

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего
образования

«САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

На правах рукописи

ВУ ДЫК ТУАН

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО УРОВНЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ
УГЛЯ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ
“ТАЙ НАМ ДА МАЙ», ВЬЕТНАМ

Специальность 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и
строительная)

Диссертация
на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научные руководители:

Г.А. Холодняков
доктор технических наук, профессор
С.П. Решетняк
доктор технических наук, ст. науч. сотр.

Санкт-Петербург – 2018

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ СОКРАЩЕНИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, КАЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ НА РАЗРЕЗАХ ВЬЕТНАМА	9
1.1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ СОКРАЩЕНИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКАХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	9
1.2 СИСТЕМА ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА УГЛЯ	21
1.3 ДИНАМИКА КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ НА РАЗРЕЗЕ «ТАЙ НАМ ДА МАЙ», ВЬЕТНАМ	32
1.4 ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ	35
1.5 ВЫВОДЫ.....	39
ГЛАВА 2 СОКРАЩЕНИЕ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ.....	40
2.1 УЧЕТ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ.....	40
2.2 СПОСОБЫ И СРЕДСТВА РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ.....	45
2.3 ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ	57
2.4 ОБЩИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО СОКРАЩЕНИЮ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ	59
2.5 ВЫВОДЫ.....	63
ГЛАВА 3 ПОТЕРИ И ЗАСОРЕНИЕ НА КОНТАКТАХ УГОЛЬ – ПОРОДА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ	64

3.1 МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ ВЫЕМКИ УГЛЯ В ПЕРЕДЕЛАХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ КОНТАКТНОЙ ЗОНЫ	64
3.2 УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ НЕОБХОДИМОГО УРОВНЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ	71
3.3 ВЫВОДЫ.....	80
ГЛАВА 4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ	82
4.1 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ	82
4.2 МЕТОД ОПТИМИЗАЦИИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ УГЛЯ.....	87
4.3 ВЫВОДЫ.....	95
ГЛАВА 5 ОПТИМИЗАЦИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ НА РАЗРЕЗЕ «ТАЙ НАМ ДА МАЙ».....	96
5.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЗРЕЗЕ.....	96
5.2 ОПТИМИЗАЦИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ ВАРИАНТОВ ОТРАБОТКИ КОНТАКТОВ «УГОЛЬ – ПОРОДА».....	97
5.3 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ НА РАЗРЕЗЕ «ТАЙ НАМ ДА МАЙ»	105
5.4 ВЫВОДЫ.....	108
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	109
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	111

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследований. Одной из важнейших отраслей современного топливно-энергетического комплекса является добыча и переработка угля. По мере отработки эксплуатируемых месторождений и вовлечения в производственный процесс новых, происходит ухудшение условий их отработки. Переход месторождений в распределенный геологический фонд характеризуется значительно более сложной горно-геологической обстановкой, включая обводненность, газоносность, склонность к горным ударам и неустойчивость вмещающего горного массива. Кроме того, новые месторождения угля часто располагаются в отдаленных труднодоступных местах с суровым климатом. Соответственно, добыча, переработка и доставка потребителю угля обходится все дороже и дороже, что обуславливает необходимость обеспечения полноты выемки запасов угля на действующих предприятиях, то есть максимального снижения неизбежных потерь угля и засорения вскрышными породами, ухудшающего его качество.

Совершенствование и развитие открытого способа разработки угольных месторождений, как правило, сопровождается внедрением новых технологических схем и нового более производительного оборудования. Это приводит к интенсификации отработки разрезов, росту горизонтальной и вертикальной составляющих скорости ведения горных работ, увеличению производительности и границ открытых горных работ. Однако применение более мощного оборудования может сопровождаться ростом потерь угля и его засорения на геологических контактах при валовой отработке. Селективная отработка пластов угля невысокой мощности, наоборот, требует применения оборудования с меньшими габаритами. Данная проблема на действующих разрезах может решаться не только заменой основного технологического оборудования на добыче угля, но и адаптацией параметров системы разработки при имеющемся оборудовании.

Решением проблем обеспечения рациональной выемки полезного

ископаемого с учетом потерь и засорения его на контактах с вмещающими породами занимались многие ученые, такие как А.И. Арсентьев, Е.Г. Баранов, В.А. Болдырев, С.В. Гавришев, А.В. Гальянов, В.В. Квитка, А.И. Косолапов, Ю.В. Лаптев, Г.Г. Ломоносов, А.Н. Омельченко, Б.Р. Ракишев, Г.В. Секисов, И.А. Тангаев, С.И. Фомин, А.Н. Ханукаев, Г.А. Холодняков, Н.В. Косенко, Д.Н. Лигоцкий и другие.

Разработанные ими методы установления рациональных уровней потерь и засорения полезных ископаемых реализованы для многих типовых залежей полезных ископаемых. Однако в условиях некоторых угольных месторождений, для которых характерна значительная изменчивость мощностей, углов залегания, слоистости пластов угля и его нестабильной зольности, требуется применение более совершенных методов определения кондиций на добываемый уголь. Горно-геологические условия вьетнамского угольного месторождения «Тай Нам Да Май» характеризуются невыдержанной мощностью угольных пластов и частой изменчивостью параметров их залегания. Для таких условий актуальной является проблема обеспечения полноты выемки угля из недр при высокой интенсивности разработки за счет изменения параметров системы разработки.

Цель работы. Обоснование рациональных величин потерь и засорения при открытой разработке сложноструктурных угольных пластов с переменными параметрами залегания на примере месторождения «Тай Нам Да Май» и обоснование параметров и технологии открытых горных работ, обеспечивающих рациональный уровень полноты выемки угля.

Идея работы. Необходимое качество угля, добываемого гидравлическими экскаваторами с рабочим оборудованием обратная лопата, может быть обеспечено благодаря применению адаптивной технологической схемы ведения горных работ с изменяемыми параметрами, что позволяет значительно сократить потери угля на контактах с вмещающими породами.

Основные задачи исследований:

1. Оценить степень влияния горно-геологических условий,

применяемой техники и технологии на полноту извлечения запасов угля, выполнить анализ состояния эксплуатационных потерь/засорения на контактах и существующих методов нормирования качества угля при разработке месторождения «Тай Нам Да Май».

2. Определить область возможных решений по определению рациональных величин потерь и засорения угля для условий рассматриваемого месторождения за счет использования переменной высоты уступов в приемлемом для имеющейся карьерной техники диапазоне параметров.

3. Разработать методику планирования и экономической оценки потерь и засорения угля при добыче, учитывающую необходимость повышения полноты и качества выемки угля и требуемый рост производительности карьерного оборудования.

Научная новизна работы заключается в следующем:

- обоснована методика определения высоты добычных уступов и подуступов в условиях открытой разработки угольных залежей, подобных месторождению «Тай Нам Да Май», характеризующемуся относительно высокой зольностью угля и многообразием условий залегания угольных пластов, в том числе — наклонного и крутого падения (до субвертикального);

- получены зависимости между величинами потерь и засорения угля на контактах и параметрами буровзрывных и выемочно-погрузочных работ, обеспечивающими рациональную полноту извлечения запасов.

Основные защищаемые положения:

1. Для значительно изменяющихся в компактном карьерном поле — от горизонтального залегания до крутого падения — пачек угольных пластов должна применяться комбинированная методика определения и стабилизации качественных показателей потока угля, включающая в себя уменьшение высоты рабочих подуступов на контактах угля с вмещающими породами и применение гидравлических экскаваторов с рабочим

оборудованием обратная лопата.

2. Рациональное соотношение потерь и засорения при добыче открытым способом высокозольных углей в условиях сложноструктурных пластовых месторождений достигается применением технологических схем ведения буровзрывных и выемочно-погрузочных работ с изменяющимися при работе в приконтактных зонах параметрами.

3. Определение рациональных показателей полноты и качества извлечения угля из пластов с переменными параметрами залегания должно базироваться на экономической оценке его потерь и засорения на контактах, зависящих от изменения высоты уступов и подуступов в приконтактных зонах.

Методы исследований: анализ и обобщение трудов ученых и опыта работы угледобывающих предприятий по обеспечению необходимого качества добытого полезного ископаемого, горно-геометрический анализ карьерного поля, обоснование технологии горных работ гидравлическими экваторами типа обратная лопата, аналитические расчеты, экономико-математическое моделирование отработки контактных зон угольных пластов.

Достоверность результатов обеспечивается применением современных методов выполнения исследований, соответствием полученных научных результатов трендам развития данного научного направления, информация о которых приводится в публикациях ведущих ученых, апробацией результатов исследований на семинарах и совещаниях, соответствием результатов технико-экономических расчетов данным ранее выполненным проектным работ и информации производственных предприятий о существующей организации добычи и переработки угля..

Практическая значимость работы.

Разработка малоотходной добычи пластов угля позволит в значительной степени улучшить экономические показатели эксплуатации угольных месторождения со сложными условиями залегания пластов.

Апробация диссертации.

Основные положения и результаты исследований докладывались на заседаниях кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, на заседаниях научно-технического совета по работе с аспирантами Санкт-Петербургского горного университета.

Личный вклад автора заключается в следующем:

- проведен анализ эксплуатационных плановых и фактических потерь и засорения угля на разрезах России и Вьетнама;
- разработана методика оценки рациональных параметров потерь и засорения угля в условиях невыдержанной мощности и частой изменчивости элементов залегания пластов;
- разработана методика определения границ селективной и валовой выемки при отработке угольных пластов открытым способом;
- установлена последовательность планирования эксплуатационных потерь, засорения и произведена их экономическая оценка.

Публикации. По теме диссертационной работы опубликовано 4 печатных статьи, из них — 2, входящие в перечень ВАК РФ.

Структура и объем работы. Диссертационная работа изложена на 123 страницах машинописного текста, содержит 5 глав, введение и заключение, список использованной литературы из 125 наименований, 35 рисунков, 15 таблиц.

ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ СОКРАЩЕНИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, КАЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ НА РАЗРЕЗАХ ВЬЕТНАМА

1.1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ СОКРАЩЕНИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКАХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

К настоящему времени выполнен широкий ряд исследований по рациональным технологиям обработки угольных пластов в различных горно-геологических условиях. Неоднократно исследователи изучали методы и способы оптимизации потерь и разубоживания полезных ископаемых в процессе их добычи.

Величины потерь полезного ископаемого заметно отличаются друг от друга в зависимости от вида добываемого минерального сырья. Далее приведены средние значения потерь по некоторым видам полезных ископаемых, в числителе — при подземном способе разработки, в знаменателе — при открытом: апатит-нефелиновая руда (Мурманская область, Россия) — 19/3,2; железная руда (Криворожский бассейн, Украина) — 23/6,5; уголь — 30,3/8,5 (данные приведены в процентах).

Разрезы Кузнецкого бассейна характеризуются эксплуатационными потерями угля от 8,9 до 21%, среднее значение — 10,8%; Ангренский разрез в Узбекистане — 15-20%, разрезы Экибастузского месторождения в Казахстане — 10-13%.

Несомненно, что столь высокие уровни потерь в условиях высоких цен на уголь ведут к значительным экономическим потерям угледобывающих предприятий.

Первые попытки нормирования потерь при открытой добыче угля в СССР начались в середине 50-х годов XX века под руководством д. т. н., проф. А.Н. Омельченко [68].

Специалисты института ВНИМИ впервые в стране разработали нормативы потерь полезных ископаемых при эксплуатации месторождений для наиболее развитых угольных бассейнов СССР: Донецкого, Печорского, Подмосковного, Карагандинского, Кизеловского, Черемховского и других. При разработке этих временных норм за основу были приняты отчетные показатели предприятий, подвергшиеся статистической обработке. В конце 60-ых годов для угольных разрезов страны специалистами института ВНИМИ были разработаны и узаконены «Методические указания по нормированию эксплуатационных потерь». Указания использовались для определения допустимых потерь на угледобывающих предприятиях СССР.

К рубежу 60-70-ых гг. уже практически для всех угольных бассейнов и месторождений страны были созданы временные нормативы эксплуатационных потерь. Нормативы обосновывались исключительно техническими и технологическими факторами.

В таблице 1.1 приведены данные о потерях и разубоживании руды на некоторых рудниках и карьерах Урала.

Таблица 1.1 – Плановые и фактические показатели потерь и разубоживания полезных ископаемых на уральских горных предприятиях

Наименование объектов	Система разработки	Потери, %		Разубоживание, %	
		плановые	фактические	плановые	фактические
Открытые горные работы:					
Первый Северный рудник	Открытая слоевая выемка	2	2,3	10,3	11,4
Ауэрбаховский карьер	То же	1,2	1,2	4	1,8
Баяновский	То же	1,2	1,3	4	5,9
Гороблагодатский	Параллельная разноска уступов при тупиковых заездах	3,5	3,9	14,6	9,4
Высокогорский	То же	3	2	8	3
Естюнинский	То же	2,8	2,7	8	12,7
Лебяжинский	То же	3	2,6	15	16,8

Продолжение таблицы 1,1

Наименование объектов	Система разработки	Потери, %		Разубоживание, %	
		плановые	фактические	плановые	фактические
Первоуральский	То же	1	4,8	4	4,9
Бакальские карьеры	То же	4	4,4	3,5	2,8
Подземные горные работы:					
Шахта Южная Гороблагодатского рудника	Открытыми забоями из подэтажных штреков	4	3,5	10	20,3
Шахта Эксплуатационная Лебяжинского рудника	То же	5	5	16,6	23,6
Шахта Магнетитовая Высокогорского рудника	Система этажных скважин открытыми забоями из подэтажных штреков	3,4	4,7	7,2	8
Шахты Алапаевского рудника	Подэтажное обрушение	16,4	15,9	7	4,7
Шахты Бакальского рудника	Открытыми забоями из подэтажных штреков, камерно-столбовая, открытые камеры	21	23	3	2,8
Шахты Кусинского рудника	Открытыми забоями из подэтажных штреков и камер-магазины	10,5	9,4	Н. д.	Н. д.
Шахта Капитальная Сарановского рудника	Открытыми забоями из подэтажных штреков	16	19,7	Н. д.	Н. д.

Отработка сложноструктурных и маломощных пластов угля чаще всего ведется по цикличной технологии с применением на выемке и погрузке как угля, так и вскрышных пород, традиционных одноковшовых экскаваторов — механических лопат. При необходимости, как на угле, так и на вскрышных породах применяется буровзрывной способ подготовки горной массы к выемке.

