестранспортной технологии на разрезах Кузбасса была направлена на повышение её объёмов, в т.ч. за счет увеличения высоты бестранспортной толщи. Целью этого направления было снижение эксплуатационных затрат на вскрышу, которые при бестранспортной технологии в 1,5-2 раза ниже транспортной.

В настоящее время целью любого производства является получение прибыли. При разработке угольных месторождений, в т.ч. пологих, увеличение прибыли возможно за счет интенсификации ведения горных работ. В ус-

ловиях разработки пологих пластов по смешанной системе, породная толща над которыми разрабатывается по транспортной и бестранспортной технологиям, интенсификация подготовки к выемке запасов угля может быть осуществлена за счет понижения высоты бестранспортного уступа.

В этом случае уменьшение объема вскрышной заходки при той же производительности выемочно-перевалочного оборудования обеспечит увеличение скорости подвигания бестранспортного фронта. Именно бестранспортная технология обеспечивает подготовку угольного пласта к выемке. Сдерживающим фактором повышения скорости подвигания бестранспортного фронта является производительность выемочно-погрузочного оборудования транспортной зоны, которая должна обеспечить подвигание транспортного фронта со скоростью, равной скорости подвигания бестранспортного фронта.

Поэтому основной задачей при обосновании высоты бестранспортного уступа является поиск баланса по производительности транспортного и бестранспортного вскрышных комплексов, который обеспечивает равенство подвигания фронтов работ.

В случае нарушения баланса в сторону увеличения скорости подвигания бестранспортного фронта за счет понижения высоты уступа, следует наращивать годовую производительность выемочно-погрузочного комплекса.

При определении оптимального соотношения объемов транспортной и бестранспортной вскрыши достигается минимум суммарных затрат на вскрышу по карьерному полю. Поэтому обоснование рационального соотношения объемов транспортной и бестранспортной вскрыши при разработке пологих пластов по смешанной системе в зависимости от параметров залегания пласта и с учетом возможных вариантов модели драглайна, позволяющее интенсифицировать разработку карьерного поля, является актуальной задачей для условий открытой угледобычи на разрезах центрального Кузбасса.

Анализ практического опыта разработки пологих пластов по смешанной системе на разрезах Кузбасса показывает, что при выборе высоты бес-

транспортного уступа отсутствует общий методологический подход, основанный на закономерностях изменения технико-экономических показателей в зависимости от параметров залегания пластов и технологических характеристик драглайнов. В практике проектирования карьеров также актуален вопрос оптимизации модели шагающего драглайна в зависимости от параметров и структуры карьерного поля, разрабатываемого по смешанной системе.

В исследовании предлагается графоаналитическая модель разработки бестранспортного уступа с отсыпкой внутреннего отвала от одного до трех ярусов. Графоаналитическая модель является результатом моделирования параметров и показателей технологии.

Забойная и отвальная стороны в предлагаемой модели являются начальными и конечными статистическими этапами. В предлагаемой модели бестранспортный уступ на забойной стороне может стыковаться с любым элементом отвальной стороны. Условием стыковки является равенство объемов породы в сечении вскрышного уступа и внутреннего отвала с учетом коэффициента разрыхления.

Структуру схемы экскавации определяет число этапов разработки породной толщи и технологическая взаимосвязь между ними.

Весь процесс разработки породы и перемещение ее во внутренний отвал, в соответствии с общей теорией открытых горных работ, составляет схему экскавации.

Схема экскавации при изменении мест установки драглайна в профиле заходки различаются своей структурой, то есть числом этапов разработки и перевалки породы, а также технологической взаимосвязью между ними. Структуру схемы экскавации определяют: ширина буровзрывной заходки, параметры залегания пласта, вид схемы отвалообразования, рабочие параметры драглайна.

Если число этапов и технологическая связь между ними одинаковая, но геометрическая форма этапов и их размеры могут различаться, то такие схемы экскавации определены как однотипные.

В исследовании на основе построения ряда вариантов схем экскавации выделены типовые схемы, каждая из которых связана со структурой схемы внутреннего отвала.

По структуре и организации работы драглайна схемы экскавации зависят от числа отсыпаемых ярусов отвала, как следствие высоты бестранспортного уступа и разгрузочных параметров экскаватора, и в меньшей степени от мощности угольного пласта и угла его залегания.

Структура схемы экскавации отражается структурой и содержанием графоаналитической модели разработки бестранспортного уступа.

На основе вышеизложенного сформулированы цель, идея и задачи исследования.

Целью работы является обоснование рациональной высоты бестранспортного уступа на стадии эксплуатации разреза и выбора модели драглайна при проектировании разреза, обеспечивающие минимальные затраты на вскрышные работы при смешанной системе разработки пологих пластов.

Идея работы заключается в перераспределении объемов между транспортной и бестранспортной зонами, где управляющим параметром является высота бестранспортного уступа, при определенном значении которого обеспечивается минимум затрат на разработку вскрыши карьерного поля.

Задачи исследования:

- установить закономерности изменения основных технологических показателей бестранспортной зоны при смешанной системе разработки пологого пласта в зависимости от высоты бестранспортного уступа;
- установить условия согласованного развития транспортной и бестранспортной зон и определить режим горных работ разреза в условиях смешанной системы разработки пологой залежи;
- установить высоту бестранспортного уступа, обеспечивающую минимальные затраты на вскрышные работы в зависимости от параметров залегания пласта при заданной модели драглайна;



– разработать методику обоснования рациональных технологических параметров драглайна для бестранспортной зоны смешанной системы разработки в зависимости от условий залегания пласта.

Для решения поставленных задач в работе используются следующие методы научных исследований:

– анализ и обобщение литературных источников по разработке пологих пластов по смешанной системе;

– анализ фактического положения горных работ на разрезах разрабатывающих пологие пласты по смешанной системе;

– анализ и обобщение научного состояния вопроса по интенсификации разработки карьерных полей за счет перераспределения объемов вскрыши по технологиям в условиях смешанной системы разработки и оптимизации модели шагающего драглайна;

– статистическая обработка данных о технико-экономических показателях работы оборудования экскаваторно-отвальных и экскаваторно-автомобильно-отвальных комплексов;

– метод статистического анализа параметров залегания пологих пластов угольных месторождений центрального Кузбасса;

– аналитический и графоаналитический методы расчета и построения схем экскавации с применением компьютерной графики;

– математическое моделирование технико-экономических показателей смешанной системы разработки карьерных полей.

## **2. Исследование технологических показателей бестранспортной зоны при смешанной системе разработки пологих пластов**

### **2.1. Систематизация структур схем экскавации**

Для решения поставленной в исследовании задачи по обоснованию рациональной высоты бестранспортного уступа при разработке пологих пластов с использованием метода вариантов необходимо обосновать структуры схем экскавации, позволяющие рассчитывать показатели разработки бестранспортных вскрышных уступов в широком диапазоне значений их высоты. Для этого выполнен анализ структур схем экскавации, применяемых в практике разрезов центрального и южного Кузбасса, теоретических положений приведенных в работе [114], а также рекомендованных типовыми технологическими схемами [128, 129].

Установлена особенность бестранспортных схем экскавации, заключающаяся в том, что их структура отражает взаимосвязь высоты обрабатываемого уступа с числом ярусов внутреннего отвала, поскольку их суммарная вместимость должна соответствовать объёму разрабатываемого уступа с учётом коэффициента разрыхления.

Таким образом, чем больше высота уступа, тем больше число ярусов внутреннего отвала и, следовательно, сложнее структура и организация работ по схеме экскавации.

Эта особенность положена в основу систематизации структур схем экскавации для проведения анализа. В зависимости от высоты разрабатываемого уступа и угла падения пласта вскрышные работы производятся по схемам экскавации с отсыпкой одно-, двух- и трёхъярусных отвалов.

#### **2.1.1. Схемы экскавации с отсыпкой одноярусного отвала**

Схемы экскавации с отсыпкой одноярусного отвала приведены на рис. 2.1-а, б, в, г, д, е. Параметры схем экскавации приведены в табл. 2.1.

Схемы экскавации применяются, в основном, при разработке первых, после проходки разрезной траншеи, заходок (до 1-3) в зоне выветрелых ко-

ренных пород (рис. 2.1-а, б, в). Буровзрывные работы по таким уступам производятся на рыхление при удельном расходе ВВ  $0,25-0,3 \text{ кг/м}^3$  (рис. 2.1-б, в, д). В глубинной части карьерного поля вне зоны выветривания коренных пород буровзрывные работы производятся на их разрушение с получением развала (рис. 2.1-а, г, е). В зависимости от угла залегания пласта высота уступов составляет 16-28 м. Чем меньше угол падения пласта, тем выше уступ, что объясняется условиями устойчивости одноярусного отвала.

При угле откоса породы в отвале  $\alpha_0 = 35-37^\circ$  его высота откоса ( $H_{\text{отк}}$ ) составляет 27-39 м, что согласуется с рекомендациями СФ ВНИМИ [54]. Драглайны, применяемые для разработки уступов, имеют длину стрелы 70–100 м, при этом ширина заходок (А) составляет 35–50 м, что находится в пределах рекомендуемых типовыми технологическими схемами [126] ( $A=0,46\div 0,52 \cdot R_{\text{ч}}$ , где  $R_{\text{ч}}$  – радиус черпания драглайна равный 0,93–0,95 длины стрелы).

Технология работ по схемам состоит в следующем. Разработка вскрышного уступа и отсыпка отвала производится за один рабочий ход экскаватора по фронту работ с максимальным использованием радиуса черпания и разгрузки (рис. 2.1-а, б, в, г, д, е).

Одним из условий установки экскаватора является положение оси рабочего хода относительно точки контакта забойной и отвальной сторон схемы экскавации (точка В), которое должно обеспечить зачистку откоса угольного пласта для производства добычных работ. На практике ось хода чаще не намного (7-8 м) смещена в сторону отвала (рис. 2.1-б, в, г), что обеспечивает безопасную работу тягового каната. Этот случай предпочтителен при разработке уступов взорванных на рыхление и при необходимости создания промежуточной трассы.

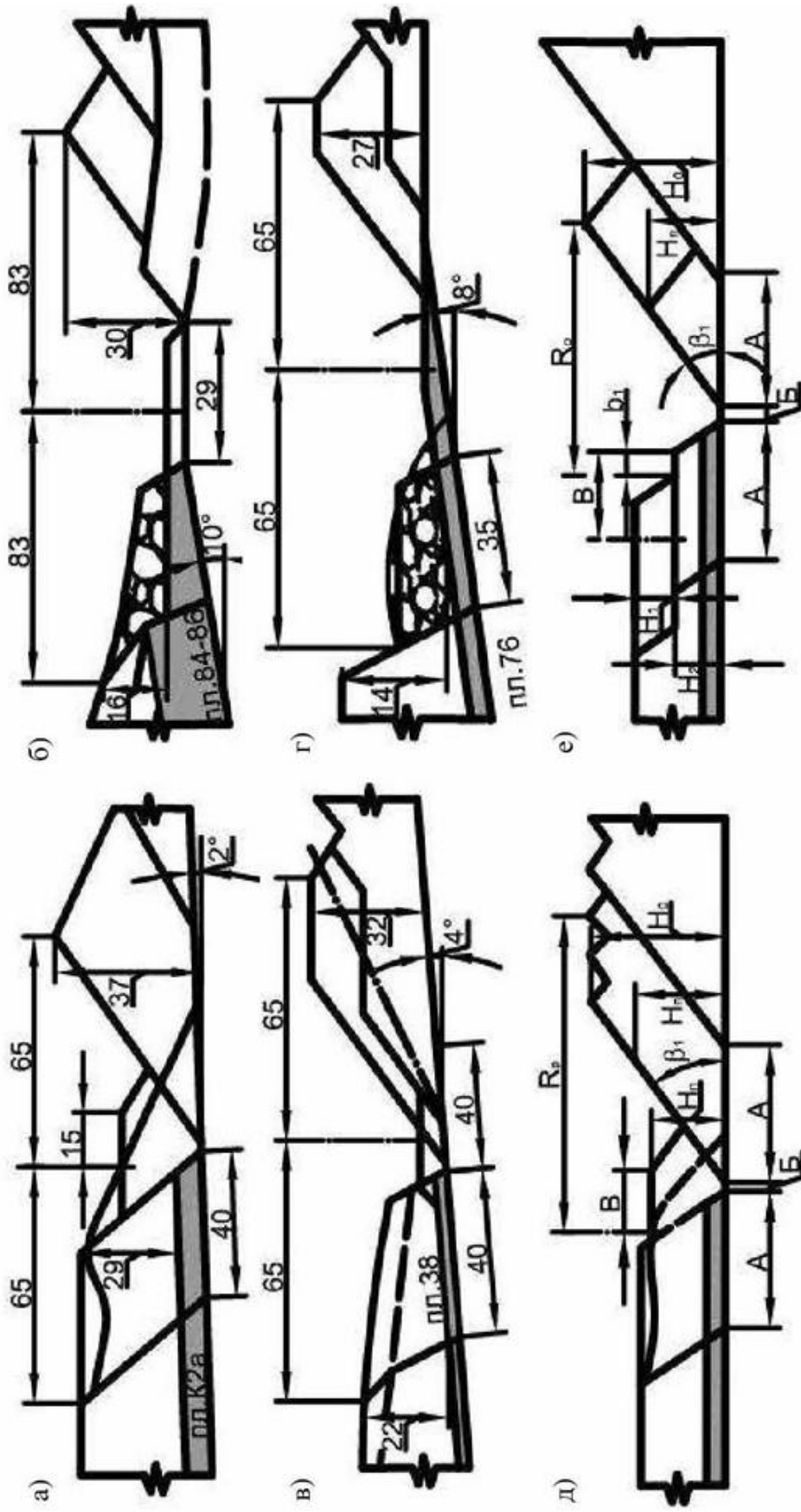


Рис. 2.1. Схемы экскавации с отсыпкой одноярусного отвала, применяемые (рекомендуемые) на разрезах Кузбасса при отработке пологих пластов: а – пл. К2а экскаватором ЭШ 10.70 №244 на разрезе «Колмогоровский» (техотдел); б – пл. 84-86 экскаватором ЭШ 20.90 №14 на разрезе «Талдинский» (техотдел); в – пл. 38 экскаватором ЭШ 10.70 №278 на разрезе «Ерунаковский» (техотдел); г – пл. 76 экскаватором ЭШ 10.70 №164 на разрезе «Ерунаковский» (техотдел); д – экскаваторами ЭШ 10.70, ЭШ 15.90, ЭШ 25.100, ЭШ 40.85 [126]; е – экскаваторами ЭШ 25.100, ЭШ 100.100 [128]

Таблица 2.1. Параметры схем экскавации с отсыпкой одноярусного отвала

Схемы экскавации	Мощность пласта (м), м	Угол залегания пласта (φ), град	Драглайн	Высота вскрывного уступа (H <sub>гр</sub> ), м	Ширина заходки (А), м	Угол откоса вскрывного уступа (α <sub>н</sub> ), град	Высота откоса отвала (H <sub>01</sub> ), м	Угол откоса породы в отвале (α <sub>0</sub> ), град	Положение оси хода забойной и отвальной сторон (В <sub>2</sub> ), м	Коэффициент перескакивания в профиле (K <sub>m</sub> )
Рис. 2.1-а	2,8	(-) 2*	ЭШ 10.70	28	40	60	37	37	(+) 3**	0,05
Рис. 2.1-б	16	10	ЭШ 20.90	16	35	60	30	37	(-) 8	0
Рис. 2.1-в	2,17	4	ЭШ 10.70	22	40	60	32	37	(-) 7	0
Рис. 2.1-г	4	8	ЭШ 10.70	14	35	60	27	37	(-) 18	0
Рис. 2.1-д	5-6	0-3	ЭШ 10.70	17	40	62	27,5	35	(+) 12	0
			ЭШ 15.90	25	37,5		(+) 15			
			ЭШ 25.100	24	37		(+) 24			
			ЭШ 40.85	22	34		(+) 20			
Рис. 2.1-е	5	0-3	ЭШ 25.100 ЭШ100.100	25 – 28	40	65	39	37	(+) 10	0,14

\* – разработка пласта производится по восстанию.

\*\* (+) – ось хода экскаватора смещена в забойную сторону;

(-) – в отвальную сторону.

При взрывании уступов с образованием высокого развала (рис. 2.1-а, д) ось хода экскаватора смещается в забойную сторону, также с целью обеспечить зачистку откоса угольного пласта при безопасной работе тягового каната. В этом случае учитываются габариты кузова драглайна, смещение небольшое от 0 до 3-10 м. При работе драглайнов применяется верхнее черпание, что, как известно [78], увеличивает время рабочего цикла экскаватора и тем самым, снижается его производительность. Однако высота верхнего черпания находится в допустимых пределах, рекомендуемых ПАО «Уралмашзавод» [27]:  $\mu=0,3\div 0,4 \cdot H_p$  (где  $H_p$  – высота разгрузки драглайна).

Так, для схемы на рис. 2.1-а –  $\mu=0,32$ ; на рис. 2.1-б –  $\mu=0,42$ ; на рис. 2.1-в –  $\mu=0,2$ ; на рис. 2.1-г –  $\mu=0,3$ .

Отсыпка отвального яруса может производиться двумя способами: точечная отсыпка (рис. 2.1-а, б, д) или веерная (рис. 2.1-в, г, е). Точечная разгрузка применяется при ограниченной величине радиуса разгрузки и при необходимости максимально заполнить отвальный ярус.

Веерная отсыпка – при наличии резерва длины разгрузочного параметра, что позволяет осуществлять веерную разгрузку по ширине отвальной заходки. Как известно [134], при веерном способе уменьшается угол поворота экскаватора на разгрузку, что повышает производительность драглайна.

Поскольку при углубочно-сплошной системе разработки внутренний отвал перекрывается отвалом транспортной вскрыши, то способ отсыпки верхнего яруса не принципиален. В этом случае надо исходить из условия повышения производительности драглайна, то есть применять веерный способ отсыпки яруса. Однако при возникновении ограничения из-за небольшой величины разгрузочного параметра можно включать в структуру схемы экскавации точечную отсыпку яруса.

Коэффициент переэкскавации в профиле заходки ( $K_{пэ}$ ) чаще близок к нулю (рис. 2.1-б, рис. 2.1-в, рис. 2.1-г) или незначительный – 0,05-0,1 (рис. 2.1-а, рис. 2.1-е).

### **2.1.2. Схемы экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала**

Схемы экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала показаны на (рис. 2.2-а, б, в, г, д, е). Параметры схем экскавации приведены в табл. 2.2. Схемы применяются, как правило, вне зоны выветривания коренных пород.

В зависимости от угла залегания пласта высота уступов может составлять от 21 м (при  $\varphi = 11^\circ$ ) до 42-43 м (при  $\varphi = 3-4^\circ$ ).

В технологическом плане во всех схемах используется принцип «Райчихинской» схемы экскавации, характеризующейся общим горизонтом рабочей площадки промежуточной трассы и верхней площадки первого яруса. Они отличаются высокой маневренностью экскаватора на рабочей площадке и производительностью по горной массе, что соответствует также теоретическим положениям [78].

Положение рабочей площадки промежуточной трассы относительно точки контакта забойной и отвальной сторон (высота трассы  $h_{тр}$ ) ограничивается, как правило, предельной высотой откоса первого яруса ( $H_{я1}$ ) по условию устойчивости (по рекомендациям СФ ВНИМИ 25-30 м [54]). На схемах рис. 2.2-б, в, г, д, е высота откоса первого яруса ( $H_{я1}$ ) составляет 22-30 м, что соответствует рекомендациям СФ ВНИМИ.

В конкретных условиях для уменьшения объёма промежуточной трассы и, следовательно, объёма переэкскавации, уменьшают высоту трассы (рис. 2.2-а). Этот технологический приём применяется на разрезах довольно часто.

Общий горизонт площадок трассы и первого яруса позволяет за один рабочий ход экскаватора разрабатывать развал (при полном вылете стрелы драглайна), отсыпать промежуточную трассу (впереди по ходу экскаватора и второй ярус). Рабочий ход при этом выполняется, как правило, со смещением точек стояния экскаватора или, иначе, со смещением оси хода  $\mu$  (рис. 2.2-б, в, г, д, е).

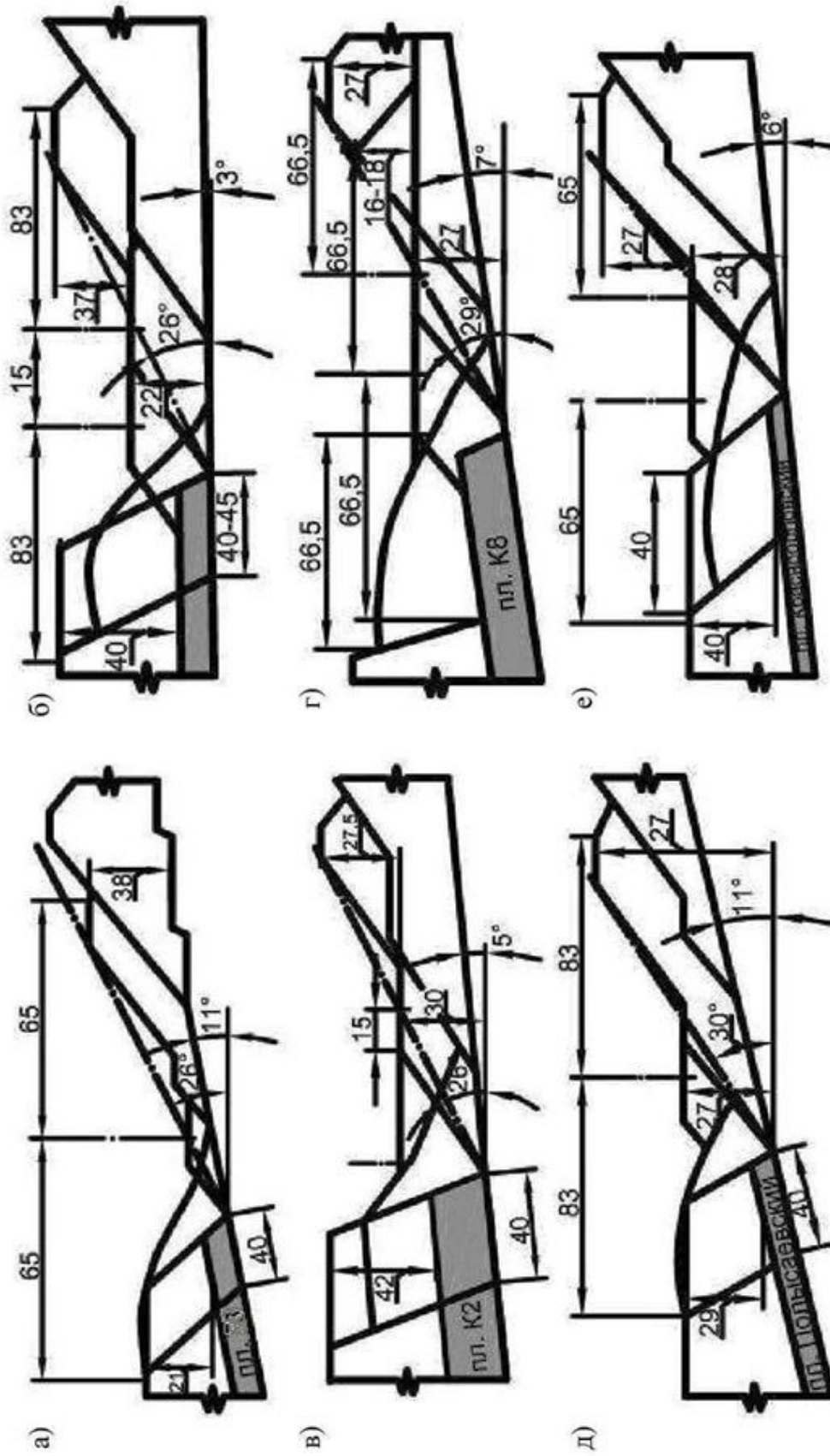


Рис. 2.2. Схемы экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала, применяемые на разрезах Кузбасса при обработке пологих пластов: а – пл. 73 экскаватором ЭШ 10.70 №91 на разрезе «Ерунаковский» (техотдел); б – пл. Сычевский Ш экскаватором ЭШ 15.90 №62 на разрезе «Моховский» (техотдел); в – пл. К2 экскаватором ЭШ 11.70 на разрезе «Виноградовский» (техотдел); г – пл. К8 экскаватором ЭШ 11.70 на разрезе «Задубровский» (техотдел); д – пл. Полысаевский П экскаватором ЭШ 15.90 №65 на разрезе «Колмогоровский» (техотдел); е – пл. Красноорловский экскаватором ЭШ 10.70 №72 на разрезе «Моховский» (техотдел)



Таблица 2.2. Параметры схем экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала

Схемы экскавации	Мощность пласта (м), м	Угол падения пласта (φ), градусов	Модель драглайна	Высота вскрывного, уступа (H <sub>гр</sub> ), м	Ширина заходки (А), м	Устойчивый угол отвала вскрывного уступа (α <sub>н</sub> ), градус	Высота отвала первого яруса (высота трассы) (H <sub>01</sub> , h <sub>тр</sub> ), м	Высота отвала второго яруса (H <sub>02</sub> ), м	Высота отвала отвала (H <sub>02</sub> ), м	Генеральный (общий) угол отвала отвала (φ <sub>г2</sub> )	Положение оси первого хода экскаватора относительно верхней бровки		Смещение оси хода экскаватора (п), м	Коэффициент перескавания в профиле заходки (K <sub>п</sub> )
											трассы со стороны забоя (В), м	первого яруса (В <sub>1</sub> ), м		
Рис. 2.2-а	5,5	11	ЭШ 10.70	21	30	60°	11	27	38	26°	10	0	0,07	
Рис. 2.2-б	7,8	3	ЭШ 15.90	40÷43	40÷45	60°	22	37	59	26°	15	15	0,21	
Рис. 2.2-в	19	4	ЭШ 11.70	42	40	70°	30	27,5	57,5	26°	0	15	0,18	
Рис. 2.2-г	11,7 – 12,3	7	ЭШ 11.70	25	30	70°	24	27	51	29°	0	13	0,21	
Рис. 2.2-д	6,4	11	ЭШ 15.90	29	40	60°	28	37	55	30°	15	0	0,22	
Рис. 2.2-е	2,5	6	ЭШ 10.70	29	40	60°	28	21	49	31°	13	3	0,32	

Величина смещения в зависимости от высоты уступа и радиусе черпания (разгрузки) драглайна может иметь широкие пределы. В обследованных 39 схемах экскавации, применяемых на разрезах центрального и южного Кузбасса, смещение составляет от 0-55 м, но преимущественно, составляет 15-33 м. Большие значения применяются исключительно редко (рис. 2.2-в, г).

Необходимо отметить, что смещение оси хода экскаватора в отвальную сторону жестко ограничено расстоянием ( $B$ ) от оси до верхней бровки первого яруса. Это обусловлено требованием видимости машинистом экскаватора откоса первого яруса при его оформлении, а также условием безаварийной работы тягового каната [78]. Оформление откоса уступа производится при окончании отсыпки второго яруса.

Можно заключить, что жесткая привязка оси хода экскаватора к верхней бровке первого яруса ограничивает отсыпку второго яруса максимально возможного профиля. На рис. 2.2-б, в, г видны незаполненные ёмкости треугольной формы во втором ярусе.

Высота откоса второго яруса ( $H_{я2}$ ) принимается всегда равной высоте разгрузки драглайна ( $H_p$ ), что видно из схем на рис. 2.2-а, б, в, г, д, е. Высота откоса двухъярусного отвала в зависимости от высоты разрабатываемого уступа и угла залегания пласта составляет от 38 м до 59 м при генеральном угле откоса отвала  $26-31^\circ$ , что соответствует рекомендациям СФ ВНИМИ [54].

В рассматриваемых схемах экскавации при разработке развалов используется верхнее черпание. В долях высоты разгрузки драглайна ( $H_{ч}^B / H_p$ , где  $H_{ч}^B$  – высота верхнего черпания, м) верхнее черпание составляет 0,5 на рис. 2.2-а ( $H_{ч}^B=13$  м); 0,45 на рис. 2.2-б ( $H_{ч}^B=16$  м); 0,43 на рис. 2.2-в ( $H_{ч}^B=12$  м); 0,4 на рис. 2.2-г ( $H_{ч}^B=10$  м); 0,2 на рис. 2.2-д ( $H_{ч}^B=8$  м).

Таким образом, высота верхнего черпания находится в допустимых пределах, рекомендуемых ПАО «Уралмашзавод» [27]. Коэффициент переэкскавации в профиле заходке ( $K_{пз}$ ) составляет 0,21-0,32 м при высоте промежуточной трассы  $h_{тр}=22-30$  м (рис. 2.2-б, в, г, д, е). При низкой трассе

$h_{тр}=H_{я1}=11$  м коэффициент переэкскавации существенно ниже и составляет 0,07 (рис. 2.2-а).

### **2.1.3. Схемы экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала.**

Схемы экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала показаны на рис. 2.3-а, б, в, г, параметры этих схем представлены в табл. 2.3. При большой высоте уступов (30-50 м) и значительных углах залегания пласта ( $5-11^\circ$ ) на разрезах применяют схемы экскавации с отсыпкой дополнительного третьего яруса.

Формирование третьего яруса существенно усложняет структуру схемы экскавации и организацию работы драглайна. Это связано, прежде всего, с увеличением числа рабочих ходов драглайна по фронту, а также с организацией подъема (спуска) экскаватора на второй ярус. В этих схемах, как и в схемах с отсыпкой двухъярусных отвалов, используется принцип «Райчихинской» схемы экскавации, характеризующейся общим горизонтом рабочей промежуточной рабочей трассы и верхней площадки первого яруса при выполнении первого рабочего хода экскаватора. Отсыпка отвала отличается тем, что экскавируемая из развала порода отсыпается как в проектные контуры второго яруса, так и вне его, образуя временный промежуточный навал, подлежащий переэкскавации.

Выполнение первого рабочего хода по промежуточному навалу происходит со смещением оси хода ( $\mu=24-30$  м) при максимальной высоте откоса первого яруса (25-35 м). Для переэкскавации промежуточного навала экскаватор по создаваемой им наклонной трассе [24] поднимается на верхнюю площадку второго яруса. По этой площадке он выполняет рабочий ход для переэкскавации промежуточного навала в третий ярус (рис. 2.3-а, б, в, г).

Высота откоса второго яруса ( $H_{я2}$ ) всегда соответствует максимальной высоте разгрузки экскаватора, т.е.  $H_{я2}=H_p$ . Высота откоса третьего яруса зависит от величины объема породы, размещенной в нём, и может быть меньше максимальной высоты разгрузки экскаватора (рис. 2.3-а) или равной (рис. 2.3-б, в, г).