Одним из важнейших направлений совершенствования технологии открытых горных работ на добыче угля является уменьшение потерь и засорения — то есть повышение полноты выемки и сохранения приемлемого качества товарного угля.

Увеличение выхода полезных ископаемых и комплексность освоения месторождений минерального сырья на действующих карьерах и разрезах способствует сокращению инвестиций на освоение новых залежей, которые потребовалось бы вводить в эксплуатацию из-за высокого уровня потерь полезного ископаемого [112].

Попытки обоснования рациональных величин потерь и засорения полезных ископаемых при добыче предпринимались многократно [6, 38]. Фундаментальные основы решения проблемы оптимизации величин потерь и разубоживания полезных ископаемых были заложены ещё в 60-ые годы прошлого столетия [7, 8, 16, 31]. Были выполнены детальные исследования по оценке допустимых потерь и засорения при добыче угля из сложных и маломощных залежей [11].

При взрывании горной массы происходит деформация приконтактной зоны «полезное ископаемое – порода» и их перемешивание. В целях внутризобойной селекции угля необходимо иметь представление о трансформации внутренней структуры массива горных пород под воздействием взрыва. Советские ученые Е.Г. Баранов, В.А. Болдырев, А.В. Гальянов, Г.Г. Ломоносов, Б.Р. Ракишев, И.А. Тангаев, А.Н. Ханукаев и другие выявили основные геометрические закономерности траекторий перемещения составных блоков взрывающей части уступа при переходе ее в развал. Были установлены следующие наиболее характерные схемы изменения и перемещения структуры массива при разрушении его взрывом.

1. *Схема Е.Г. Баранова, И.А. Тангаева* [14]. В начале 60-ых годов деформации уступов, сложенных угольными пластами и вмещающими породами, исследовалась в результате серии экспериментов по ведению буровзрывных работ на моделях уступа с горизонтальным расположением

угольных тел различных параметров. Количественная оценка характера деформации проводилась с помощью коэффициента искажения $K_{и}$ — отношения разности площадей поверхности угля, контактирующих с породой в развале S_2 и целике S_1 к площади контакта в целике:

$$K_{и} = \frac{S_1 - S_2}{S_1}$$

В зависимости от положения угольного пласта (нижнее, среднее, верхнее) упомянутый коэффициент менялся в пределах от 51 до 134% при однорядном взрывании и от 9 до 13% при многорядном.

Установлено, что расположение угольного тела в средней части уступа является самым неблагоприятным, при разборе развала засорение и потери угля были наибольшими (рисунок 1.1).

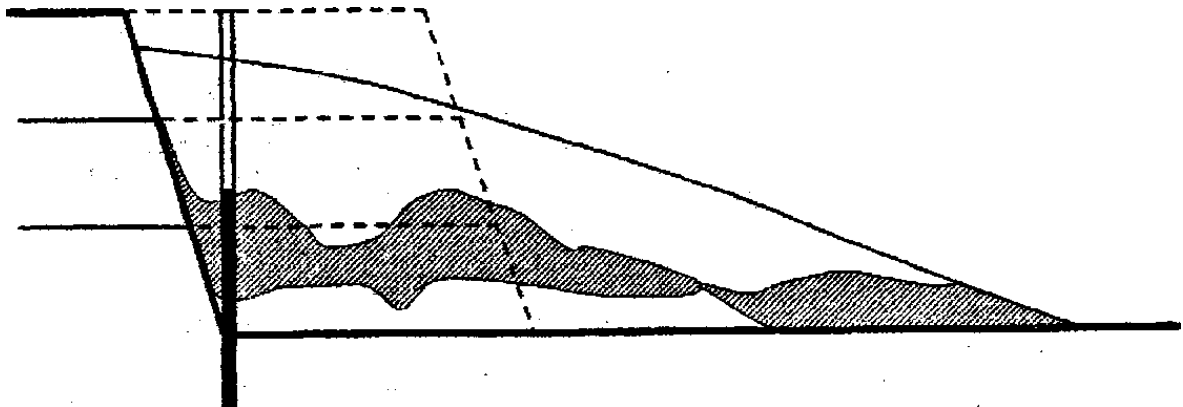


Рисунок 1.1 – Схема разрушения уступа, представленного тремя слоями (угольный — в середине) при однорядном взрывании [14]

2. *Схема В.А. Болдырева* [18]. На карьерах Алмалыкского горно-металлургического комбината была проведена серия экспериментальных взрывов по отбойке скальных горных пород вертикальными скважинами, по результатам которой была составлена общая схема перераспределения структур уступа в сформированном развале (рисунок 1.2, а).

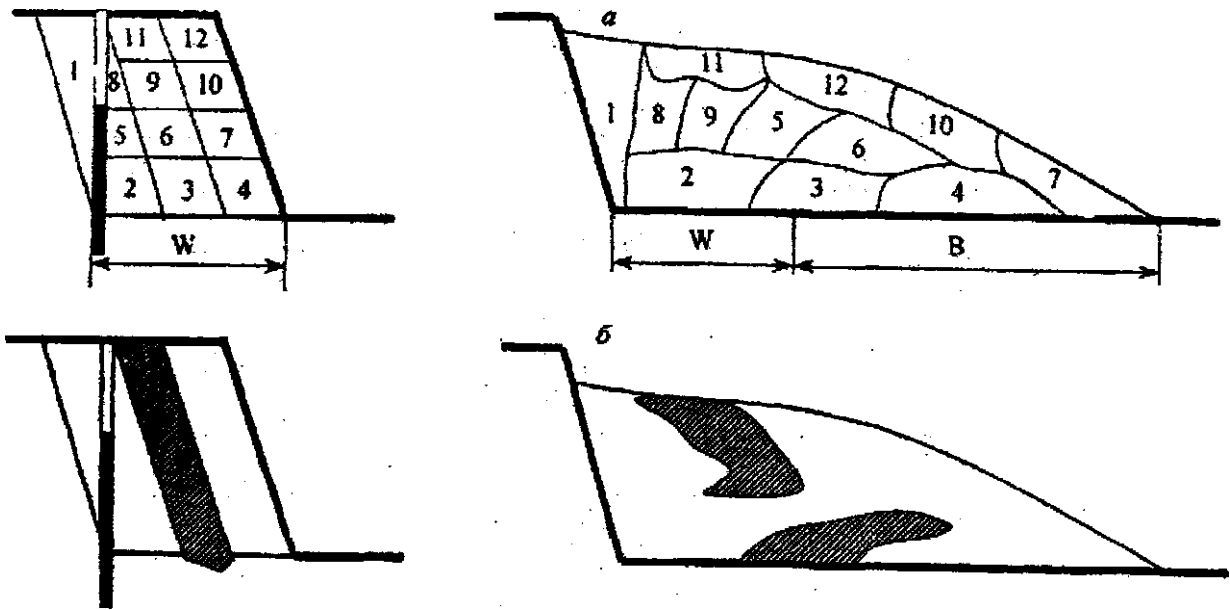


Рисунок 1.2 – Схема перераспределения составных частей уступа в развале при взрывании вертикальными скважинами [18]:

а – изначальные условия;

б – деформация крутопадающего рудного тела после взрыва

Основной вывод по результатам этого эксперимента — для крутопадающих и наклонных рудных тел взрывание вертикальными скважинами в один ряд нарушает целостность залежи и приводит к значительному перемешиванию ее с породами висячего и лежачего боков (рисунок 1.2, б).

3. *Схема Б.Р. Ракишева* [85]. Изучение процесса разрушения уступа при взрыве было проведено на основе ряда экспериментальных и промышленных взрывов со сравнением результатов по однорядной и двухрядной схемам. Выявлен факт наибольшего влияния именно энергии газообразных продуктов взрыва на процесс образования результирующего развала. Типовая схема перемещения отдельных частей уступа при формировании развала при однорядном и двухрядном взрывании показана на рисунок 1.3. Из рисунков видно, что при двухрядном взрывании (по сравнению с однорядным) влияющих изменений в относительном расположении взорванных горизонтальных слоев не происходит. Ширина развала в обоих случаях не отличается решающим образом.

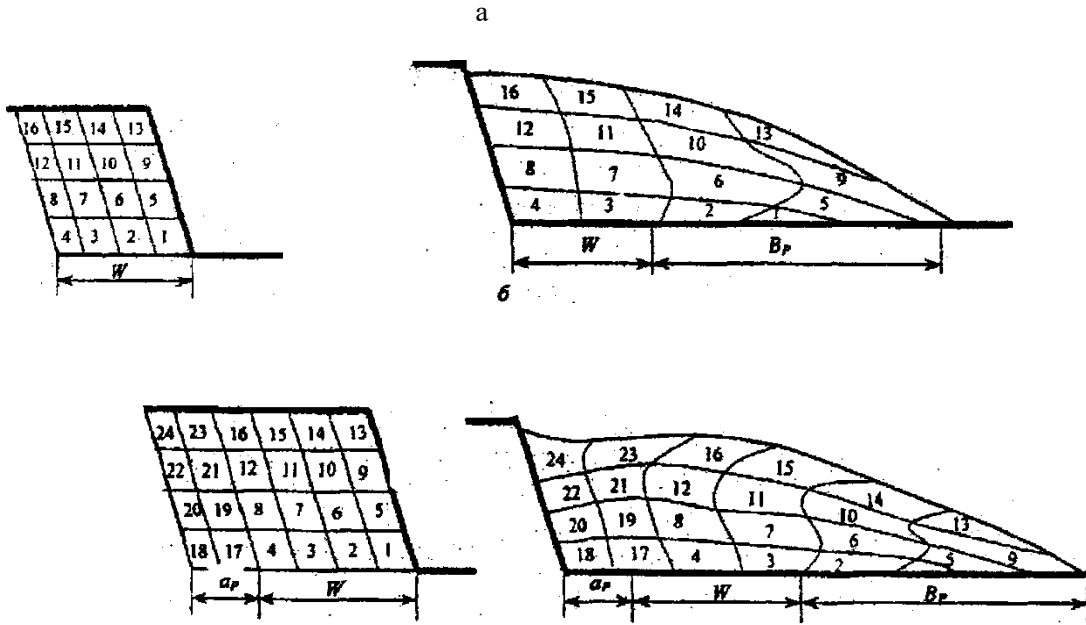


Рисунок 1.3 – Схема перемещения частей уступа в развале по [83]:
а – при однорядном взрывании; б – при двухрядном

4. *Схема Г.Г. Ломоносова* [57]. В 1975 г. на основе законов баллистики был разработан алгоритм определения предполагаемых параметров развала. Алгоритм базируется на том, что, взяв за основу значение начальной скорости перемещения породных отделистостей, расположенных на внешнем контуре взрывающего уступа, можно спрогнозировать траектории их перемещения и установить порядок и последовательность перемещения частей блока пород из уступа в развал (рисунок 1.4).

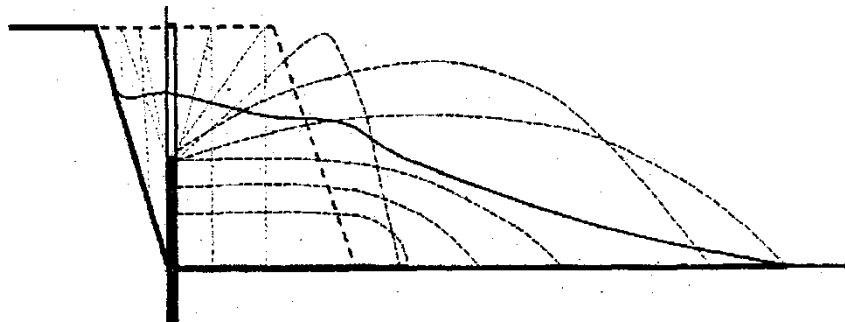


Рисунок. 1.4 – Схема к определению формы и размеров развала по [57]

5. *Схема А.В. Гальянова* [22, 23, 24]. Основываясь на положениях теории деформации твердого тела, автор данного исследования предложил описывать изменение формы и структуры массива при взрыве с помощью

дифференциального тензора деформации, представляемого суммой трех тензоров:

$$T = T_p + T_c + T_v,$$

где индексы «р», «с», «в» означают соответственно расширение, сдвиг, вращение.

При данном подходе схема деформации массива пород при ведении буровзрывных работ (БВР) на уступе приведена на рисунок 1.5. Этот подход представляется наиболее близким к реальному действию взрыва, поскольку он основывается на применении современных методов исследований и представляется обобщающим результаты работ многих других исследователей, занимавшихся установлением геометрических закономерностей деформации и перемещения структуры массивов горных пород при ведении взрывных работах на карьерах.

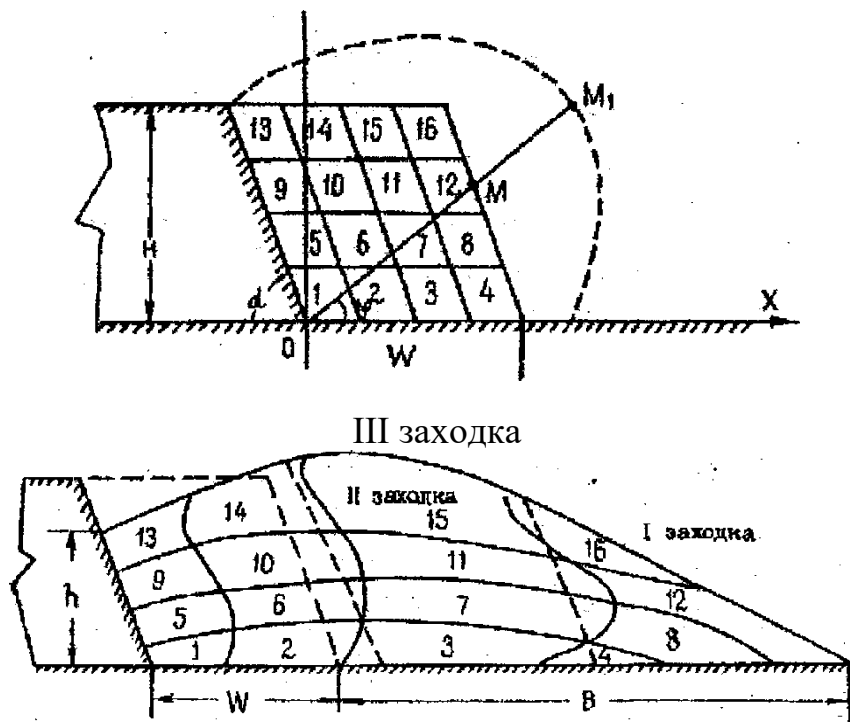


Рисунок 1.5 – Схема деформации массива при БВР в карьере по [22, 23, 24]

Сопоставление вышеописанных схем позволяет сформулировать следующие основополагающие выводы о закономерностях формирования структуры развала взорванных пород:

- максимальная деформация структуры дробимого массива происходит при ведении взрывных работ по однорядной схеме скважин;

- при ведении взрывных работ по однорядной схеме минимальному перемешиванию подвержен слой пород у подошвы уступа, а наибольшему — в верхней его части;

- при ведении взрывных работ по многорядной схеме разрушение и перемещение участков уступа в пределах первого ряда скважин происходит практически подобно условиям однорядного взрывания;

- при многорядном взрывании расстояние перемещения пород уменьшается от положения откоса взрываемого уступа, где дистанция перемещения максимальна, в сторону границы взрываемого блока; тот же характер перемещения наблюдается и по высоте — от верхней площадки к подошве уступа, где дистанция перемещения минимальна;

- в наибольшей степени горная масса перемешивается за счет фугасного действия взрыва, причем в максимальной степени это наблюдается вблизи края развала;

- при использовании подпорной стенки шириной более двух длин ЛСПШ — линии сопротивления по подошве, развал наиболее компактен, то есть горная масса перемещается на весьма короткое расстояние;

- в результате взрыва перемещение отдельных блоков уступа происходит в определенном порядке: нижние слои пород перемещаются мало; находящиеся в средней части уступа, перемещаясь в направлении края развала, покрывают нижние слои пород; верхняя часть развала сформирована теми же породами, что и были вверху до взрыва.

Перечисленные выше закономерности были учтены при настоящих исследованиях с корректировками применительно к условиям буровзрывных работ на разрезе «Тай Нам Да Май».

Помимо буровзрывных работ на эффективность снижения потерь и засорения угля влияют выемочно-погрузочные работы. На разрезах, с

условиями, подобными месторождению «Тай Нам Да Май», эффективны одноковшовые гидравлические экскаваторы.

Фундаментальная монография, выполненная в соавторстве академиком Н.Н. Мельниковым, посвящена эффективному применению гидравлических экскаваторов на открытых горных работах [65].

Также имеются публикации, посвященные добыче угля гидравлическими экскаваторами обратная лопата в сложных горно-геологических условиях Кузнецкого бассейна [106].

Сложноструктурные угольные пласты должны отрабатываться, с одной стороны, мощными экскаваторами, а, с другой стороны, должно обеспечиваться снижение эксплуатационных потерь угля и его засорения пустыми породами.

Этому требованию в наибольшей степени соответствуют одноковшовые гидравлические экскаваторы с рабочим оборудованием обратная лопата [106]. Благодаря своим конструктивным особенностям, они производят выемку и погрузку угля и вскрышных пород в транспорт, как на собственном уровне стояния, так и уступом или подуступом выше и ниже своего уровня стояния, характеризуются более высоким уровнем технологичности, чем экскаваторы с прямой лопатой.

При разработке разрезом месторождения со сложной структурой, представленного чередующимися пластами угля с разными углами наклона и породными междупластиями переменной мощности, забой предпочтительно формировать однородным по составу литотипом пород, если есть такая возможность.

Разработка разнородных по составу горной массы блоков, как правило, ведется последовательно, литотип за литотипом, то есть уголь, затем порода, затем снова уголь, или последовательно отрабатывая слои пород с однородными технологическими свойствами. Иногда в одной заходке, рациональной для экскаватора ширины, содержится несколько составляющих разновидностей полезного ископаемого и пород, которые

целесообразно экскавировать по-отдельности. При этом коэффициент использования экскаватора на селективной отработке сложноструктурных залежей заметно уменьшается.

Следует учитывать, что при использовании прямых лопат на экскавации наклонных и крутых пластов угля и при горизонтальном подвигании фронта работ, в процессе погрузки из забоя ковш может отрываться от поверхности угольно-породного контакта до того, как достигается максимальная высота копания экскаватора. В этом случае на почве пласта останутся целики угля, потеря которых экономически нецелесообразна. Поэтому рациональная высота уступа для экскаваторов прямых лопат рассчитывается по фактору полной отработки угольно-породных контактов [49].

Для обратных лопат высота уступа (или рабочая глубина) с черпанием ниже уровня стояния определяется по условию максимального эффективного использования конструктивных параметров экскаватора. В таком случае необходима проверка устойчивости экскаватора, который может «подкопать» самого себя.

В последние годы увеличивается доля применения гидравлических экскаваторов на карьерах России, за рубежом гидравлические экскаваторы получили очень широкое распространение.

Гидравлические экскаваторы с рабочим оборудованием типа обратная лопата широко используются на карьерах в промышленно развитых и развивающихся странах, в том числе и во Вьетнаме. Эти экскаваторы имеют повышенные усилия копания, позволяют производить селективную выемку пород различных литотипов и зачистку подошвы забоя, а по сравнению с экскаваторами прямая лопата могут отрабатывать уступы, на нижнюю площадку которых нет транспортного доступа, в том числе — затопленные забои.

Тросовые электрические экскаваторы, имеющие рабочее оборудование в виде прямой лопаты, и колесные погрузчики процесс черпания начинают от

нижней бровки уступа. Гидравлические же экскаваторы, имеющие иную конструкцию рабочего оборудования, могут вести выемку пород с необходимыми усилиями практически на любой высоте внедрения ковша.

Удельное давление на грунт у гидравлических экскаваторов гораздо меньше, чем у колесных погрузчиков. Скорость их перемещения в 4 раза выше, чем у тросовых экскаваторов.

Небольшие по сравнению с колесными погрузчиками размеры ковшей гидравлических экскаваторов позволяют достигать меньшего засорения добываемого угля. Гидравлические экскаваторы отличаются меньшими массой и габаритами по сравнению с тросовыми экскаваторами. На единицу массы они имеют более высокие показатели производительности [126].

Учитывая вышеизложенное и сложные условия залегания угольных пластов на месторождении «Тай Нам Да Май», в настоящей работе была разработана технологическая схема их отработки, максимально адаптированная к минимизации потерь и засорения угля на разрезе.

1.2 СИСТЕМА ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА УГЛЯ

Проектом обработки месторождения каменного угля «Тай Нам Да Май» предусматривается разработка пластов 13-1, 13-2, 14-1, 14-2, большая часть запасов которых включена в поле разреза.

Пласт 13-1 находится на условной отметке ± 0 м. Ниже пласта 13-1 залегает пласт 12, относительно стабильный со средней мощностью 1,34 м. Есть возможность разрабатывать пласт 12 одновременно с пластом 13-1. Характеристика угольных пластов месторождения следует ниже.

Мощность пласта 14-2 с прослоями колеблется в пределах от 2,04 до 6,85 м, в среднем составляет 4,63 м. Собственная толщина основного угольного пласта колеблется от 2,04 до 6,15 м, в среднем составляя 4,20 м. В пласте встречается до 5 прослоек, мощностью от 0 до 1,34 м, в среднем — 0,43 м.

Среднее содержание угля в пласте 14-2 составляет 94%, зольность угольной продукции в среднем — 12,77%. Пласт имеет относительно простую структуру, в основном, встречаются прослойки аргиллитов, древесного угля, алевролитов.

Пачка пласта 14-1 располагается между стратиграфическими пластами 13-2 и 14-2 в 50 м над пластом 13-2. Общая мощность пласта нестабильна, изменяется от 0,37 до 6,01 м, в среднем составляя 2,09 м. Собственная мощность угольного пласта колеблется от 0,37 до 4,83 м, в среднем составляя 1,83 м. В пласте содержится до 2 прослоек мощностью от первых сантиметров до 1,18 м, в среднем составляя 0,26 м. Угол падения пласта — от 5 до 60°, в среднем — 24°. Среднее содержание угля в пласте составляет 90%, зольность угля — 17,39%.

Пачка пласта 13-2 располагается на большей площади карьера, среднее расстояние от пласта 13-1 до пласта 13-2 составляет 30 м, мощность пласта колеблется от 0,91 до 9,54 м, в среднем — 4,95 м.

Собственная толщина угля составляет от 0,91 до 7,93 м, в среднем — 4,43 м. В пласте содержится до 6 прослоек, в среднем — 2. В основном,

встречаются прослойки аргиллитов, древесного угля, алевролитов. Мощность изменяется от первых сантиметров до 2,54 м, средняя — 0,54 м. Пласт имеет простую структуру, мощность относительно стабильна. Угол падения пласта изменяется от 50 до 60°, Среднее содержание угля в пласте равно 90%. Зольность угля составляет в среднем 13,36%. Вмещающей породой является аргиллит, в некоторых районах появляются крупнозернистые породы, такие как песчаник и гравий.

Пласт 13-1 также располагается на большей части площади карьера, среднее расстояние до пласта 12 составляет 27 м, мощность пласта колеблется от 1 до 6,75 м, составляя в среднем 4,26 м. Собственная толщина угля колеблется от 1,00 до 6,11 м, составляет в среднем 3,82 м. В пласте содержится до 4 прослоек, в среднем — 2, мощность прослойки пласта — от 0,01 до 1,99 м в среднем составляя 0,53 м. В основном, встречаются прослойки глины и глины с углём. Пласт имеет простую структуру. Угол падения пласта от 30° до 40°. Средняя зольность угля — 15,17%, среднее содержание угля в пластах составляет 90%.

Характеристики залегания пластов и качества угля приведены в таблицах 1.2-1.5. Угольные пласты в целом имеют относительно сложную структуру и содержат прослойки.

Влажность (W^{Pt}): величина влажности массива пород колеблется от 0,50 до 8,34%, средняя — 2,46%. Угольные пласты имеют низкую влажность (< 5%).

Выход летучих веществ (V^{Ch}): угольные пласты содержат летучие компоненты в относительно большом диапазоне от 1,72 до 36,42%, составляя 7,57% в среднем.

Зольность (A^K): по результатам анализа видно, что только пласт 14-1 имеет высокую зольность (16-25%).

Средняя зольность угля составляет от 9,22% до 17,57%. В таблице 1.5 $A_{\text{чист.}}^K$ — зольность чистых пачек угля, $A_{\text{доб.}}^K$ — зольность добытого угля.

Удельная теплота (Q^{Ch}): удельная теплоёмкость угля изменяется в пределах от 5434 до 9573 Ккал/кг, среднее значение равно 8248 Ккал/кг.

Таблица 1.2 – Характеристики, параметры и показатели основных угольных пластов месторождения, часть 1

№	Наименование пласта	Мощность пласта (м)	Собственная толщина угля (м)	Расстояние между пластами	Структура пласта	Устойчивость
1	14-5	$\frac{1,72-14,50}{8,11}$	$\frac{1,13-12,40}{6,87}$	30-60	простая	относительно устойчив
2	14-4	$\frac{1,15-4,14}{2,90}$	$\frac{1,15-4,14}{2,79}$	50-75	простая	неустойчив
3	14-2	$\frac{2,04-6,85}{4,63}$	$\frac{2,04-6,15}{4,20}$	50-100	относительно простая	относительно устойчив
4	14-1	$\frac{0,37-6,01}{2,09}$	$\frac{0,37-4,83}{1,83}$	50	простая	неустойчив
5	13-2	$\frac{0,91-9,45}{4,95}$	$\frac{0,91-7,93}{4,43}$	37	сложная	устойчив
6	13-1	$\frac{1,00-6,75}{4,26}$	$\frac{1,00-6,11}{3,82}$	27	относительно простая	устойчив

Таблица 1.3 – Характеристики, параметры и показатели основных угольных пластов месторождения, часть 2

№	Наименование пласта	Угол падения залежи, град.	Мощность пласта, м	Собственная толщина угля, м	Прослойки	
					Мощность, м	Количество
1	14-5	$\frac{17-60}{39}$	8,11	6,87	1,24	1-3
2	14-4	$\frac{17-55}{34}$	2,90	2,79	0,11	1-2
3	14-2	$\frac{17-52}{30}$	4,63	4,20	0,43	1-5
4	14-1	$\frac{10-45}{21}$	2,90	1,83	1,07	1-2
5	13-2	$\frac{15-50}{23}$	4,95	4,43	0,52	1-7
6	13-1	$\frac{15-45}{35}$	4,26	3,82	0,44	1-4
Средние			4,07	3,26	0,81	

Сера (S): содержание серы (S^{Ch}) колеблется от 0,03 до 0,9%, в среднем равно 0,53%.

Плотность угля (D): среднее значение плотности угля в пластах больше, чем 1,38 г/см³.

На месторождении «Тай Нам Да Май» углы падения пластов изменяются

в широком диапазоне от 10 до 70°. Наиболее вероятными из них являются углы падения 15-45°.

Таблица 1.4 – Характеристики, параметры и показатели основных угольных пластов месторождения, часть 3

№	Наименование пласта	Мощность пласта, м	Уголь		Прослойки	
			Мощность, м	Процент в пласте	Мощность, м	Процент в пласте
1	14-5	8,11	6,87	84,71	1,24	15,29
2	14-4	2,90	2,79	96,21	0,11	3,79
3	14-2	4,63	4,20	90,71	0,43	9,29
4	14-1	2,90	1,83	63,10	1,07	36,90
5	13-2	4,95	4,43	89,49	0,52	10,51
6	13-1	4,26	3,82	89,67	0,44	10,33
Средние		4,07	3,56	87,47	0,81	12,53

Таблица 1.5 – Показатели качества угля по пластам

Пласт	Показатели качества угля						
	W^{Pt} (%)	$A^{K}_{чист.}$ (%)	$A^{K}_{доб.}$ (%)	V^{Ch} (%)	Q^{Ch} (Ккал/кг)	D (г/м ³)	S^{Ch} (%)
V13-1	<u>0,81-3,83</u> 2,39	<u>2,09-34,03</u> 14,05	<u>1,81-38,35</u> 11,14	<u>2,46-36,42</u> 7,62	<u>5,434-9,576</u> 8,391	1,38	<u>0,22-0,68</u> 0,41
V13-2	<u>0,50-4,12</u> 2,68	<u>2,94-38,64</u> 13,30	<u>4,16-38,64</u> 15,90	<u>3,97-15,81</u> 7,76	<u>7,052-8,799</u> 8,341	1,40	<u>0,03-0,65</u> 0,42
V14-1	<u>1,08-3,16</u> 2,10	<u>13,57-23,51</u> 23,55	<u>14,66-23,51</u> 17,39	<u>6,83-9,73</u> 8,26	<u>6,652-8,616</u> 8,206	1,40	<u>0,54-0,61</u> 0,58
V14-2	<u>1,30-3,98</u> 2,78	<u>2,60-31,89</u> 10,86	<u>1,87-27,53</u> 12,77	<u>5,48-10,03</u> 7,05	<u>8,217-8,830</u> 8,524	1,38	<u>0,67-0,87</u> 0,77
V14-4	<u>1,87-2,85</u> 2,41	<u>2,20-24,44</u> 10,13	<u>3,20-24,44</u> 10,57	<u>4,13-15,38</u> 6,98	<u>8,445-8,674</u> 8,543	1,40	<u>0,46-0,70</u> 0,56
V14-5	<u>1,06-8,34</u> 2,40	<u>1,01-36,03</u> 14,46	<u>1,63-26,28</u> 9,22	<u>1,72-16,06</u> 7,80	<u>7,774-8,779</u> 8,478	1,42	<u>0,22-0,90</u> 0,45

Крутое падение пластов 45-80° встречается здесь реже. Анализ строения пластов, находящихся в отработке на разрезе, показал, что пласты сложного строения составляют около 60-70% из общего количества, а простого — 30-40%.