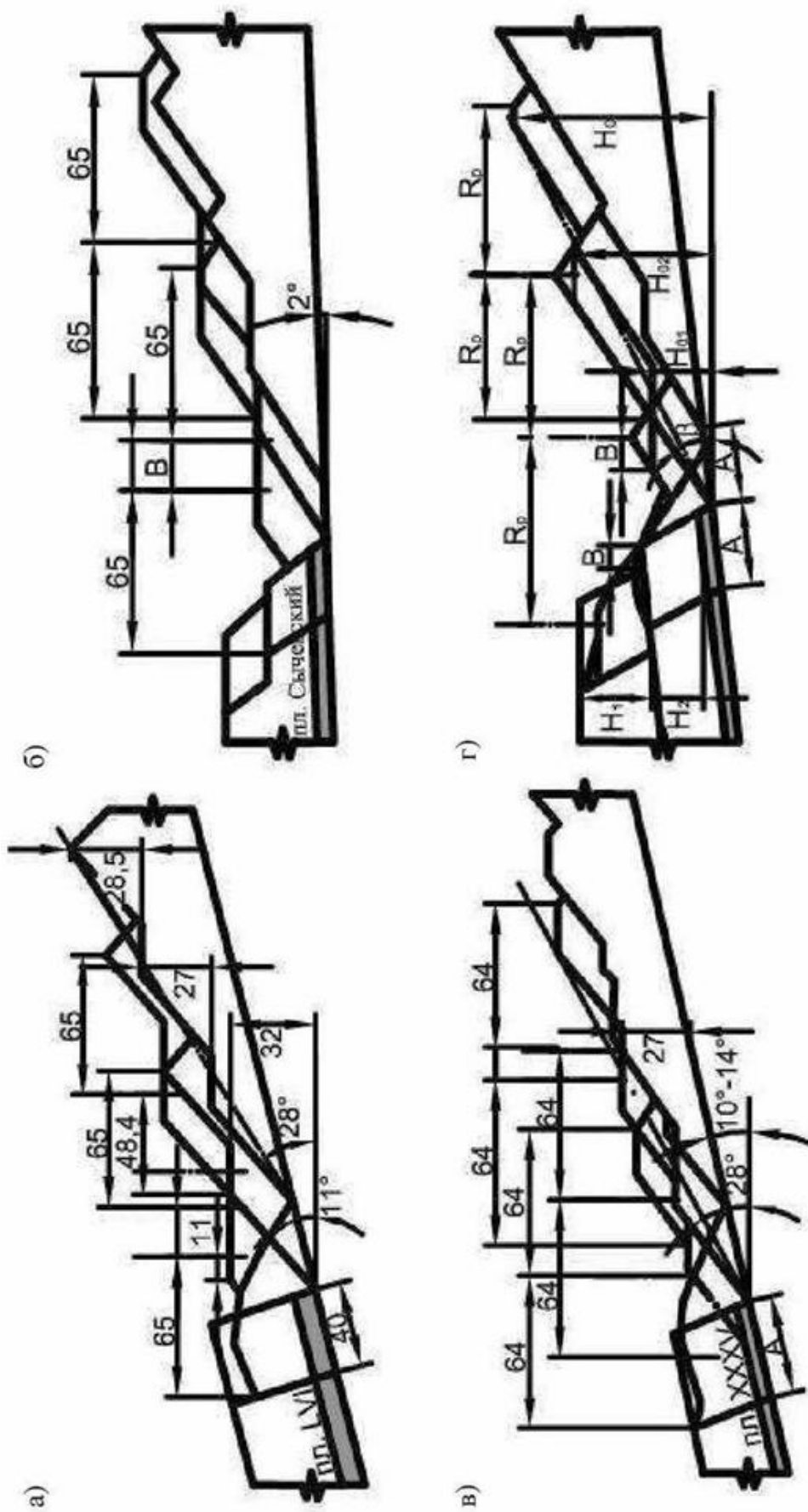


Рис. 2.3. Схемы экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала, применяемые (рекомендуемые) на разрезах Кузбасса при отработке полных пластов: а – пл. LVI экскаватором ЭШ 10.70 на участке «Еловский» разрез Моховский (техотдел); б – пл. Сычевский Ш экскаватором ЭШ 10.70 №124 на разрезе «Моховский» (техотдел); в – пл. XXXV экскаватором ЭШ 10.70 №296 на участке «Кийзакский-9» разрез «Красногорский» (техотдел); г – экскаваторы ЭШ 10.70 и ЭШ 15.90 [128]

Таблица 2.3. Параметры схем экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала

Схемы экскавации	Мощность пласта (м), м	Угол падения пласта (φ), градус	Драглайн	Высота вскрышного, уступа (H <sub>вп</sub> ), м	Ширина заходки (A), м	Устойчивый угол отвала вскрышного уступа (α <sub>n</sub> ), град.	Высота отвала первого яруса (высота трассы) (H <sub>01</sub> , h <sub>тп</sub> ), м	Высота отвала второго яруса (H <sub>2</sub> ), м	Высота отвала третьего яруса (H <sub>3</sub> ), м	Высота отвала отвала (H <sub>03</sub> ), м	Генеральный общий угол отвала отвала (φ <sub>г.з</sub> )	Положение оси хода экскаватора на промежуточной трассе относительно верхней бровки		Смещение оси хода драглайна (п), м	Кoeffициент пере-экскавации в профиле заходки (K <sub>м</sub> )		
												Трассы со стороны забоя (B), м	Первого яруса (B <sub>1</sub> ), м		От перевалки промежуточной (ГО)	Навала (K <sub>навал</sub> )	Трассы (K <sub>тр.тп</sub> )
Рис. 2.3-а	9,6	5-12	ЭШ 10.70	37	40	70	35	27	26,5	88,5	26	11	11	24	0,37	0,22	0,59
Рис. 2.3-б	2,7	4	ЭШ 10.70	38	30	60	23	27	27	77	25	13	3	20	0,36	0,38	0,74
Рис. 2.3-г	7,4	10-11	ЭШ 10.70	30	40	70	25	27	27	79	28	0	12	30	0	0,57	0,57
Рис. 2.3-в	6	5-8	ЭШ 11.70 ЭШ 15.90	40 50	35 40	60 60	25 25	27 37	22 24	74 86	25 25	11 14	0 0	0 0	0,06 0,05	0,58 0,66	0,64 0,71

Высота откоса третьего яруса отвала ( $H_{03}$ ) в зависимости от угла залегания пласта составляет 77-88,5 м при значении генерального угла откоса  $\gamma_{г.3}=25-28^\circ$ . Коэффициент переэкскавации в профиле заходки ( $K_{пэ}$ ) при анализе разделен на две составляющих: от перевалки промежуточной трассы ( $K_{пэ.тр}$ ) и от промежуточного навала ( $K_{пэ.пн}$ ).

Для схем экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала характерен высокий коэффициент переэкскавации  $K_{пэ}=0,57-0,74$ , при этом на долю от перевалки промежуточной трассы приходится, в некоторых случаях, до половины всего объема перевалки. Основная же доля объемов переэкскавации приходится на перевалку промежуточного навала.

## **2.2. Математическая модель расчета параметров и организационно-технических показателей схем экскавации**

### **2.2.1. Основные положения**

Анализ структур схем экскавации применяемых на разрезах Кузбасса для разработки бестранспортных вскрышных уступов в широком диапазоне их высоты (15-50 м) показал, что схемы целесообразно систематизировать по числу отсыпаемых отвальных ярусов (одно-, двух- и трехъярусные), что отражает взаимосвязь объема уступа с вместимостью внутреннего отвала. Вместимость отвала в свою очередь зависит от величины разгрузочных параметров драглайна, угла наклона основания отвала (равного углу падения пласта) и условиями его устойчивости. Таким образом, систематизация увязывает комплекс факторов, определяющих структуры схем экскавации.

С учетом сказанного и на основе обобщения характерных признаков групп схем экскавации систематизированы их типовые структуры для разработки пологих пластов с отсыпкой одно-, двух- и трехъярусных отвалов (рис. 2.4-а, б, в).

В дополнении к вышеописанным параметрам на схемах обозначены:  $A_{г}$  – горизонтальная ширина отвального слоя, м;  $h_{\phi}$  – высота понижения отвального слоя между смежными заходками из-за наклона основания отвала, м;  $S_{сб}$  – площадь сечения взрывного сброса породы, м<sup>2</sup>.

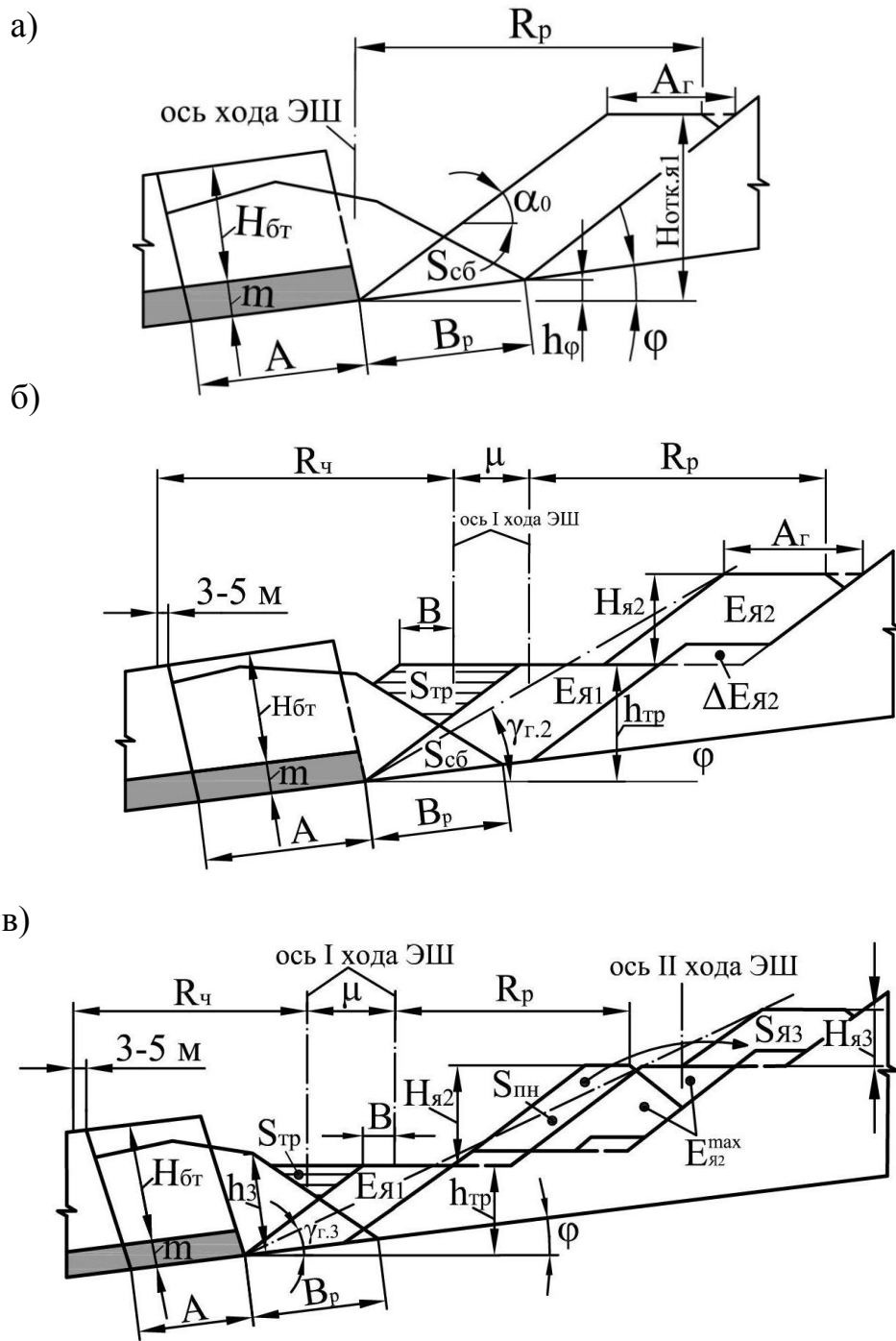


Рис. 2.4. Типовые структуры схем экскавации для разработки пологих пластов с кой: а – одноярусного отвала; б – двухъярусного; в – трехъярусного.

Параметры  $A_{\Gamma}$  и  $h_{\varphi}$  являются общими для всех структур схем экскавации и рассчитываются по формулам.

$$A_{\Gamma} = \frac{A \cdot \sin(\alpha_0 - \varphi)}{\sin \alpha_0};$$

$$h_{\varphi} = A \cdot \sin \varphi.$$

Расчёты по типовым схемам экскавации позволяют определять показатели разработки бестранспортных вскрышных уступов в широком диапазоне их высоты – 15-50 м.

Для обоснования рациональной высоты бестранспортного вскрышного уступа, необходимо разработать математическую модель параметров и показателей схем экскавации.

Расчет параметров схем экскавации производится с учетом параметров развала вскрышного уступа. При этом использована методика расчета параметров развала разработанная профессором Н.Я. Репиным и приведенная в работах [110, 112].

Методика разработана для вскрышных пород угольных месторождений Кузбасса, учитывает категорию блочности пород и апробирована на разрезах бассейна на рис. 2.5 приведены схемы рассчитываемых параметров, алгоритм расчета приведен на рис. 2.6.

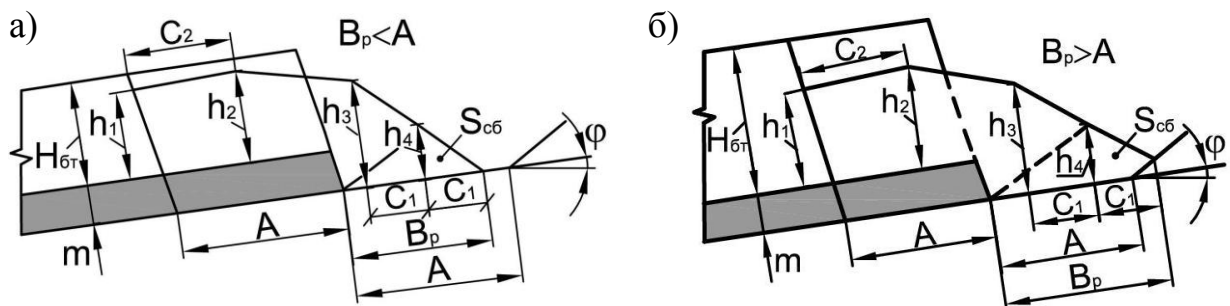


Рис. 2.5. Параметры развала вскрышного уступа: а – при  $B_p < A$ ; б – при  $B_p > A$

На схемах:  $B_p$  – ширина развала, м;  $h_1, h_2, h_3, h_4, C_1, C_2$  – параметры поверхности развала, м;  $S_{сб}$  – площадь сечения взрывного сброса,  $m^2$ .

Поскольку при моделировании (методом вариантов) переменным параметром является высота уступа, и как показано выше, при её увеличении изменяется структура схем экскавации, то математическая модель включает логический механизм идентификации вида структуры схемы в зависимости от заданной высоты уступа.

Поэтому логика идентификации видов структур лежит в основе построения алгоритма для реализации математической модели на ЭВМ.



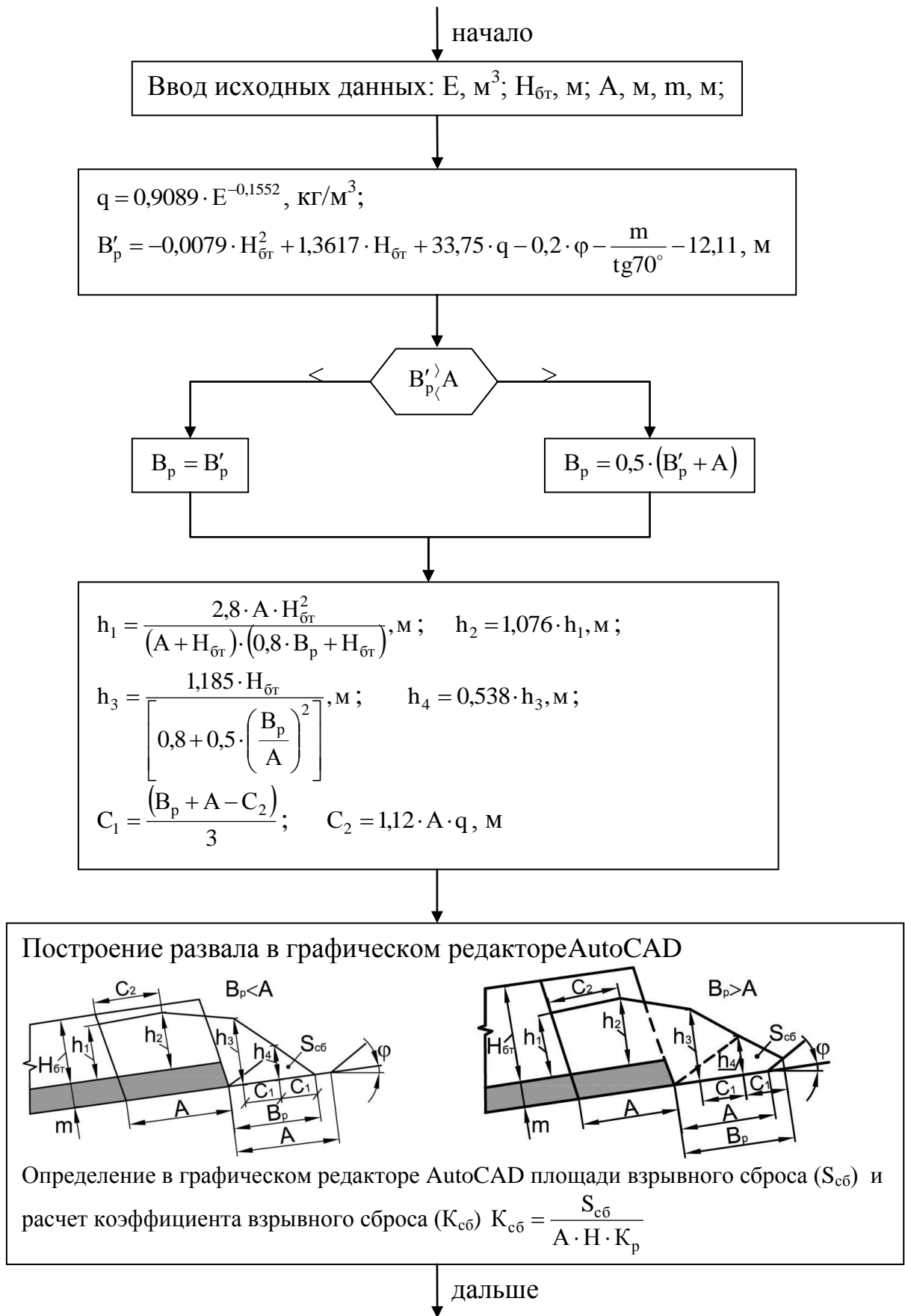


Рис. 2.6. Блок-схема алгоритма расчета параметров развала бестранспортного уступа (блок 1).

Общим принципом идентификации схем экскавации является сравнение площади сечения вскрышной заходки, с учетом коэффициента разрыхления породы ( $K_p$ ), с максимальной вместимостью отвала, т.е проверяется неравенство

$$S_{\text{зах}} \geq E_{0i.\text{max}},$$

где  $S_{\text{зах}}$  – площадь сечения вскрышной заходки,  $\text{м}^2$ ;  $E_{0i.\text{max}}$  – максимальная вместимость отвала, определяемая по условию максимального использования разгрузочных параметров и по условию устойчивости,  $\text{м}^2$ ;  $i$  – число ярусов отвала.

$$S_{\text{зах}} = H_{\text{от}} \cdot A \cdot K_p.$$

Идентификация структуры схем экскавации проводится последовательным сравнением  $S_{\text{зах}}$  и  $E_{0i}$ .

1.  $S_{\text{зах}} < E_{01}$  ( $i=1$  – одноярусный отвал).

Если  $S_{\text{зах}} \leq E_{01}$ , то схема экскавации с отсыпкой одноярусного отвала.

Если  $S_{\text{зах}} > E_{01}$ , то необходима проверка на вместимость двухъярусного отвала.

2.  $S_{\text{зах}} < E_{02}$  ( $i=2$  – двухъярусный отвал).

Если  $S_{\text{зах}} \leq E_{02}$ , то схема экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала.

Если  $S_{\text{зах}} > E_{02}$ , то необходима проверка на вместимость трехъярусного отвала.

3.  $S_{\text{зах}} < E_{03}$  ( $i=3$  – трехъярусный отвал).

Если  $S_{\text{зах}} \leq E_{03}$ , то схема экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала.

Если  $S_{\text{зах}} > E_{03}$ , то высота уступа по заданному варианту завышена и он исключается из дальнейших расчетов.

Вместимость отвала любой ярусности зависит от ряда факторов: разгрузочных параметров драглайна, места его установки при работе, угла наклона основания отвала, генерального (общего) угла откоса отвала и ширины заходки. Поэтому определение вместимости отвала является основной зада-

чей идентификации схем экскавации, решаемой во взаимосвязи с расчетом их параметров.

### 2.2.2. Идентификация схем экскавации с отсыпкой одноярусного отвала и расчет их параметров

Профиль схемы экскавации показан на рис. 2.7.

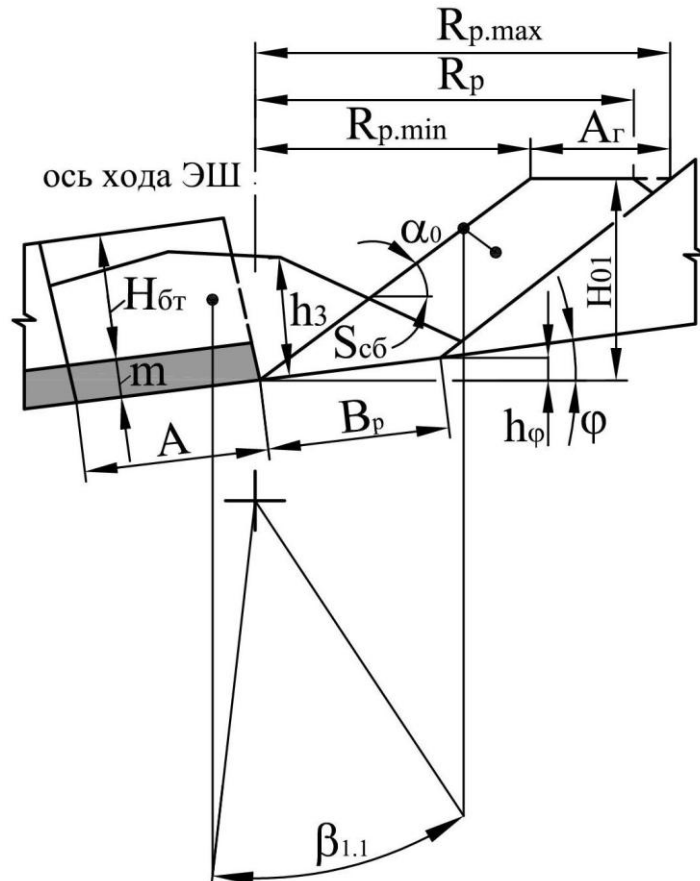


Рис. 2.7. Профиль схемы экскавации с отсыпкой одноярусного отвала.

На схеме:  $H_{01}$  – высота откоса одноярусного отвала, м.

Вместимость одноярусного отвала зависит от координат оси рабочего хода: по высоте положение трассы принимается на высоте  $h_3$ .

Тогда высота трассы с учетом высоты разгрузки драглайна, обеспечивает отсыпку одноярусного отвала (например, высотой 25-30 м на разрезах центрального Кузбасса (по СФ ВНИМИ)).

На трассе рабочий ход выполняется над точкой контакта забойной и отвальной сторон, что обеспечивает зачистку откоса угольного уступа.

Максимальная вместимость отвала ( $E_{01.max}$ ) определяется его высотой откоса по условию устойчивости ( $H_{01.max}$ ).

$$E_{01.max} = A_r \cdot (H_{01.max} - 0,5 \cdot h_\phi).$$

При идентификации сравниваем согласно изложенному выше принципу  $S_{зах} < E_{01.max}$ .

1. Если  $S_{зах} > E_{01.max}$ , то необходима проверка на схему экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала.

2. Если  $S_{зах} = E_{01.max}$ , то схема экскавации идентифицирована и никаких корректировок не производится.

3. Если  $S_{зах} < E_{01.max}$ , определяем фактическую высоту откоса отвала  $H_{01}$ .

Для этого рассчитываются промежуточные контрольные параметры  $R_{p.min}$  и  $R_{p.max}$ , и сравнивается их величина с радиусом разгрузки  $R_p$  (см. блок-схему на рис. 2.8).

1. Если  $R_p > R_{p.max}$ , то определяется фактическая высота отвала ( $H_{01}$ ), и отсыпка отвала веерная.

2. Если  $R_p > R_{p.min}$ , то отсыпка отвала веерная при  $H_{01} = H_{01.max}$ .

3. Если  $R_p \leq R_{p.min}$ , то отсыпка отвала с точечной разгрузкой ковша, а высота откоса отвала ( $H_{01}$ ) определяется в соответствии с блок-схемой на рис. 2.8.

Для любого варианта фактического положения отвала коэффициент переэкскавации в профиле забоя  $K_{пэ} = 0$ .

Расчет производится в следующем порядке: сначала подготавливаются исходные данные, затем производится идентификация схемы экскавации.

После идентификации схемы в редакторе AutoCad выполняется ее построение.

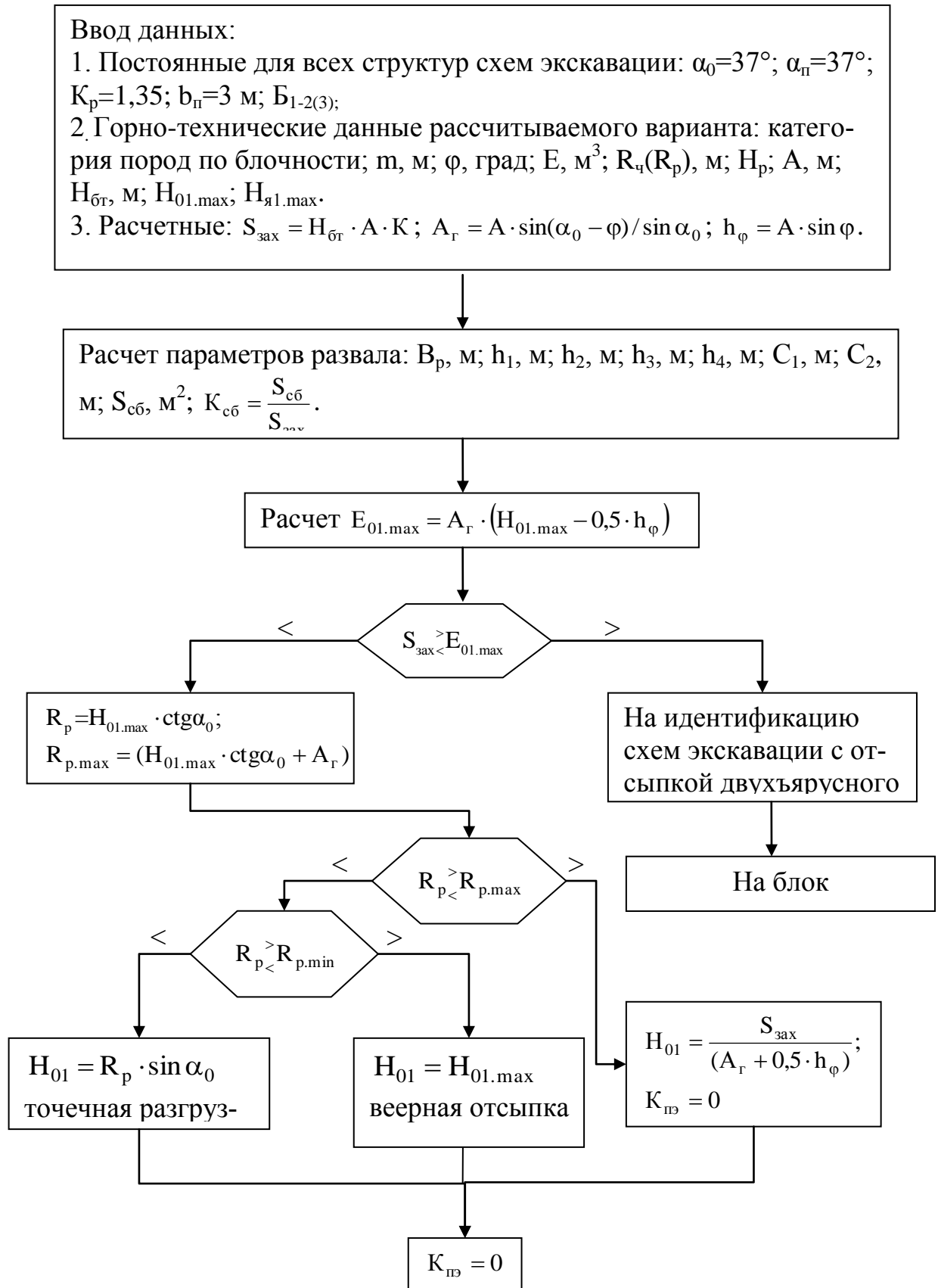


Рис. 2.8. Блок-схема алгоритма идентификации схемы экскавации с отсыпкой одно-ярусного отвала и расчет ее параметров (блок 2)

### 2.2.3. Идентификация схем экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала и расчет их параметров

Для схем экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала отдельно определяется вместимость первого и второго ярусов из-за разделения факторов влияющих на нее (рис. 2.9)

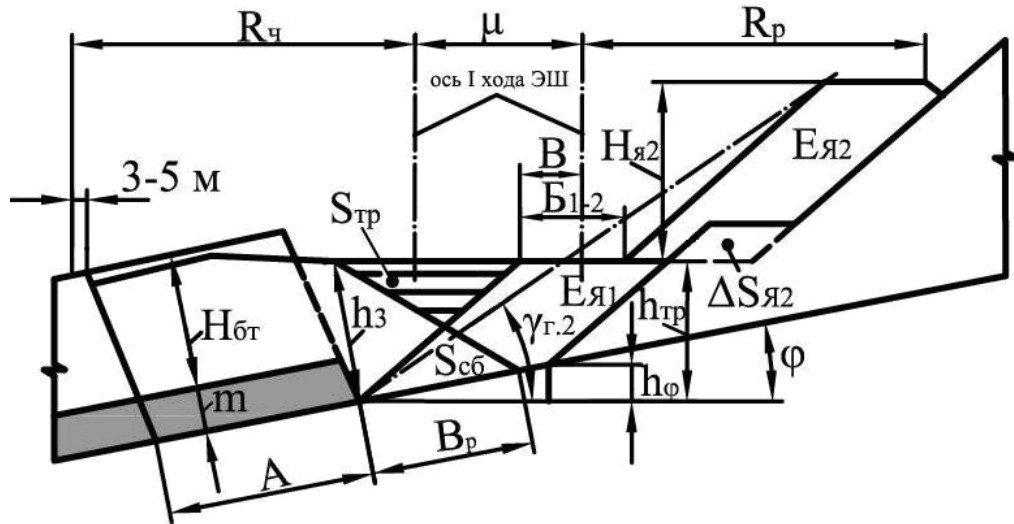


Рис. 2.9. Профиль схемы экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала

На схеме:  $B_{1-2}$  – смещение второго яруса относительно первого, м;  $E_{я1}$ ,  $E_{я2}$  – соответственно площадь сечения (вместимость) первого и второго ярусов.

Необходимо отметить две особенности расчета параметров схемы и вместимости отвала связанные с высотой промежуточной трассы и с углом наклона основания отвала.

1. Поскольку рассматриваемые схемы экскавации характеризуются общим горизонтом рабочей площадки промежуточной трассы и верхней площадки первого яруса, то вместимость первого яруса зависит от высоты трассы ( $h_{тр}$ ) (высоты откоса первого яруса ( $H_{я1}$ )).

Поэтому определение вместимости первого яруса связано с решением вопроса о выборе высоты промежуточной трассы.

Повышение высоты трассы приводит к существенному увеличению её объема, и, следовательно, коэффициента переэкскавации.

Высота трассы может изменяться в пределах от минимального уровня до максимального.

Минимальный уровень принимается с учетом исключения значительных объемов верхнего черпания. Также как и при отсыпке одноярусного отвала, минимальная высота трассы ( $h_{тр.мин}$ ) принимается на отметке  $h_3$  поверхности развала, максимальный уровень соответствует максимальной высоте откоса первого яруса по условию устойчивости  $H_{я1.маx}$  (по рекомендациям СФ ВНИМИ  $H_{я1.маx}=25-30$  м для разрезов Центрального Кузбасса), то есть  $h_{тр.маx} = H_{я1.маx} = 25-30$  м.

Так, на примере разработки уступа высотой 25 м драглайном ЭШ 10.70 (рис. 2.10-а, б) показано, что повышение трассы от минимального уровня  $h_{тр.мин}=24$  м до максимального  $h_{тр.маx}=H_{я1.маx}=30$  м, т.е. на 6 метров, площадь сечения трассы возрастет с  $160$  м<sup>2</sup> до  $390$  м<sup>2</sup> или в 2,4 раза.

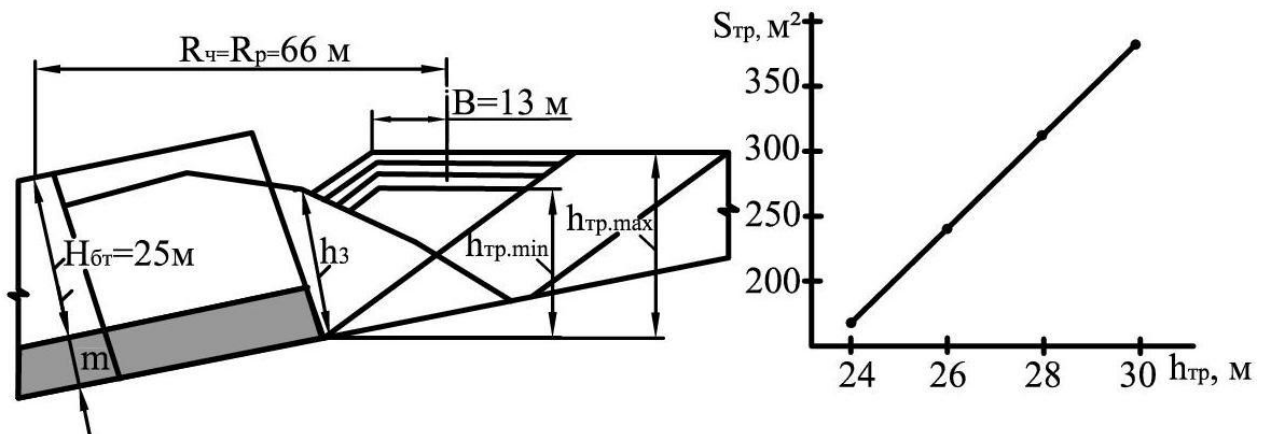


Рис. 2.10. Зависимость объема промежуточной трассы ( $S_{тр}$ ) от приращения её высоты ( $\Delta h_{тр}$ ): а – расчетная схема; б – зависимость  $S_{тр}=f(\Delta h_{тр})$

Поэтому высоту трассы целесообразно принимать наименьшей, при обязательном соблюдении условия: вместимость первого и второго ярусов должны обеспечить размещение породы в отвале.

2. Параметры и вместимость отвала существенно зависят от генерального угла откоса ( $\gamma_{г.2}$ ) и угла наклона основания отвала ( $\varphi$ ). Это положение иллюстрируется примерами, показанными на рис. 2.11-а, б, в.

Угол  $\gamma_{г.2}$  определяет положение нижней бровки второго яруса относительно верхней бровки первого яруса – параметр  $B_{1-2}$  на рис. 2.11-а, б, в.

При горизонтальном основании отвала ( $\varphi=0^\circ$ ) и любом значении генерального угла ( $\gamma_{г.2}$ ) уменьшения вместимости второго яруса не происходит (рис. 2.11-а).

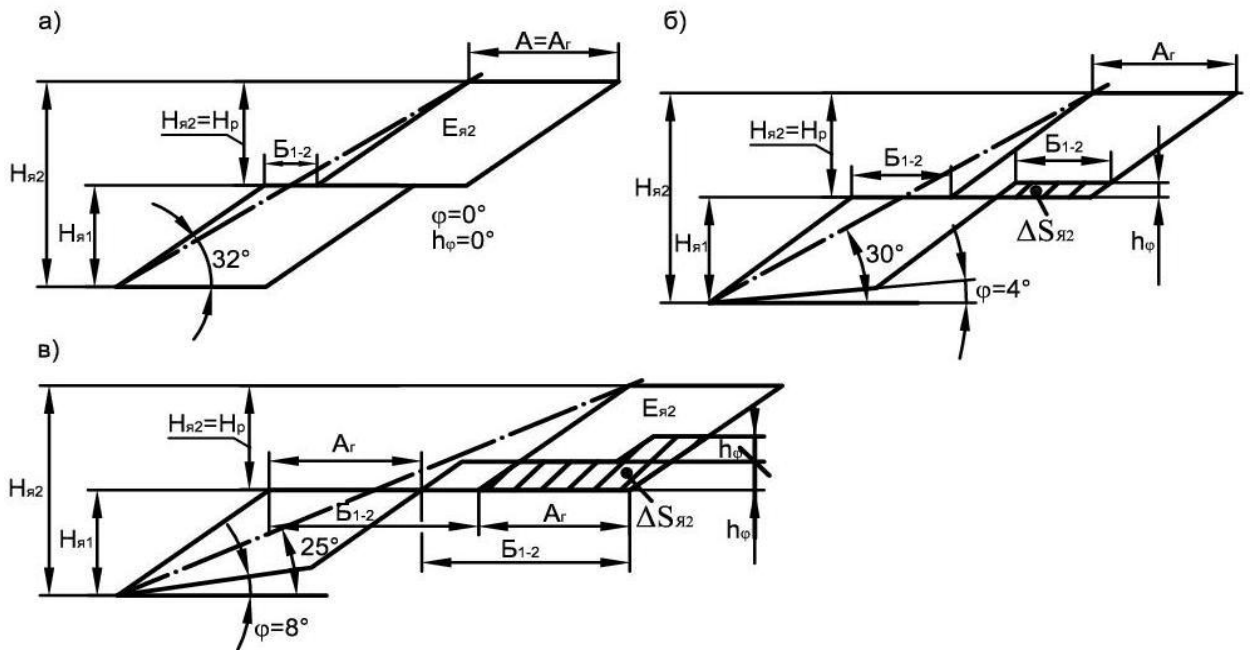


Рис. 2.11. Схемы, поясняющие формирование вместимости второго яруса в зависимости от генерального угла ( $\gamma_{г.2}$ ) и угла наклона основания отвала ( $\varphi$ ): а –  $\gamma_{г.2}=32^\circ$ ;  $\varphi=0^\circ$ ; б –  $\gamma_{г.2}=30^\circ$ ;  $\varphi=4^\circ$ ; в –  $\gamma_{г.2}=25^\circ$ ;  $\varphi=8^\circ$

При наклонном основании отвала при  $B_{1-2} \leq A_g$  (рис. 2.11-б) или  $B_{1-2} > A_g$  (рис. 2.11-в) из-за перекрытия отсыпаемым слоем смежного, ранее отсыпанного слоя, вместимость второго яруса уменьшается на величину  $\Delta S_{я2}$ .

Величина  $\Delta S_{я2}$  определяется по формулам

$$B_{1-2} = H_{02} \cdot (\operatorname{ctg} \gamma_{г.2} - \operatorname{ctg} \alpha_0); \quad \Delta S_2 = h_\varphi \cdot B_{1-2}.$$

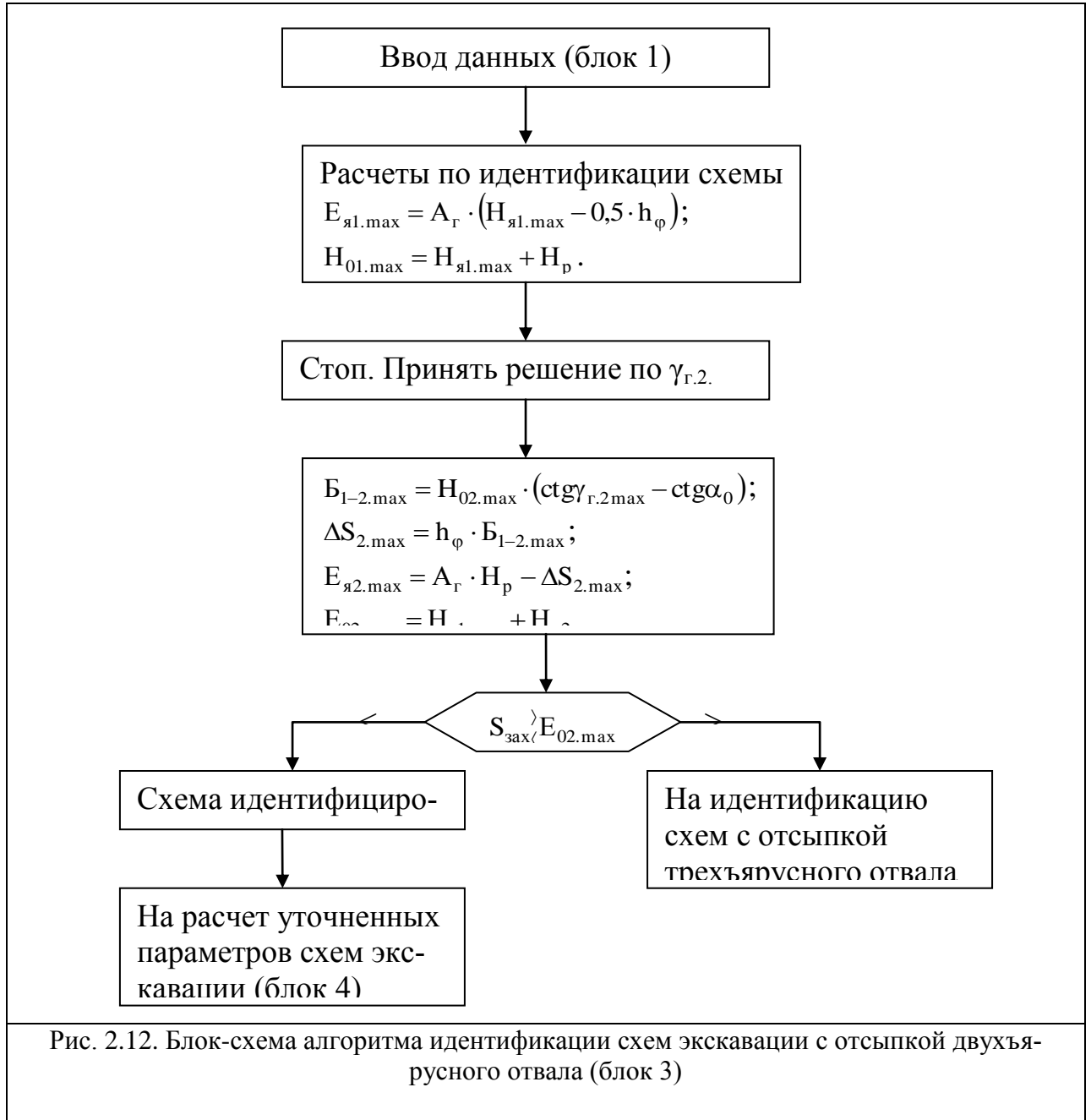
Как видно из сравнения схем на рис. 2.11-б ( $\gamma_{г.2}=30^\circ$ ;  $\varphi=4^\circ$ ) и рис. 2.11-в ( $\gamma_{г.2}=25^\circ$ ;  $\varphi=8^\circ$ ) при уменьшении угла  $\gamma_{г.2}$  и увеличении угла  $\varphi$  параметр  $B_{1-2}$  увеличивается и, следовательно, возрастает площадь сечения  $\Delta S_2$ , что снижает вместимость второго яруса.

### Расчет максимальной вместимости двухъярусного отвала.

Идентификация схемы экскавации осуществляется по условию максимальной вместимости отвала, рассчитываемой при предельной высоте первого яруса ( $h_{гp.max}=H_{я1.max}$ ) по условию устойчивости и максимальной высоте разгрузки экскаватора при отсыпке второго яруса ( $H_{я2.max}=H_p$ ). Блок-схема алгоритма идентификации двухъярусного отвала приведена на рис. 2.12. На схеме индексом max обозначены максимальные значения параметров  $E_{я1.max}$ ,



$E_{я2.max}$ ,  $E_{02.max}$ , соответственно вместимости первого, второго ярусов и отвала в целом.



При проверке неравенства  $S_{зах} > E_{02.max}$  возможны следующие варианты сравнения.

1. При неравенстве  $S_{зах} > E_{02.max}$  порода не размещается в двухъярусном отвале максимальной вместимости и следует провести проверку на схему экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала.

2. Неравенство  $S_{\text{зах}} < E_{02.\text{max}}$  предполагает резерв вместимости отвала, что позволяет снизить вместимость первого яруса и тем самым объем промежуточной трассы.

Далее, необходимо установить использование радиуса разгрузки экскаватора. Поэтому необходимо провести корректировку параметров уровня установки экскаватора и параметров размещения породы по ярусам. Для проведения корректировки рассчитываются промежуточные параметры  $R_{p.\text{min}}$  и  $R_{p.\text{max}}$  (рис. 2.13).

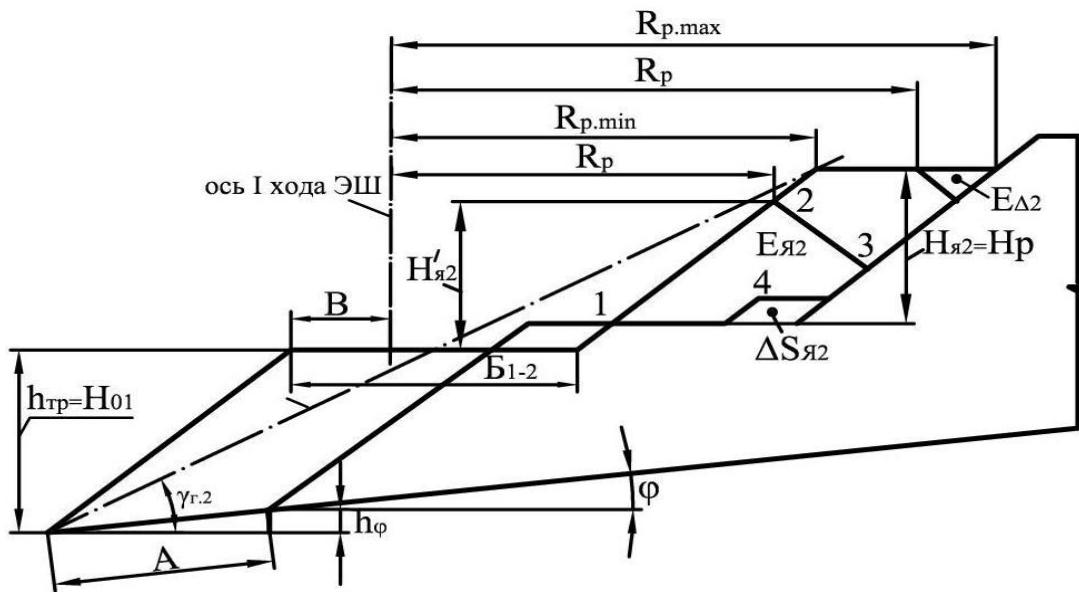


Рис. 2.13. Схема к расчету фактических параметров размещения породы в отвале  
На схеме:  $E_{\Delta 2}$  – свободная емкость во втором ярусе,  $\text{м}^2$ .

Блок схема корректировки параметров и расчетные формулы приведены на рис. 2.14.

Корректировка проводится в следующем порядке:

1. Определяется генеральный угол откоса отвала  $\gamma_{г.2}$  по фактической высоте отвала  $H_{02}$ .
2. Рассчитываются фактические параметры  $B_{1-2}$  и  $S_2$ .
3. Определяются промежуточные параметры  $R_{p.\text{min}}$  и  $R_{p.\text{max}}$ .
4. Дается оценка использования радиуса разгрузки экскаватора и в зависимости от нее корректируются параметры.

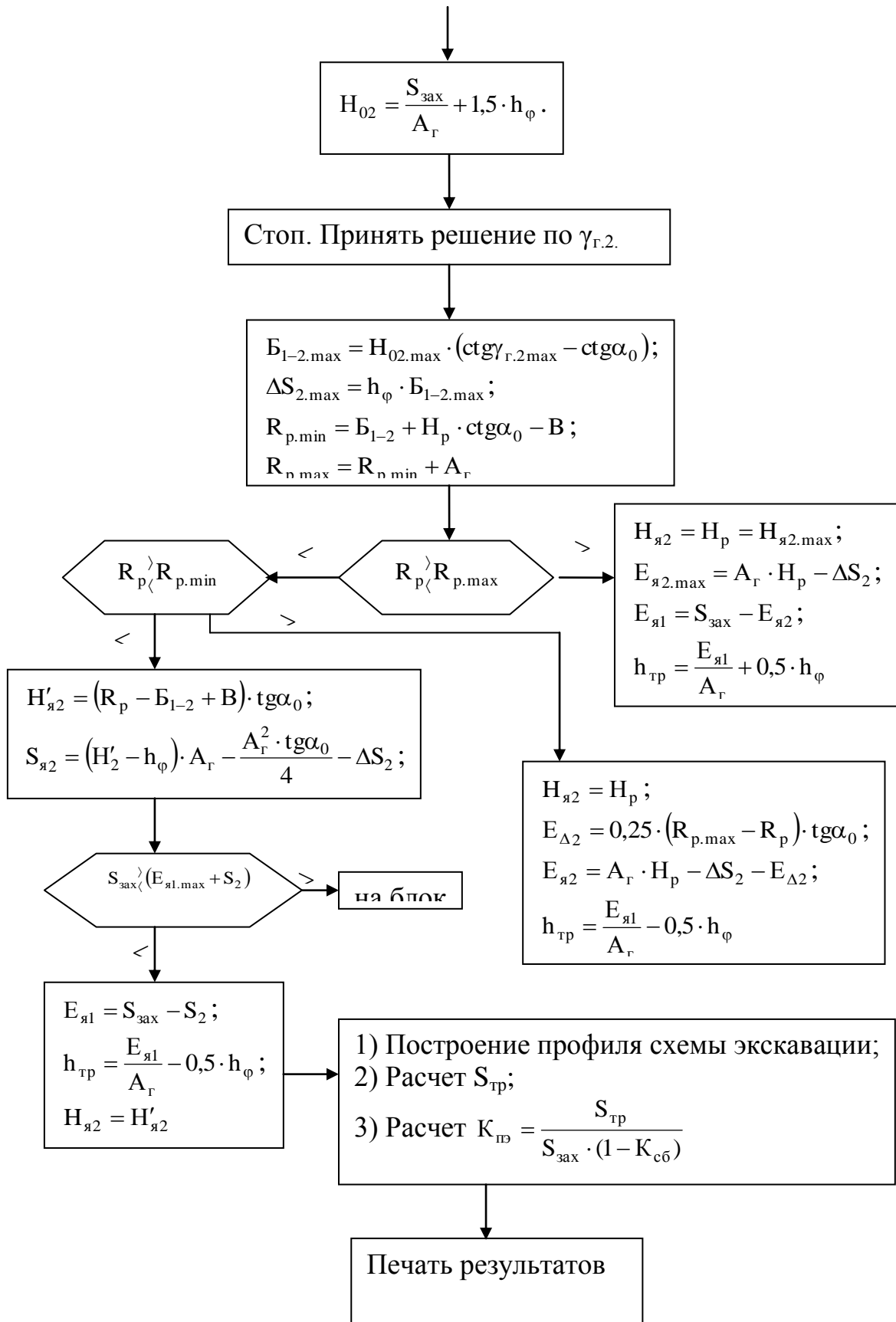


Рис. 2.14. Блок-схема алгоритма корректировки параметров размещения породы в отвале (при  $S_{\text{зax}} < E_{02.\text{max}}$ )

Если  $R_p > R_{p.max}$  (рис. 2.13), то второй ярус отсыпается полностью. Корректируются  $E_{я2}$ ,  $E_{я1}$  и  $h_{тр}$ .

Если  $R_p < R_{p.max}$  (рис. 2.13), то проверяется условие  $R_p \leq R_{p.min}$ .

При  $R_p > R_{p.min}$  (рис. 2.13), высота второго яруса максимальная ( $H_{я2} = H_p$ ), но корректируются вместимость второго яруса  $E_{я2}$  (рис. 2.13) из-за учета площади ( $E_{\Delta 2}$ ) и площади ( $\Delta S_2$ ) при другом её значении. Уточняется высота трассы  $h_{тр}$ .

При  $R_p < R_{p.min}$  из-за недостаточной величины радиуса разгрузки существенно уменьшается возможность размещения породы в контурах второго яруса (рис. 2.13).

При сравнении  $S_{зах} \geq (E_{я1.max} + S_2)$  возможны варианты.

Если  $S_{зах} < (E_{я1.max} + S_2)$ , то корректируется вместимость первого яруса  $E_{я1}$  и высота трассы  $h_{тр}$  (рис. 2.14).

Если  $S_{зах} > (E_{я1.max} + S_2)$ , то порода из-за недостаточного радиуса разгрузки экскаватора не размещается в контуры второго яруса и часть её отсыпается в промежуточный навал  $S_{пн}$  (рис. 2.15). Его переэкскавация для размещения породы в верхнюю часть второго яруса требует подъема экскаватора на навал. Организационно схема соответствует схеме экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала (рис. 2.16).

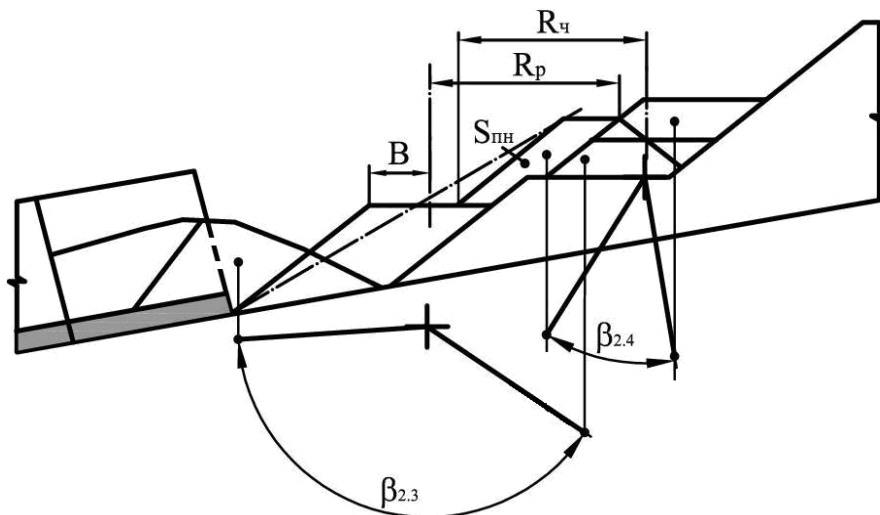


Рис. 2.15. Схема к определению углов поворотов экскаватора на разгрузки  $\beta_{2.3}$  и  $\beta_{2.4}$

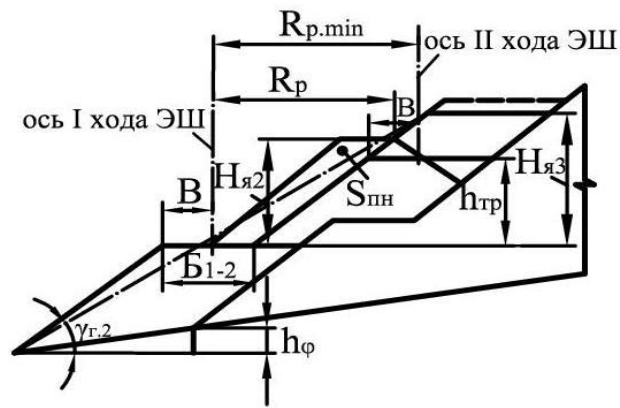


Рис. 2.16. Схема экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала и подъемом драглайна на второй ярус для перевалки промежуточного навала

Параметры перевалки промежуточного навала и установка драглайна определяются по блок-схеме на рис. 2.17.



Рис. 2.17. Блок-схема алгоритма расчета параметров схемы экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала с подъемом драглайна на второй ярус для перевалки промежуточного навала

Для определения параметров перевалки промежуточного навала находят: площадь сечения промежуточного навала ( $S_{пн}$ ); толщина его слоя ( $m_{пн}$ ); положение рабочей площадки для размещения драглайна при перевалке промежуточного навала ( $h_{гр}$ ); высоту второго яруса ( $H_{я2}$ ).

После проведения расчетов строится профиль схемы экскавации, определяется площадь сечения промежуточной трассы ( $S_{гр}$ ) и рассчитывается коэффициент  $K_{пз}$ .

### 2.2.4. Идентификация схем экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала и расчет их параметров

Структура схемы экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала показана на рис. 2.18. На схеме:  $H_{я3}$  – высота третьего отвала, м;  $E_{я2}^{max}$  – максимальная вместимость второго яруса,  $m^3$ ;  $S_{я3}$  – площадь сечения породы размещенной в третьем ярусе,  $m^2$ ;  $S_{пн}$  – площадь сечения промежуточного навала,  $m^2$ .

Определение максимальной вместимости трехъярусного отвала ( $E_{03,max}$ ) характеризуется следующими признаками (рис. 2.19).

1. Для обеспечения максимальной вместимости отвала первый ярус отсыпается максимальной высоты по условию устойчивости ( $H_{я1,max}$ ) и, следовательно,  $h_{тр} = H_{01,max}$ .

2. С этой же целью второй и третий ярусы отсыпаются по условию максимальной высоты разгрузки, т.е.  $H_{я2} = H_{я3} = H_p$ .

3. Наклонный луч генерального (общего) угла откоса отвала проходит через верхнюю бровку третьего яруса.

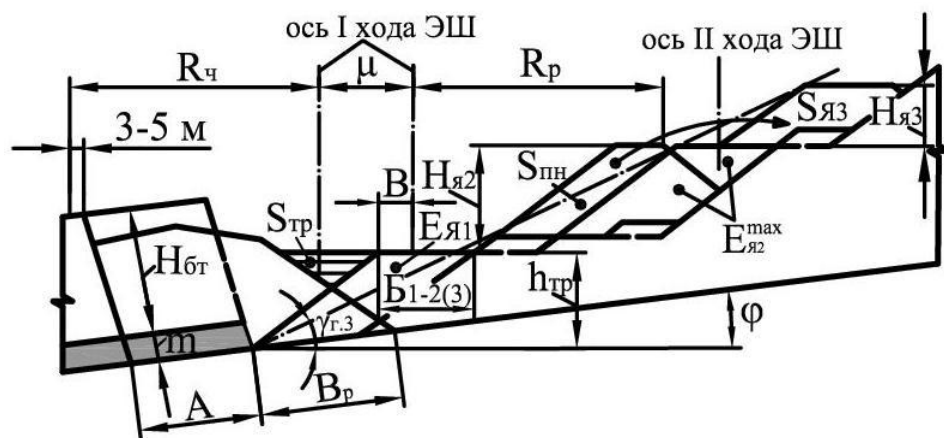


Рис. 2.18. Профиль схемы экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала

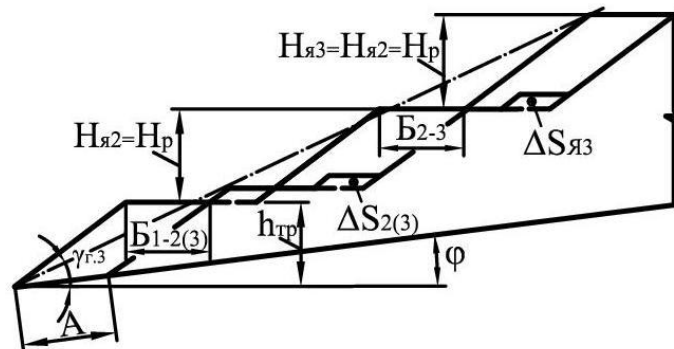


Рис. 2.19. Профиль трехъярусного отвала

Максимальная вместимость отвала описана системой уравнений в блок-схеме алгоритма идентификации схем экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала (рис. 2.20).

При идентификации по неравенству  $S_{\text{зах}} \geq E_{03}$  возможны варианты:

1.  $S_{\text{зах}} > E_{03}$ , тогда объем уступа превышает вместимость отвала и вариант исключается из дальнейшего рассмотрения.

2.  $S_{\text{зах}} < E_{03}$  или  $S_{\text{зах}} = E_{03}$ , то далее рассматриваются параметры перевалки породы в третий ярус.



Рис. 2.20. Блок-схема алгоритма идентификации схем экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала

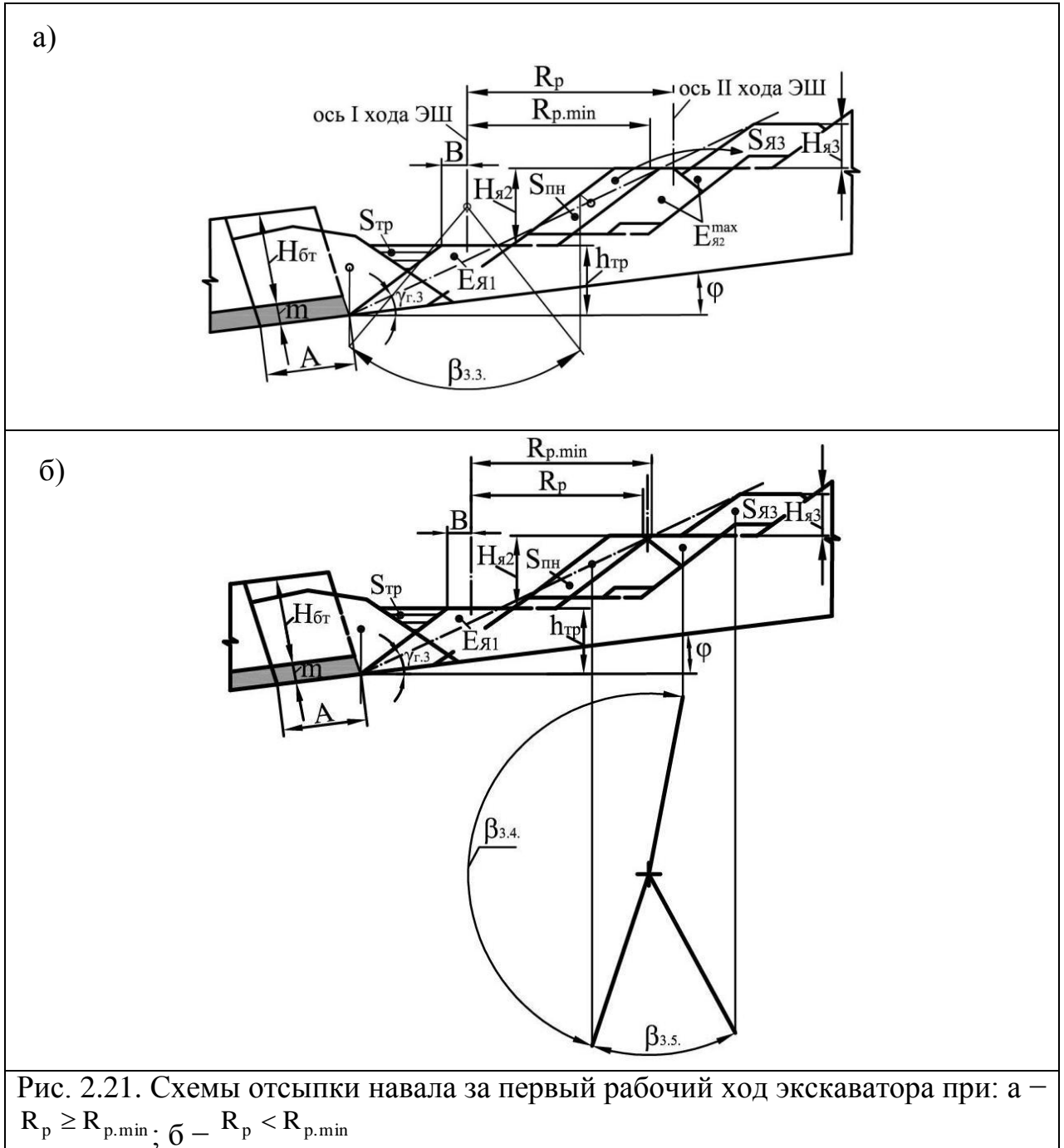
### Параметры перевалки породы промежуточного навала.

После выполнения драглайнами первого рабочего хода отсыпается навал, в котором сосредоточена порода второго и третьего яруса (рис. 2.21).

На схеме:  $H_{\text{я3}}$  – фактическая высота третьего яруса, м;  $\beta_{3.3}$  – угол поворота экскаватора на разгрузку при отсыпке навала, градус;  $\beta_{3.4}$  – то же при

создании трассы второго рабочего хода, градус;  $\beta_{3.5}$  – то же при отсыпке третьего яруса, градус.

Второй ярус отсыпается не полностью: часть породы размещается в проектных контурах второго яруса ( $S_2$ ), а часть в промежуточном навале ( $S_{пн}$ ). Порода промежуточного навала подлежит переэкскавации для досыпки второго яруса и отсыпки третьего. Определение положения отсыпанного навала, а также площадей  $S_{пн}$  и  $S_2$  показано на рис. 2.22.





Рассчитывается промежуточный параметр  $R_{p.min}$ . Для установления положения навала сравниваются:  $R_p \geq R_{p.min}$ .

1. Если  $R_p \geq R_{p.min}$ , то распределение породы промежуточного навала следующее: досыпается второй ярус площадью сечения ( $S'_{я2}$ ). Для построения схемы экскавации необходимо знать параметры  $m_{пн}$  и  $H_{я3}$ .

2. Если  $R_p < R_{p.min}$  (рис. 2.21-б), то рассчитывается площадь сечения породы во втором ярусе ( $S_2$ ) (рис. 2.22), а параметры  $S_{пн}$ ,  $S'_{я2}$ ,  $S'_{я3}$ ,  $m_{пн}$ ,  $H_{я3}$  по тем же формулам, что и в первом случае.

Драглайн для перевалки промежуточного навала размещается на верхней площадке второго яруса смежной (отсыпанной) отвальной заходки на расстоянии ( $B$ ) от верхней бровки (рис. 2.21-а, б).