В пластах количество породных прослоев изменяется в широких

пределах от 1 до 8 (таблица 1.6). Отдельные пласты содержат прослой породы, составляющие до 35% общей мощности пласта. Мощность породных прослоев в угольных пластах меняется от 0,11 м до 1,19 м, угольных пачек — от 0,37 м до 12,04 м (см. таблица 1.2), а зольность, соответственно, — от 49,6 до 88,8% (породные прослой) и от 8 до 13,36% (угли).

Характеристики пласта 13-1 приведены в таблице 1.6.

План и разрезы по месторождению «Тай Нам Да Май» приведены на рисунках 1.6-1.10.

Существующие технологические схемы отработки пластов 13-1 и 14-1 показаны на рисунках 1.11-1.12.

Таким образом, горно-геологические условия ведения горных работ для существующей техники и технологии представляют значительную сложность в плане обеспечения качественного извлечения угля при высокой производительности труда из-за изменения углов падения угольных пластов в пределах поля разреза, невыдержанной их мощности и высокой степени слоистости.

Таблица 1.6 – Количество и качество угольных слоев и породных прослоев на месторождении

№	Название	Мощность слоев угля, см	Зольность, %	Свойство
1	уголь 1	189	5-8	1 слой
2	уголь 3	46	10,01-19	3 слоя, средняя мощность 4 см
3	уголь 6	76	35,01-45	8 слоев, 3 прослойки, средняя мощность 5,1 см
4	прослойка	21		1 слой
5	уголь 6	47	35,01-45	3 слоя, средняя мощность 5,1 см
6	порода	75		1 слой
7	прослойка	29		5 слоев, 2 прослойки, средняя мощность 3,7 см
8	порода	41		1 слой
9	уголь 5	49	27,01-35	2 слоя, средняя мощность 2,5 см

Это обусловило необходимость разработки более эффективных схем отработки пластов угля для подобных месторождений.