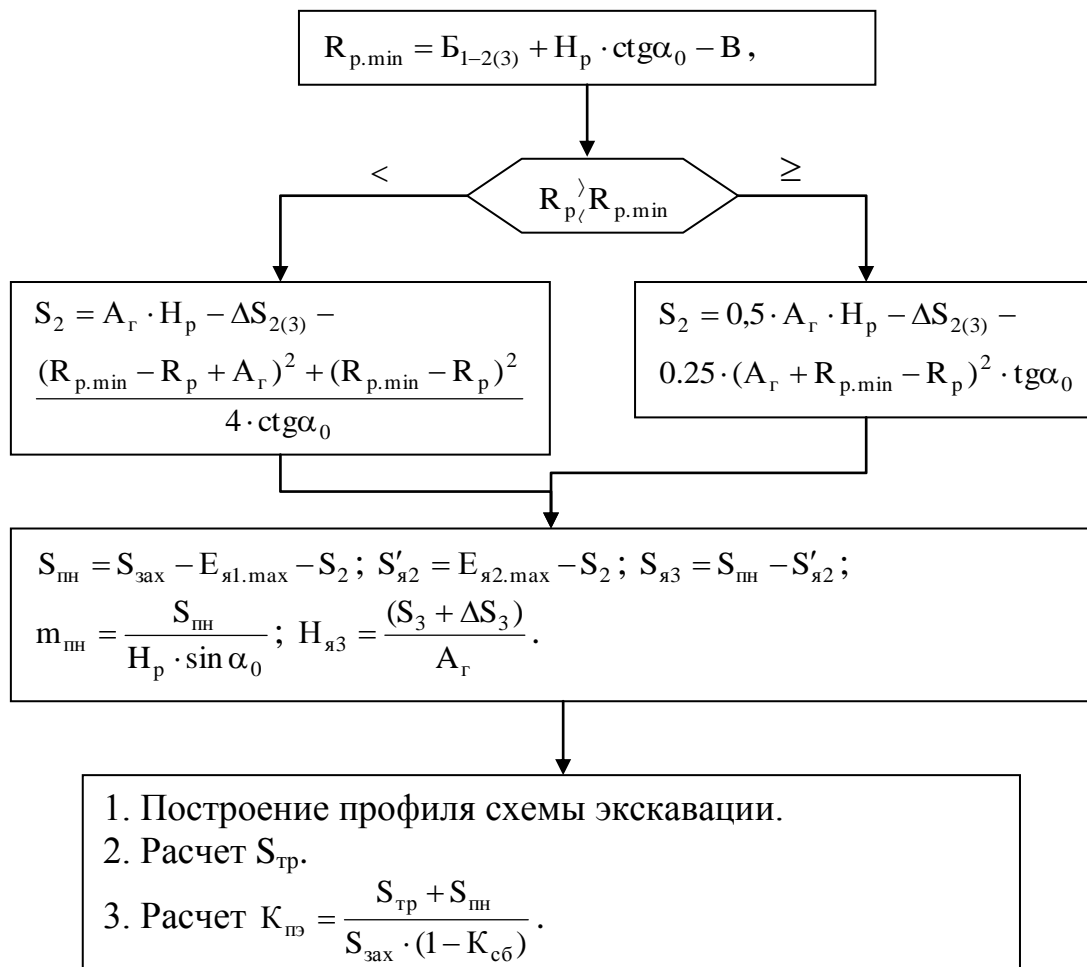


Рис. 2.22. Блок-схема алгоритма расчета параметров промежуточного навала

После проведенных расчетов строится профиль схемы экскавации, определяется площадь сечения промежуточной трассы ( $S_{тр}$ ) и рассчитывается коэффициент  $K_{пэ}$ .

### **2.3. Размещение объема вскрышной заходки во внутреннем отвале**

Для повышения точных расчетов по объемам переэкскавации породы необходимо учесть её размещение по длине отвального фронта. Дело в том, что формирование во внутреннем отвале на фланге фронта работ траншеи для вывозки угля сокращает длину отвального фронта.

Поэтому появляются объемы породы, которые не могут быть размещены в проектных контурах отвала, определенного при разработке схем экскавации (рассматриваемой как плоская задача). Например, при однофланговом вскрытии сокращение вместимости двухъярусного отвала, рассчитанной по параметрам решения плоской задачи, относительно объема вскрышной заходки может составлять от 10% до 25-28%, что превышает допустимую погрешность при проектировании карьеров – 10%.

При решении вопроса размещения породы в отвале надо оперировать фактической вместимостью каждого яруса, т.е. решать эту задачу как объемную. Однако основой таких расчетов являются результаты определения параметров схем экскавации при решении задачи в плоскости и, главным образом, это касается площади сечения отвальных ярусов.

Способы размещения невмещающихся объемов вскрыши из-за сокращения длины отвального фронта рассмотрены в работах [114,128].

Рассмотрены способы:

- уменьшение высоты уступа на фланговом участке;
- проведение по вскрышному массиву ЭАО комплексом «передовой траншеи» вдоль торцевого нерабочего борта с вывозкой породы на бульдозерный отвал;
- то же драглайном с размещением породы «передовой траншеи» вдоль торцевого нерабочего борта.

Эти способы уменьшают объем вскрышной заходки на фланге.

На разрезах центрального Кузбасса невмещающиеся объемы вскрыши размещают в дополнительный ярус на фланге отвала: в третий ярус при двухъярусном отвалообразовании и в четвертый при трехъярусном. Как, например, при отработке пластов Сычевский I, Шурфовой, Красногорский драглайнами ЭШ 10.70.

При отсыпке одноярусного отвала, когда драглайн размещается на развале над зоной контакта забойной и отвальных сторон небольшой высоте уступов (до 17-18 м) и большом резерве высоты и радиуса разгрузки экскаватора отсыпка дополнительного яруса не представляет трудностей и практически производится без изменения положения экскаватора на рабочей трассе.

При двухъярусном отвалообразовании для отсыпки дополнительного яруса экскаватор создает трассу подъема (спуска) на верхнюю площадку предварительно отсыпанного в проектных контурах второго яруса.

Из породы этого яруса отсыпается дополнительный ярус, затем экскаватор спускается на рабочую площадку первого яруса и из оставшейся породы развала досыпает второй ярус.

Таким же способом отсыпается четвертый ярус при трехъярусном отвалообразовании.

При таком способе отсыпка дополнительного яруса на фланге отвальной заходки возрастают объемы переэкскавации, что связано с созданием и ликвидацией трассы подъема (спуска) экскаватора и переэкскавацией самого объема дополнительно переваливаемой породы.

Выполнение этих объемов уменьшает рабочее время драглайна непосредственно на вскрышной работе, повышает затраты на бестранспортную вскрышу и не способствует интенсификации горных работ.

В работе [114] предлагается использование ЭАО комплекса для погрузки и вывозки породы на фланговом участке из зоны формирования внутренней траншеи. Способ приводит к удорожанию вскрышных работ, но позволяет лучше использовать рабочее время драглайна непосредственно на

вскрышной работе (выемке породы из развала), т.е. способствует интенсификации горных работ в бестранспортной зоне. На основе изложенного считаем, что в условиях смешанной системы разработки целесообразно принять способ с вывозкой невмещающейся породы развала на фланге заходки в зоне формирования выездной траншеи. Применению способа способствует то, что необходимый ЭАО комплекс на разрезе используется в транспортной зоне.

#### **2.4. Метод расчета технологических показателей разработки бестранспортной заходки**

Для расчета технико-экономических показателей разработки бестранспортного вскрышного уступа необходимо определить затраты времени (в машиносменах) драглайна. При известном объеме заходки и стоимости машиносмены экскаватора устанавливают как абсолютные, так и удельные затраты на бестранспортную вскрышу.

Продолжительность отработки заходки ( $T_{\text{зах}}$ ) позволяет рассчитать основные технические показатели:

- годовую скорость подвигания бестранспортного фронта ( $v_{\text{бт}}$ , м/год);
- объем подготовленного к выемке угля ( $Q$ , млн.т/год);
- годовую полезную производительность драглайна ( $P_{\text{г.эш}}$ , млн. м<sup>3</sup>/год);
- сменную производительность драглайна ( $P_{\text{см}}$ , м<sup>3</sup>/см).

Продолжительность отработки бестранспортной заходки зависит от схемы вскрытия участка и структуры схемы экскавации, которая определяет организацию работы драглайна по фронту.

В научных исследованиях в области бестранспортной технологии при решении задач связанных с организационной взаимоувязкой выполнения основных технологических процессов при разработке заходок и с целью повышения точности расчетов широко используется построение планограммы работы горного оборудования [23, 26, 100]. Данный метод применен и в настоящем исследовании.

Для расчета планограмм необходимо знать объем породы в заходке ( $V_{\text{бт}}$ ) и запасы угля в ней ( $Q_{\text{зах}}$ ), которые определяются по схеме на рис. 2.23.

$$V_{\text{бт}} = H_{\text{бт}} \cdot A \cdot [L_{\text{д}} + (2 \cdot m + H_{\text{бт}}) \cdot \text{ctg} \alpha_{\text{пог}}] \cdot 10^{-6};$$

$$Q_{\text{зах}} = m \cdot A \cdot \gamma_{\text{у}} \cdot (L_{\text{д}} + m \cdot \text{ctg} \alpha_{\text{пог}}) \cdot 10^{-6},$$

где  $L_{\text{д}}$  – длина карьерного поля по дну, м;  $\alpha_{\text{пог}}$  – угол откоса борта погашения в торце карьерного поля, градусы;  $\gamma_{\text{у}}$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

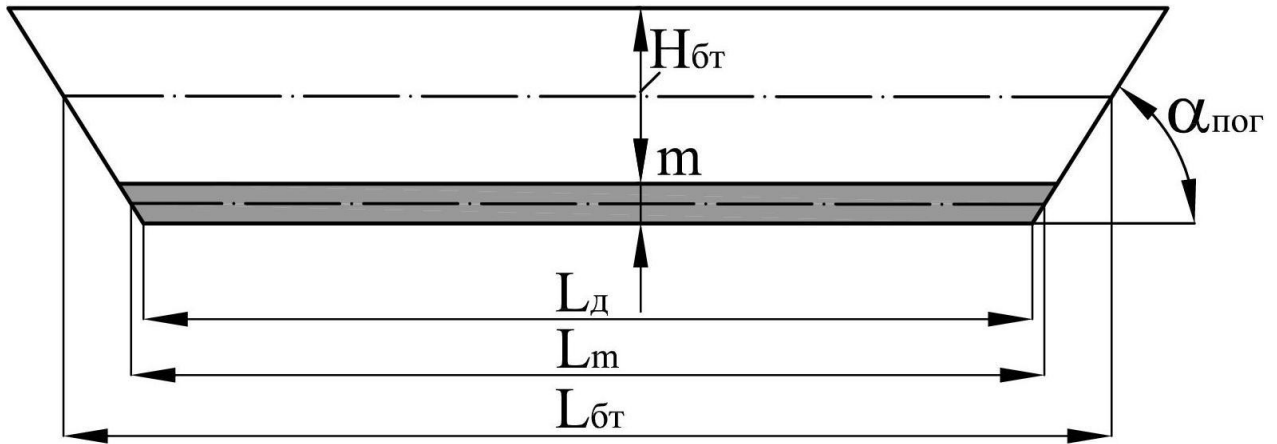


Рис. 2.23. Схема к расчету объемов вскрышной породы и запасов угля бестранспортной заходки

### Расчет сменной производительности драглайна

Для расчета сменной производительности драглайна при разработке разрушенных взрывом пород в условиях Кузбасса используется методика проф. Репина Н. Я. [110], расчетные формулы которой приведены ниже.

Сменная производительность ( $\Pi_{\text{см}}$ ), м<sup>3</sup>/смену

$$\Pi_{\text{см}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{э}} \cdot K_{\text{и.э}}}{t_{\text{ц}}}$$

Продолжительность рабочего цикла ( $t_{\text{ц}}$ ), сек

$$t_{\text{ц}} = 27 + 4,2 \cdot \sqrt{E} + 7,5 \cdot \frac{\beta \cdot \pi}{180^\circ} + \frac{90}{C_{\text{к}}^{1,5}},$$

где  $E$  – вместимость ковша, м<sup>3</sup>;  $T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, час;  $K_{\text{э}}$ ,  $K_{\text{и.э}}$  – соответственно коэффициент экскавации и коэффициент использования экскаватора в течение смены (зависимости  $K_{\text{э}}=f(E)$  и  $K_{\text{и.э}}=f(E)$ );  $\beta$  – угол поворота экскаватора на разгрузку, градусов;

$$C_k = \frac{1,3 \cdot \sqrt[3]{E}}{d_{cp}},$$

$$d_{cp} = \left[ \frac{1}{d_e} + \left( \frac{H_{\text{от}} + 250}{d_{\text{СКВ}} + \alpha_{\text{СКВ}}} \right) \cdot q \right]^{-1},$$

где  $d_e$  – диаметр средней отдельности в массиве, м;  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $d_{\text{СКВ}}$  – диаметр скважинных зарядов, м;  $\alpha_{\text{СКВ}}$  – угол наклона скважин к горизонту, градусы; [110].

Таблица 2.4. Диаметр скважинных зарядов по А.С. Ташкинову [125]

Вместимость ковша драглайна (E), м <sup>3</sup>	Категория пород по блочности	
	II	III-IV
	Диаметр скважинного заряда $d_e$ , мм	
5–10	190	150
10,1–15	244	190
15,1–25	270	244
25,1–100	320	320

В исследовании для повышения точности углы поворота на разгрузку определялись, как отмечалось ранее, по элементам структуры схемы экскавации. По самостоятельному рабочему ходу экскаватора сменная производительность находится как средневзвешенная ( $\Pi_{\text{см.св}}$ ) между углами поворота экскаватора при разработке соответствующих ходу элементов и их поперечным сечением, т.е. загрузки экскаватора по элементам.

Под загрузкой драглайна понимается объем породы в забое на один метр длины фронта работ и измеряется площадью его поперечного сечения [100].

### Расчет планограмм

Рассмотрим общий порядок организации работы оборудования при отработке бестранспортной заходки.

Исследование проводится для однофлангового вскрытия разрабатываемого участка, как наиболее применяемого на разрезах центрального Кузбасса.

## Расчет средневзвешенного угла поворота экскаватора на разгрузку

1. Схемы экскавации с отсыпкой одноярусного отвала:  $\beta_1$  измеряется по схеме экскавации (рис. 2.7).

2. Схемы с отсыпкой двухъярусного отвала (2.15):

– при выполнении экскаватором одного рабочего хода по фронту

$$\beta_2 = \frac{S_{\text{тр}} \cdot \beta_{2.1} + (E_{\text{я1}} - S_{\text{сб}}) \cdot \beta_{2.2} + (S_{\text{зах}} - E_{\text{я1}}) \cdot \beta_{2.3}}{S_{\text{зах}} \cdot (1 - K_{\text{сб}}) + S_{\text{тр}}}.$$

– при выполнении экскаватором двух рабочих ходов по фронту

$$\beta_{2(1)} = \frac{S_{\text{тр}} \cdot \beta_{2.1} + (E_{\text{я1}} - S_{\text{сб}}) \cdot \beta_{2.2} + (S_{\text{зах}} - E_{\text{я1}}) \cdot \beta_{2.3}}{S_{\text{зах}} \cdot (1 - K_{\text{сб}}) + S_{\text{тр}}}, \beta_{2(2)} = \beta_{2.4}.$$

3. Схемы экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала (рис. 2.21)

$$\beta_{3(1)} = \frac{S_{\text{тр}} \cdot \beta_{3.1} + (E_{\text{я1}} - S_{\text{сб}}) \cdot \beta_{3.2} + (S_{\text{зах}} - E_{\text{я1}}) \cdot \beta_{3.3}}{S_{\text{зах}} \cdot (1 - K_{\text{сб}}) + S_{\text{тр}}};$$

$$\beta_{3(2)} = \frac{S_{\text{я2}} \cdot \beta_{3.4} + (S_{\text{пн}} - S'_{\text{я2}}) \cdot \beta_{3.5}}{S_{\text{пн}}}.$$

Рассматриваемые схемы экскавации характеризуются организацией работы драглайна за один проход по фронту работ (схемы экскавации с отсыпкой одно- и двухъярусного отвала без изменения горизонта установки экскаватора) или за два хода с отсыпкой двух- или трехъярусного отвала с подъемом экскаватора на промежуточный навал.

Планограмма с организацией одного прохода экскаватора показана на рис. 2.24-а, двух проходов на рис. 2.24-б.

1. Организация работ при одном проходе экскаватора по фронту (рис. 2.24-а).

Драглайн начинает рабочий ход от вскрытого фланга и выполняет работу по экскавации и переэкскавации породы за время  $t_{\text{э.пэ}}$

$$t_{\text{э.пэ}} = \frac{V_{\text{бр}} \cdot (1 - K_{\text{сб}}) \cdot (1 + K_{\text{пэ}})}{\Pi_{\text{см.св}}}.$$

Средневзвешенная сменная производительность ( $\Pi_{\text{см.св}}$ ) рассчитываемая для схем экскавации с отсыпкой одноярусного отвала при  $\beta = \beta_1$ , а для схем экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала при  $\beta = \beta_2$ .

После завершения работы экскаватор на невскрытом (тупиковом) фланге переходит на верхнюю площадку смежной заходки и начинает перегон к вскрытому флангу, но работу не начинает, так как необходимо вывезти уголь и подготовить к выемке буровзрывным способом начальный блок по смежной заходке  $L_{н.бл}$ , длиной 200-250 м. Блок обуривается до момента окончания вывозки угля.

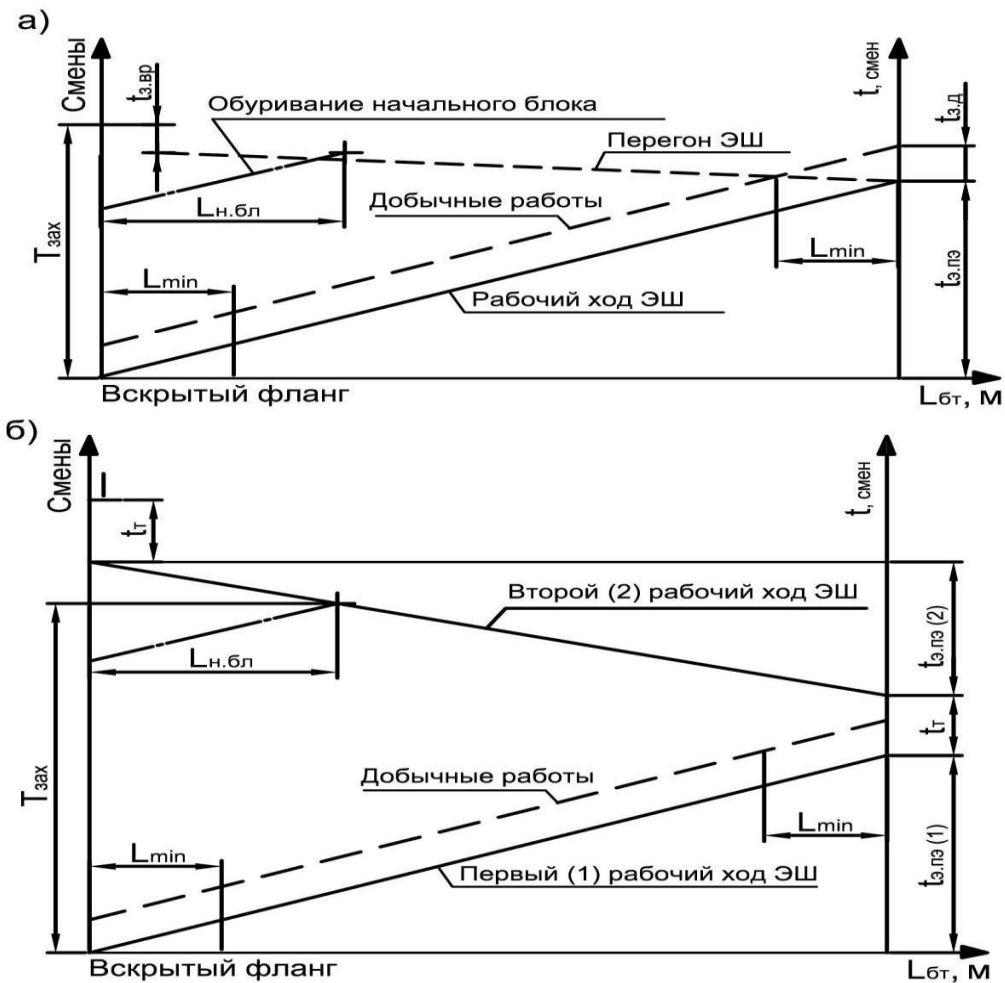


Рис. 2.24. Расчетные схемы к определению продолжительности отработки бестранспортной заходки: а – при организации одного прохода экскаватора по фронту; б – то же для двух проходов.

Добычные работы начинаются при минимальном удалении драглайна от вскрытого фланга  $L_{min}$ , определяемого радиусами черпания драглайна (с учетом заброса ковша) и добычного экскаватора [128]:

$$L_{min} = R_{ч} + R_{ч.д} + 5,$$

где  $R_{ч.д}$  – радиус черпания добычного экскаватора, м.



Завершение добычных работ ( $t_{з.д}$ ) отсчитывается от момента окончания работы драглайна (расстояние между экскаваторами прежнее  $L_{\min}$ )

$$t_{з.д} = \frac{L_{\min} \cdot t_{э.пэ}}{L_{бт}}$$

После завершения вывозки угля производится зарядание и взрывание скважин начального блока, затратив время  $t_{з.вр}=2-3$  смены.

Тогда, согласно планограмме (рис. 2.25-а), продолжительности отработки заходки ( $T_{зах}$ ) равна

$$T_{зах} = t_{э.пэ} + t_{з.д} + t_{з.вр}$$

2. Организация работ при двух проходах экскаватора по фронту (рис. 2.25-б).

Начало работы драглайна при выполнении первого хода (1) по экскавации породы из развала с отсыпкой промежуточного навала и расчет времени его выполнения ( $t_{э.пэ}$ ) аналогично описанной выше планограммы.

При этом средневзвешенная сменная производительность драглайна  $\Pi_{см.св}$  рассчитывается:

- для схем с отсыпкой двухъярусного отвала при угле  $\beta=\beta_{2(1)}$ ;
- для схем с отсыпкой трехъярусного отвала при угле  $\beta=\beta_{3(1)}$ .

После завершения первого рабочего хода драглайн на невскрытом фланге создает трассу подъема на промежуточный отвал для выполнения работ по его переэкскавации.

Вопросы создания трасс подъема драглайна на отвальный ярус рассмотрены в диссертационной работе В.Ф. Воронкова [23], в которой предложена формула расчета объема трассы ( $V_{т.п}$ )

$$V_{т.п} = \frac{\Pi_{т.} \cdot H_{т}^2}{2 \cdot \operatorname{tg} i_3},$$

где  $\Pi_{т.}$ ,  $H_{т}$  – соответственно ширина и высота трассы подъема,  $i_3$  – угол подъема трассы (для драглайнов  $i_3=7^\circ$ ).

Высота трассы ( $H_{т}$ ) принимается:

– для схем экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала равной  $H_{я2}$  ( $H_T = H_{я2}$ );

– для схем с отсыпкой трехъярусного отвала  $H_T = H_p$ .

$$Ш_T = R_k + 0,5 \cdot Ш_x + b_n,$$

где  $R_k$ ;  $Ш_x$  – соответственно, радиус вращения хвостовой части кузова и ширины хода экскаватора, м;  $b_n=3$  м – ширина бермы между кромкой башмака и верхней бермой откоса трассы.

После подъема экскаватора и начала выполнения второго рабочего хода трасса подъема ликвидируется. Поэтому в расчетах учитывается время, как на создание трассы, так и на её ликвидацию.

После прохождения экскаватора по промежуточному навалу к вскрытому флангу, создается трасса спуска равного объема с трассой подъема. После спуска экскаватора она ликвидируется для сохранения вместимости второго яруса.

Время, затрачиваемое на создание и ликвидацию одной трассы подъема или спуска, определяется по формуле

$$t_{т.п} = \frac{2 \cdot V_{т.п}}{П_{см.т}},$$

где  $П_{см.т}$  – сменная производительность драглайна при создании трассы подъема, рассчитанная при  $\beta=90^\circ$ .

При выполнении второго рабочего хода угольный пласт находится вне зоны действия радиуса черпания драглайна, и поэтому добычные работы могут производиться так, как описано выше, или могут быть сдвинуты на более поздний срок, что не отразится на расчете продолжительности отработки заходки. Также не имеет значение начало буровых работ по начальному блоку смежной заходки, его заряданию и взрыванию. Главное, чтобы эти работы были завершены к моменту спуска экскаватора для выполнения первого рабочего хода по отработке смежной заходки. Поэтому продолжительность отработки заходки равна  $T_{зах} = t_{э.пэ(1)} + t_{пэ(2)} + 2 \cdot t_{т.п}$ .

Для схем экскавации с созданием трасс подъема (спуска) экскаватора рекомендуется определять общий коэффициент переэкскавации  $K_{пэ.об}$  [128].

$$K_{пэ.об} = K_{пэ} + \frac{4 \cdot V_{т.п}}{V_{бт} \cdot (1 - K_{сб})}$$

## 2.5. Некоторые закономерности влияния горнотехнических условий на показатели бестранспортной зоны

Для определения качественных и количественных закономерностей были выполнены расчеты в широком диапазоне исходных данных, характерных для угольных месторождений центрального Кузбасса:

- угол падения пласта от 0 до 9 градусов, мощность пласта от 4 до 12 м;
- длина стрелы драглайна от 50 до 100 м;
- емкость ковша от 5 до 40 м<sup>3</sup>,
- высота бестранспортного уступа от 15 до 45 м.

Общее количество рассмотренных вариантов схем экскавации при различных вариантах горно-геологических условиях составило около 400. Фрагмент расчетов представлен табл. 2.4.

Таблица 2.4

Фрагмент результатов расчета показателей технологических схем  
(ЭШ 10.70,  $\varphi = 8$  град.)

$H_{бт}$ , м	$P_{ср.см}$ м <sup>3</sup> /см	$P_{ср. год}$ , тыс. м <sup>3</sup> /год	$K_{сб}$	$T_{бт}$ , см	$v_{ф.бт}$ , м/год	$K_{пэ.об}$	$V_{бт.год}$ , тыс. м <sup>3</sup>	$V_{т.год}$ , тыс. м <sup>3</sup>
15	2520	1852	0,150	140	183	0,176	2664	10063
20	2506	1842	0,170	184	139	0,188	2652	7003
25	1655	1217	0,190	343	74,9	0,249	1752	3406
30	1737	1276	0,195	392	65,6	0,286	1838	2650
35	1384	1018	0,182	606	42,4	0,630	1415	1491
40	1592	1170	0,176	659	39,0	0,792	1507	1160

$H_{бт}$  – высота бестранспортного уступа;  $P_{ср.см}$  – средняя сменная производительность драглайна;  $P_{ср. год}$  – средняя годовая производительность драглайна;  $K_{сб}$  – коэффициент сброса;  $T_{бт}$  – время отработки бестранспортной заходки;  $v_{ф.бт}$  – скорость подвигания бестранспортного фронта работ;  $K_{пэ.об}$  – общий коэффициент переэкскавации;  $V_{бт.год}$  – годовой объем бестранспортной зоны;  $V_{т.год}$  – годовой объем транспортной зоны.

Анализ многовариантных расчетов показал, что высота бестранспортного уступа является управляющим фактором технологических показателей смешанной системы разработки. **Максимальная высота бестранспортного**

*уступа*, соответствующая полной вместимости двухъярусного отвала ( $H_{\text{бт}}^{\text{я}2.\text{max}}$ ) по условиям технических возможностей экскаватора и устойчивости внутреннего отвала, определяет границу перехода к схемам экскавации с отсыпкой трехъярусных отвалов.

В табл. 2.5 представлены данные о расчете *максимальной высоты бестранспортного уступа* ( $H_{\text{бт}}^{\text{я}2.\text{max}}$ ) эквивалентной полной вместимости двухъярусного отвала для схем экскавации. Более детальные результаты расчета опубликованы в нашей статье [51].

Таблица 2.5

Максимальная высота бестранспортного уступа при отсыпке двухъярусного отвала драглайнами различной рабочей массы

Угол падения, мощность ( $\varphi$ , град, т, м)	$H_{\text{бт}}^{\text{я}2.\text{max}}$ , м	Общий коэффициент пере- экскавации ( $K_{\text{пэ.об}}$ )
Драглайн ЭШ 10.70		
$\varphi=9^\circ$ , m=12 м	28	0,455
$\varphi=9^\circ$ , m=4 м	28	0,534
$\varphi=3^\circ$ , m=12 м	37	0,094
$\varphi=3^\circ$ , m=4 м	37	0,101
Драглайн ЭШ 20.90		
$\varphi=9^\circ$ , m=12 м	32	0,135
$\varphi=9^\circ$ , m=4 м	32	0,124
$\varphi=3^\circ$ , m=12 м	43	0,032
$\varphi=3^\circ$ , m=4 м	43	0,027
Драглайн ЭШ 20.55		
$\varphi=9^\circ$ , m=12 м	31	0,465
$\varphi=9^\circ$ , m=4 м	31	0,463
$\varphi=3^\circ$ , m=12 м	36	0,493
$\varphi=3^\circ$ , m=4 м	36	0,493

На основе обработки результатов расчетов показателей схем экскавации, построенных в графическом редакторе AutoCAD для различных схем экскавации, с достоверностью 0,87 установлена функциональная связь максимальной высоты бестранспортного уступа эквивалентной вместимости двухъярусного отвала ( $H_{\text{бт}}^{\text{я}2.\text{max}}$ ) с углом падения пласта ( $\varphi$ , град) и длиной стрелы экскаватора ( $L_{\text{ст}}$ , м):

$$H_{\text{бт}}^{\text{я2.max}} = \frac{(L_{\text{ст}}^2 - 188L_{\text{ст}} + 5550)\varphi^{1,1}}{2500} + 27,6 \cdot \exp(0,0056L_{\text{ст}}), \quad (2.1)$$

где  $\varphi$  угол наклона пласта, град.

Графическая зависимость, соответствующая результатам графоаналитических расчетов бестранспортных схем экскавации показана на рис. 2.25. Видно, что величина ( $H_{\text{бт}}^{\text{я2.max}}$ ) увеличивается по мере увеличения длины стрелы  $L_{\text{ст}}$ . Меньшим значениям угла падения пласта  $\varphi$  также соответствуют большие значения высоты уступа ( $H_{\text{бт}}^{\text{я2.max}}$ ).

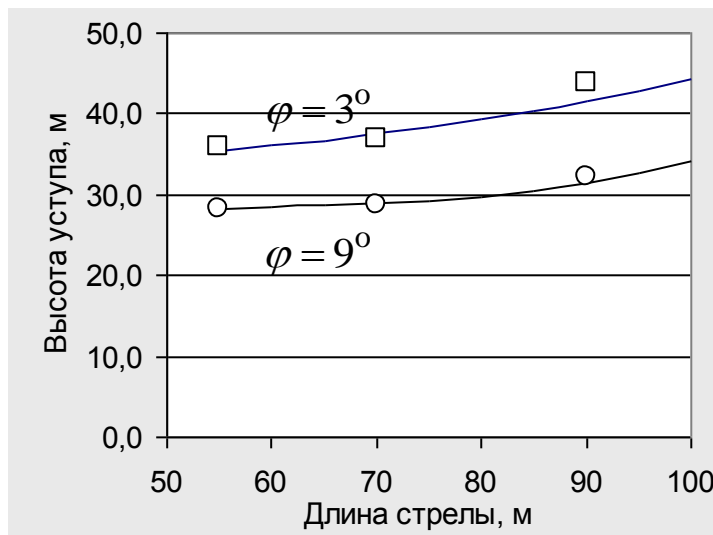


Рис. 2.25. Влияние длины стрелы драглайна на максимальную высоту бестранспортного уступа при двухъярусном отвале

### ***Коэффициент переэкскавации.***

Эффективность бестранспортной технологии во многом зависит от основного показателя схем экскавации – общего коэффициента переэкскавации. В условиях разработки пологих пластов коэффициент переэкскавации зависит от высоты обрабатываемого уступа, угла залегания пласта и отличается жесткой технологической взаимосвязью между горно-геологическими условиями месторождения и рабочими параметрами драглайна.

Многовариантные графоаналитические расчеты показывают, что для всех моделей шагающих экскаваторов-драглайнов зависимость коэффициента переэкскавации от высоты бестранспортного уступа не является непрерывной. Разрывы этой функциональной зависимости имеют место при пере-

ходе от схем с отсыпкой одноярусных отвалов к схемам с двухъярусными отвалами, а также при переходе от схем с отсыпкой двухъярусных отвалов к схемам с трехъярусными отвалами.

При этом если в первом случае скачок коэффициента переэкскавации составляет менее 5 % от общего объема вскрыши, то во втором случае имеет место кратное увеличение коэффициента переэкскавации более, чем в два раза. На рис. 2.26 представлены примеры расчетных значений коэффициента переэкскавации от высоты бестранспортного уступа для различных моделей драглайнов – при переходе от схем с отсыпкой двухъярусных отвалов к схемам с трехъярусными отвалами коэффициент переэкскавации увеличивается не менее чем в два раза.

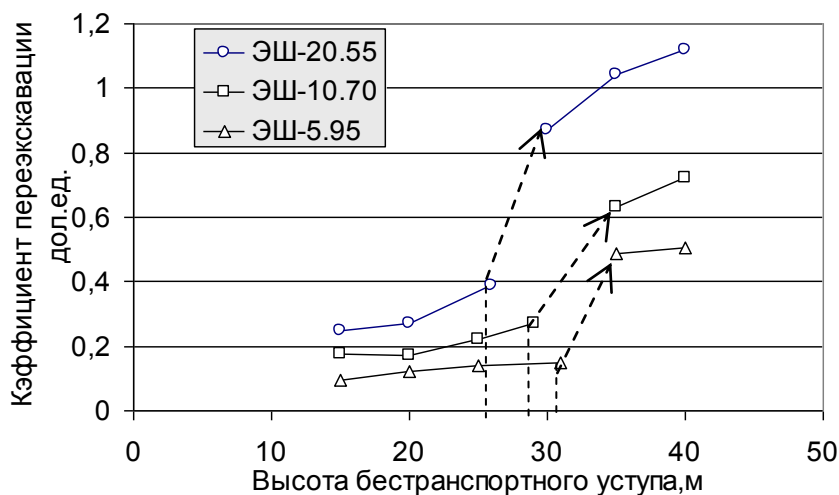


Рис. 2.26. Расчетные значения коэффициента переэкскавации от высоты бестранспортного уступа для различных моделей драглайнов

По результатам расчетов была получена следующая формализация общего коэффициента переэкскавации в виде кусочно-непрерывной функции:

$$k_{\text{ПЭ}} = \begin{cases} \left( \frac{2H_{\text{бт}}^2 - 90H_{\text{бт}} + 123}{1000} \right) (0,415 - 0,003L_{\text{ст}})(m + \varphi)^{0,25} & \text{при } H_{\text{бт}} < H_{\text{бт}}^{\text{я2.max}} \\ 1,73 \exp(-0,014L_{\text{ст}} + 0,015(H_{\text{бт}} - H_{\text{бт}}^{\text{я2.max}})) & \text{при } H_{\text{бт}} \geq H_{\text{бт}}^{\text{я2.max}} \end{cases} \quad (2.2)$$

На рис. 2.27 показана аппроксимация кусочно-непрерывной зависимостью коэффициента переэкскавации от высоты бестранспортного уступа для

экскаватора ЭШ 10.70. Резкое увеличение коэффициента переэкскавации имеет место при переходе от схем экскавации с отсыпкой двухъярусного отвала к схемам экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала.

Данный факт имеет существенно важное значение по двум причинам. Во-первых, увеличение высоты бестранспортного уступа до значения эквивалентного вместимости трехъярусного отвала характеризуется увеличением числа этапов разработки и перевалки породы, усложнением технологической взаимосвязи между ними. Во-вторых, в связи с кратным увеличением коэффициента переэкскавации возникают предпосылки считать, что затратные показатели разработки бестранспортной зоны при трехъярусном отвалообразовании также возрастут.

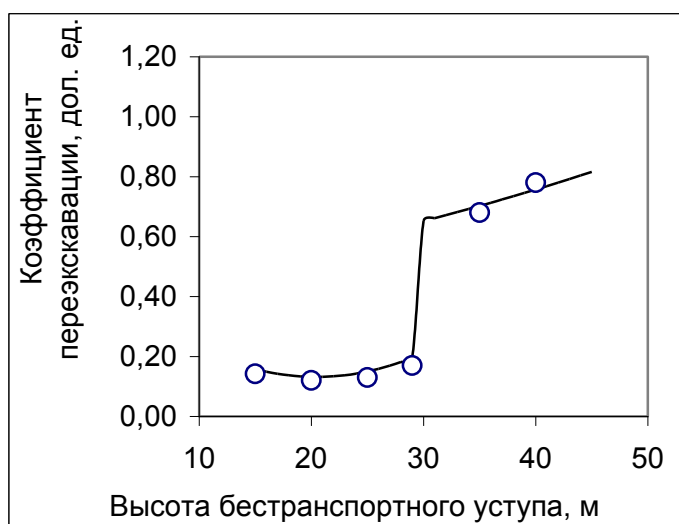


Рис. 2.27. Характерная зависимость коэффициента переэкскавации от высоты бестранспортного уступа (ЭШ 1070)

**Скорость подвигания** фронта работ является технологическим показателем, который определяет производительность схемы по полезному ископаемому. Очевидно, что скорость подвигания пропорциональна вместимости ковша экскаватора и обратно пропорциональна общему объему выполненных экскаватором работ, который характеризуется величиной  $1 + k_{пэ}$ . На рис. 2.28 показана взаимная связь между величинами  $v_{ф} / E$  и  $1 + k_{пэ}$  на основе расчетных данных, полученных графоаналитическими расчетами.

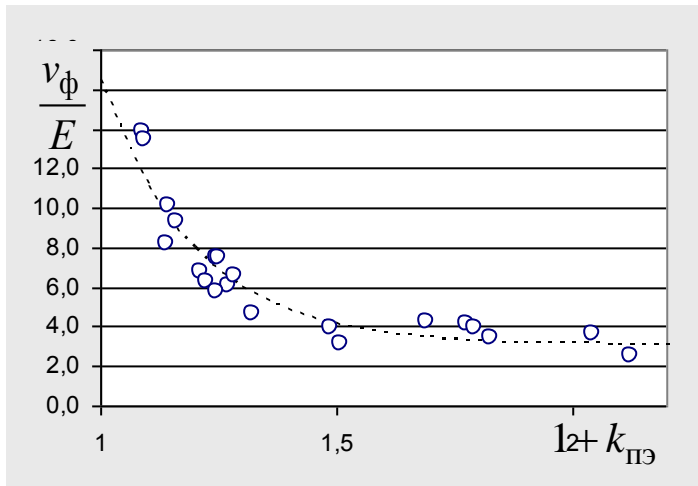


Рис. 2.28. Взаимная связь между величинами  $v_{\phi} / E$  и  $1 + k_{пэ}$

Аппроксимация данных с достоверностью 0,83 определяет скорость подвигания  $v_{\phi}$  (м/год) в виде формулы

$$v_{\phi} = E \cdot \left( 3 + 2000 \cdot e^{-5 \cdot (1 + k_{пэ})} \right), \quad (2.3)$$

где  $E$  – вместимость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;  $k_{пэ}$  – коэффициент переэкскавации, дол. ед.

На рис. 2.29 показаны расчетные зависимости скорости подвигания фронта работ от коэффициента переэкскавации при различных значениях емкости ковша экскаватора в соответствии с формулой 2.26. При рассматриваемых параметрах экскаваторов при переходе от двух- к трехъярусному отвалу коэффициент переэкскавации скачкообразно увеличивается в 2 – 3 раза. (см. рис. 2.29). При этом скорость подвигания фронта работ уменьшается в 1,5 – 2,0 раза.

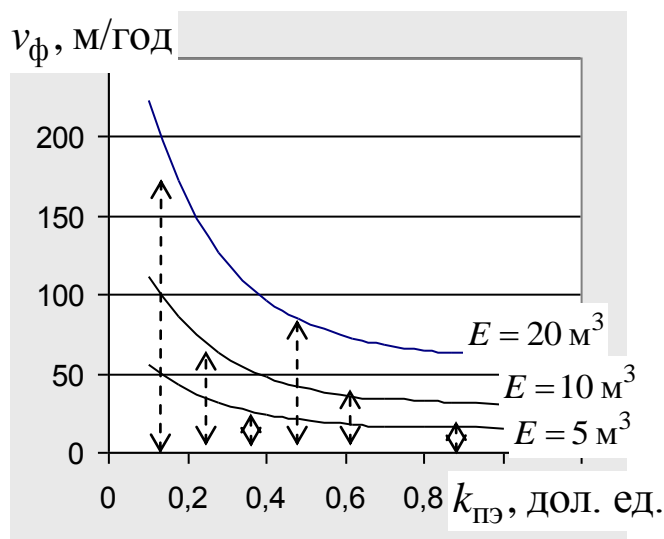


Рис. 2.29. Расчетная зависимость скорости подвигания фронта работ от коэффициента переэкскавации при различных значениях емкости ковша экскаватора



На этом основании сформулировано научное положение – *по мере увеличения высоты бестранспортного уступа при переходе к схемам экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала в связи с необходимостью создания промежуточного навала и трасс подъема на ярусы отвала имеет место резкое увеличение общего коэффициента переэкскавации, усложнение организации работ, которые обуславливают снижение скорости подвигания фронта работ в 1,5 – 2,0 раза по сравнению со схемами с отсыпкой двухъярусного отвала.*

## **Выводы**

1. Анализ структур схем экскавации применяемых на разрезах Кузбасса для разработки бестранспортных вскрышных уступов в широком диапазоне их высоты (15-45 м) показал, что схемы целесообразно систематизировать по числу отсыпаемых отвальных ярусов (одно-, двух- и трехъярусные), что отражает взаимосвязь объема уступа с вместимостью внутреннего отвала. Вместимость отвала в свою очередь зависит от величины разгрузочных параметров драглайна, угла наклона основания отвала (равного углу падения пласта) и условий его устойчивости. Систематизация увязывает комплекс факторов, определяющих структуры схем экскавации.

2. При математическом моделировании технологических показателей схем экскавации основной переменной величиной является высота бестранспортного уступа, при увеличении которой изменяется структура схемы экскавации. Поэтому математическая модель должна включать логический механизм идентификации вида структуры схемы в зависимости от заданной высоты уступа.

3. Основной задачей идентификации схем экскавации является определение вместимости отвала с учетом разгрузочных параметров драглайна, места его установки при работе, угла наклона основания отвала, генерального (общего) угла откоса отвала и ширины заходки.

4. Технологические показатели схемы экскавации, определяющие ее эффективность, включают в себя: коэффициент переэкскавации горной массы в профиле горных работ и общий коэффициент переэкскавации, годовую скорость подвигания бестранспортного фронта, годовую полезную производительность драглайна.

5. Многовариантные графоаналитические расчеты показывают, что для всех моделей драглайнов зависимость общего коэффициента переэкскавации от высоты бестранспортного уступа не является непрерывной. Разрывы этой функциональной зависимости имеют место при переходе от схем с отсыпкой одноярусных отвалов к схемам с двухъярусными отвалами, а также при переходе от схем с отсыпкой двухъярусных отвалов к схемам с трехъярусными отвалами.

При этом если в первом случае скачок коэффициента переэкскавации составляет менее 5 % от общего объема вскрыши, то во втором случае имеет место кратное увеличение коэффициента переэкскавации более, чем в два раза.

6. По мере увеличения высоты бестранспортного уступа при переходе к схемам экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала имеет место резкое увеличение коэффициента переэкскавации, которое обуславливает снижение скорости подвигания фронта работ в 1,5 – 2 раза по сравнению со схемами с двухъярусными отвалами.

### **3. Горно-геометрический анализ карьерных полей, разрабатываемых по смешанной системе**

#### **3.1. Определение конечной глубины карьерного поля и балансовых запасов угля**

Для экономической оценки вариантов при решении поставленной в исследовании оптимизационной задачи (обоснование рационального соотношения объемов транспортной и бестранспортной вскрыши) необходимо знать календарное распределение годовых объемов вскрыши и добычи за весь период эксплуатации разреза.

Следовательно, необходимо при расчете вариантов определить конечную глубину карьерного поля, от которой зависят: объем запасов угля, объем удаляемых вскрышных пород и другие характеристики карьера (производственная мощность, срок существования, режим горных работ, комплексная механизация).

В настоящее время в практике открытых горных работ принято определять конечную глубину карьера при равенстве текущего коэффициента вскрыши ( $K_{в.т}$ ) граничному ( $K_{гр}$ ). т.е.  $K_{в.т} = K_{гр}$  [129, 133].

Определение граничного коэффициента вскрыши, как экономического показателя не входит в задачу исследования. Его обоснование является самостоятельной сложной задачей, выполняющейся при проектировании карьера, и предусматривает возможность изменения его значения при реконструкции разреза. Поэтому в исследовании граничный коэффициент вскрыши принимается исходя из следующих соображений.

В теоретических положениях определения конечной глубины карьера [129, 133] отмечается, что при применении бестранспортной и транспортной технологий (углубочно-сплошная система разработки) граничный коэффициент вскрыши может достигать 20-25 м<sup>3</sup>/т, при применении только транспортной технологии значение коэффициента не превышает 8-10 м<sup>3</sup>/т.

В практике проектирования разрезов Кузбасса граничный коэффициент вскрыши принимают в пределах 10-12 м<sup>3</sup>/т. На практике при разработке по-

логих пластов по углубочно-сплошной системе на месторождениях центрального Кузбасса максимальный текущий коэффициент вскрыши достигает значений 9,3-12,3 м<sup>3</sup>/т. Однако, при отработке некоторых пластов граничный коэффициент вскрыши достигает 18-20 м<sup>3</sup>/т (например, пл. Шурфовой, разрез «Моховский»).

В исследовании при расчетах принимаем значение граничного коэффициента вскрыши согласно проектной практике равным 11,5 м<sup>3</sup>/т. При использовании предлагаемой методики значение коэффициента можно принимать больше или меньше принятого.

В работе [133] отмечается, что при углубочно-сплошной системе разработки (комбинированной системы разработки по классификации Н.В. Мельникова) граничный коэффициент вскрыши ( $K_{гр}$ ) равен

$$K_{гр} = K_{в.бт} + K_{в.тр},$$

где  $K_{в.бт}$  – текущий коэффициент вскрыши для бестранспортного уступа, м<sup>3</sup>/т;  $K_{в.тр}$  – предельный коэффициент вскрыши для верхних уступов (транспортная зона), м<sup>3</sup>/т.

Коэффициент ( $K_{в.тр}$ ) равен

$$K_{в.тр} = K_{гр} - K_{в.бт}.$$

Коэффициент ( $K_{в.бт}$ ) равен (плоское решение задачи) [133]

$$K_{в.бт} = \frac{H_{бт}}{m \cdot \gamma_y},$$

где  $\gamma_y$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

В исследовании при назначении вариантов задается, как отмечалось выше, граничный коэффициент вскрыши и высота бестранспортного уступа (бестранспортной зоны).

Для определения максимальной высоты транспортной зоны ( $H_{тр}$ ) и предельной глубины карьерного поля ( $H_k$ ) рассмотрим схему расчета текущих коэффициентов вскрыши по зонам (плоское решение задачи), показанную на рис. 3.1.

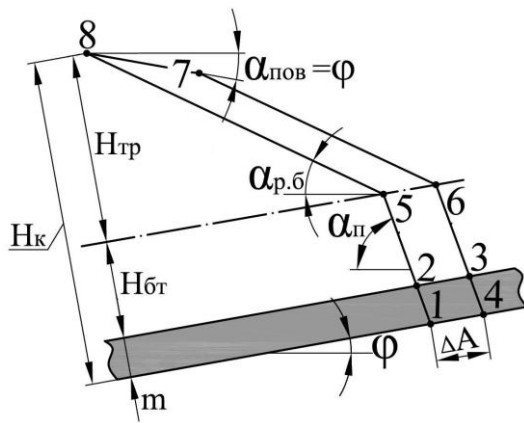


Рис. 3.1. Схема к расчету текущих коэффициентов вскрыши

На схеме обозначено:  $\alpha_{р.б}$  – угол наклона борта погашения, градусы;  $\Delta A$  – элементарный шаг подвигания фронта работ, м.

Текущими объемами (на один метр фронта работ) являются: уголь (сечение 1-2-3-4), бестранспортная вскрыша (сечение 2-3-6-5) и транспортная вскрыша (сечение 5-6-7-8).

Тогда при условии  $K_{в.т} = K_{тр}$

$$K_{тр} = \frac{H_{бт} \cdot \Delta A + H_{тр} \cdot \Delta A}{m \cdot \Delta A \cdot \gamma_y} = \frac{H_{бт} + H_{тр}}{m \cdot \gamma_y} = \frac{H_{бт}}{m \cdot \gamma_y} + \frac{H_{тр}}{m \cdot \gamma_y};$$

$$K_{в.т} = \frac{H_{тр}}{m \cdot \gamma_y}.$$

Тогда

$$H_{тр} = m \cdot \gamma_y \cdot (K_{тр} - K_{в.бт});$$

$$H_{к} = H_{бт} + (K_{тр} - K_{в.бт}) \cdot m \cdot \gamma_y.$$

Запасы угля в карьерном поле ( $Q_{кл}$ ) определяются согласно схеме представленной на рис. 3.2, расчетные формулы приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Формулы для определения запасов угля

$$Q_{кл} = L_m \cdot (B_{нл} - 0,5 \cdot m \cdot ctg(\alpha_{нов} + \phi)) \cdot m \cdot \gamma_y,$$

$$\text{где } L_m = L_d + m \cdot ctg \alpha_n;$$

$$B_{нл} = H_k \cdot [ctg(\alpha_{нов} + \phi) - ctg(\alpha_{ноз} + \phi)] - \frac{m_n}{\sin(\alpha_{нов} + \phi)}.$$

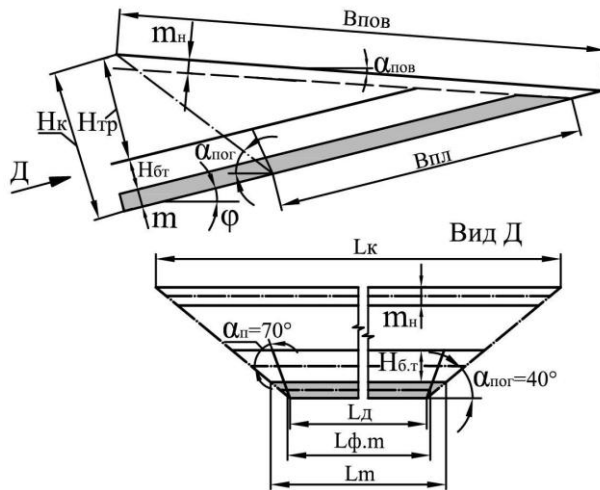


Рис. 3.2. Схема к расчету запасов угля в карьерном поле

На схеме обозначено:  $L_d$  – длина карьерного поля по дну, м;  $L_m$  – средняя длина угольного пласта, м;  $B_{пл}$  – ширина пласта по его почве в карьерном поле, м.

Произведены расчеты объемов  $Q_{кп}$  в зависимости от мощности пластов и углов их залегания в пределах области их статистических значений. Результаты расчетов приведены в табл. 3.2.

Таблица 3.2  
Запасы угля в карьерном поле

Исходные данные:  $K_{гр}=11,5 \text{ м}^3/\text{т}$ ;  $H_{б.т}=35\text{м}^*$ ;  $m_n=6 \text{ м}$ ;  $\alpha_{пов}=5^\circ$ ;  $\alpha_{пог}=40^\circ$ ;  $\alpha_{п}=70^\circ$ .

φ, град	m, м	H <sub>к</sub> , м	V <sub>д</sub> , м	Запасы угля (Q <sub>кп</sub> ), млн.т		
				Длина карьерного поля, м**		
				800	1000	1200
4	4	62	742	3,1	3,9	4,8
	9	140	1785	16,7	20,8	26
8	4	62	348	1,5	1,8	2,3
	9	140	840	7,8	9,6	12,3

\*Значение  $H_{б.т}$  принято на основе анализа параметров карьерных полей в данной диссертации.

\*\*Длина карьерных полей принималась исходя из практики разрезов центрального Кузбасса и с учетом рекомендаций [112] по длине фронта работ на один драглайн.

По результатам расчетов дана ориентировочная оценка годовой производительности по углю перспективных участков, годовых объемов бестранспортной вскрыши и рекомендуемых моделей драглайнов. При анализе учитываются следующие положения.

При проектировании обоснование годовой производительности разреза по полезному ископаемому устанавливается по соотношению между годовой

производительностью и минимальным сроком службы [129, 133]. Далее по величине годовой производительности участка можно ориентировочно установить необходимую модель драглайна. Для этого находится текущий коэффициент вскрыши при разработке бестранспортного уступа ( $K_{в.бт}$ ). Тогда годовая производительность драглайна по вскрыше ( $\Pi_{г.эш}$ ) равна [133].

$$\Pi_{г.эш} = \frac{Q_{г}}{\gamma_{у}} \cdot K_{в.бт} \cdot$$

Проведенные ранее в диссертации расчеты производительности драглайна позволяет дать оценку вместимости ковша ( $E$ ) и длине стрелы ( $L_{ст}$ ).

На основе этих положений, а также с учетом опыта работы разрезов центрального Кузбасса по результатам расчетов сделано следующее заключение.

Как видно из расчетов (табл. 3.2) запасы угля в карьерных полях участков варьируются в широких пределах от 1,5 млн.т до 26 млн.т.

При запасах 1,5-3 млн. т и сроке службы участка 5-8 лет годовая производительность по углю может составлять 0,3-0,6 млн.т.

При  $K_{в.бт}=4,6 \text{ м}^3/\text{т}$  годовой объем бестранспортной вскрыши составит 1-2 млн.м<sup>3</sup>. Для выполнения таких объемов необходимы экскаваторы с вместимостью ковша 6-10 м<sup>3</sup> и длиной стрелы 45-60 м (например, ЭШ 6,5.45, ЭДГ 8,55, ЭШ 11.70).

При запасах 5-10 млн.т и сроке службы участка 10-15 лет годовая производительность по углю может составлять 0,5-1 млн.т.

При  $K_{в.бт}=2-4,6 \text{ м}^3/\text{т}$  (в зависимости от мощности пласта) годовой объем бестранспортной вскрыши составит 1-3,4 млн.м<sup>3</sup>.

Для выполнения этих объемов нужны экскаваторы с вместимостью ковша 6-20 м<sup>3</sup> и длиной стрелы 55-90 м. Драглайны перечисленные выше, а также ЭШ 15.90Б и ЭШ 20.90.

При запасах 12-17 млн. т и сроке службы участка 15-20 лет годовая производительность по углю может составлять 0,8-1,1 млн.т.

При значениях  $K_{в.бт}=2-4,6$  м<sup>3</sup>/т годовой объем бестранспортной вскрыши составит 1,2-3,7 млн. м<sup>3</sup>.

Потребуется экскаваторы с вместимостью ковша от 10-11 м<sup>3</sup> до 20-25 м<sup>3</sup> и длиной стрелы 70-90 м (например, ЭШ 10.70, ЭШ 11.70, ЭШ 11.75, ЭШ 15.90Б, ЭШ 20.90, ЭШ 25.90).

При запасах 20-26 млн.т и сроке службы участка 20-25 лет годовая производительность по углю может составлять 1-1,3 млн.т. При значениях  $K_{в.бт}=2-4,6$  м<sup>3</sup>/т годовой объем бестранспортной вскрыши составит 1,5-4,3 млн. м<sup>3</sup>. Потребуется экскаваторы с вместимостью ковша 10-25 м<sup>3</sup> и длиной стрелы 70-90 м. Экскаваторы перечислены выше.

Перечень необходимых моделей драглайнов показывает, что модельный ряд драглайнов отечественного производства отвечает потребностям участков перспективной разработки на месторождениях центрального Кузбасса.

### **3.2. Исследование режима горных работ**

Режим горных работ – это последовательность выполнения вскрышных и добычных работ в карьерном поле, определенная по объемам, местами проведения и календарным срокам [133].

По классической теории режим горных работ устанавливается в две стадии:

– на первой выполняется горно-геометрический анализ залежи с построением сводного графика режима горных работ (график объемов полезного ископаемого, график вскрышных работ и график текущего коэффициента вскрыши), производится его анализ;

– на второй производится преобразование (трансформация) графиков горно-геометрического анализа (сводного графика режима горных работ) в календарные графики.

Теоретические основы горно-геометрического анализа карьерных полей заложены в работах Шешко Е.Ф., Ржевского В.В., Арсентьева А.И., Хохрякова В.С. и др. [6, 129, 133, 111, 112]. Согласно им при выполнении горно-



геометрического анализа пологих залежей на геологическом разрезе или профиле вычерчивается ряд положений фронта работ (этапов) через определенные интервалы его подвигания по падению пласта.

Согласно [129] ширину этапов рекомендуется принимать в пределах 20-50 м. Однако при выборе ширины этапов необходимо учесть, что для упрощения дальнейших расчетов, в том числе при определении параметров и показателей схем экскавации, предпочтительно иметь её равной ширине бестранспортной заходки.

Ширина бестранспортной заходки согласно [126], по условию рационального использования вместимости отвала находится в пределах  $(0,42 \div 0,6) \cdot R_{\text{ч}}$ , где  $R_{\text{ч}}$  – радиус черпания драглайна, м.

Поскольку радиус черпания составляет 0,92-0,95 от длины стрелы ( $L_{\text{ст}}$ ), то можно принимать ширину этапов равную ширине бестранспортной заходки в зависимости от длины стрелы предполагаемого к применению драглайна (табл. 3.3).

Таблица 3.3  
Рекомендуемые значения ширины этапов (А)

Длина стрелы драглайна ( $L_{\text{ст}}$ ), м	Ширина этапов (А), м
45-70	30-36
70-80	32-45
80-85	35-50
90-100	40-55

В публикациях отсутствуют материалы по методологии проведения горно-геометрического анализа карьерных полей разрабатываемых по углубочно-сплошной системе.

В данной работе на примере показаны практические приёмы проведения такого анализа.

Прежде всего, необходимо отметить, что ведущей технологией является бестранспортная, так как уступ, отрабатываемый по бестранспортной технологии, располагается непосредственно над угольным пластом и от интенсивности его разработки зависит скорость подготовки пласта к выемке, то

есть годовая производительность разреза по добыче (участка, блока). Поэтому горно-геометрический анализ следует начинать с назначения этапов по бестранспортному слою.

### Пример проведения горно-геометрического анализа.

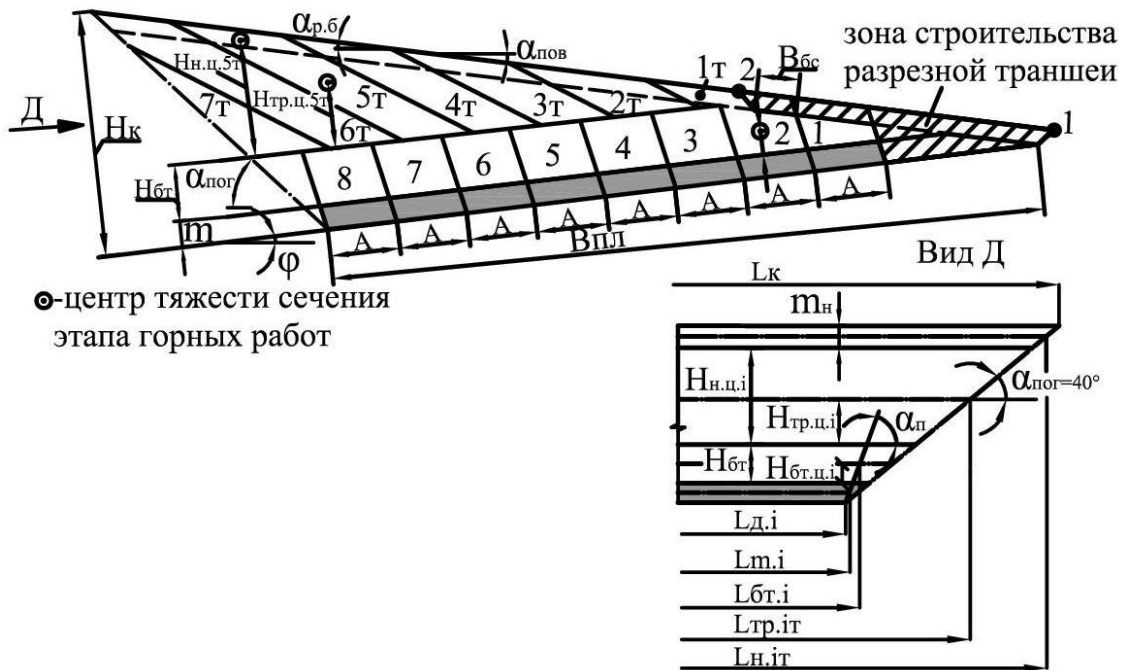


Рис. 3.3 . Схема горно-геометрического анализа карьерного поля при его разработке по углубочно-сплошной системе (залежь с одним пологим пластом)

1. Геологические параметры залежи: мощность наносов  $m_n=7$  м, угол наклона дневной поверхности  $\alpha_{пов}=5^\circ$ .

2. Исходные даны для расчетов и геометрических построений: плотность угля  $\gamma_y=1,35$  т/м<sup>3</sup>; угол погашения борта карьера  $\alpha_{пог}=40^\circ$ ; угол откоса бестранспортного уступа  $\alpha_n=70^\circ$ ; угол откоса бестранспортного уступа по наносам  $\alpha_n=45^\circ$ ; ширина бермы по наносам  $b_n=6$  м; угол наклона рабочего борта транспортной зоны  $\alpha_{р.б}=25^\circ$ .

3. Главные параметры карьерного поля, рассчитанные по приведенной выше методике: текущий коэффициент вскрыши при разработке бестранспортного уступа  $K_{в.бт}=3,1$  м<sup>3</sup>/т. Глубина карьерного поля  $H_k=97$  м. Средняя длина угольного пласта  $L_m=802$  м. Ширина пласта по его почве в карьерном поле  $V_{пл}=301$  м. Запасы угля в карьерном поле  $Q_{кп}=1,87$  млн. м<sup>3</sup>.

#### 4. Выбор ширины этапов (ширины бестранспортной заходки).

Как отмечается выше при запасах в 1,87 млн.т разработка бестранспортного уступа производится драглайнами с длиной стрелы 45-60 м.

Тогда согласно табл. 3.2 ширину этапов можно принять в пределах 30-36 м, принимаем  $A=30$  м.

#### **Выполнение горно-геометрического анализа.**

Осуществляется построение профиля карьерного поля (рис. 3.3). Принимается, что при горно-геометрическом анализе рассматривается только эксплуатационный период разработки карьерного поля, начинающийся с момента сдачи разреза в эксплуатацию.

Начиная от нижней бровки борта погашения в сторону выхода пласта по бестранспортному слою под рабочим углом откоса  $\alpha_{\text{п}}=70^\circ$  откладываются этапы шириной  $A=30$  м. Ширина разрезной траншеи составляет 30-50 м.

В рассматриваемом примере 8 этапов.

Этапы по бестранспортному слою обозначаются буквой «i» ( $i=1, 2, 3...8$ ) и отсчитываются от зоны проходки разрезной траншеи (рис. 3.3).

За период строительства разреза проходится разрезная траншея и удаляются наносы в зоне выхода пласта от точки 1 до точки 2. Ширина бермы по наносам ( $B_{\text{бс}}$ ) составляет 15 м, берма необходима для установки бурового станка для бурения скважин последнего ряда по первой бестранспортной заходки.

При строительстве добывается также уголь в зоне расположения разрезной траншеи (попутная добыча). Запасы угля этапов ( $Q_3$ ) отрабатываются за период эксплуатации карьера и составляют

$$Q_3 = i \cdot m \cdot L_m \cdot A \cdot \gamma_y \cdot 10^{-6} = 1,55 \text{ млн. т.}$$

Запасы угля попутной добычи при строительстве разреза ( $Q_{\text{п.д}}$ ) равны

$$Q_{\text{п.д}} = Q_{\text{к.п}} - Q_3 = 0,32 \text{ млн. т.}$$

Назначение этапов в транспортной зоне основывается на организационной взаимосвязи разных технологий по зонам. Взаимосвязь показана на

примере отработки двух последних бестранспортных заходок (этапы 7 и 8), показанных на рис. 3.4-а, б.

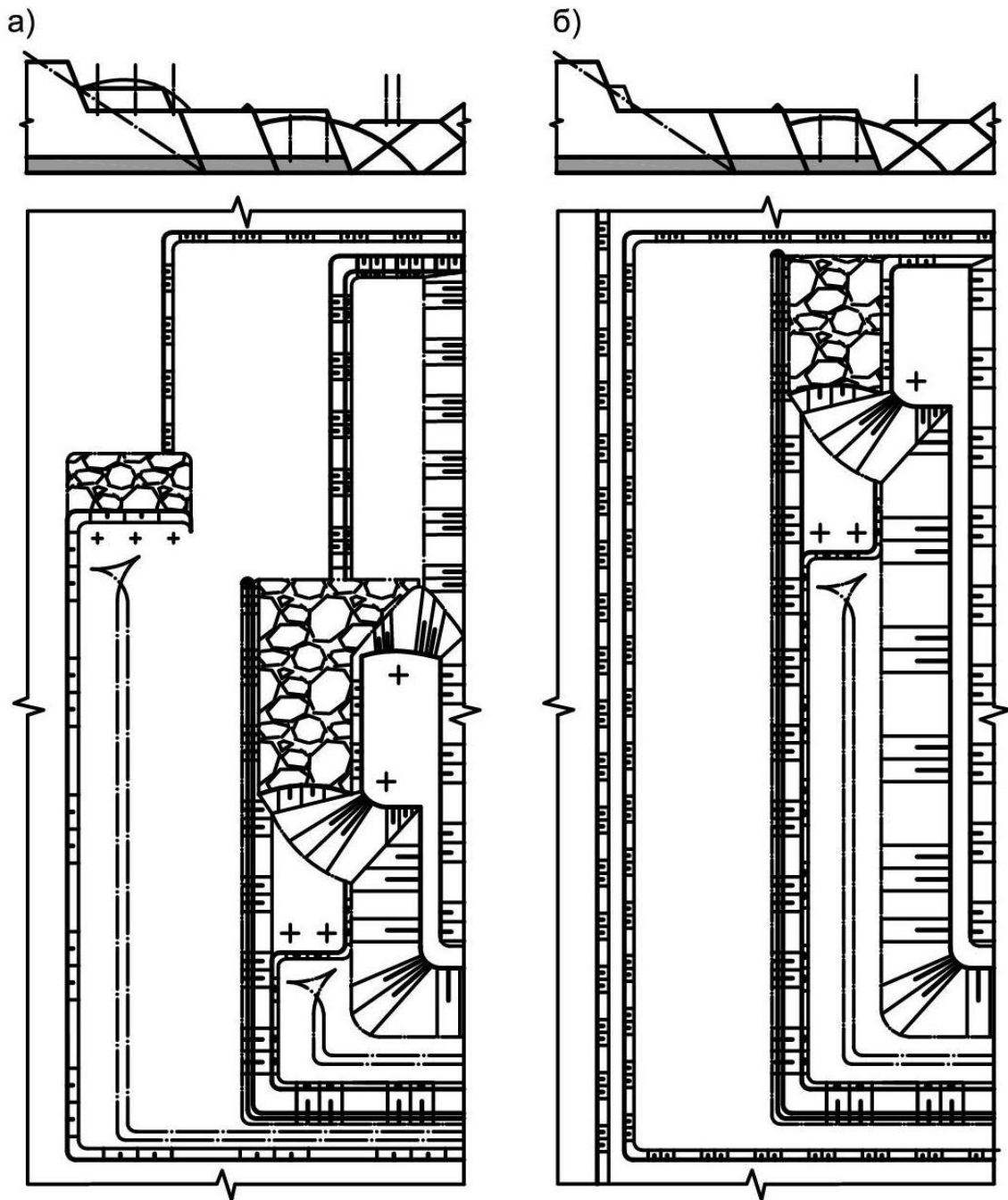


Рис. 3.4 . Разработка двух последних заходок по бестранспортному слою: а – предпоследней заходки; б – последней

На рис. 3.4-а показан этап разработки предпоследней заходки по бестранспортному слою (разработка развала первого породного блока и обустройство смежного) и параллельная выемка последнего транспортного уступа.