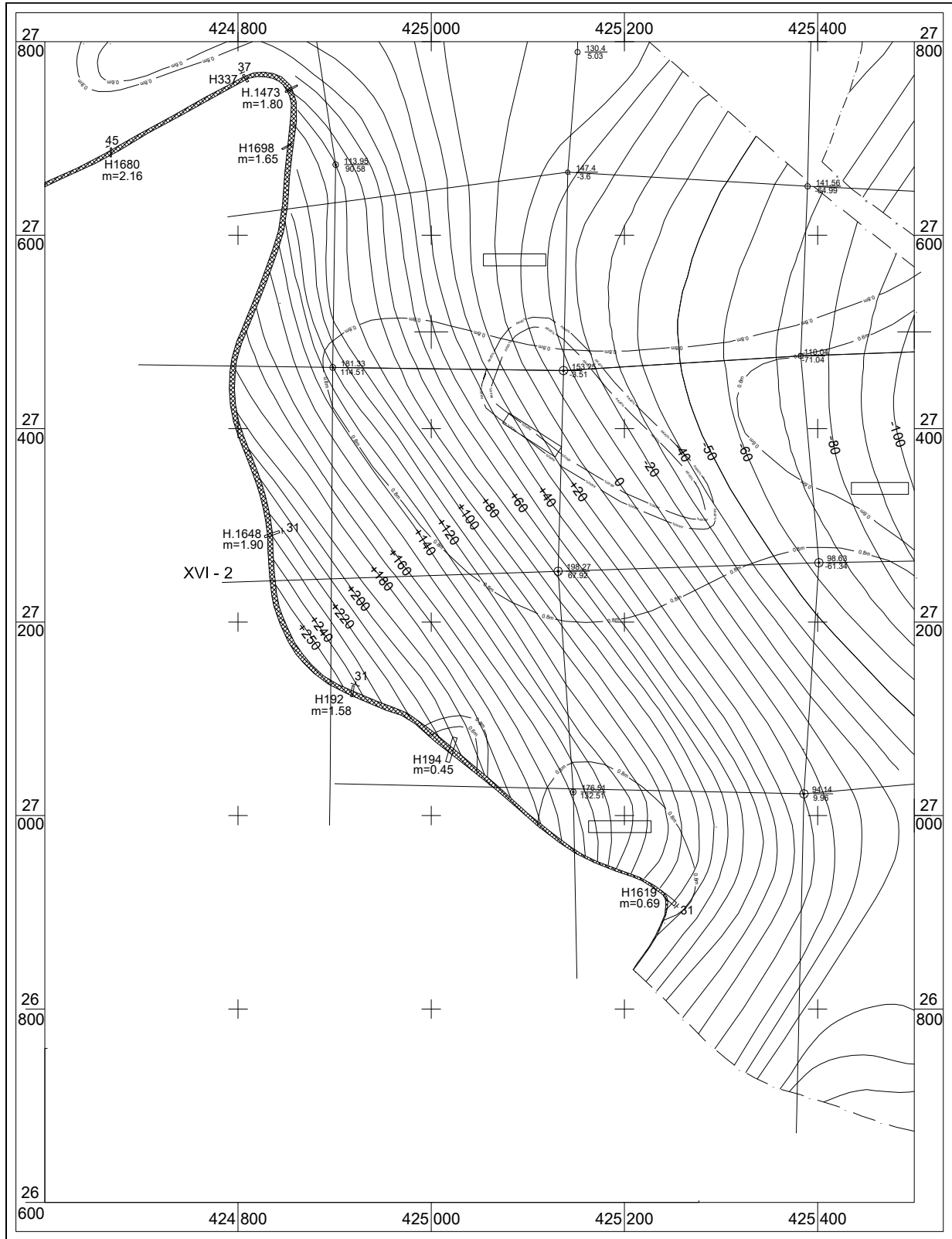


Рисунок 1.6 – Структурный план подошвы пласта 13-1

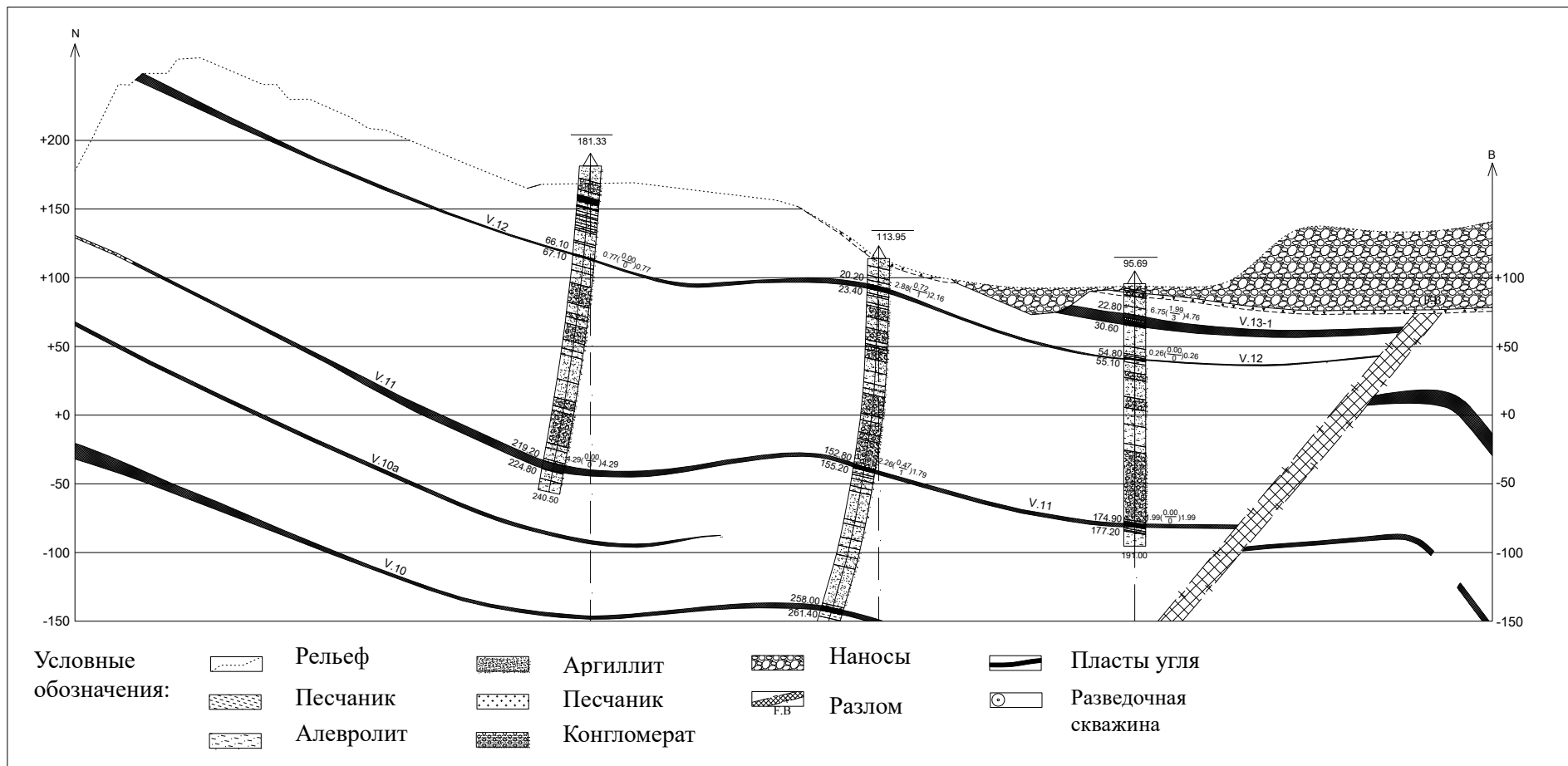


Рисунок 1.7 – Геологический разрез Т.VIВ пласта 13-1

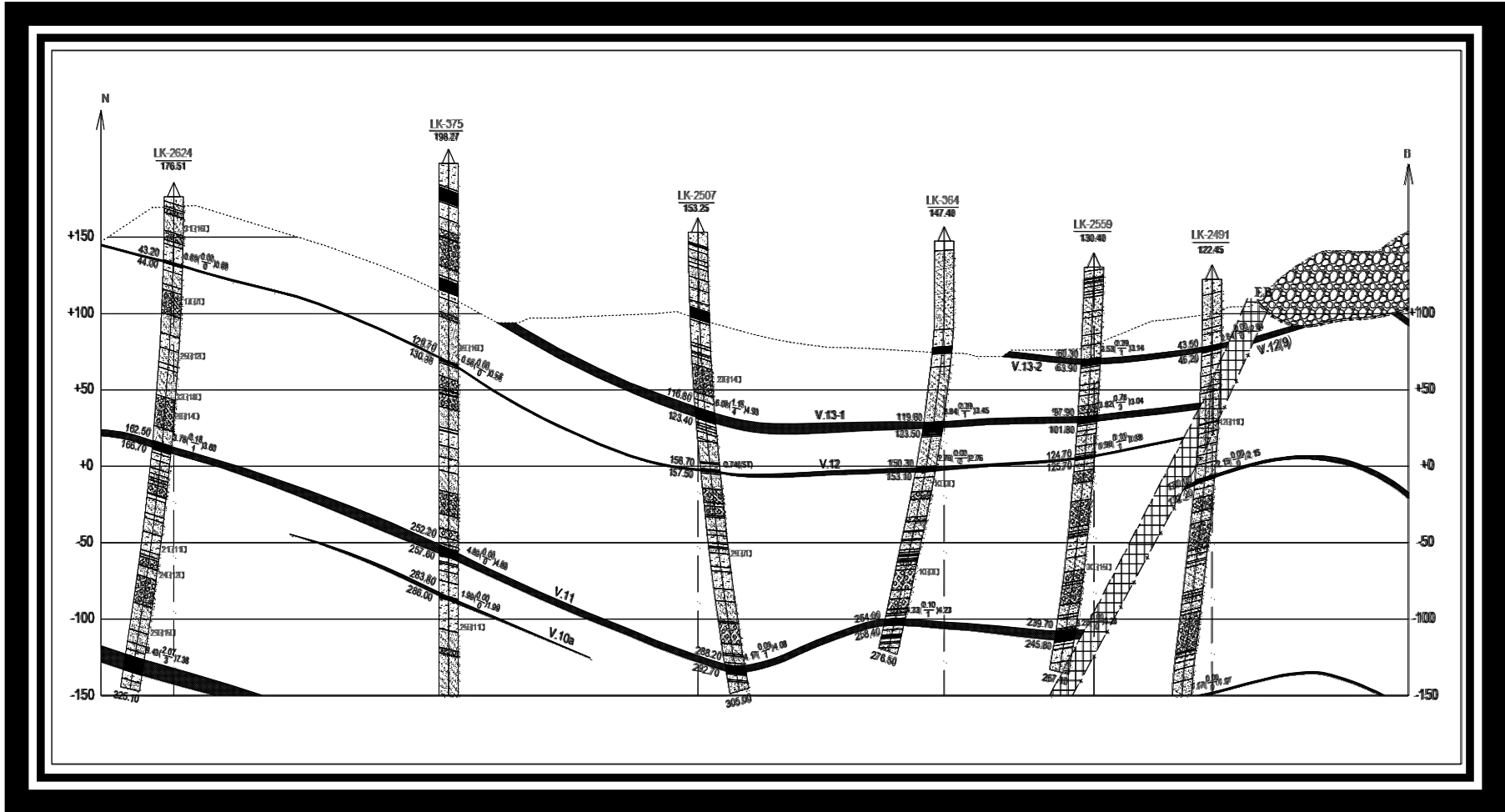


Рисунок 1.8 – Геологический разрез Т.VII пласта 13-1

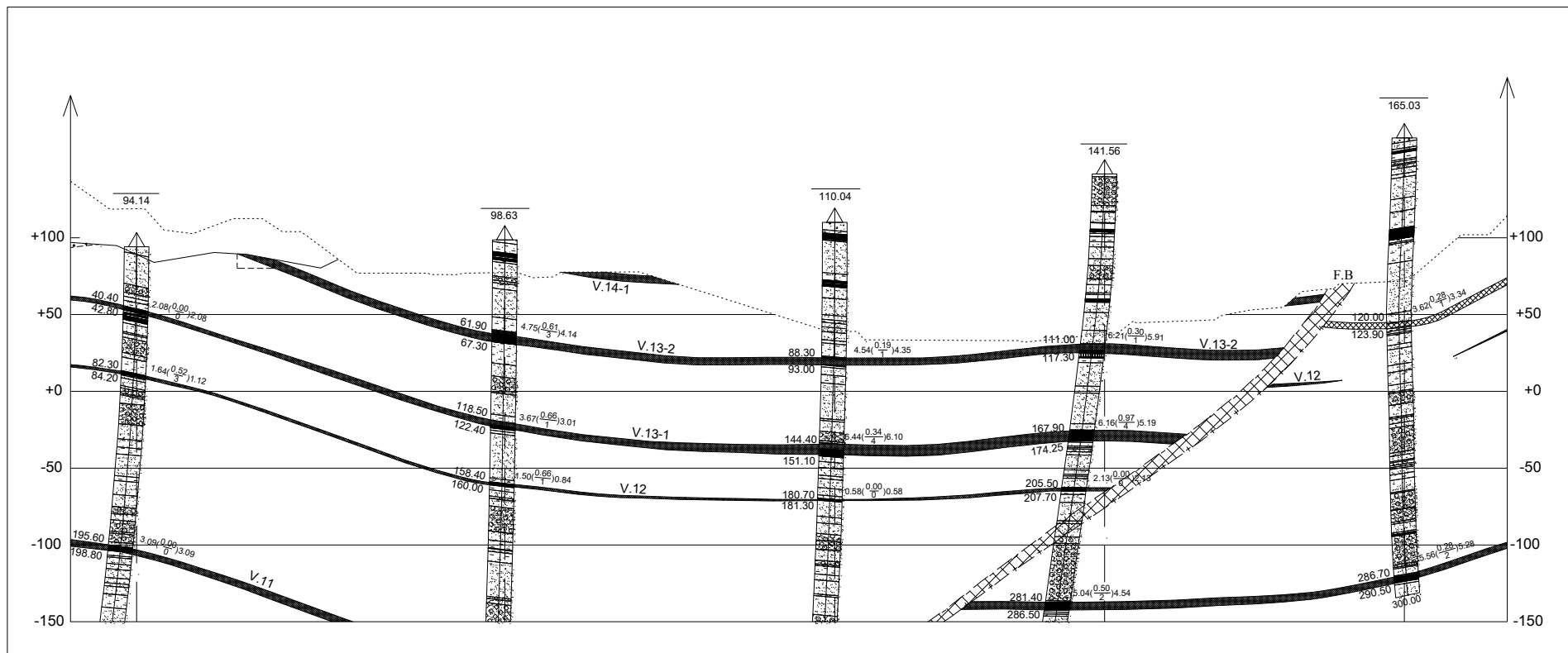


Рисунок 1.9 – Геологический разрез Т.VII^B пласта 13-1

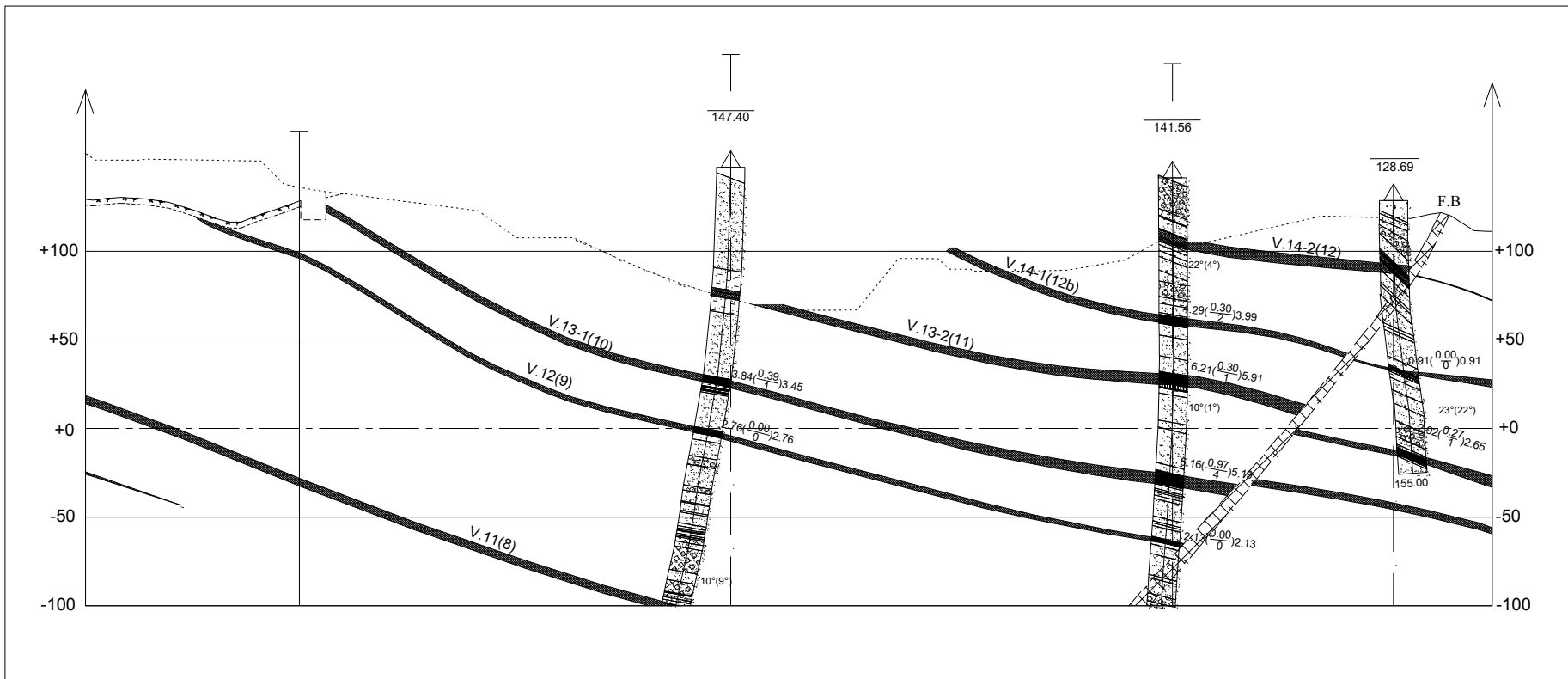


Рисунок 1.10 – Геологический разрез Т.XVI пласта 13-1

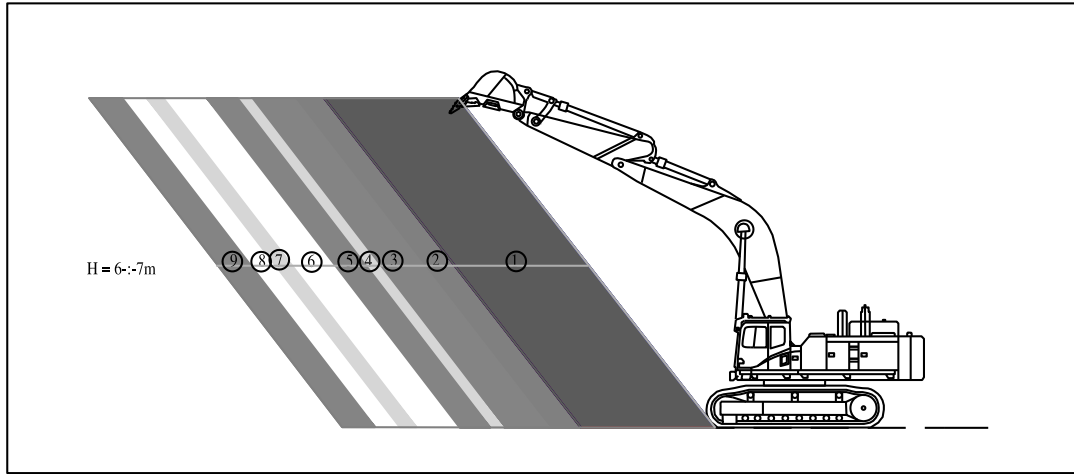


Рисунок 1.11 – Схема добыча угля в пласте 13-1
(1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9 — угольные пачки и прослойки)

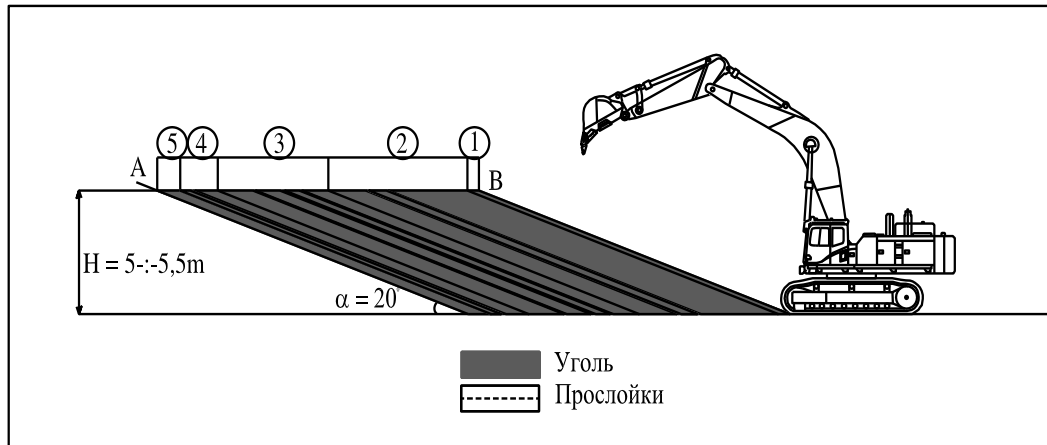


Рисунок 1.12 – Схема добыча угля в пласте 14-1:
(1, 2, 3, 4, 5 — угольные пачки и прослойки)

1.3. ДИНАМИКА КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ НА РАЗРЕЗЕ «ТАЙ НАМ ДА МАЙ», ВЬЕТНАМ

Анализ динамики основных показателей качества добываемого угля за 2010-2015 гг. свидетельствует о непрерывном увеличении объёмов добычи угля и одновременно уменьшении его зольности.

За анализируемый период добыча угля возросла от 1100 до 1206 тыс. т. Среднегодовой темп прироста добычи составил 2,4%. За то же время зольность добываемого угля ежегодно уменьшалась по абсолютной величине в среднем всего на 0,68%.

Снижение зольности добытого угля на 1% в целом по угольной отрасли приводит к увеличению стоимости реализуемой продукции более чем на 22 млн. долларов США в год. Поэтому снижение зольности добываемого угля и стабилизация качества угольной продукции являются остро насущными задачами, которые требуют своевременного разрешения.

Как видно из таблицы 1.7, коэффициент засорения увеличился с 11,97% в 2010 г, до 12,04% в 2013 г. Иными словами, если в 2010 г. в общем объёме угля, принятого к учёту, содержалось 131701 т породы, то в 2013 г. породы было уже 145220 т. За анализируемый период прирост добычи угля составил 105,87 тыс. т, из них за счёт засорения породой 13,52 тыс. т (12,77%).

Объём рассортировки и обогащения угля по концерну «Тай Нам Да Май» составляет всего 24-27% от всей добычи с выходом сортовых углей крупных и средних классов (+13 мм) максимум до 43,4% к объёму рассортировки.

Если добыча угля за анализируемый период с 2014 г. возросла на 36,4%, то объём рассортировки и обогащения угля возрос всего на 29%. При этом выход крупных и средних классов уменьшился. Причиной этого является переизмельчение угля в ходе выполнения технологических процессов, особенно на бульдозерных угольных складах.

Повышение качества добываемого угля достигается за счет строгого соблюдения технологической дисциплины. Надо иметь в виду, что из-за нарушений в процессах подготовки забоя к выемке и непосредственно при экскавации, количество угля, забракованного по показателю зольности и засорения породами и не вошедшего в объем добычи по участку, значительно повышается.

Таблица 1.7 – Динамика показателей отработки месторождения «Тай Нам Да Май»

№	Показатели	Ед. изм.	Годы					
			2010	2011	2012	2013	2014	2015
1	Добыча угля	тыс. т	1100,31	1301,37	1200,19	1206,18	1159,07	1577,2
2	Темпы прироста добычи	%	13,64	0,18	-0,08	0,00	-0,04	0,36
3	Зольность добытого и принятого к учету угля	%	36,77	36,63	36,65	36,52	36,23	36
4	Темпы изменения зольности	%	0,0129	-0,004	0,0005	-0,004	-0,0079	-0,006
5	Зольность балансовых запасов (чистых угольных пачек)	%	30,89	30,51	30,26	29,42	28,24	26,9
6	Зольность породы, засоряющей уголь	%	80	80,05	80,99	80,89	80,77	80,13
7	Коэффициент потерь	%	4,95	4,95	4,95	4,95	4,94	4,93
7	Коэффициент засорения	%	11,97	12,34	12,6	12,04	15,24	15,01
8	Количество породы в добытом угле, принятом к учёту	т	131,751	160,551	151,184	142,403	198,125	300,592
9	Средняя вместимость ковша экскаватора при добыче	м ³	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
10	Плотность угля	т/м ³	1,52	1,523	1,525	1,529	1,529	1,529
11	Плотность	прослойка	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18	2,18
		пород кровли	2,675	2,675	2,675	2,675	2,675	2,675
12	Выход крупных и средних классов угля	т	47943	59727	54580	54115	Н. д.	Н. д.
		%	4,95	4,98	4,95	4,95	Н. д.	Н. д.

На стадии проектирования угольных разрезов при выборе границ открытых горных работ и обосновании технологических схем разработки возникают погрешности, приводящие к снижению количества и ухудшения качества добываемого угля. Засорение угля вскрышными породами приводит к заметному снижению цены на добытый уголь, а наличие потерь угля

препятствует полному извлечению балансовых запасов угольного месторождения, из-за чего уменьшается срок существования предприятия.