Между этапами оставляют площадку необходимую для установки бурового станка при бурении по бестранспортной заходки последнего ряда наклонных скважин.

Как видно из рис. 3.4-а, транспортная зона (граница – кромка развала нижнего транспортного уступа) должна быть смещена по разрабатываемому бестранспортному уступу), как минимум на ширину площадки необходимой для установки бурового станка при бурении последнего ряда скважин. Ширина площадки ( $B_{бс}$ ) зависит от модели бурового станка и находится в пределах 13-15 м.

На рис. 3.4-б показан переход горных работ на отработку последней бестранспортной заходки: дорабатывается развал породы последнего породного блока по предпоследней заходке, и начинается обустройство первого блока последней бестранспортной заходки. К этому моменту транспортная зона должна быть полностью отработана. Таким образом, транспортная зона отработывается в более сжатые сроки на период равный времени отработки бестранспортной заходки. Поэтому число этапов по транспортной зоне на единицу меньше, чем по бестранспортной.

Этапы в транспортной зоне откладываются под углом наклона рабочего борта ( $\alpha_{р.б}$ ) и обозначаются индексом «Т»:  $i_T = 1_T, 2_T, \dots$ . Порядок этапов по зонам показан в табл. 3.4.

Таблица 3.4  
Этапы по зонам карьерного поля

Зона	Наименование этапа							
Бестранспортная	1	2	3	4	5	6	7	8
Транспортная	$1_T$	$2_T$	$3_T$	$4_T$	$5_T$	$6_T$	$7_T$	-

Расчет объемов вскрыши и угля по зонам и этапам карьерного поля производится отдельно с выделением элементов по виду горных пород: наносы, коренная порода и уголь, поскольку удельные затраты на их разработку различные и это необходимо учитывать при экономической оценке вариантов.

Объем элемента ( $V$ ) рассчитывается как произведение его протяженности ( $L$ ), измеряемой по центрам тяжести сечений элемента на его флангах, на площадь сечения ( $S$ ). Площадь сечения ( $S$ ) или вычисляется аналитически для правильных многоугольников или определяется в редакторе «AutoCad» для сложных геометрических форм при построении чертежа горно-геометрического анализа.

Протяженность элемента ( $L$ ) зависит от длины карьерного поля по дну ( $L_d$ ), угла погашения борта в торцах ( $\alpha_{\text{пог}}$ ) и положения по высоте центра тяжести сечения ( $H_{\text{ц}}$ ) относительно базовой плоскости. Параметр ( $H_{\text{ц}}$ ) определяется при выполнении чертежа горно-геометрического анализа. Учет протяженности элементов позволяет определить объемы вскрыши и угля в торцах карьерного поля. Такой методический подход повышает точность расчетов, так как в зависимости от глубины карьерного поля, длины фронта работ и угла залегания пласта (-ов) объем торцов составляет 6–14% от общего объема карьера.

Ниже приведен перечень выделенных элементов по этапам и зонам с указанием необходимых для расчетов определяющих параметров и соответствующей индексации:

- пласт ( $L_{m,i}$ , м;  $S_{m,i}$ , м<sup>2</sup>;  $V_{m,i}$ , м<sup>3</sup>);
- бестранспортный уступ (коренная порода):  $H_{\text{бт.ц}i}$ , м;  $L_{\text{бт.}i}$ , м;  $S_{\text{бт.}i}$ , м<sup>2</sup>;  $V_{\text{бт.}i}$ , м<sup>3</sup>); как пример на рис. 3.3 для этапа  $i = 2$  положение центра тяжести сечения бестранспортного уступа обозначено как  $H_{\text{бт.ц}2}$ , м;
- транспортная зона (вместе наносы и коренная порода):  $H_{\text{тр.ц}i}$ , м;  $L_{\text{тр.}i}$ , м;  $S_{\text{тр.}i}$ , м<sup>2</sup>;  $V_{\text{тр.}i}$ , м<sup>3</sup>; как пример, на рис. 3.3 для этапа  $i_T = 5$  положение центра тяжести сечения транспортной зоны обозначено  $H_{\text{тр.ц}5T}$ ;
- наносы :  $H_{\text{н.ц}i}$ , м;  $L_{\text{н.}i}$ , м;  $S_{\text{н.}i}$ , м<sup>2</sup>;  $V_{\text{н.}i}$ , м<sup>3</sup>; как пример, на рис. 3.3 для этапов  $i_T = 5$  положение центра тяжести сечения наносов обозначено  $H_{\text{н.ц}5T}$ .

В таблице 3.5 и 3.6 приведены формулы для расчета параметров элементов этапов.

Таблица 3.5  
Формулы расчета длины и сечения элементов этапов

Протяженность элементов
1. $L_{m,i} = L_{д,i} + m \cdot ctg\alpha_n$ .
2. $L_{бр,i} = L_{д,i} + (2m + H_{бр,i}) \cdot ctg\alpha_n$ .
3. $L_{тр,i} = L_{д,i} + (2m + 2H_{бр,i} + H_{тр,цйт}) \cdot ctg\alpha_n$ .
4. $L_{н,ит} = L_{д,i} + (2m + 2H_{бр,i} + H_{нт,цйт}) \cdot ctg\alpha_n$ .
7. $S_{m,i} = m \cdot B_3$ .
8. $S_{бр,i} = H_{бр,i} \cdot B_3$ .
10. $S_{тр,ит}$ – площадь сечения элементов транспортной зоны определяется при выполнении чертежа.
12. $S_{н,ит}$ – площадь сечения элементов по наносам для первого этапа ( $S_{н,1т}$ ) и последнего ( $S_{н,ит}$ ) определяются при выполнении чертежа, а остальных как $S_{н,ит} = \frac{m_n \cdot B_3 \cdot \sin(\alpha_{р,б} + \varphi)}{\sin(\alpha_{р,б} - \alpha_{пов})}$ .

Таблица 3.6  
Формулы расчета объема угля и вскрыши по элементам этапа

$V_{m,i} = S_{m,i} \cdot L_{m,i}$ .
$V_{бр,i} = S_{бр,i} \cdot L_{бр,i}$ .
$V_{тр,ит} = S_{тр,ит} \cdot L_{тр,ит}$ .
$V_{н,ит} = S_{н,ит} \cdot L_{н,ит}$ .
$V_{к.п,ит} = V_{в.тр,ит} - V_{н,ит}$ .
$Q_{m,i}$ – запасы угля
Всего вскрыши по сопряженным этапам транспортной и бестранспортной зон ( $V_{i,ит}$ ) $V_{i,ит} = V_{бр,i} + V_{тр,ит}$
Текущий коэффициент вскрыши по этапам бестранспортной зоны ( $K_{в.бр,i}^0$ ) (объемное решение) $K_{в.бр,i}^0 = \frac{V_{бр,i}}{Q_{m,i}}$
Текущий коэффициент вскрыши по сопряженным этапам ( $K_{в,i}^0$ ) $K_{в,i,иф}^0 = \frac{V_{i,ит}}{Q_{m,i}}$

Определение объемов вскрыши по карьерному полю.

Объем коренных пород бестранспортной вскрыши ( $V_{бр}$ ), млн. м<sup>3</sup>

$$V_{бр} = \sum_1^i V_{бр,i} \cdot 10^{-6}.$$

Объем транспортной вскрыши ( $V_{\text{тр}}$ ), млн. м<sup>3</sup>

$$V_{\text{тр}} = \sum_1^{\text{ит}} V_{\text{тр.ит}} \cdot 10^{-6}.$$

Объем наносов ( $V_{\text{н}}$ ), млн. м<sup>3</sup>

$$V_{\text{н}} = \sum_1^{\text{ит}} V_{\text{н.ит}} \cdot 10^{-6}.$$

Объем коренных пород ( $V_{\text{к.п}}$ ), млн. м<sup>3</sup>

$$V_{\text{к.п}} = V_{\text{тр}} - V_{\text{н}}.$$

Всего объем вскрыши карьерного поля ( $V$ ), млн. м<sup>3</sup>

$$V = V_{\text{бт}} + V_{\text{тр}}.$$

Средний коэффициент вскрыши по бестранспортной зоне ( $K_{\text{в.бт}}^0$ ), м<sup>3</sup>/т,

$$K_{\text{в.бт}}^0 = \frac{V_{\text{бт}}}{Q_3}.$$

Средний коэффициент вскрыши по карьерному полю ( $K_{\text{в.ср}}^0$ ), м<sup>3</sup>/т,

$$K_{\text{в.ср}}^0 = \frac{V}{Q_3}.$$

Соотношение объемов транспортной и бестранспортной вскрыши

$$\tau = \frac{V_{\text{тр}}}{V_{\text{бт}}}.$$

В табл. 3.7 приведены результаты горно-геометрического анализа. В расчетах длина карьерного поля на этапах принималась равной  $L_{\text{д.и}} = L_{\text{д}} = 800$  м. Построены сводные графики режима горных работ (рис. 3.5).

График распределения объема угля по этапам ( $Q_{\text{м.и}}$ ) имеет равномерный характер, поскольку мощность пласта ( $m$ ) принята постоянной (рис. 3.5-а).

Поэтапный график распределения бестранспортной вскрыши ( $V_{\text{бт.и}}$ ) характеризуется возрастанием на первых этапах, что связано с увеличением высоты бестранспортного уступа до максимального значения ( $H_{\text{бт}} = 25$  м), а далее график равномерный (рис. 3.5-а). Такой вид графика (не имеющий «пиковых» объемов вскрыши) не требует регулирования при календарном планировании.



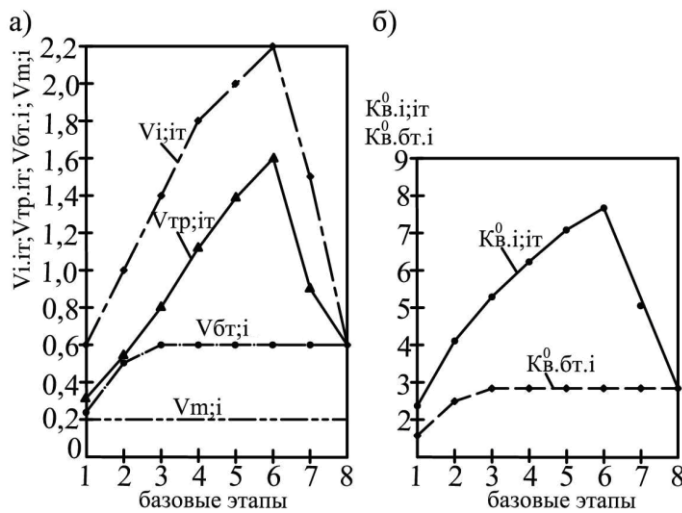


Рис. 3.5. Графики режима горных работ: а – распределение по этапам объемов угля ( $V_{m.i}$ ), бестранспортной вскрыши ( $V_{bt.i}$ ), транспортной вскрыши ( $V_{tr.it}$ ), суммарного объема вскрыши ( $V_{i.it}$ ); б – то же для текущих коэффициентов вскрыши: при разработке бестранспортной зоны ( $K_{v.bt.i}^0$ ) и на сопряженных этапах ( $K_{v.i.it}^0$ )

Поэтапный график объемов транспортной вскрыши ( $V_{tr.it}$ ) имеет характерный для углубочных систем разработки вид – с «пиковыми» объемами, при пологом залегании смещенными на конец отработки карьерного поля. Такой вид графиков требует регулирования при календарном планировании.

Таблица 3.7  
Результаты горно-геометрического анализа

Параметры	Этапы							
	1	2	3	4	5	6	7	8
1. Бестранспортная зона								
Уголь								
$S_{m.i}, M^2$	180	180	180	180	180	180	180	180
$L_{m.i}, M$	802,2	802,2	802,2	802,2	802,2	802,2	802,2	802,2
$V_{m.i}, \text{МЛН.М}^3$	0,144	0,144	0,144	0,144	0,144	0,144	0,144	0,144
$Q_{m.i}, \text{МЛН.Т}$	0,194	0,194	0,194	0,194	0,194	0,194	0,194	0,194
Вскрыша								
$S_{bt.i}, M^2$	270	263	750	750	750	750	750	750
$H_{bt.ii}, M$	7	10,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5
$L_{bt.i}, M$	810	812	814	814	814	814	814	814
$V_{bt.i}, M^3$	0,22	0,51	0,61	0,61	0,61	0,61	0,61	0,61
$K_{v.bt.i}^0$	1,13	2,63	3,14	3,14	3,14	3,14	3,14	3,14
2. Транспортная зона (вскрыша)								
	1т	2т	3т	4т	5т	6т	7т	–
$S_{tr.it}, M^2$	330	620	957	1295	1617	1840	1030	–
$H_{tr.iiт}, M$	4,5	9,5	14,5	19,5	24,5	28	18	–
$L_{tr.it}, M$	860	866	872	848	884	888	876	–
$V_{tr.it}, \text{МЛН. М}^3$	0,284	0,537	0,835	1,137	1,429	1,634	0,902	–

$S_{н.ит}$ , МЛН.М <sup>3</sup>	298	336	336	336	336	280	–	–
$H_{н.цйт}$ , М	6	16	26	36	46	55	–	–
$L_{н.ит}$ , М	862	874	885	897	909	920	–	–
$V_{н.ит}$ , МЛН.М <sup>3</sup>	0,257	0,294	0,297	0,301	0,305	0,257	–	–
$V_{к.п}$ , МЛН.М <sup>3</sup>	0,027	0,243	0,538	0,836	1,124	1,377	0,902	–
Показатели по этапам карьерного поля								
$V_{i.ит}$ , МЛН.М <sup>3</sup>	0,504	1,047	1,445	1,747	2,039	2,244	1,512	0,611
$K_{в.i.ит}^0$	2,6	5,4	7,45	9,0	10,51	11,56	7,79	3,14
Итого: запасы угля $Q_3=1,55$ млн.т; всего объем вскрыши $V=11,15$ млн.м <sup>3</sup> , в т.ч. бестранспортная вскрыша $V_{бр}=4,39$ млн.м <sup>3</sup> , транспортная вскрыша коренных пород $V_{к.п}=5,05$ млн.м <sup>3</sup> , наносы $V_n=1,71$ млн.м <sup>3</sup> ; средний коэффициент вскрыши $K_{в.ср}^0=7,2$ м <sup>3</sup> /т.								

График поэтапного текущего коэффициента вскрыши  $K_{в.би.i}^0$  при разработке бестранспортной зоны аналогичен графику распределения поэтапных объемов бестранспортной вскрыши, т.е. возрастает на первых этапах, а затем становится равномерным (рис. 3.5-б). Текущий коэффициент вскрыши по сопряженным этапам обеих зон  $K_{в.i}^0$  имеет «пиковый» характер, что определяется распределением по этапам транспортных объемов.

### 3.3. Календарное планирование

#### 3.3.1. Анализ принципов расчета календарного плана

Построенные сводные графики режима горных работ показывают распределение текущих объемов вскрыши и добычи по этапам. В технико-экономических расчетах оперируют годовыми объемами, и поэтому появляется необходимость в трансформации сводных графиков текущих объемов.

Задачей трансформации является преобразование распределение текущих объемов добычи и вскрыши не по этапам, а по годам эксплуатации разреза [133, 112]. Согласно классической теории [133], в методическом отношении преобразование осуществляется в следующем порядке.

1. С учетом рекомендаций [129, 133] по величине запасов ( $Q_3$ ) и принятого срока службы разреза ( $T$ ) определяют его годовую производительность по добыче.

$$Q_r = \frac{Q_3}{T}.$$

Определяется продолжительность отработки каждого этапа ( $t_i$ )

$$t_i = \frac{Q_i}{Q_r},$$

где  $Q_i$  – запасы полезного ископаемого на каждом этапе.

2. Рассчитывается необходимая годовая производительность разреза по вскрыше ( $П_{в.г.i}$ ) в течение срока отработки этапа объемом ( $V_i$ )

$$П_{в.г.i} = \frac{V_i}{t_i}.$$

3. По результатам расчетов составляют календарный план в форме таблицы и календарные графики вскрышных и добычных работ. Полученный календарный график служит основой для обоснования годовых объемов вскрыши и при необходимости регулируется (сглаживается).

Такой подход к трансформации графика режима горных работ в условиях углубочно-сплошной системы разработки и с учетом заранее заданной высоты бестранспортной зоны требует корректировки.

Основания для этого следующие. Сплошная система разработки (бестранспортная технология) является ведущей, так как именно от скорости её подвигания зависит годовой объем подготавливаемых к выемке запасов, то есть фактически годовая производительность разреза по добыче.

В то же время надо иметь в виду, что по фронту работ участка (блока) работает один драглайн, который при заранее заданной высоте уступа и соответствующей этой высоте структуре схемы экскавации имеет относительно постоянную годовую производительность по вскрыше и обеспечивает относительно постоянный объем подготавливаемых к выемке запасов.

Фактически в условиях сплошной системы разработки при заданной высоте бестранспортной зоны (уступа) годовая производительность разреза (участка) по добыче определяется годовой производительностью драглайна.

Поэтому значение годовой производительности разреза (участка) по добыче ( $Q_r$ ), рассчитанное как функция запасов угля и срока службы разреза, будет отличаться от рассчитанной как функция годовой производительности драглайна по вскрыше.

Для исключения этого несоответствия в исследовании продолжительности отработки этапов ( $t_i$ ) по бестранспортному слою (необходимая для определения требуемой годовой производительности ЭАО комплексов при разработке этапов в транспортной зоне), рассчитывается как функция производительности драглайна ( $\Pi_{г.эш}$ )

$$t_i = \frac{V_{бр.i}}{\Pi_{г.эш}}.$$

### **3.3.2. Расчет календарного плана**

Расчет произведен на основе данных горно-геометрического анализа, сделанного выше. С учетом изложенного, календарное планирование выполняется в следующем порядке.

1. Определение срока службы разреза ( $T$ ) и минимально необходимой производительности драглайна ( $\Pi_{г.эш}$ ).

При запасах угля  $Q_3=1,55$  млн.т срок службы разреза составляет 5-8 лет. Тогда при объеме бестранспортной вскрыши в карьерном поле  $V_{бр}=4,39$  млн. м<sup>3</sup> минимально необходимая производительность драглайна ( $\Pi_{г.эш}$ ) составит

$$\Pi_{г.эш} = \frac{V_{бр}}{T} = \frac{4,39 \text{ млн. м}^3}{5} = 0,88 \text{ млн. м}^3.$$

2. Определение продолжительности разработки по зонам, продолжительность разработки этапов бестранспортной зоны ( $t_i$ ) рассчитывается как

$$t_i = \frac{V_{бр.i}}{\Pi_{г.эш}}.$$

Сопряженные этапы транспортной зоны для обеспечения безостановочной работы в бестранспортной зоне должны отрабатываться за тот же промежуток времени, т.е.  $t_{i,T}=t_i$ .

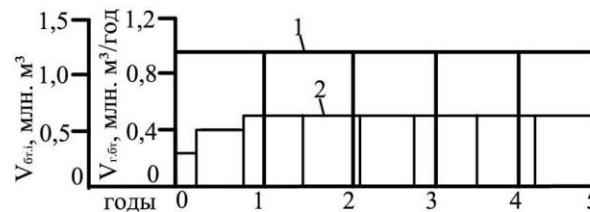
Результаты расчета продолжительности разработки этапов приведены в табл. 3.8.

Таблица 3.8  
Продолжительность разработки этапов

Показатели	Этапы (i)							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Объем бестранспортной вскрыши по этапам ( $V_{бт,i}$ ), млн.т	0,22	0,51	0,61	0,61	0,61	0,61	0,61	0,61
Продолжительность разработки этапов бестранспортной зоны ( $t_i$ ), годы	0,250	0,579	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693
Продолжительность разработки этапов транспортной зоны ( $t_{i,T}$ ), годы	Этапы ( $i_T$ )							
	1T	2T	3T	4T	5T	6T	7T	–
	0,250	0,579	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693	–

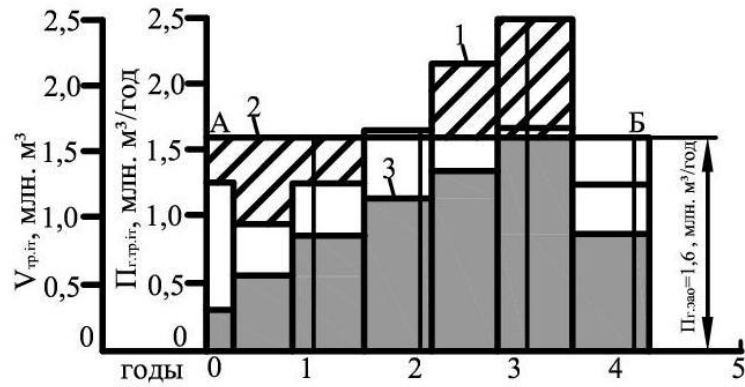
3. Построение календарных графиков выполнения объемов бестранспортной, транспортной вскрыши и добычных работ (рис. 3.6-рис. 3.8).

При построении календарных графиков вскрышных и добычных работ решались вопросы, связанные с выравниванием графика выполнения объемов транспортной вскрыши, календарным распределением разработки наносов и коренных пород, расчётом объёмов добычи и по годам, а также расчётом текущего коэффициента вскрыши.



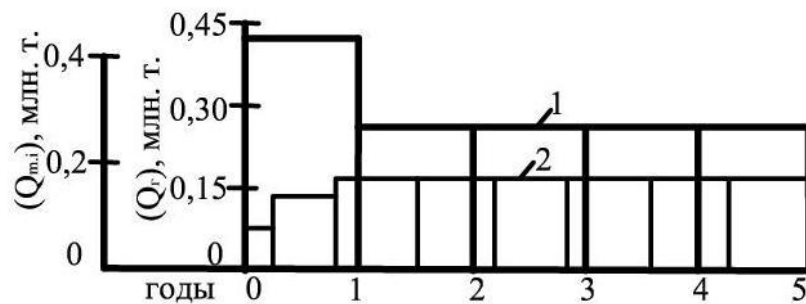
этапы (i)	1	2	3	4	5	6	7	8
Объем бестранспортной вскрыши по этапам ( $V_{бт,i}$ ), млн. м <sup>3</sup> .	0,222	0,510	0,610	0,610	0,610	0,610	0,610	0,610
Длительность отработки каждого этапа ( $t_i$ ), годы.	0,250	0,579	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693
Срок окончания отработки этапа ( $\Sigma t_{i,T}$ ), годы.	0,250	0,829	1,522	2,216	2,909	3,602	4,295	0,829
Годовой объем бестранспортной вскрыши, ( $V_{г.бт}=\Pi_{г.зн}$ ), млн.м <sup>3</sup> .	0,88		0,88	0,88	0,88	0,88	0,88	

Рис. 3.6 .Календарный график выполнения объемов бестранспортной вскрыши (1 – календарный график; 2 – график распределения объемов бестранспортной вскрыши по этапам)



этапы (i)	1	2	3	4	5	6	7	8
Объем транспортной вскрыши по этапам ( $V_{тp.тp.}$ ), млн. м <sup>3</sup> .	0,284	0,537	0,835	1,137	1,429	1,634	0,902	—
Длительность отработки каждого этапа ( $t_{i.т}$ ), годы.	0,250	0,579	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693	—
Срок окончания отработки этапа ( $\Sigma t_{i.т}$ ), годы.	0,250	0,829	1,522	2,216	2,909	3,602	4,295	—
Требуемая годовая производительность разреза по транспортной вскрыше на этапах, ( $\Pi_{г.тp.тp.}$ ), млн. м <sup>3</sup> .	1,136	0,926	1,204	1,640	2,061	2,357	1,301	0,480

Рис. 3.7 Календарный график выполнения объемов транспортной вскрыши (1 – не выровненный календарный график; 2 – выровненный календарный график; 3 – график распределения объемов транспортной вскрыши по этапам)



этапы (i)	1	2	3	4	5	6	7	8
Запасы угля по этапам ( $Q_{m.i}$ ), млн. т.			0,194	0,194	0,194	0,194	0,194	0,194
Длительность отработки каждого этапа ( $t_i$ ), годы.	0,250	0,579	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693	0,693
Срок окончания отработки этапа ( $\Sigma t_i$ ), годы.	0,250	0,829	1,522	1,216	2,909	3,602	4,295	5,00
Добыча угля по годам ( $Q_r$ ), млн. т.		0,43	0,28	0,28	0,28	0,28	0,28	0,28

Рис. 3.8 Календарный график добычных работ (1 – календарный график; 2 – график распределения запасов угля по этапам)

### **Выравнивание календарного графика выполнения объёмов транспортной вскрыши.**

Как было показано на рис.3.5-а поэтапный график распределения объёмов транспортной вскрыши имеет «пиковый» характер. Календарный график показывает, что требуемая годовая производительность разреза по транспортной вскрыши по годам существенно колеблется, причем увеличивается в два раза.

Известно [129, 133], что для обеспечения стабильной работы разреза по годам необходимо сделать выравнивание (регулирование) полученного календарного плана. Применяются два основных способа регулирования календарного графика: выемка части вскрыши в более поздние периоды или путем опережающей выемки вскрыши.

В рассматриваемых условиях «пиковые» объёмы смещены на более поздние периоды. Поэтому выравнивание выполняемых объёмов можно осуществить путем опережающей выемки вскрыши.

Выравнивание графика производится по условию равенства объёмов переносимых объёмов. На графике (рис. 3.7) площади переносимых объёмов (заштрихованы) равны. Полученная горизонтальная прямая АБ показывает необходимую выровненную годовую производительность ЭАО комплекса транспортной зоны ( $\Pi_{г.эао}$ ).

Для аналитического расчёта показателя ( $\Pi_{г.эао}$ ) необходимо учесть опережающую выемку транспортной зоны относительно бестранспортной. Как показано на схеме горно-геометрического анализа (рис. 3.6) объёмы транспортной вскрыши должны быть убраны до начала отработки последней бестранспортной заходки.

С учетом сделанного замечания выровненная годовая производительность ЭАО комплекса ( $\Pi_{г.эао}$ ) с достаточной степенью точности определяется по формуле

$$\Pi_{г.эао} = \frac{V_{гр}}{T - T_{зах}}.$$

В рассматриваемых вариантах  $t_{\text{зах}}=t_i$ . В рассматриваемом примере

$$\Pi_{\text{г.эао}} = \frac{6,76}{5 - 0,693} = 1,6 \text{ млн.м}^3/\text{ГОД}$$

**Календарное распределение разработки наносов и коренных пород** определяется следующим образом.

По схеме горно-геометрического анализа фиксируется номер этапа транспортной зоны, на котором заканчивается разработка наносов, обозначим его –  $i_{\text{г.н}}$ , по варианту 1 (рис. 3.3) этап  $i_{\text{г.н}}=6$ .

Далее, по таблице 3.8 фиксируется продолжительность разработки наносов  $\sum_{i=1}^{i_{\text{г.н}}} t_{\text{г.н}}$ .

В примере продолжительность разработки наносов по 6 этапам

$$\sum_{i=1}^6 t_{\text{г.н}} = 3,602 \text{ года.}$$

Тогда годовой объём разработки наносов ( $V_{\text{г.н}}$ ) равен

$$V_{\text{г.н}} = \frac{V_{\text{н}}}{\sum_{i=1}^{i_{\text{г.н}}} t_{\text{г.н}}}.$$

В примере

$$V_{\text{г.н}} = \frac{1,71}{3,602} = 0,47 \text{ млн.м}^3/\text{ГОД}$$

Поскольку продолжительность отработки наносов число, как правило, дробное необходимо объёмы наносов расписать по годам.

Например, распределение наносов:

1 год – 0,47 млн.м<sup>3</sup>; 2 год – 0,47 млн.м<sup>3</sup>; 3 год – 0,47 млн.м<sup>3</sup>;

4 год –  $(1,71 - 3 \cdot 0,47) = 0,3 \text{ млн.м}^3$ .

Объёмы коренных пород ( $V_{\text{г.кп}}$ ) по тем годам, когда производится разработка наносов, ( $V_{\text{г.н}}$ ) равны

$$V_{\text{г.кп}} = \Pi_{\text{г.эао}} - V_{\text{г.н}}$$

Тогда распределение коренных пород в примере:

Для варианта 1 :



1 год  $(1,6 - 0,47) = 1,13$  млн.м<sup>3</sup>; 2 год – 1,13 млн.м<sup>3</sup>;  
 3 год – 0,13 млн.м<sup>3</sup>; 4 год –  $(1,6 - 0,33) = 1,27$  млн.м<sup>3</sup>;  
 5 год наносов нет, тогда  $V_{г.кп} = 0,38$  млн.м<sup>3</sup>.

**Расчет годовых объёмов добычи угля.** Как видно из календарного графика добычных работ (рис. 3.8) за один календарный год драглайн отрабатывает вскрышу нескольких этапов. Соответственно на этих этапах производятся и добычные работы. Годовой объём добычи текущего (анализируемого) года в общем случае включает три составляющих:

- часть запасов предыдущего этапа, переходящих на текущий год;
- запасы угля этапа(-ов) полностью вынимаемых за текущий год;
- часть запасов последующего этапа вовлекаемая в разработку в текущем году.

Первые две составляющие устанавливаются на основе анализа графика распределения запасов по этапам (рис. 3.8). Третья составляющая, часть запасов последующего этапа, вовлекаемая в разработку в текущем году ( $\Delta Q_i$ ), определяется:

$$\Delta Q_i = \frac{\left( T - \sum_{i=1}^{i-1} t_i \right) \cdot Q_i}{t_i},$$

где  $T$  – текущий (анализируемый) год;  $t_i$  – длительность разработки последующего этапа частично вовлекаемого в разработку в текущем году, годы;

$E^{i-1}$

$\sum_{i=1}^{i.тн} t_{ит}$  – срок окончания отработки предыдущего этапа, отсчитываемый от начала ведения горных работ, годы;  $Q_i$  – полные запасы частично разрабатываемого этапа, млн.т.

Тогда часть запасов  $i$ -го этапа переходящих к учету на следующий календарный год ( $\Delta Q'_i$ ) равна

$$\Delta Q'_i = Q_i - \Delta Q_i.$$

Рассмотрим примеры применяемой методики.

1. Добыча угля за первый год (рис. 3.8.).

В этом году переходящих запасов от предыдущего этапа нет. Полностью вынимаются запасы первого и второго этапов (0,194 + 0,194) млн.т.

Запасы третьего этапа, частично вынимаемые за первый год:

$T = 1$  год;  $i = 3$ ;  $t = 0,6932$ ;  $Q = 0,194$  млн.т;  $\sum_{i=1}^2 t_{it} = 0,5795$  года.

$$\Delta Q_3 = \frac{(t - 0,8295) \cdot 0,194}{0,6932} = 0,048 \text{ млн.т.}$$

Объём запасов третьего этапа переходящий на второй год равен

$$\Delta Q_3^1 = 0,194 - 0,048 = 0,146 \text{ млн.т.}$$

Добыча за первый год равна:

$$Q = 0,194 + 0,194 + 0,0148 = 0,43 \text{ млн.т.}$$

За второй год добыча составляет:

– переходящие от первого года запасы этапа 3 – 0,146 млн.т;

– частично вынимаемые запасы этапа 4

$$\Delta Q_4 = \frac{(2 - 1,5227) \cdot 0,194}{0,6932} = 0,134 \text{ млн.т.}$$

– переходящие запасы четвертого этапа на третий год эксплуатации разреза равны:

$$Q_4^1 = 0,194 + 0,134 = 0,06 \text{ млн.т.}$$

Добыча за второй год

$$Q = 0,194 + 0,134 = 0,28 \text{ млн.т.}$$

**Текущий коэффициент вскрыши** по годам ( $K_T$ ) за период разработки карьерного поля для повышения точных расчетов определяется не в профиле горных работ (плоское решение задачи), а через выполняемые объёмы работ (объёмное решение задачи)

$$K_T = \frac{V_{г.бт} + V_{г.тр}}{Q_T}.$$

Значения годовых коэффициентов вскрыши приведены в табл. 3.5-б. На основе расчетов составлены сводные календарные планы вскрышных и

добычных работ (табл. 3.9).