На основе анализа литературы по рассматриваемому вопросу выявлены следующие способы увеличения полноты извлечения и сохранения качества угля при выемке из недр [26, 27, 111]:

- корректный учет геологических характеристик угольных залежей и вмещающих пород при планировании горных работ и обосновании целесообразного направления развития горных работ в плане и на глубину;
- выбор целесообразной высоты уступа и/или подступов;
- обоснованный расчет параметров и схем ведения буровзрывных работ;
- использование наклонного бурения с углами, совпадающими с геологическими контактами угля с породой;
- применение короткозамедленного многорядного взрывания породы;
- ведение раздельного, вплоть до поскважинного, взрывания угля и пород;
- применение предварительной сортировки и первичной селекции непосредственно в забое;
- широкое применение угольных складов для усреднения, точная зачистка почвы и кровли угольных слоев, формирование потока угля стабильного качества для отправки на углеобогатительную фабрику;
- стимулирование инженерно-технических работников и операторов оборудования разреза к снижению потерь и к соблюдению проектных показателей потерь угля и засорения его вскрышными породами.

1.4 ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

Целью работы является обоснование рациональных величин потерь и засорения при открытой разработке сложноструктурных угольных пластов с переменными параметрами залегания на примере месторождения «Тай Нам Да Май» и обоснование параметров и технологии открытых горных работ, обеспечивающих рациональный уровень полноты выемки угля. В соответствии с этим основными задачами исследования являются следующие:

1. Оценить степень влияния горно-геологических условий, применяемой техники и технологии на полноту извлечения запасов угля, выполнить анализ состояния эксплуатационных потерь/засорения на контактах и существующих методов нормирования качества угля при разработке месторождения «Тай Нам Да Май».

2. Определить область возможных решений по определению рациональных величин потерь и засорения угля для условий рассматриваемого месторождения за счет использования переменной высоты уступов в приемлемом для имеющейся карьерной техники диапазоне параметров.

3. Разработать методику планирования и экономической оценки потерь и засорения угля при добыче, учитывающую необходимость повышения полноты и качества выемки угля и требуемый рост производительности карьерного оборудования.

По данным геологической разведки с понижением горных работ будет продолжаться усложнение горно-геологических условий, в том числе, предположительно, рост зольности угля продолжится и сохранится на перспективу.

В связи с этим обеспечение улучшения и стабилизации качества добываемого угля на разрезе «Тай Нам Да Май» является одной из важнейших задач, решение которой позволит сократить расходы на добычу и

транспортировку угля, повысить эффективность работы предприятий — потребителей, а, следовательно, и всего народного хозяйства страны.

Наряду с объективными причинами ухудшения качественных показателей угля, добываемого открытым способом, существуют и субъективные, заключающиеся в несоответствии применяемой технологии выемки угля, неритмичности производственного цикла, приводящей к отклонениям параметров технологии от оптимальных значений, недостаточном оперативном контроле качества угля в процессе его добычи, несоответствии применяемой выемочной техники горно-геологическим условиям залегания угольных пластов, несовершенстве структуры управления качеством угольной продукции и методов морального и материального стимулирования персонала разреза в повышении качества добываемого угля.

Качество угольной продукции имеет характерные особенности по сравнению с большинством других видов товаров. Если качество многих изделий можно улучшать постоянно путем повышения надежности, долговечности, улучшения внешнего вида и т.д., то основные показатели качества продукции угледобывающих предприятий не могут быть лучше природных, необходимо, в первую очередь, знать тот предел, до которого экономически целесообразно повышать качество товарного угля.

При выполнении проектов отработки месторождений технология выемки угольных пластов сложного строения должна базироваться на знании закономерностей формирования качества добываемого угля. Это позволит более обоснованно подходить к выбору добычных комплексов и обогатительных мощностей.

Исследование закономерностей формирования качества угля и влияние основных факторов в условиях сложноструктурных месторождений “Тай Нам

Да Май» позволяют сформулировать следующие основные направления, обеспечивающие снижение засорения и стабилизацию качества угля:

- совершенствование и разработка технологических схем выемки сложных по строению и маломощных пластов;
- оснащение разрезов выемочным оборудованием, более приспособленным к горно-геологическим условиям разрезов, в первую очередь прямыми и обратными гидравлическими экскаваторами, пневмоколесными погрузчиками;
- внедрение наилучших доступных существующих и разработка новых технологических схем и оборудования для стабилизации качества угля на разрезах;
- увеличение объёмов обогащения угля на основе оптимального соотношения объёмов селективной и валовой добычи;
- совершенствование систем планирования нормирования и контроля показателей качества добываемого угля.

Идея работы. Необходимое качество угля, добываемого гидравлическими экскаваторами с рабочим оборудованием обратная лопата, может быть обеспечено благодаря применению адаптивной технологической схемы ведения горных работ с изменяемыми параметрами, что позволяет значительно сократить потери угля на контактах с вмещающими породами.

Научная новизна работы заключается в следующем:

- обоснована методика определения высоты добычных уступов и подуступов в условиях открытой разработки угольных залежей, подобных месторождению «Тай Нам Да Май», характеризующемуся относительно высокой зольностью угля и многообразием условий залегания угольных пластов, в том числе — наклонного и крутого падения (до субвертикального);

- получены зависимости между величинами потерь и засорения угля на контактах и параметрами буровзрывных и выемочно-погрузочных работ, обеспечивающими рациональную полноту извлечения запасов.

Достоверность результатов исследований обеспечивается применением современных методов выполнения исследований, соответствием полученных научных результатов трендам развития данного научного направления, информация о которых приводится в публикациях ведущих ученых, апробацией результатов исследований на семинарах и совещаниях, соответствием результатов технико-экономических расчетов данным ранее выполненным проектным работ и информации производственных предприятий о существующей организации добычи и переработки угля.

Практическая значимость работы: Разработка малоотходной добычи пластов угля позволит в значительной степени улучшить экономические показатели эксплуатации угольных месторождения со сложными условиями залегания пластов.

1.5. ВЫВОДЫ

1. Каждый процент технологических потерь угля на разрезе «Тай Нам Да Май» в настоящее время по абсолютному значению составляет 1,6 млн. т, что приводит к экономическому ущербу около 1 млн. долларов.

2. Технологические потери полезного ископаемого при добыче и переработке имеют объективный характер, однако уровень их должен иметь соответствующее обоснование, с целью достижения максимального народно-хозяйственного эффекта.

3. Следствием потерь и засорения добываемого угля является снижение количества и качества товарной продукции разреза, уменьшение выхода концентрата, падение цен на уголь и концентрат, а также снижение срока существования карьера.

4. Целью работы является обоснование рациональных величин потерь и засорения при открытой разработке сложноструктурных угольных пластов с переменными параметрами залегания на примере месторождения «Тай Нам Да Май» и обоснование параметров и технологии открытых горных работ, обеспечивающих рациональный уровень полноты выемки угля.

ГЛАВА 2 СОКРАЩЕНИЕ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

2.1 УЧЕТ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ

Практикой и исследованиями установлено, что потери полезных ископаемых определяются на основании документов непосредственно геодезическими методами. Когда этот способ не может быть осуществим, потери могут быть определены по разности между значениями балансовых запасов и извлекаемой минеральной массы.

Для определения потерь и засорения полезных ископаемых, в первую очередь, проводят расчёты балансовых запасов D и содержания угля α (%) в исследуемом районе на основе геологоразведочных материалов. Затем путем косвенного или прямого расчета находят потери массы минеральных веществ P [6, 30, 60, 68, 78, 87].

Коэффициент потерь угля рассчитывается по формуле:

$$\eta = \frac{P}{B} \cdot 100, \% \quad (2.1)$$

Коэффициент засорения угля можно определить на основе следующей зависимости:

$$\rho = \frac{V}{D} \cdot 100, \% \quad (2.2)$$

где ρ – относительное значение засорения угля, %;

η – относительное значение потерь угля, %;

P, B – потери угля и балансовые запасы, соответственно;

D – количество добытого угля;

V – масса засоряющей породы.

$$B = D + P - V, \quad (2.3)$$

$$\Rightarrow \rho = \frac{V}{D} \cdot 100 = \frac{V}{B - P + V} \cdot 100, \% \quad (2.4)$$

Коэффициент засорения угля можно рассчитать по формуле:

$$(B - P)\alpha + V\alpha'' = ()\alpha' \quad (2.5)$$

$$\text{или} \quad (B - P)\alpha + V\alpha'' = (B - P + V)\alpha' + V\alpha - V\alpha;$$

$$\Rightarrow (B - P + V)\alpha = (B - P + V)\alpha' + V(\alpha - \alpha'');$$

$$\Rightarrow (B - P + V)(\alpha - \alpha') = V(\alpha - \alpha'');$$

$$\Rightarrow \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha - \alpha''} = \frac{V}{B - P + V}$$

$$\text{или } \rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha - \alpha''}, \quad (2.6)$$

где α – содержание угля в балансовых запасах;

α' – содержание угля в добытом угле;

α'' – содержание угля в породе.

Если порода не содержит полезных ископаемых $\alpha'' = 0$, то коэффициент засорения породой:

$$\rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha}. \quad (2.7)$$

Коэффициентом извлечения полезных ископаемых называется отношение горной массы к начальным балансовым запасам:

$$\eta = \frac{P}{B} \Rightarrow K_{\Pi} = \frac{B - P + V}{B} = 1 - \frac{P}{B} + \frac{V}{B} = 1 - K_{\Pi} + K_{V}, \quad (2.8)$$

где $\eta = \frac{P}{B}$ – коэффициент потерь угля;

$K_{V} = -$ коэффициент засорения породы балансовых запасов.

Содержание угля в добытом угле α' :

$$\alpha' = \frac{(B - P) \cdot \alpha}{V} = \frac{B \cdot \alpha (1 - K_{\Pi})}{V} \Rightarrow \alpha' = \frac{\alpha (1 - K_{\Pi})}{K_{\Pi}} \quad (2.9)$$

Если порода содержит полезные ископаемые $\alpha'' \neq 0$:

$$\alpha' = \frac{D(\alpha - \alpha \cdot K_{\Pi} + \alpha'' \cdot K_V)}{V}$$

$$\text{или } \alpha' = \frac{\alpha(1 - K_{\Pi}) + \alpha'' \cdot K_V}{K_{\Pi}}. \quad (2.10)$$

Величина K_{Π} – коэффициент извлечения полезных ископаемых из балансовых запасов может быть меньше, больше или равен единице, в зависимости от соотношения между балансовыми запасами, потерями массы угля и засорением породой.

Во многих расчётах специалисты часто используют коэффициент извлечения полезных ископаемых из балансовых запасов Π :

$$\Pi = \frac{\text{Объем угля из балансового запаса}}{\text{Засчитываемый объем угля соответствующих остатков}},$$

$$\Rightarrow \Pi = \frac{(B - P)}{B} = 1 - \frac{P}{B} = 1 - K_{\Pi}. \quad (2.11)$$

Коэффициенты потерь и засорения являются взаимосвязанными величинами, характер связи между которыми зависит от многих факторов. Известно, что чем больше потери, тем меньше засорение и наоборот.

Засорение угля напрямую снижает качество угля, что приводит к увеличению стоимости перевозки и угольного обогащения. Качество угля обычно характеризуется угольной зольностью и определяется формулой:

$$A_3^k = \frac{(100 - r)A_y^k + r \cdot A_{\Pi}^k}{100}, \%, \quad (2.12)$$

где A_3^k , A_y^k , A_{Π}^k – зольность угля добытого, зольность угля начальных балансовых запасов, зольность породы.

$$A_3^k = \frac{(B - P) \cdot A_y^k + V \cdot A_n^k}{B - P + V}, \%. \quad (2.13)$$

Если узнать зольность угля начальных балансовых запасов, зольность породы и требования к зольности (A_0^k), можно определить допустимое засорение:

$$r_o = \frac{A_o^k - A_y^k}{A_n^k - A_y^k} 100, \% \quad (2.14)$$

На основе стандартных методов были определены значения потерь и засорения угля для вьетнамского угольного месторождения «Тай Нам Да Май» (таблица 2.1).

Таблица 2.1 – Значения потерь и засорения угля для вьетнамского угольного месторождения «Тай Нам Да Май», %

№	Показатели	Пласты					
		Пласт 14-5	Пласт 14-4	Пласт 14-2	Пласт 14-1	Пласт 13-2	Пласт 13-1
I	Разновидность потерь:	5,97	5,66	5,84	5,96	6,51	5,72
1	в кровле пласта при зачистке экскаватором и бульдозером	1,15	1,26	1,17	1,38	1,37	1,15
2	в почве пласта при использовании экскаватора и бульдозера	3,57	3,15	3,25	3,23	3,65	3,25
3	за счёт трещиноватости при ведении буровзрывных работ	1,25	1,25	1,42	1,35	1,49	1,32
II	Разновидность засорения:	13,21	15,46	17,18	16,18	18,22	16,44
1	в подошве и кровле пласта	8,81	10,5	12,2	11,03	12,25	10,29
2	при зачистке прослойки меньше 0,5 м	2,95	3,16	3,1	3,65	4,25	4,25
3	при буровзрывных работах	1,45	1,8	1,88	1,5	1,72	1,9

Если добыча угля за анализируемый период с 2014 г. возросла на 36,4%, то объём рассортировки и обогащения угля возрос всего на 29%. При этом выход крупных и средних классов уменьшается. Причиной этого является переизмельчение угля в ходе выполнения технологических процессов, особенно на бульдозерных угольных складах.

При открытой разработке угольных залежей потери и засорение происходят, в основном, в зонах контактов пластов угля с вмещающими породами. Достоверность определения технологических потерь и засорения для оперативного планирования горных работ можно повысить в

значительной степени косвенным методом, зная фактические значения потерь и засорения угля за предшествующие периоды.

Рассчитанные значения были использованы далее при оптимизации технологических схем отработки пластов угля рассматриваемого месторождения.

2.2 СПОСОБЫ И СРЕДСТВА РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Современные угольные разрезы, отрабатываемые с применением экскаваторно-автомобильных комплексов, предоставляют разнообразные возможности для использования широкого спектра технологического оборудования различных видов и типов. По мере углубления разрезов и связанного с ним уменьшения параметров рабочих площадок появляется целесообразность использования специальных видов транспорта, например, — высокоманевренных автосамосвалов с улучшенными тягово-динамическими характеристиками и увеличенной удельной мощностью. Если на разрезах находят применение перегрузочные пункты, то они позволяют оптимизировать основные карьерные грузопотоки путем, в частности, эффективного использования автосамосвалов принципиально иной конструкции — углевозов, имеющих конструктивно объединенные раму и кузов. Кузов таких машин представляет собой бункер с возможностью донной разгрузки на специальных эстакадах. Автосамосвалы с донной разгрузкой обладают заметно меньшим коэффициентом тары по сравнению с грузовиками традиционной конструкции.