Таблица 3.9.

Сводный календарный план вскрышных и добычных работ

Показатели	Годы эксплуатации				
	1	2	3	4	5
Бестранспортная технология					
Вскрыша, млн. м <sup>3</sup> (коренные породы)	0,88	0,88	0,88	0,88	0,88
Транспортная технология					
Вскрыша, млн. м <sup>3</sup> , в.т.ч.	1,6	1,6	1,6	1,6	0,38
Наносы	0,47	0,47	0,47	0,3	–
Коренные породы	1,13	1,13	1,27	0,38	
Всего по карьерному полю					
Вскрыша, млн. м <sup>3</sup> , в.т.ч.	2,48	2,48	2,48	2,48	1,26
Наносы	0,47	0,47	0,47	0,33	–
Коренные породы	2,01	2,01	2,01	2,15	1,26
Добыча угля, млн.т	0,43	0,28	0,28	0,28	0,28
Горная масса, млн. м <sup>3</sup>	2,8	2,7	2,7	2,7	1,47
Текущий коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т	5,77	8,86	8,86	8,86	4,5

Научное положение – *выполнение условий согласованного развития транспортной и бестранспортной зон по мере разработки карьерного поля при соответствующих объемах вскрышных работ дают основание для оптимизации технологических параметров на основе технико-экономических показателей бестранспортной зоны.*

## Выводы

1. Этапы по транспортной вскрыше должны смещаться относительно этапов по уступу, отрабатываемому по бестранспортной технологии, на ширину бестранспортной заходки. При этом – разработка транспортной вскрыши коренных пород должна быть завершена к концу отработки предпоследней бестранспортной заходки с целью создания условий для проведения буровзрывных работ последней заходки, а отработка наносов должна опережать выемку коренных пород транспортной зоны и должна быть завершена до момента максимального развития транспортного борта;

2. Число этапов горно-геометрического анализа транспортной зоны из-за необходимости более раннего окончания выемочных работ должно быть меньше, чем по бестранспортной зоне;

3. Транспортная зона должна быть отработана раньше бестранспортной на период равный времени разработки бестранспортной заходки при заданной высотой варианта её высоте.

4. При смешанной системе разработки горно-геометрический анализ возможно выполнять с выделением поэтапных объемов вскрыши по зонам, соответствующим бестранспортной и транспортной технологии, что дает основание для независимой оптимизации технологических параметров на основе технико-экономических показателей бестранспортной зоны.

#### **4. Анализ технико-экономических показателей смешанной системы разработки пологих пластов**

При сравнительно анализе технико-экономических показателей технологических схем открытой разработки полезных ископаемых с использованием одноковшовых экскаваторов могут применяться один или несколько критериев сравнения:

- прямые или приведенные затраты на разработку вскрыши с учетом буровзрывных, выемочно-погрузочных и транспортных работ;
- производительность технологической схемы по вскрыше или по полезному ископаемому. Данный показатель привлекается в качестве дополнительного критерия том случае, когда удельные затраты и технологическая прибыль в сравниваемых вариантах близки по величине, что не дает достаточных оснований установить приоритет того или иного варианта.

Анализ выполнялся на основе результатов расчета технологических и экономических показателей адекватно аппроксимированных соответствующими формулами.

##### **4.1. Методика расчета технико-экономических показателей смешанной системы разработки**

*Минимум прямых затрат на вскрышные работы* ( $C_B$ , руб.) при смешанной системе разработки является критерием при обосновании высоты бестранспортного уступа и, соответственно, рационального соотношения объемов транспортной и бестранспортной зон на стадии эксплуатации разреза при существующей модели драглайна:

$$C_B = C^{(тр)} + C^{(бт)} \rightarrow \min \quad (4.1)$$

где  $C^{(тр)}$ ,  $C^{(бт)}$  – затраты на вскрышные работы по автотранспортной и бестранспортной зоне.

*Затраты на вскрышные работы по транспортной зоне* включают в себя затраты по процессам взрывной подготовки пород к выемке ( $C_{бвр}^{(тр)}$ ),

руб.), экскавации ( $C_3^{(тр)}$ , руб.), транспортирования ( $C_{тр}^{(тр)}$ , руб.) и отвалообразования ( $C_{отв}^{(тр)}$ , руб.). Каждое из перечисленных составляющих определялось в зависимости от объемов выполненных по соответствующим процессам работ и удельных затрат по этим процессам.

Удельные затраты по взрывной подготовке ( $c_{бвр}^{(тр)}$ , руб./м<sup>3</sup>), экскавации ( $c_3^{(авто)}$ , руб./м<sup>3</sup>), транспортированию ( $c_{тр}^{(тр)}$ , руб./м<sup>3</sup>) и отвалообразованию ( $c_{отв}^{(тр)}$ , руб./м<sup>3</sup>) рассчитывались в соответствии с рекомендациями, представленными в [123]. Количественные значения удельных затрат по процессам верхней транспортной зоны в ценах 2013 г. представлены в табл. 4.1.

Таблица 4.1  
Удельные затраты по процессам в транспортной зоне

Обозначение	Размерность	Диапазон измен.	Примечание
$c_{бвр}^{(авто)}$	руб./м <sup>3</sup>	8,0 – 20,0	При прочности пород от 40 до 120 МПа
$c_3^{(авто)}$	руб./м <sup>3</sup>	18,0 – 20,0	При вместимости ковша карьерного экскаватора от 10 до 58 м <sup>3</sup>
$c_{тр}^{(авто)}$	руб./м <sup>3</sup>	30,0 – 50,0	При расстоянии транспортирования от 2 до 4 км
$c_{отв}^{(авто)}$	руб./м <sup>3</sup>	1,0 – 2,0	

Удельные затраты на вскрышные работы в транспортной зоне в зависимости от соответствующих объемов будут определяться следующей обобщенной формулой:

$$c^{(тр)} = \frac{1}{V_{тр}} \left[ c_{бвр}^{(тр)} V_{бвр}^{(тр)} + \left( c_3^{(тр)} + c_{тр}^{(тр)} + c_{отв}^{(тр)} \right) V_{тр} \right], \quad (4.2)$$

где  $V_{тр}$ ,  $V_{бвр}^{(тр)}$  – соответственно объем транспортной зоны и объем той ее части, которая требует взрывной подготовки, м<sup>3</sup>.

Данные объемы приняты по результатам расчетов по методике, представленной в разделе 2.

*Затраты на вскрышные работы по бестранспортной зоне* включают в себя затраты по процессам взрывной подготовки пород к выемке ( $C_{\text{бвр}}^{(\text{авто})}$ , руб.), экскавации ( $C_{\text{э}}^{(\text{авто})}$ , руб.). Каждое из перечисленных составляющих определялось в зависимости от объемов выполненных по соответствующим процессам работ и удельных затрат по этим процессам.

Удельные затраты на вскрышные работы в бестранспортной зоне в зависимости от объемов выполняемых работ и удельных затрат по технологическим процессам составят:

$$c^{(\text{бт})} = c_{\text{бвр}}^{(\text{бт})} + c_{\text{э}}^{(\text{бт})} (1 - k_{\text{сбр}} + k_{\text{э}}). \quad (4.3)$$

Удельные затраты по взрывной подготовке ( $c_{\text{бвр}}^{(\text{бт})}$ , руб./м<sup>3</sup>), экскавации ( $c_{\text{э}}^{(\text{бт})}$ , руб./м<sup>3</sup>) рассчитывались в соответствии с рекомендациями, представленными в [123]. При этом учтен тот факт, что при бестранспортной технологии разработки скальных вскрышных пород удельный расход ВВ выше, чем при транспортной технологии.

Затраты, связанные с техническими процессами, имеют в своей основе законы механики [123]. Поэтому большинство экономических показателей процессов добычи полезного ископаемого имеют достаточно простые функциональные связи с чисто техническими параметрами горного оборудования и технологических процессов.

Выполняемая любым оборудованием работа требует материальных, энергетических затрат и затрат живого труда, которые в конечном итоге приводятся к сопоставимому виду через денежный эквивалент. Перечисленные виды затрат пропорциональны выполняемой работе. Следовательно, будучи приведенными через денежный эквивалент к суммарному результату, они останутся пропорциональны объему этой работы.

Анализ фактических данных об эксплуатационных затратах подтверждают это соображение. В частности, для драглайнов объем работы определяется линейным параметром стрелы и вместимостью ковша [123]. Поэтому стоимость машиносмены (12 ч.) для драглайнов подчиняется функциональной закономерности

$$C_{мс} = \eta E L \quad (4.4)$$

где  $E$  – вместимость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;  $l$  – линейный параметр экскаватора (длина стрелы для драглайна, максимальный радиус черпания для мехлопаты), м;  $\eta_1$  – коэффициент пропорциональности (для драглайнов  $\eta_1 = 150$  в ценах 2014 г.).

Удельные затраты на экскавацию определяются как

$$c_э = \frac{C_{мс}^{(э)}}{Q_{см}^{(э)}}. \quad (4.5)$$

Сменная производительность драглайна ( $Q_{см}^{(э)}$ ) существенно зависит от организации его работы в соответствии применяемой технологической схемой экскавации [129]. Поэтому ее значения принимались в соответствии с расчетами, выполненными в разделе 2.

Количественные значения удельных затрат по процессам нижней бестранспортной зоны в ценах 2014 г. представлены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Затраты по процессам в бестранспортной зоне

Обозначение	Размерность	Диапазон измен.	Примечание
$c_{бвр}^{(бр)}$	руб. / $\text{м}^3$	15,0 – 25,0	При прочности пород от 40 до 120 МПа
$C_{мс}^{(э)}$	тыс. руб.	50,0 – 300,0	При вместимости ковша драглайна экскаватора от 5 до 20 $\text{м}^3$ и длиной стрелы от 50 до 95 м



#### 4.2. Закономерности изменения технико-экономических показателей в зависимости от исходных горнотехнических условий

Методика расчета экономических показателей, закономерности изменения коэффициента переэкскавации, скорости подвигания фронта работ и других технологических показателей системы разработки позволяют исследовать закономерности изменения как частных (по бестранспортной и транспортной зонам), так и общих экономических показателей в зависимости от высоты бестранспортного уступа и других исходных факторов.

На рис. 4.1 показаны характерные зависимости затрат на вскрышные работы по бестранспортной зоне, транспортной зоне, а также суммарных затрат от высоты бестранспортного уступа. При увеличении высоты бестранспортного уступа в пределах ее значений, обеспечивающих отсыпку двухъярусного отвала, имеет место увеличение затрат в бестранспортной зоне и уменьшение затрат в транспортной зоне. Характер этих изменений предопределяет слабо выраженный минимум общих затрат, который находится левее значения высоты бестранспортного уступа, при котором достигается максимальное заполнение двухъярусного отвала. Дальнейшее увеличение высоты бестранспортного уступа связано с переходом на отсыпку трехъярусного отвала, скачкообразным увеличением коэффициента переэкскавации и соответствующим увеличением общих затрат за счет увеличения затрат по бестранспортной зоне.

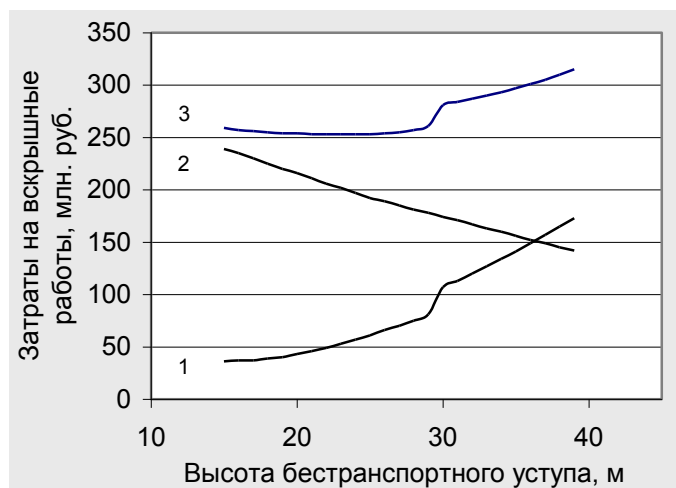


Рис. 4.1. Характерная зависимость затрат на вскрышные работы по бестранспортной зоне (1), транспортной зоне (2), а также суммарных затрат (3) от высоты бестранспортного уступа

Многовариантные расчеты показали, что аналогичные закономерности имеют место для всех моделей драглайнов во всем рассматриваемом диапазоне изменения угла падения и мощности пологопадающего пласта. Для всех моделей экскаваторов (рис. 4.2) наименьшие затраты находятся в пределах такой высоты бестранспортного уступа, при которой возможна отсыпка отвала не более двух ярусов. Слабо выраженный минимум находится левее этого значения на расстоянии около  $0,1L_{ст}$ .

Характер зависимостей, представленных на рис. 4.2, свидетельствует о том, что в производственных условиях высоту бестранспортного уступа целесообразней принимать на 5 – 10 м меньше по сравнению с расчетным значением  $H_{от}^{я2. max}$ . С одной стороны это будет способствовать приближению удельных затрат к минимально возможному значению, с другой – гарантировано обеспечит укладку породы в пределах двух ярусов.

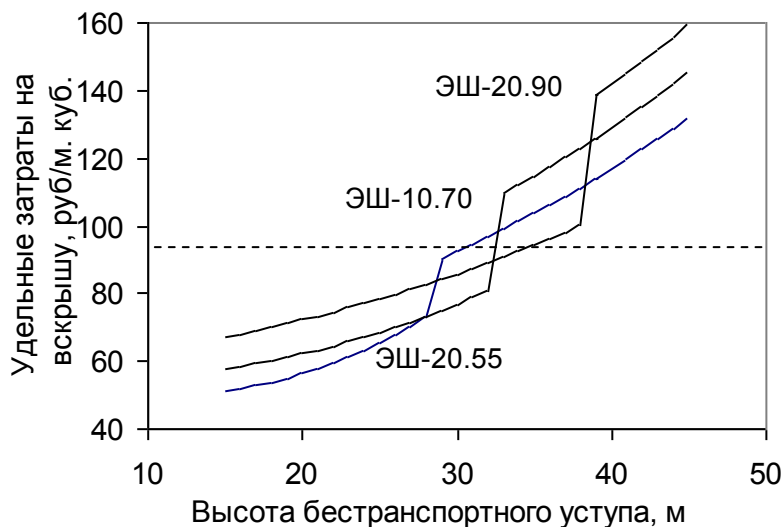
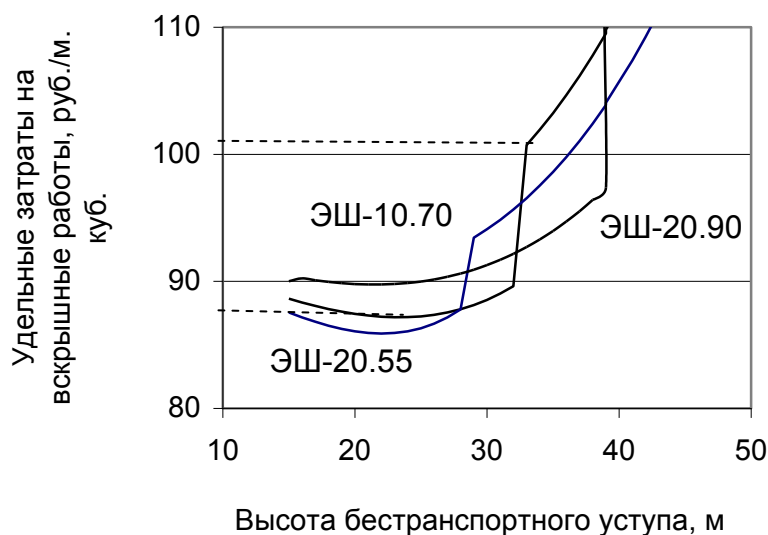


Рис. 4.2. Влияние высоты бестранспортного уступа на величину удельных затрат на вскрышные работы при использовании драглайнов с различной длиной стрелы (в данном случае угол наклона пласта  $\varphi = 6^\circ$ )

Сравнение удельных затрат (на  $1 \text{ м}^3$ ) на вскрышные работы в транспортной и бестранспортной зоне (рис. 4.2) также показывает, что при значениях высоты бестранспортного уступа, предопределяющих использование схем с отсыпкой трехъярусного отвала, бестранспортная технология становится дороже транспортной.

Расчетные зависимости удельных затрат на вскрышные работы в целом по разрезу позволяют оценить эффективность организации двухъярусных от-

валов. Высота бестранспортного уступа, соответствующая двухъярусному отвалу, обеспечивает снижение удельных затрат на вскрышные работы не менее, чем на 15 руб./м<sup>3</sup> по сравнению с теми значениями высоты уступа, при которых требуется отсыпка трех и более ярусов отвала.



*Рис. 4.3. Зависимость удельных затрат на вскрышные работы в целом по разрезу при использовании драглайнов с различной длиной стрелы*

На этом основании сделан вывод о том, что **рациональную высоту бестранспортного уступа, обеспечивающую минимальные затраты на вскрышные работы при использовании драглайнов с длиной стрелы 50 – 100 м, целесообразно принимать на 5 – 10 м меньше по сравнению с максимально возможной высотой уступа при отсыпке двухъярусного отвала..**

#### **4.3. Рекомендации по выбору технологических показателей бестранспортной зоны и модели драглайна на стадии проектирования разреза**

При проектировании разработки новых участков выполняется индивидуальный выбор основного горнотранспортного оборудования. При этом целесообразно исходить из мировой практики, заключающейся в том, что модель драглайна по рабочим параметрам и вместимости ковша должна соответствовать горно-геологическим условиям конкретной залежи и заданной проектной мощности разреза.

В настоящем разделе на основе объективно существующих закономерностях проектирования технологических параметров драглайнов, а также с использованием результатов исследований, сформулированных в предыдущих разделах настоящей работы, обосновывается методика выбора модели драглайна на стадии проектирования разреза, который обеспечивает максимальную эффективность разработки бестранспортной зоны при существующих условиях залегания пласта.

Технико-экономические задачи оптимизации горных предприятий связанные с выбором оборудования в общем случае относятся к группе динамических задач, в которых оцениваемые и сравниваемые варианты различаются не только затратами, но также временем их вложения, величиной прибыли и временем ее получения. В соответствии с методическими рекомендациями по оценке инвестиционных проектов и их отбору для финансирования решение долгосрочных и перспективных задач производства должно выполняться с учетом фактора времени. С этой целью используются критерии чистого дисконтированного дохода, индекса доходности, срока окупаемости [83]. Все перечисленные критерии включают в себя первоначальные затраты на приобретение и монтаж оборудования.

В настоящее время получить надежную для обобщения информацию о ценах на горное оборудование различных моделей и типоразмеров не представляется возможным, поскольку она носит индивидуальный договорной характер и, как правило, рассматривается заводами-изготовителями как коммерческая тайна. Поэтому в предлагаемой методике выбора модели драглайна на стадии проектирования разреза в качестве показателя отражающего уровень капитальных затрат используется рабочая масса экскаватора.

В фундаментальных работах академика Н. В. Мельникова отмечается, что «технико-экономические показатели работы карьера при бестранспортной системе разработки прямым образом связаны со стоимостью оборудования и эксплуатационными затратами на него. Последние являются функцией

рабочей массы машины. В свою очередь, масса экскаватора определяется его основными рабочими параметрами» [78].

Полученного в предыдущем разделе результата, связанного с расчетом удельных затрат на вскрышные работы, недостаточно для выбора модели драглайна при проектировании смешанной системы разработки. Потому для решения этой задачи был рассмотрен дополнительный критерий в виде скорости подвигания фронта горных работ.

Скорость подвигания фронта работ определяет производственную мощность системы разработки пологих пластов и зависит, в частности, от мощности пласта и производительности добычного оборудования. В работе не ставилась задача исследования добычного звена системы разработки, поэтому скорость подвигания фронта ( $v_{\text{ф}}$ , м/год) принималась как заданный при проектировании параметр.

Заданная скорость подвигания фронта работ может быть достигнута при различных соотношениях емкости ковша и длины стрелы драглайна. На рис. 4.3 показан пример линий уровня функции скорости подвигания фронта  $v_{\text{ф}}(E; L_{\text{СТ}})$  в плоскости  $(E; L_{\text{СТ}})$  откуда видно, что скорость подвигания, например, около 200 м/год может быть достигнута, в частности, экскаваторами ЭШ 32.60 и ЭШ 15.95.

Дальнейший выбор одной из возможных моделей драглайна для конкретных параметров пласта (угол падения и мощность, влияние которых учитывается через коэффициент переэкскавации и скорость подвигания фронта), осуществляется путем сравнения рабочих масс машин. Из этих соображений из двух приведенных выше вариантов моделей драглайнов выбирается модель с меньшей массой. Расчетная масса ЭШ 32.60 составляет 1200 т, масса ЭШ 15.95 – 1560 т.

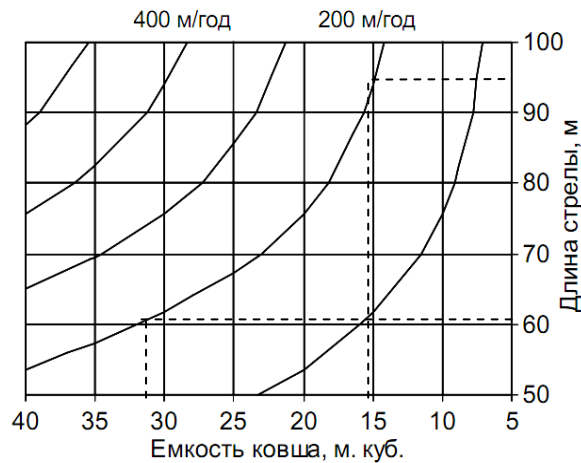


Рис.4.4. Линии уровня скорости продвижения фронта

Для практической реализации изложенного метода выбора модели драглайна на стадии проектирования разработана программа для ПК в среде MS Excel, основанная на установленных закономерностях изменения технико-экономических параметров технологических схем экскавации в бестранспортной зоне. Область применения программы соответствует условиям залегания пологих пластов на угольных месторождениях центрального Кузбасса. Фрагмент программы и результатов расчета при падении пласта  $3^\circ$  представлен на рис. 4.4. Возможные варианты моделей в таблице соответствуют выделенным ячейкам.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
30													
31		Таблица масс различных моделей драглайнов (т)											
32													
33		Угол падения пласта, град.	3		Мощность пласта, м	4							
34		Скорость продвижения фронта работ, м/год:	от 100		до 150								
35		Ковш,	Длина стрелы, м										
36		м. куб.	50	55	60	65	70	75	80	85	90	95	100
37		5	264	309	357	407	460	516	574	634	697	762	829
38		10	415	485	560	639	722	809	900	995	1094	1196	1301
39		15	540	632	729	832	940	1054	1172	1295	1423	1556	1694
40		20	651	761	879	1003	1134	1270	1413	1562	1716	1876	2042
41		25	752	880	1016	1160	1310	1468	1633	1805	1984	2169	2361
42		30	847	991	1144	1306	1475	1653	1839	2032	2233	2442	2658
43		35	936	1095	1265	1443	1631	1827	2033	2247	2469	2699	2938
44		40	1021	1195	1379	1574	1779	1993	2217	2450	2693	2944	3204
45		Рамкой выделены варианты моделей, которые обеспечивают скорость											
46		подвижения от 100 до 150 м/год при падении пласта 3 град.											

Рис.4.5. Фрагмент программы по выбору модели драглайна и результатов расчета при падении пласта

Численные эксперименты показывают, что мощность угольного пласта практически не влияет на выбор модели драглайна для бестранспортной зоны при смешанной системе разработки. Вместе с тем угол падения пласта, от ко-

торого зависит вместимость ярусов бестранспортного отвала, оказывает существенное влияние на перечень моделей драглайнов, обеспечивающих необходимую скорость подвигания.

На рис. 4.5 представлены результаты аналогичного расчета при падении пласта  $9^\circ$ , который свидетельствует о существенном сдвиге возможных моделей драглайнов в сторону увеличения технологических параметров. Если в первом случае диапазоны технологических параметров составляли для ковшей  $10\text{--}25\text{ м}^3$ , длины стрелы до 90 м, массы от 650 до 1100 т., то для залегания пласта под углом  $9^\circ$  требуются драглайны массой 940 – 1700 т с большими объемами ковшей и стрелой до 100 м.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
30													
31		Таблица масс различных моделей драглайнов (т)											
32													
33		Угол падения пласта, град.					9	Мощность пласта, м					4
34		Скорость подвигания фронта работ, м/год:								от	100	до	150
35		Ковш,	Длина стрелы, м										
36		м. куб.	50	55	60	65	70	75	80	85	90	95	100
37		5	264	309	357	407	460	516	574	634	697	762	829
38		10	415	485	560	639	722	809	900	995	1094	1196	1301
39		15	540	632	729	832	940	1054	1172	1295	1423	1556	1694
40		20	651	761	879	1003	1134	1270	1413	1562	1716	1876	2042
41		25	752	880	1016	1160	1310	1468	1633	1805	1984	2169	2361
42		30	847	991	1144	1306	1475	1653	1839	2032	2233	2442	2658
43		35	936	1095	1265	1443	1631	1827	2033	2247	2469	2699	2938
44		40	1021	1195	1379	1574	1779	1993	2217	2450	2693	2944	3204
45		Рамкой выделены варианты моделей, которые обеспечивают скорость											
46		подвигания	от	100	до	150	м/год	при падении пласта	9 град.				

Рис.4.6. Фрагмент программы по выбору модели драглайна и результатов расчета при падении пласта  $9^\circ$ .

Научное положение – *заданная скорость подвигания фронта горных работ обеспечивается различными комбинациями емкости ковша и длины стрелы экскаватора-драглайна, конкретные значения которых при имеющихся горно-геологических условиях залегания пласта необходимо устанавливать исходя из минимальной массы возможных вариантов моделей драглайна.*

## Выводы

1. Установленные закономерности изменения коэффициента переэкскавации, скорости подвигания фронта работ и других технологических пока-

зателей системы разработки, предлагаемая методика расчета экономических показателей позволяют исследовать закономерности изменения как частных (по бестранспортной и транспортной зонам), так и общих экономических показателей в зависимости от высоты бестранспортного уступа и других исходных факторов.

2. При увеличении высоты бестранспортного уступа в пределах ее значений, обеспечивающих отсыпку двухъярусного отвала, имеет место увеличение затрат в бестранспортной зоне и уменьшение затрат в транспортной зоне. Характер этих изменений предопределяет слабо выраженный минимум общих затрат, который находится левее значения высоты бестранспортного уступа, при котором достигается максимальное заполнение двухъярусного отвала. Дальнейшее увеличение высоты бестранспортного уступа связано с переходом на отсыпку трехъярусного отвала, скачкообразным увеличением коэффициента переэкскавации и соответствующим увеличением общих затрат за счет увеличения затрат по бестранспортной зоне.

3. Характер зависимости затрат от высоты бестранспортного уступа свидетельствует о том, что в производственных условиях ее значение целесообразно принимать на 5 – 10 м меньше по сравнению с расчетным значением  $H_{\text{бт}}^{\text{я}2.\text{max}}$ . С одной стороны это будет способствовать приближению удельных затрат к минимально возможному значению, с другой – гарантировано обеспечит укладку породы в пределах двух ярусов.

4. Заданная скорость подвигания фронта горных работ зависит от параметров залегания пласта и может быть обеспечена различными соотношениями вместимости ковша и длины стрелы экскаватора, конкретные значения которых необходимо устанавливать при проектировании исходя из минимальной массы возможных вариантов базовых моделей драглайна.



## **Заключение**

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой на основе установленных закономерностей изменения технико-экономических показателей смешанной системы разработки пологих пластов определена рациональная высота бестранспортного ступа, определяющая соотношение объемов транспортной и бестранспортной вскрыши на стадии эксплуатации разреза, разработана методика выбора модели драглайна на стадии проектирования при заданных горно-геологических условиях залегания пласта, что имеет существенное значение для угледобывающих предприятий отрасли с открытым способом разработки месторождений.

Основные научные и практические результаты, выводы и рекомендации заключаются в следующем.

1. Схемы экскавации бестранспортной вскрыши при разработке пологих пластов по смешанной системе целесообразно систематизировать по числу отсыпаемых отвальных ярусов (одно-, двух- и трехъярусные), что отражает взаимосвязь объема уступа с вместимостью внутреннего отвала.

2. Высота бестранспортного уступа предопределяет распределение объемов транспортной и бестранспортной вскрыши. При ее увеличении имеет место с одной стороны уменьшение объема более дорогой транспортной вскрыши, но с другой стороны ухудшаются и технико-экономические показатели бестранспортной зоны за счет увеличения объемов переэкскавации. Поэтому существуют такая высота бестранспортного уступа и соответствующее ей соотношение объемов транспортной и бестранспортной вскрыши при которых достигается минимум суммарных затрат на вскрышу по карьерному полю.

3. Основными технологическими показателями бестранспортных схем экскавации, определяющих их эффективность, являются коэффициент переэкскавации горной массы и годовая скорость подвигания фронта горных работ.

4. Для всех моделей экскаваторов зависимость коэффициента переэкскавации от высоты бестранспортного уступа не является непрерывной. Резкое увеличение общего коэффициента переэкскавации имеет место при переходе от схем с отсыпкой одноярусных отвалов к схемам с двухъярусными отвалами, а также при переходе от схем с отсыпкой двухъярусных отвалов к схемам с трехъярусными отвалами, что связано с усложнением организации работ драглайна и возникновением дополнительных объемов экскавации.

При этом, если в первом случае скачок общего коэффициента переэкскавации составляет менее 5% от общего объема вскрыши, то во втором случае имеет место кратное увеличение общего коэффициента переэкскавации более, чем в два раза.

5. По мере увеличения высоты бестранспортного уступа при переходе к схемам экскавации с отсыпкой трехъярусного отвала имеет место резкое увеличение общего коэффициента переэкскавации, которое обуславливает снижение скорости подвигания фронта работ в 1,5 – 2 раза по сравнению со схемами с двухъярусными отвалами.

6. При смешанной системе разработки выполнение условий согласованного развития транспортной и бестранспортной зон по мере разработки карьерного поля при соответствующих объемах вскрышных работ дает основание для независимой оптимизации технологических параметров на основе технико-экономических показателей бестранспортной зоны.

7. Увеличение высоты бестранспортного уступа в пределах ее значений, обеспечивающих отсыпку двухъярусного отвала, имеет место увеличение затрат в бестранспортной зоне и уменьшение затрат в транспортной зоне. Характер этих изменений предопределяет слабо выраженный минимум общих затрат, который находится левее значения высоты бестранспортного уступа, при котором достигается максимальное заполнение двухъярусного отвала. Дальнейшее увеличение высоты бестранспортного уступа связано с переходом на отсыпку трехъярусного отвала, резким увеличением общего ко-

эffициента переэкскавации и соответствующим увеличением общих затрат за счет увеличения затрат по бестранспортной зоне.

8. Высоту бестранспортного уступа, определяющую рациональное соотношение объемов транспортной и бестранспортной вскрыши при разработке пологих пластов по смешанной системе при использовании драглайнов с длиной стрелы 50 – 100 м, целесообразно принимать на 5 – 10 м меньше по сравнению с максимальной высотой уступа, обеспечивающей отсыпку двухъярусного отвала.

9. Заданная скорость подвигания фронта горных работ может быть обеспечена различными соотношениями емкости ковша и длины стрелы экскаватора, конкретные значения которых целесообразно устанавливать при проектировании исходя из минимальной массы возможных вариантов моделей драглайна, обеспечивающих заданную скорость подвигания.

10. При смешанной системе разработки пологого пласта экономическая эффективность бестранспортных схем с отсыпкой двухъярусных отвалов составляет не менее 15 руб./м<sup>3</sup> по сравнению со схемами с отсыпкой трехъярусных отвалов.

11.