Автосамосвалы, как на рудных карьерах, так и на угольных разрезах подбираются по рациональному соотношению вместимостей ковша экскаватора и автомобильного кузова. Комплект самосвалов на каждый экскаватор рассчитывается с учетом плеча доставки, которое обычно принимается от полукилометра до двух километров.

Конструирование и запуск в серийное промышленное производство новых моделей карьерных экскаваторов — более производительных или потребляющих меньше ресурсы — дают возможность расширения их типажных рядов или постепенно заменять менее эффективные модели на более прогрессивные.

В мировом экскаваторостроении наблюдается основной тренд — переход от тросовых электрических экскаваторов к широкому применению гидравлических прямых и обратных лопат с вместимостью ковшей до 35-50 м³. При совместной работе прямой и обратной гидравлических лопат с погрузкой на один транспортный горизонт высота уступа может быть доведена до тридцати-сорока метров, что позволяет радикально улучшить технико-экономические показатели открытой разработки недр, в частности, за счет заметного роста производительности экскаваторно-автомобильного комплекса. Такие технологические схемы однозначно эффективны для отработки вскрышных уступов и мощных угольных пластов.

При замене гидравлическими экскаваторами с рабочим оборудованием типа «прямая лопата» традиционных тросовых экскаваторов выемочно-погрузочные работы становятся более технологичными, при этом отмечается рост производительности экскавации и изменяются в лучшую сторону показатели работы машин в забое. Однако в целом на динамику горных работ это заметно не влияет. На эффективное управление режимом горных работ карьеров влияет применение именно гидравлических экскаваторов, и именно оборудованных «обратной лопатой».

На карьерах среднего и малого масштабов предпочтительными, как показывает опыт последних лет, являются гидравлические экскаваторы с нижним черпанием. Недостатком тросовых экскаваторов типа механической прямой лопаты является черпание «стружкой», при котором ковш заканчивает наполнение в конце траектории своего движения по забою. Разгрузка ковша осуществляется в транспорт, который подается к забою на том же горизонте, где работает экскаватор. Гидравлический экскаватор с прямой лопатой может наполнять ковш в любой по высоте части забоя, при этом доставка полезного ископаемого или вскрышных пород все равно производится с горизонта установки экскаватора. Ранее делались попытки

реализовать погрузку горной массы на горизонт выше, чем стоит экскаватор, в данном случае с удлиненным рабочим оборудованием, но из-за большей опасности подачи транспорта под погрузку и ограниченной видимости средств транспорта машинистом экскаватора подобные схемы не получили массового распространения.

Если до появления гидравлических экскаваторов тросовые машины и изготовлялись с рабочим оборудованием обратная лопата, то лишь с невысокой вместимостью ковша, и применялись они преимущественно на землеройных работах в строительстве, а не в карьерах. В итоге карьерное экскаваторостроение пошло по пути развития типажных линеек машин с прямыми лопатами, практически всегда располагающимися на нижней площадке экскавируемого уступа. Создание и широкое использование гидрофицированного выемочно-погрузочного оборудования позволило изменить сложившуюся ситуацию.

Эффективность и технологичность прямой и обратной лопат можно сравнить на условном примере. На экскавируемом блоке выделена заходка шириной 30 м и объемом 2,1 млн. тонн. При работе экскаватора обратная лопата с нижним черпанием данная горная масса вывозится с более высокой (на высоту полного уступа) отметки. Расстояние транспортирования уменьшается на дистанцию, соответствующую высоте рабочего уступа. Транспортная работа при вариантах верхнего и нижнего черпания равна 1,61 и 1,26 млн. т·км, соответственно. Объемы работы отличаются на 350 тыс. т·км (21,7%), при себестоимости доставки 1,0 долл./т·км разница в затратах составляет 167 тыс. долл. на каждый миллион тонн. При производительности карьера по горной массе 50 млн. т снижение расходов на транспортирование горной массы при замене прямых лопат на обратные лопаты равно 8,35 млн. долл. в год.

В итоге выявлено, что объем работы транспорта при нижнем черпании экскаватором с погрузкой на горизонт его стояния на 25-30% ниже, чем при верхнем черпании с нижней площадки с погрузкой также на горизонт стояния экскаватора.

В условном расчете производительности прямой и обратной лопаты приняты одинаковыми, в данном случае считаем, что все основные показатели работы экскаваторов равны (вместимость ковшей, время цикла черпания, коэффициенты наполнения ковша и разрыхления горной массы в ковше). Иногда вместимость ковша при рабочем оборудовании обратная лопата ниже, чем при прямой лопате, разница может достигать 20-40%. Но, как правило, производители базовых экскаваторов, на которые может навешиваться рабочее оборудование обоих типов, при одинаковой вместимости ковшей гарантируют и одинаковую производительность. Кроме расчетов показателей производительности экскаваторно-автомобильных комплексов с прямой и обратной лопатами сравним их энергозатраты на выемочно-погрузочные работы и транспортирование до одной и той же отметки равных объемов горной массы.

Экскавация в зависимости от условий работы при удовлетворительном качестве взрывного дробления горной массы потребляет электрической энергии 0,4-0,7 кВт·ч/м³. При пересчете расходов дизельного топлива в сопоставимые удельные показатели подъем автосамосвалами горной массы на 15 метров (высота принятого рабочего уступа) обходится в 0,7-0,8 кВт·ч/м³. Это значит, что даже при большем энергопотреблении экскаватором с обратной лопатой против прямой лопаты нижнее черпание является предпочтительным. В расчетах учтен только подъем горной массы на высоту уступа и не учитывался перепробег самосвала по горизонтальным дорогам.

При существующем соотношении тарифов на электрическую энергию и на дизельное топливо использование экскаваторов с обратной лопатой по сравнению с прямой лопатой является намного более дешевым, практически почти на порядок.

Объективно не существует необходимости достижения универсальности экскаватора, то есть возможности устанавливать на одну и ту же машину и прямую, и обратную лопату. Специально сконструированные экскаваторы с возможностью установки только обратной лопаты станут намного эффективнее.

Кроме того, для карьерного экскаватора с обратной лопатой, работающему с нижним черпанием, и чаще всего — отступающим ходом, не нужна большая высота подъема ковша. Можно ограничиться высотой самого транспортного средства, устанавливаемого на горизонте работы экскаватора. У выпускаемых сегодня экскаваторов высота подъема ковша значительно превышает эту величину.

При разработке крепких пород экскаватор с обратной лопатой, располагающийся на развале, сам готовит себе и отчасти автосамосвалам трассу подъезда к месту погрузки пород из первой заходки. Отрабатывая развал нижним черпанием, экскаватор готовит площадку для обустройства нижележащего горизонта.

Применение гидравлических экскаваторов типа обратная лопата снимают ограничения по безопасности в части образования навесей и козырьков. Но специфика работы обратных лопат требует соблюдения устойчивости машины на подрабатываемом ей же уступе или на развале взорванной породы.

За счет использования своей мобильности и малых габаритов гидравлические экскаваторы с обратной лопатой отдельно и в комплексе с

прямыми лопатами могут быть полезны при разnose временно нерабочих бортов, имеющих любые параметры и конструкцию.

При сравнении прямых и обратных лопат, в случае меньшей производительностью последних, они могут эффективно применяться в тех местах, где максимальная выработка не требуется:

- на перегрузочных складах. При этом можно не формировать на подошве склада рабочую площадку для размещения экскаватора и подъездных дорог. Основное рабочее место оформляется на кровле склада, то есть на самой разгрузочной площадке;

- при отработке комплексных и/или весьма изменчивых по содержанию полезных ископаемых. Необходимость усреднения их качества заведомо предполагает резервирование количества экскаваторов и отрабатываемых забоев;

- при вскрытии новых горизонтов в сильно обводненных породах для создания первоначальных зумпфов водоотлива.

Гидравлические экскаваторы с рабочим оборудованием типа обратная лопата в принципе могут стать преобладающим основным выемочно-погрузочным оборудованием на открытых горных работах. Для этого необходимо конструирование мощных собственно обратных лопат с учетом специфики технологии горных работ на рудных карьерах и угольных разрезах.

В соответствии с условиями залегания пластов угля на разрезе «Тай Нам Да Май» применяются: углубочная, сплошная и углубочно-сплошная системы разработки, основанные на применении технологии разработки вскрышных пород с перевалкой их в выработанное пространство или с доставкой в отвалы — внутренние или внешние.

Для добычи угля, в основном, применяются одноковшовые экскаваторы в комплекте с автомобильным транспортом. При необходимости на разрезах

используется селективный способ выемки угольных пачек, если часть угольных пластов являются сложными, то есть представлены чередованием угольных пластов и породных прослоек. При этом надо иметь в виду, что для перехода от валового способа выемки угля к селективному надо иметь дополнительные обогатительные мощности. Внутрипластовой селекцией называется процесс геологической идентификации и технологического разделения сложных угольных пачек на породные прослои и собственно угольные пласты для их эффективной разработки.

Горно-геологические условия залегания угольных пластов на разрезе «Тай Нам Да Май» характеризуются широким диапазоном изменения качества породных прослоев и угольных слоев, мощностей пластов и углов их падения и простирания. Эти условия определяют многообразие технологических схем отработки угольных пластов в поле разреза.

Основным параметром для выбора тех или иных технологических схем разработки является угол падения угольных пластов. Именно угол падения угольного пласта определяет не только использование той или иной технологической схемы разработки, в том числе вскрышных пород, но и порядок отработки как собственно угольных пластов, так и вмещающих их пород.

На пологих и наклонных пластах, которыми в том числе представлено угольное месторождение «Тай Нам Да Май», применяются технологические схемы, особенностью которых является необходимость частой перевалки угля перед его отгрузкой или только экскаватором, или экскаватором и бульдозером. Отрицательным в данном случае является фактор чрезмерного переизмельчения угля, за счет чего товарный уголь заметно теряет в продажной стоимости.

Промежуточное складирование связано с необходимостью создания штабеля угля с большей высотой, необходимой для производительной

работы экскаваторов и рационального использования автотранспорта. Малая высота забоя не позволяет обеспечить необходимое наполнение ковша экскаватора за одно черпание и значительно увеличивает время погрузки (а, следовательно, и простои) автосамосвала.

Задействование экскаваторов на переэкскавации горной массы неэффективно, особенно в условиях отработки тонких пластов и одновременного формирования рабочих площадок на наклонном основании и транспортных берм. При этом растет также и число перегонов экскаватора, дополнительно снижающих их производительность. Из-за несоответствия высоты ковша экскаватора и высоты отрабатываемого пласта угля возрастают потери полезного ископаемого, особенно связанные с ограниченной кинематикой рабочего оборудования экскаваторов, как гидравлических, так и тросовых.

При отработке наклонных и крутопадающих угольных пластов снижение потерь угля на контактах достигается применением специальных технологических схем. Несмотря на то, что по фактору рационального режима горных работ целесообразно соблюдать порядок отработки пластов от середины пласта или даже от лежащего бока к висячему, для уменьшения потерь применяется схема, при которой в породах висячей стороны пласта проходят разрезную траншею. Борта траншеи формируются по возможности под углом падения угольного пласта. После проходки разрезной траншеи экскаватор отрабатывают первый угольный пласт. Затем заходки повторяются, при этом отрабатываются поочередно согласно углам падения контактов то уголь, то порода вплоть до выхода горных работ во вскрышные породы.

Высота уступа, применяемая при разработке угольных месторождений, может иметь значения от 3 до 20 м. В ряде случаев она не соответствует эффективной отработке угольных пластов. Из-за нарушений технологии в

некоторых ситуациях промежуточные бермы не сохраняются, уступы сдваиваются по высоте, а, иногда, и страиваются, вследствие чего растут потери угля.

При отработке пластов угля, угол падения которых меняется в пределах одного уступа, появляются уже и сверхнормативные потери. Также потери всегда высоки при отработке участков карьерного поля в местах дизъюнктивных нарушений. При этом основными становятся эксплуатационные потери на проблемных участках, уменьшение величины таких потерь является резервом повышения эффективности работы угольного предприятия в целом.

Достаточно часто причиной сверхнормативных потерь является отставание при ведении вскрышных работ. Существенное сокращение активного фронта горных работ и дефицит рабочих площадей ограничивает возможности селективной выемки угля, что особенно значимо для маломощных и слоистых угольных пластов. Из-за подобных причин горные работы часто вынужденно ведутся со стороны лежащего бока залежей. За счет этого часть маломощных пластов вообще теряется, так как после взрывания тонкие угольные пласты перемешиваются с вмещающими породами и перестают быть извлекаемыми запасами.

Для селективной отработки сложных забоев экскаваторами с рабочим оборудованием обратная лопата предлагается применять ковши особой конструкции, разделяемые лопастями на секторные полости. При такой конструкции ковша черпание производится следующим способом: ковш снимает прослой пустой породы, заполняющей первый сектор черпания. При подходе к контакту «вскрыша – уголь» датчик дает сигнал на поворот вала с разделительными лопастями, который поворачивает ковш на фиксированный угол, используя второй сектор для заполнения углем. Если ковш проходит пласт угля и опять попадает в породу, датчик вновь дает сигнал на поворот вала с включением в работу следующего сектора.

Разгрузка такого ковша производится также селективно. Следует иметь в виду, что задача должна решаться на оптимум по экономике, поскольку применение ковша новой конструкции значительно снижает производительность экскаватора.

Использование ковша для селективной выемки угольных пластов весьма затрудняется при использовании буровзрывных работ, из-за которых пропластки могут стать слишком тонкими для эффективной работы экскаватора или полностью перемешаться, исключив запасы маломощных пластов угля из товарных.

Использование ковша предлагаемой конструкции наиболее подходит для выемки часто перемежающихся тонких пластов угля и породы, где неприменима стандартная селективная технология. В качестве возможных участков для применения нового способа разработки можно привести условия пласта 13-1 месторождения «Тай Нам Да Май» (таблица 2.2).