## Литература

1. Аксенов, В.П. Совершенствование технологии разработки мощных слабонаклонных месторождений / В.П. Аксенов, И.Л. Коган // Развитие теории открытых горных работ: сб. науч. тр. – М.: МГИ, 1991. – 180 с.
2. Анистратов, К.Ю. Карьерные экскаваторы – гидравлика или канат? / К.Ю. Анистратов // Уголь. – 2010. – №6. – С. 31-35.
3. 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.
4. Анистратов, К.Ю., Борщ-Компониец Л.В. Анализ рынка карьерных экскаваторов и самосвалов в РФ и странах СНГ / К.Ю. Анистратов, Л.В. Борщ-Компониец // Глубокие карьеры: сб. докл. Всеросс. науч.-техн. конф. 18-22 июня 2012, Апатиты – Спб, 2012. – С. 272-282.
5. Анпилогов, А.Е., Определение основных параметров бестранспортной системы разработки / А.Е. Анпилогов // Уголь. – 1987. – №2. – С. 23-25.
6. Арсентьев, А.И. Современные принципы теории проектирования карьеров / А.И. Арсентьев. – Л.: Наука, 1987. – 256 с.
7. Белинкин, А.А. Увязка вскрышных и добычных работ при бестранспортной системе / А.А. Белинкин, Г.Н. Серин // Уголь. – 1971. – №8. – С. 32-36.
8. Беляков, Ю.И. Проектирование экскаваторных работ / Ю.И. Беляков. – М.: Недра, 1983. – 349 с.
9. Беляков, Ю.И. Экскаваторные работы: справочник рабочего / Ю.И. Беляков. – М.: Недра, 1992. – 288 с.
10. Бирюков, А.В. Статистические модели в процессах горного производства / А.В. Бирюков, В.И. Кузнецов, А.С. Ташкинов. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 1996. – 228 с.
11. Богданова, О.И. Рекомендации по выбору параметров внутренних отвалов при использовании мощных драглайнов на разрезах южного Кузбасса / О.И. Богданова // Вопросы разработки угольных и сланцевых месторождений открытым способом: науч. сообщ. – ИГД им. Скочинского. – М., 1980. – Вып. 185. – С. 18-25.
12. Вагоровский, В.С. Исследование рациональных параметров бестранспортных систем разработки пологих угольных пластов: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. – М., 1975. – 23 с.
13. Вагоровский, В.С. Об эффективности полного использования рабочих параметров драглайнов / В.С. Вагоровский // Уголь. – 1983. – №2. – С. 24-25.
14. Васильев, Е.И. Исследование схем вскрытия карьерных полей при разработке месторождений с пологим и слабонаклонным залеганием пластов / Е.И. Васильев, С.П. Печенихин // Сб. ст. ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1974. – С. 56-104.
15. Васильев, Е.И. Вскрытие добычных горизонтов в зоне бестранс-

портных систем разработки / Е.И. Васильев, Звягинцев, Ю.И. // Сб. ст. ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1972. – С. 126-159.

16. Васильев, Е.И. Обоснование мощности вскрыши по бестранспортной технологии / Е.И. Васильев, Ю.И. Звягинцев, А.П. Духнов // Совершенствование открытой разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1973. – С. 43-49.

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

18. Винницкий, К.Е. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках / К.Е. Винницкий. – М.: Недра, 1984. – 237 с.

19. 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.

20. Винницкий, К.Е. Управление устойчивостью внутренних отвалов / К.Е. Винницкий, О.И. Шушкина, Э.И. Реентович // Обзор ЦНИЭИуголь. – М., 1984. – 48 с.

21. Винокурский, Х.А. Стальные конструкции в тяжелом машиностроении / Х.А. Винокурский. – Свердловск: Машгиз, 1960. – 352 с.

22. Винокурский, Х.А. Шагающие экскаваторы Уралмашзавода / Х.А. Винокурский, Т.Е. Исаев, Б.И. Сатовский. – М., Свердловск: Машгиз, 1958. – 331 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. Воронков, В.Ф. Технология вскрышных работ с созданием трасс передвижения драглайнов в отвальной зоне, совмещенным с процессом формирования отвальных ярусов / В.Ф. Воронков, В.С. Вагоровский // Открытая разработка угольных месторождений: сб. науч. тр. КузПИ. – Кемерово, 1988. – С. 110-114.

25. Габриэлян, С.С. Применение комбинированного перемещения породы при бестранспортной системе разработки / С.С. Габриэлян // Уголь. – 1969. – №1. – С. 18-22.

26. 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.

27. Горное оборудование Уралмашзавода / Коллектив авторов. Ответственный редактор-составитель Г.Х. Бойко. – Екатеринбург: «Уральский рабочий», 2003. – 240 с.

28. Горная техника. Каталог-справочник. – М.: Либхерр-Русланд, 2007. – 223 с.

29. Горная энциклопедия. Т. 1-5. / под ред. Козловского Е.А. – М.:

Недра, 1984-1991.

30. ГОСТ 17257-87. Экскаваторы одноковшовые универсальные. Методы определения вместимости ковша. – М.: Из-во стандартов, 1987. – 12 с.

31. Грачев, А.А. Расчет параметров схем экскавации при отработке вскрыши высокими уступами / А.А. Грачев // Сб. науч. тр. МГИ.– М., 1977. – С. 3-7.

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

33. Гриднев В.А. Тенденция развития и опыт применения мощных шагающих драглайнов за рубежом / В.А. Гриднев // М.: ЦНИЭИуголь, 1980. – 29 с.

34. Гриднев, А.П. Технологические схемы бестранспортных систем разработки / А.П. Гриднев // Добыча угля открытым способом: сб. ст. ЦНИЭИуголь. – 1982. – №3. – С. 33-34.

35. Гриднев, А.П. Повышение эффективности бестранспортной системы разработки на разрезе / А.П. Гриднев // Обзор ЦНИЭИуголь. – М., 1973. – 59 с.

36. Груздев, А.В. Шагающие драглайны / А.В. Груздев, И.Н. Сандригайло // Горная промышленность. – 2008. – №5. – С. 6.

37. Демин, А.М. Напряженное состояние и устойчивость отвалов на карьерах / А.М. Демин, О.И. Шуткин. – М.: Недра, 1978. – 150 с.

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

39. Домбровский, Н.Г. Экскаваторы. / Н.Г. Домбровский. – М.: Машиностроение, 1969. – 317 с.

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

41. 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. ЦНИЭИуголь. – 1966. – №8. – С. 14-18.

42. Захаров, Ю.А. Применение мощных драглайнов для разработки скальных пород / Ю.А. Захаров, Ю.И. Селиванов, С.А. Власов // Добыча угля открытым способом: сб. ст. ЦНИЭИуголь. – 1967. – №3. – С. 15-18.

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

44. Звягинцев, Ю.И. Методика обоснования схем организации работ при использовании систем разработки с перевалкой вскрыши / Ю.И. Звя-

гинцев, О.Б. Кортелев // Оптимизация параметров карьеров: сб. науч. тр. ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1978. – С. 32-37.

45. Злобина, Е.В. Повышение экономической эффективности разработки пологого пл. 78 на разрезе «Ерунаковский» / Е.В. Злобина // Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр: материалы VIII междунар. конф.– Москва-Таллин. – М.: РУДН, 2009. – С. 412-414.

46. Злобина, Е.В. Обоснование высоты бестранспортного вскрышного уступа над пластом 9, разрабатываемого по углубочно-сплошной системе на разрезе «Сартакинский» / Е.В. Злобина // Форум горняков – 2009: материалы междунар. конф. – Д.: Национальный горный ун-т, 2009. – С. 72-77.

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

48. Злобина, Е.В. Новое направление определения высоты бестранспортного уступа при отработке пологих пластов по углубочно-сплошной системе (на примере разреза «Сартакинский») / Е.В. Злобина // Россия молодая: материалы II всерос. 55 науч.-практ. конф. – Кемерово: КузГТУ, 2010. – С. 409-412.

49. Злобина, Е.В. Обоснование рациональной модели шагающего драглайна для разработки пологих пластов по углубочно-сплошной системе на месторождениях Кузбасса / Е.В. Злобина // Перспективы развития горно-транспортного оборудования: материалы междунар. науч.-практич. конф. – М.: УНПЦ «Стройгормаш», 2013. – С. 63-77.

50. Злобина, Е.В. Порядок проведения горно-геометрического анализа пологой залежи при подготовке к разработке по углубочно-сплошной системе / Е.В. Злобина // Вестн. КузГТУ.– 2016. – №1. – С. 58-62.

51. Злобина, Е.В. К вопросу выбора модели драглайна для разработки перспективных угольных месторождений Кузбасса / Е.В. Злобина, В.Г. Проноза, М.А. Тюленев // Вестн. КузГТУ. – 2013. – №6. – С. 41-45.

52. Злобина, Е.В. Оценка влияния рабочей массы и длины стрелы драглайнов на высоту бестранспортного уступа / Е.В. Злобина, М.А. Тюленев // Перспективы развития горно-транспортного оборудования: материалы междунар. науч.-практич. конф. – М.: УНПЦ «Стройгормаш», 2013. – С. 252-259.

53. Злобина Е.В. Формирование коэффициента переэкскавации при бестранспортной разработке вскрышных уступов модельным рядом драглайнов одной рабочей массы / Е.В. Злобина, В.Г. Проноза // Вестн. КузГТУ. – 2015. – №2. – С. 41-48.

54. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. – Л.: ВНИМИ, 1971. – 193 с.

55. 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.

56. 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.

57. Козлов, Ю.С. Устойчивость и несущая способность внутренних отвалов / Ю.С. Козлов, Э.Л. Галустян // Тез. доклад. конф. «Технический прогресс на открытых горных работах Кузбасса» – КФ НИИОГР, ПО Кемеровоуголь. – Кемерово, 1984. – С. 49-50.

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

59. Колесников, В.Ф. Технические решения по вскрытию рабочих горизонтов разрезов Кузбасса / В.Ф. Колесников, В.И. Кузнецов, А.С. Ташкинов. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 1997. – 128 с.

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

61. Кортелев, О.Б. Влияние экскаваторной перевалки вскрыши на режим / О.Б. Кортелев, С.Г. Молотилов // Совершенствование открытой разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1973. – С. 10-26.

62. Кортелев, О.Б. Интенсификация горных работ на карьерах / О.Б. Кортелев, С.Г. Молотилов, В.К. Норри // Горный журнал. – 2005. – №12. – С. 115.

63. Кортелев, О.Б. К вопросу обоснования параметров технологических схем экскавации при бестранспортной системе разработки на угольных разрезах / О.Б. Кортелев, В.Н. Дьяченко, Ю.И. Звягинцев // Теория проектирования открытых горных работ: сб. науч. тр. ИГД СО АН СССР. – Новосибирск, 1982. – С. 86-92.

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

65. Костин, Е.В., Хашин В.Н. Отчет Сибирского филиала ВНИМИ по работе 020203 (этап 0200) по работе 020205 (этап 0400) «Разработать рекомендации по параметрам устойчивых бортов и отвалов на разрезах производственного объединения «Кемеровоуголь»» / Е.В. Костин, В.Н. Хашин. – Прокопьевск, 1975. (Фонды СО ВНИМИ, г. Прокопьевск).

66. Косолапов А.И. Исследование влияния мощности оборудования на формирование рабочей зоны карьера и на возможную интенсивность горных работ / Косолапов А.И., Пташник А.И. // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. 2012. Т. 5. № 4. С. 404-413.

67. 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.

68. Кубачек, В.Р. К определению взаимозависимостей параметров драглайнов / В.Р. Кубачек, А.П. Комиссаров // Горный журнал. – 1972. – №7. – С. 90-94.

69. Кузнецов, В.И. Развитие и совершенствование бестранспортных схем экскавации в Кузбассе / В.И. Кузнецов // Уголь. – 1990. – №5. – С. 27-28.

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. 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.

74. Манкевич, В.В. Методика исследования режима горных работ для пологих и наклонных многопластовых угольных месторождений / В.В. Манкевич, И.В. Зеньков // Вопросы проектирования открытой разработки угольных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. – Кемерово, 1990. – С. 10-17.

75. Махно, Д.Е. К методике оценки технической производительности экскаваторов / Д.Е. Махно // Совершенствование технологии открытой разработки угольных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. – Кемерово, 1981. – С. 156-162.

76. Мельников, Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам / Н.В. Мельников. – М.: Недра, 1974. – 424 с.

77. Мельников, Н.В. Справочник инженера и техника по открытым горным работам / Н.В. Мельников. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 709 с.

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

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

80. 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.

81. Мельников, Н.Н. К вопросу определения рабочих параметров шагающих драглайнов по весу / Н.Н. Мельников, Т.М. Набокова // Уголь. – 1970. – №7. – С. 19-23.

82. Методические рекомендации по применению Классификации за-

пасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Угли и горючие сланцы. – М.: 2007. – 34 с.

83. 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.

84. Мордухович, И.Л. О целесообразности создания длиностреловых моделей драглайнов / И.Л. Мордухович // Социально-экономические и научно-технические проблемы интенсификации на угледобыче Кузбасса: сб. ст. – Кемерово, 1987. – С. 36-37.

85. Мордухович, И.Л. Продолжительность рабочего цикла драглайна при экскавации пород в различных производственных условиях / И.Л. Мордухович // Технологические процессы открытых горных работ и их совершенствование: науч.-техн. сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского. – Вып. 211 – М., 1982. – С. 64-68.

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

87. Муромцев, И. Л. Алгоритм оценки влияния факторов при технико-экономических исследованиях / И.Л. Муромцев, Б.С. Шугалов // Совершенствование технологии открытой разработки угольных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. КузГТУ. – Кемерово, 1981. – С. 16-21.

88. 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.

89. Нецветаев, А.Г. К вопросу о рабочих параметрах мощных мехлопат / А.Г. Нецветаев // Социально-экономические и научно-технические проблемы интенсификации открытой угледобычи Кузбасса: тез. докл. конф. – Кемерово, 1987. – С. 45-47.

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

91. 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.

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

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

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

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

96. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05–619–03). Серия 05. Выпуск 3 / Колл. авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 114 с.

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

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

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

100. 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.

101. 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.

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

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

104. Проноза, В.Г. Рациональная высота бестранспортного уступа при разработке пологих пластов на разрезах центрального Кузбасса / В.Г. Проноза, Е.В. Злобина // Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительство и энергетики: мат. V междунар. конф. – Тула: ТулГУ, 2009. – С. 185-192.

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

106. 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.

107. Раскин, В.Л. Анализ конструкций мощных шагающих экскаваторов и разработка методики определения их основных линейных параметров: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.05.06. – Свердловск, 1972. – 29 с.

108. Ревков, А.Н. Повышение эффективности комбинированной системы разработки на разрезах Кузбасса / А.Н. Ревков // Межвуз. сб. научн. тр. КузГТУ – Кемерово, 1994. – С. 58-65.

109. Ревков, А.Н. Технологическо-экономические аспекты интенсификации бестранспортной вскрыши / А.Н. Ревков // Социально-экономические и научно-технические проблемы интенсификации на угледобыче Кузбасса: тез. докл. конф. – Кемерово, 1987. – С. 32-33.

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

111. Репин, Н.Я. Экспериментальные исследования параметров развала параметров развала породы при взрывании со сбросами на карьерах / Н.Я. Репин, М.А. Потапов // Открытая добыча угля в Кузбассе: сб. ст. КузПИ. – Кемерово, 1973. – С. 87-96.

112. Репин, Н.Я. Подготовка горных пород к выемке. Ч.1: учебное пособие / Н.Я. Репин. – М.: «Мир горной книги», 2009. – 188 с.

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

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

115. 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.

116. Рыбаков, Б.Н. К вопросу увеличения объемов бестранспортной вскрыши в Кузбассе / Б.Н. Рыбаков, В.Н. Плотников // Технический прогресс на открытых горных работах Кузбасса: тез. докл. конф. – Кемерово, 1984. – С. 28-30.

117. 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.

118. 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.

119. Скурихин, Ю.Г. Опыт эксплуатации экскаватора-драглайна ЭШ 40.85 / Ю.Г. Скурихин, Н.И. Чеканников, Ю.А. Кабанов // Уголь. – 1983. – №4. – С. 32-35.

120. Справочник. Открытые горные работы / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов и др. – М.: Горное дело, 1994. – 590 с.

121. Станченко, И.К. Методология проектирования горных предприятий / И.К. Станченко, Ю.И. сивирский, Б.Д. Миловзоров. – М.: Недра. – 1986. – 429 с.

122. Сысоев, А.А. Об оптимальной емкости ковша экскаватора / А.А. Сысоев // Уголь. – 1982. – №2. – С. 18-22.

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. Сысоев, А. А. Инженерно-экономические расчеты для открытых горных работ: учеб. пособие / А.А. Сысоев. – Кемерово: КузГТУ, 2005. – 179 с.

125. 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.

126. Терминологический словарь-справочник по инженерной геологии / сост. Пашкин Е.М. – М.: Книжный дом университет, 2011. – 952 с.

127. Терминологический словарь по маркшейдерскому делу / под ред. А.Н. Омельченко. – М.: Недра, 1987. – 190 с.

128. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – М.: Недра, 1982. – 405 с.

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

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

131. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров: учеб. для вузов / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснинский, В.В. Хронин. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – 519 с.

132. 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.

133. 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 ак-

ционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности, 2015. – 276 с.

134. 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.

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

136. Ческидов, В.И. К вопросу расширения области применения бестранспортной технологии при отработке свит пластов пологого падения / В.И. Ческидов, С.П. Печенихин, Т.И. Россова // Новое в теории проектирования и технологии открытых горных работ: сб. науч. тр. ИГД СО АН СССР – Новосибирск, 1974. – С. 121-127.

137. Ческидов, В.И. Повышение эффективности комбинированных систем разработки горизонтальных и пологопадающих пластовых месторождений / В.И. Ческидов, Е.И. Васильев // ГИАБ. – 2005. – №1. – С. 167-170.

138. Шатуев, В.И. Особенности расчета экономической работы при переходе к рыночной экономике / В.И. Шатуев // Проблемы открытой разработки угольных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. КузГТУ. – Кемерово, 1994. – 150 с.

139. Штейнцаг, В.М. Интенсификация вскрышных работ на угольных разрезах с применением мощных экскаваторно-автомобильных комплексов / В.М. Штейнцаг. – М., 1986. – 91 с.

140. 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.

141. Щадов, М.И. Развитие техники и технологии открытой угледобычи / М.И. Щадов, К.Е. Винницкий, М.Г. Потапов // М.: Недра, 1987. – 237 с.

142. Щадов, В.М. Зависимость производительности мощных драглайнов от качества взрывной подготовки забоев / В.М. Щадов // Добыча угля открытым способом: науч.-техн. реф. сб. ЦНИЭИуголь. – 1979. – №5. – С. 13-16.

143. Щадов, М.И. Проблемы интенсификации бестранспортных систем разработки / М.И. Щадов // Уголь. – 1985. – №11. – С. 25-29.

144. 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.

145. 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.

## Приложения

Приложение 1. Пример результатов расчета технологических показателей

ЭШ 5.95	<b>Н<sub>бт</sub>, М</b>	<b>П<sub>ср.см</sub> М<sup>3</sup>/СМ</b>	<b>П<sub>ср. год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup>/ГОД</b>	<b>К<sub>сб</sub></b>	<b>Т<sub>зах</sub>, СМ</b>	<b>Т<sub>бт</sub>, СМ</b>	<b>υ<sub>ф.бт</sub>, М/ГОД</b>	<b>К<sub>пэ.об</sub></b>	<b>V<sub>бт.год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup></b>	<b>V<sub>т.год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup></b>	<b>V<sub>тр.год</sub>/ V<sub>бт.год</sub></b>
	<b>15</b>	<b>1177</b>	<b>865,2</b>	0,077	442,7	500,9	67,5	<b>0,093</b>	<b>1067,6</b>	<b>3713,7</b>	<b>3,5</b>
	<b>20</b>	<b>1136</b>	<b>835</b>	0,112	592	671,0	50,4	<b>0,143</b>	<b>1027,6</b>	<b>2535,8</b>	<b>2,5</b>
	<b>25</b>	<b>1138</b>	<b>836</b>	0,126	730	828,8	40,8	<b>0,150</b>	<b>1028,8</b>	<b>1854,1</b>	<b>1,8</b>
	<b>30</b>	<b>571</b>	<b>419</b>	0,123	1753	1993,9	17,0	<b>0,145</b>	<b>517,7</b>	<b>685,1</b>	<b>1,3</b>
	<b>35</b>	<b>783</b>	<b>575</b>	0,115	1506	1715,9	19,7	<b>0,486</b>	<b>711,8</b>	<b>693,0</b>	<b>1,0</b>
	<b>40</b>	<b>729</b>	<b>536</b>	0,115	1864,3	2127,9	15,9	<b>0,507</b>	<b>659,4</b>	<b>472,8</b>	<b>0,7</b>
ЭШ 10.70	<b>Н<sub>бт</sub>, М</b>	<b>П<sub>ср.см</sub> М<sup>3</sup>/СМ</b>	<b>П<sub>ср. год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup>/ГОД</b>	<b>К<sub>сб</sub></b>	<b>Т<sub>зах</sub>, СМ</b>	<b>Т<sub>бт</sub>, СМ</b>	<b>υ<sub>ф.бт</sub>, М/ГОД</b>	<b>К<sub>пэ.об</sub></b>	<b>V<sub>бт.год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup></b>	<b>V<sub>т.год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup></b>	<b>V<sub>тр.год</sub>/ V<sub>бт.год</sub></b>
	<b>15</b>	<b>2520</b>	<b>1852</b>	0,150	124,3	140	182,9	<b>0,176</b>	<b>2664,2</b>	<b>10063,6</b>	<b>3,8</b>
	<b>20</b>	<b>2506</b>	<b>1842</b>	0,170	163,1	184	139,2	<b>0,188</b>	<b>2652,7</b>	<b>7003,2</b>	<b>2,6</b>
	<b>25</b>	<b>1655</b>	<b>1217</b>	0,190	302,3	343	74,9	<b>0,249</b>	<b>1751,9</b>	<b>3406,6</b>	<b>1,9</b>
	<b>30</b>	<b>1737</b>	<b>1276</b>	0,195	344,8	392	65,6	<b>0,286</b>	<b>1838,1</b>	<b>2650,1</b>	<b>1,4</b>
	<b>35</b>	<b>1384</b>	<b>1018</b>	0,182	532,6	606	42,4	<b>0,630</b>	<b>1415,5</b>	<b>1490,9</b>	<b>1,1</b>
	<b>40</b>	<b>1592</b>	<b>1170</b>	0,176	578	659	39,0	<b>0,792</b>	<b>1506,7</b>	<b>1160,4</b>	<b>0,8</b>
ЭШ 15.62	<b>Н<sub>бт</sub>, М</b>	<b>П<sub>ср.см</sub> М<sup>3</sup>/СМ</b>	<b>П<sub>ср. год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup>/ГОД</b>	<b>К<sub>сб</sub></b>	<b>Т<sub>зах</sub>, СМ</b>	<b>Т<sub>бт</sub>, СМ</b>	<b>υ<sub>ф.бт</sub>, М/ГОД</b>	<b>К<sub>пэ.об</sub></b>	<b>V<sub>бт.год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup></b>	<b>V<sub>т.год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup></b>	<b>V<sub>тр.год</sub>/ V<sub>бт.год</sub></b>
	<b>15</b>	<b>3685</b>	<b>2708</b>	0,200	75	84,9	264,2	<b>0,162</b>	<b>3621,4</b>	<b>14534,3</b>	<b>4,0</b>
	<b>20</b>	<b>1846</b>	<b>1357</b>	0,220	208,4	220,6	101,6	<b>0,212</b>	<b>1820,7</b>	<b>5114,9</b>	<b>2,8</b>
	<b>25</b>	<b>2457</b>	<b>1806</b>	0,203	204,8	232,5	94,8	<b>0,226</b>	<b>2181,0</b>	<b>4310,1</b>	<b>2,0</b>

	<b>30</b>	<b>2219</b>	<b>1631</b>	0,187	277,6	315,7	69,8	<b>0,202</b>	<b>1976,3</b>	<b>2821,4</b>	<b>1,4</b>
	<b>35</b>	<b>2238</b>	<b>1645</b>	0,240	314,5	358,3	61,5	<b>0,778</b>	<b>1909,0</b>	<b>2164,1</b>	<b>1,1</b>
	<b>40</b>	<b>2163</b>	<b>1590</b>	0,241	374,3	427,2	51,6	<b>0,828</b>	<b>1836,9</b>	<b>1535,9</b>	<b>0,8</b>
ЭШ 20.55	<b>H<sub>бт</sub>, М</b>	<b>П<sub>ср.см</sub> М<sup>3</sup>/СМ</b>	<b>П<sub>ср. год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup>/ГОД</b>	<b>K<sub>сб</sub></b>	<b>T<sub>зах</sub>, СМ</b>	<b>T<sub>бт</sub>, СМ</b>	<b>v<sub>ф.бт</sub>, М/ГОД</b>	<b>K<sub>пэ.об</sub></b>	<b>V<sub>бт.год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup></b>	<b>V<sub>т.год</sub>, ТЫС. М<sup>3</sup></b>	<b>V<sub>тр.год</sub>/ V<sub>бт.год</sub></b>
	<b>15</b>	<b>4424</b>	<b>3252</b>	0,1	103,6	117,2	188,1	<b>0,247</b>	<b>2901,0</b>	<b>10349,5</b>	<b>3,6</b>
	<b>20</b>	<b>2946</b>	<b>1777</b>	0,213	160,3	181,7	121,4	<b>0,271</b>	<b>2193,6</b>	<b>6107,6</b>	<b>2,8</b>
	<b>25</b>	<b>2922</b>	<b>2148</b>	0,197	169,7	192,7	114,4	<b>0,246</b>	<b>2651,9</b>	<b>5201,6</b>	<b>2,0</b>
	<b>30</b>	<b>2897</b>	<b>2129</b>	0,18	210,5	239,4	92,1	<b>0,821</b>	<b>2628,8</b>	<b>3720,8</b>	<b>1,4</b>
	<b>35</b>	<b>2811</b>	<b>2066</b>	0,174	266,2	303,3	72,7	<b>1,043</b>	<b>2451,2</b>	<b>2556,8</b>	<b>1,0</b>
	<b>40</b>	<b>2149</b>	<b>1579</b>	0,176	383,1	437,3	50,4	<b>1,124</b>	<b>1948,4</b>	<b>1500,6</b>	<b>0,8</b>



**Приложение 2. Показатели  $K_{пэ}$  при полной вместимости 2-х ярусного отвала (граница перехода к 3-х ярусному)**

Драглайн ЭШ 10.70			
Угол падения, мощность $\varphi$ , м	$H_{бт}$ (по формуле), м	$H_{бт}$ (найдена графически), м	Коэффициент переэкскавации ( $K_{пэ}$ )
$\varphi=9^\circ$ , m=12 м	28,31	29,6	0,455
$\varphi=9^\circ$ , m=4 м	28,31	29,6	0,534
$\varphi=3^\circ$ , m=12 м	37	36,2	0,094
$\varphi=3^\circ$ , m=4 м	37	36,2	0,101
Драглайн ЭШ 20.90			
Угол падения, мощность $\varphi$ , м	$H_{бт}$ (по формуле), м	$H_{бт}$ (найдена графически), м	Коэффициент переэкскавации ( $K_{пэ}$ )
$\varphi=9^\circ$ , m=12 м	32,1	36	0,135
$\varphi=9^\circ$ , m=4 м	32,1	36	0,124
$\varphi=3^\circ$ , m=12 м	44,7	42,8	0,032
$\varphi=3^\circ$ , m=4 м	44,7	42,8	0,027
Драглайн ЭШ 20.55			
Угол падения, мощность $\varphi$ , м	$H_{бт}$ (по формуле), м	$H_{бт}$ (найдена графически), м	Коэффициент переэкскавации ( $K_{пэ}$ )
$\varphi=9^\circ$ , m=12 м	25,4	31,7	0,465
$\varphi=9^\circ$ , m=4 м	25,4	31,7	0,463
$\varphi=3^\circ$ , m=12 м	31,25	36	0,493
$\varphi=3^\circ$ , m=4 м	31,25	36	0,493

**Приложение 3. Значения высот бестранспортных уступов при отсыпке двух- и трехъярусных отвалов моделями драглайнов различной рабочей массы ( $G_3$ ) и разных углов наклона основания отвала ( $\varphi$ )**

φ, градус	$G_3=550$ т	$H_{02}$ , м	$H_{03}$ , м	$G_3=750$ т	$H_{02}$ , м	$H_{03}$ , м	$G_3=850$ т	$H_{02}$ , м	$H_{03}$ , м
4	ЭШ 8,7.67	34,0	50,0	ЭШ	33,1	47,9	ЭШ	32,7	47,1
6	$R_p=60$ м	31,8	45,7	13,8.66,1	31,0	44,1	16,5.65,6	30,8	43,5
8	$H_p=26,5$ м	29,3	41,1	$R_p=60$ м	28,6	39,3	$R_p=60$ м	28,4	39,1
10	$A=30$ м	26,5	36,1	$H_p=25$ м	25,9	34,8	$H_p=24,4$ м	25,7	34,3
12		23,1	30,5	$A=30$ м	21,6	28,3	$A=30$ м	22,6	29,0
4	ЭШ	34,6	50,9	ЭШ	34,1	50,0	ЭШ	33,9	49,6
6	7,2.67,5	32,3	46,6	11,4.68	31,9	45,9	13,7.68,2	31,9	45,8
8	$R_p=60,5$ м	29,8	42,0	$R_p=61,6$ м	29,5	41,4	$R_p=62,2$ м	29,3	41,1
10	$H_p=27,3$ м	27,0	37,0	$H_p=26,7$ м	26,6	36,3	$H_p=26,4$ м	26,5	36,6
12	$A=30,2$ м	23,4	31,0	$A=30,8$ м	23,2	30,5	$A=31,1$ м	23,0	30,1
4	ЭШ 5,7.74	36,7	55,4	ЭШ 9,74.6	36,6	50,0	ЭШ	36,4	54,5
6	$R_p=65,9$ м	34,4	51,0	$R_p=67,1$ м	34,0	45,9	10,9.74,6	33,9	49,9
8	$H_p=31,3$ м	31,5	45,7	$H_p=30,8$ м	31,3	41,4	$R_p=67,5$ м	30,8	44,4
10	$A=32,9$ м	28,2	39,9	$A=33,5$ м	28,0	36,3	$H_p=30,4$ м	27,8	38,9
12		24,2	33,3		24,0	30,5	$A=33,7$ м	23,9	32,4
4	ЭШ	40,2	62,3	ЭШ	39,8	61,6	ЭШ 8.84,3	39,8	61,6
6	4,2.83,5	37,0	56,5	6,7.83,8	36,8	56,1	$R_p=75,5$ м	36,7	55,9
8	$R_p=73,7$ м	33,8	50,8	$R_p=74,7$ м	33,6	50,1	$H_p=36,3$ м	33,3	49,8
10	$H_p=36,8$ м	29,8	43,6	$H_p=36,3$ м	29,6	43,2	$A=37,8$ м	29,6	43,3
12	$A=36,9$ м	25,2	36,0	$A=$ м	25,0	35,4		25,2	35,9
4	ЭШ 2,7.100	45,5	73,4	ЭШ	45,2	72,7	ЭШ	44,9	72,2
6	$R_p=87,4$ м	41,6	66,3	4,3.100	41,3	65,7	5,2.100	41,1	65,3
8	$H_p=46,1$ м	37,2	58,5	$R_p=88,2$ м	37,4	58,6	$R_p=88,5$ м	36,9	57,8
10	$A=43,7$ м	32,1	50,1	$H_p=45,6$ м	32,0	49,3	$H_p=45,3$ м	32,0	49,4
12		26,4	40,5	$A=44,1$ м	26,3	39,8	$A=44,3$ м	26,2	39,9
4	ЭШ	36,3	54,4	ЭШ	37,7	55,5	ЭШ	34,3	52,2
6	16,8.75,6	33,7	49,7	23,5.76,2	33,5	49,3	34,3.77,4	31,2	47,0
8	$R_p=69,4$ м	30,8	44,4	$R_p=65,7$ м	30,6	43,9	$R_p=73,6$ м	30,8	44,3
10	$H_p=30,2$ м	27,7	38,7	$H_p=25,7$ м	27,6	38,5	$H_p=30$ м	27,5	38,4
12	$A=34,7$ м	24,0	32,3	$A=32,8$ м	23,7	31,9	$A=36,8$ м	23,7	32,0
4	ЭШ	39,5	60,9	ЭШ	39,5	60,9	ЭШ	37,5	58,9
6	12,6.84,7	36,6	55,6	17,6.85,4	36,5	55,4	26,1.86,2	36,4	55,3
8	$R_p=76,9$ м	33,2	49,4	$R_p=78,7$ м	33,1	49,2	$R_p=80,9$ м	33,1	49,4
10	$H_p=35,8$ м	29,3	42,6	$H_p=35,7$ м	29,3	42,6	$H_p=35,7$ м	29,3	42,7
12	$A=38,5$ м	24,9	35,1	$A=39,3$ м	24,8	35,1	$A=40,5$ м	24,9	35,3
4	ЭШ 8,3.100	44,6	71,6	ЭШ	44,3	71,0	ЭШ	44,2	70,8
6	$R_p=89,7$ м	40,9	64,9	11,8.100	40,8	64,6	17,9.100	40,4	64,0
8	$H_p=44,8$ м	36,6	57,3	$R_p=90,8$ м	36,5	57,0	$R_p=92,4$ м	36,2	56,6
10	$A=50$ м	31,7	48,8	$H_p=44,5$ м	31,9	49,0	$H_p=44,2$ м	31,5	48,5
12		26,3	39,7	$A=45,4$ м	26,5	39,8	$A=46,2$ м	25,7	39,1

Приложение 4. Фрагмент рабочей программы расчета технико-экономических показателей