Таблица 2.2 – Характеристики пласта 13-1

№	Название	Мощность слоев угля (см)	Зольность (%)	Свойство
1	тип 1	189	5-8	1 слой
2	тип 3	46	10,01-19	3 слоя, средняя мощность 4 см
3	тип 6	76	35,01-45	8 слоев, 3 прослойки, средняя мощность 5,1 см
4	прослойка	21		1 слой
5	тип 6	47	35,01-45	3 слоя, средняя мощность 5,1 см
6	порода	75		1 слой
7	прослойка	29		5 слоев, 2 прослойки, 3,7 см
8	порода	41		1 слой
9	тип 5	49	27,01-35	2 слоя, средняя мощность 2,5 см

Отдельные пласты и междупластия уступа сложной структуры отрабатываются слоями незначительной мощности. Минимальная мощность раздельно вынимаемого угольного пласта составляет 0,5 м, породного прослоя — 0,3-0,4 м. Минимальные расходы на выемку угля имеют место при отработке уступа с расположением транспортного горизонта на кровле пласта, высота уступа не должна превышать 4-5 м.

Определенный интерес представляет технология разработки пластовых сложноструктурных месторождений горизонтального или пологого залегания выемочными слоями малой мощности, базирующаяся на применении механического рыхления или комбинированного способа подготовки породы к выемке. Данная технология позволяет вести отдельную разработку разнопрочных пород, залегающих в массиве пластами малой мощности.

В таблице 2.3 приведены характеристики применяемой в разрезе «Тай Нам Да Май» техники.

Таблица 2.3 – Характеристика применяемого на разрезе «Тай Нам Да Май» технологического оборудования

№	Название оборудования	Единица	Количество
1	Буровые станки:		
	Гидравлический буровой станок Drill Teck Диаметр скважины d = 200 мм	штука	1
	Гидравлический буровой станок, DML Диаметр скважины d = 230 мм	штука	4
2	Экскаваторы:		
2.1	Экскаваторы для выемки вскрышных пород		
	Hitachi – вместимость ковша E = 3,6 м ³	штука	1
	Komatsu – вместимость ковша E = 6-7 м ³	штука	8
2.2	Экскаватор для добычи угля		
	Hitachi – вместимость ковша E = 3,5-4,3 м ³	штука	3
2.3	Погрузчик на складе		
	Kawasaki – вместимость ковша E = 3,1-4,1 м ³	штука	5
3	Автосамосвалы:		
3.1	Самосвалы для перевозки породы		
	Самосвал грузоподъемностью 36,5-40 т	штука	23
	Самосвал грузоподъемностью 55-60 т	штука	50
3.2	Самосвал для перевозки угля		
	Самосвал грузоподъемностью 36 т	штука	7
	Самосвал грузоподъемностью 20-25 т	штука	17
4	Другая техника		
	Погрузчик	штука	7

Подготовка породы осуществляется в три стадии:

I стадия. Ослабление массива взрыванием скважинных зарядов, пробуренных на полную мощность продуктивной толщи по расширенной сетке для взрыва в зажатой среде. Величина максимального удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) рассчитывается из условия, что перемешивание разнопрочных пород на контакте слоев отсутствует.

II стадия. Послойное рыхление ослабленных взрывом пород механическим способом.

III стадия. Штабелирование разрыхленной породы бульдозером на подошве уступа для последующей экскаваторной отгрузки.

Таким образом, разрез «Тай Нам Да Май» обладает представительным парком технологического оборудования, в том числе гидравлическими экскаваторами и погрузчиками, которые могут применяться в различных технологических схемах, как на выемке вскрышных пород, так и для добычи угля, в том числе и в схемах селективной отработки угольных пластов.

Дальнейшие определения полноты и качества выемки запасов угля на разрезе «Тай Нам Да Май» выполнены с учетом имеющейся на производстве горной техники.

2.3 ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ

Значения фактических потерь и засорения точно определяются в необходимом объеме на основании документов, полученных геодезическими приборами. Когда этот способ не может быть осуществлен, показатели могут быть определены по разности между балансовыми запасами и массой извлеченного угля.

Потери угля под транспортными бермами или площадками рассчитываются путем объединения данных разведочного бурения, других геологических данных и результатов анализа.

Разумеется, абсолютно точного определения коэффициентов потерь руды и ее засорения достичь невозможно. Погрешности обусловлены ошибками определения исходных данных. Поэтому для характеристики полноты и правильности отработки недр необходимо решать задачу оценки достоверности первоначальной информации [81].

Оценка точности определения упомянутых коэффициентов должна сопровождаться как можно более точным учетом абсолютных значений потерь угля. Таким образом, одной из обязательных задач производства при добыче угля должен быть контроль показателей потерь и засорения угля.

Если горно-геологические условия, технология добычи и способы выполнения измерений остаются неизменными в течение какого-то периода времени, то нецелесообразно повторно проводить контрольные измерения. Показатели полноты выемки угля сохраняются постоянными в течение этого периода времени.

При определении потерь и засорения в качестве исходных используются следующие данные: количество (Б) и качество (с) погашенных балансовых запасов угля, количество (Д) и качество добытого угля (а), величина потерь (Р) балансовых запасов и количество вскрышных пород и некондиционного угля (V), попавших в добытое полезное ископаемое.

Средние квадратические ошибки коэффициента потерь угля (2.15) и коэффициента засорения (2.16), рассчитанные по формуле ошибки функции от измеренных величин, будут равны [72]:

$$M_{\eta} = \pm \frac{\eta}{100} \sqrt{M_{\Pi}^2 + M_{\text{б}}^2}, \%, \quad (2.15)$$

где η – относительная величина потерь угля, %; M_{Π} , $M_{\text{б}}$ – относительные ошибки определения количества потерь угля и погашенных балансовых запасов;

$$M_{\rho} = \pm \frac{\rho}{100} \sqrt{M_{\text{в}}^2 + M_{\text{д}}^2}, \%, \quad (2.16)$$

где ρ – относительная величина засорения добытого угля; $M_{\text{в}}$, $M_{\text{д}}$ – относительные ошибки определения количества засоряющих пород и добытого угля.

При косвенном определении потерь и засорения по зависимостям (2.10) и (2.11) средние квадратические ошибки коэффициентов, соответственно, должны рассчитываться по формулам:

$$M_{\eta} = \pm \frac{\sqrt{B^2 (c-v)^2 M_{\text{б}}^2 + D^2 (a-v)^2 M_{\text{д}}^2 + \eta^2 (c_{\Pi} - v)^2 M_{\Pi}^2 + B^2 c^2 M_{\text{с}}^2 + D^2 a^2 M_{\text{а}}^2 + \eta^2 c_{\Pi}^2 M_{\text{с}_{\Pi}}^2 + V^2 M^2}}{B(c_{\Pi} - v)}; \quad (2.17)$$

$$M_{\rho} = \pm \frac{\sqrt{B^2 (c - c_{\Pi})^2 M_{\text{б}}^2 + D^2 (a - c_{\Pi})^2 M_{\text{д}}^2 + \eta^2 c_{\Pi}^2 M_{\text{с}_{\Pi}}^2 + V^2 v^2 M_{\text{в}}^2 + B^2 c^2 M_{\text{с}}^2 + D^2 a^2 M_{\text{а}}^2}}{D(c_{\Pi} - v)}, \quad (2.18)$$

где $M_{\text{б}}$, $M_{\text{д}}$, M_{Π} , $M_{\text{в}}$, $M_{\text{с}}$, $M_{\text{а}}$, $M_{\text{с}_{\Pi}}$ – относительные ошибки определения величин B , D , η , V , c , a , c_{Π} .

Если ошибки в определении параметров, использующихся при расчете средних квадратических ошибок M_{η} , M_{ρ} , не приведены к уровню случайных ошибок (то есть не более 2-3% относительных), то расчет ошибок M_{η} , M_{ρ} по общей формуле ошибки функции от измеренных величин некорректно [81, 82].

2.4 ОБЩИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО СОКРАЩЕНИЮ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ

Общие мероприятия по сокращению потерь полезных ископаемых на основании анализа причин их появления состоят в следующем [9, 45].

1. На стадии разведки месторождения применяются мероприятия, направленные на детальность геологической разведки не только самого месторождения, но и его отдельных участков. Существенным фактором является детализация параметров залегания угольных пластов на контактах с вмещающими породами для повышения достоверности выявления его формы и параметров залегания. Принципиальное значение имеет точный подсчет балансовых запасов залежей угля, попавших в отработку разрезом. Запасы должны определяться с учётом различных сценариев на перспективу в части изменения цен, совершенствования технологии и появления новых средств механизации открытого способа разработки. При этом должны быть запланированы периодичность пересмотра принятых кондиций на уголь, возможность корректировки критериев оценки и применяемой методики.

2. Мероприятия на стадии проектирования должны быть направлены на получение максимального чистого дисконтированного дохода от разработки месторождения с учетом фактора времени. При проектировании в технологию закладываются специальные технологические схемы и особое оборудование для отработки приконтактных зон. Должны предусматриваться склады для забалансовых запасов вынужденного при разработке угля с целью их дальнейшего использования в перспективе. В проекте должны предусматриваться специальные сооружения и системы для управления качеством угля, поступающего непосредственно потребителям или на углеобогадательную фабрику. Особо детально в проекте должны изучаться ситуации, при которых за контурами разрезов остаются балансовые запасы в количестве и качестве, не соответствующих возможностям их доработки подземным способом. Во избежание потерь балансовых запасов

невозобновляемых ресурсов в недрах, границы открытых горных работ должны устанавливаться по принципу безубыточной добычи и переработки полезного ископаемого в контурной прирезке к полю разреза. На перспективу обязательно учитывать возможность повторной отработки запасов угля, оставшихся после завершения первичного проекта.

3. Мероприятия по снижению эксплуатационных потерь в ходе отработки месторождений заключаются в обеспечении проектной технологии ведения горных работ в приконтактных зонах. Мероприятия обеспечиваются в рамках авторского надзора проектной организации за следованием проектной документации. При отсутствии в проекте специальных технологических схем отработки приконтактных зон, информации о применении специального оборудования и особого порядка отработки месторождения с учетом необходимой полноты выемки запасов, горное предприятие должно заказывать отдельные специальные проекты для решения этой задачи. Само горнодобывающее предприятие должно разработать режим опробования и контроля полноты выемки угля, соблюдения технологической дисциплины. С учетом результатов эксплуатационной доразведки месторождения и изменений внешних условий добычи угля должны корректироваться плановые направления и объемы добычных и вскрышных работ. В ходе эксплуатации угольного месторождения должны уточняться местоположения геологических контактов, а также локализация угля в развале взорванной горной массы.

4. Мероприятия по снижению потерь при погашении горных работ должны быть направлены на максимальную полноту выемки отдельных пластов угля на блоках и горизонтах при постановке уступов на предельный контур. Должен быть организован контроль устойчивости бортов и отдельных уступов разреза с целью недопущения проявлений оползневых или других деформаций бортов и их участков в плане и по глубине. Должна

обеспечиваться своевременная постановка бортов карьеров в конечное положение и должен быть организован мониторинг их устойчивости современными методами (светодальномерный, сейсмический, георадарный, спутниковый и другие).

5. Организационные мероприятия, способствующие снижению уровня потерь полезного ископаемого, должны быть направлены на расширение геологических и маркшейдерских служб предприятий с поручением им выполнения контрольных функций, организации обучения машинистов выемочно-погрузочного оборудования (в том числе операторам бульдозеров и погрузчиков) методам полной выемки полезного ископаемого, а также — способам селективной выемки угля из сложноструктурных угольных пачек, особенно в приконтактных зонах. Должны быть разработаны и применяться системы материальной заинтересованности эксплуатирующего технику персонала в наиболее полном извлечении угля из недр, а также коллективов разрезов и обогатительных фабрик в комплексном использовании добываемой на разрезе горной массы, включая и вскрышные породы.

При открытой разработке угольных месторождений наибольшая доля потерь приходится на приконтактные зоны. Известно, что данный вид потерь связан обратно пропорциональной связью с засорением. Пересечение горными работами контактов угля с породами должно производиться по технологической схеме, которая обеспечивает наибольшую величину прибыли от добычи 1 т балансовых запасов. На основе данного критерия определяется геометрическое соотношение между величинами потерь и засорения.

Обобщая результаты опубликованных исследований, кроме мероприятий, изложенных в п. 1.3 (см. стр. 31), можно выделить следующие наиболее продуктивные меры по совершенствованию технологии горных

работ, обеспечивающие рациональные значения полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр:

- при выборе направления развития фронта горных работ по возможности полный учет горно-геологических условий (углов падения угольных пластов, характера и параметров контактов угля с породой, учета угольных пластов различных сортов и различных типов, слоев пород и пропластков некондиционного угля, общей сложности строения угольных пачек и т.д.);

- совершенствование буровзрывных работ: внедрение многорядного и раздельного взрывания угля и породы с целью сохранения дозрывной формы угольного пласта и уменьшения перемешивания угля и пород в приконтактных зонах, забойка взрывных скважин буровой мелочью;

- улучшение качества выемочно-погрузочных работ, внедрение внутризабойной селекции и приёмов сортировки угля, качественная зачистка кровли и почвы уступов и т.д.;

- изыскание и внедрение новых технологических процессов, позволяющих повысить полноту извлечения полезных ископаемых из недр;

- изучение технологических свойств добываемых углей с целью разработки соответствующих режимов обогащения.

Следует отметить, что для технико-экономического нормирования большое значение имеют вид применяемого внутрикарьерного транспорта и характер контактов угля с породой [123, 124]. На угольных разрезах в настоящее время применяются в основном три вида транспорта: автомобильный, конвейерный и железнодорожный. Использование железнодорожного транспорта исключает селективную и обуславливает валовую разработку угля в пределах экскаваторного блока.

2.5 ВЫВОДЫ

1. Основными показателями, характеризующими полноту и качество процесса добычи угля, являются абсолютные и относительные величины потерь балансовых запасов угля и объема засоряющих пород совместно с некондиционным углем в добываемой угольной массе.

2. При добыче угля открытым способом местами максимального образования потерь полезного ископаемого и попадания в угольную массу засоряющих пород являются приконтактные участки угольных пластов с вмещающими породами и некондиционным углем.

3. Среднее качество угля в потерях может заметно отличаться от среднего в погашенных запасах, так как при отработке сложноструктурных пластов угля качество и количество его зависит от чередования и мощности пластов собственно угля и прослоев пород, а также от принятых кондиций на уголь.

4. При определении качества добытой товарной угольной массы необходимо учитывать не только зольность и засорение, но и потери угля, с отличающимся от среднего в погашенных запасах содержанием.

5. Точность определения коэффициентов потерь и засорения угля должна являться обязательным предметом контроля производства. Пересчет и уточнение коэффициентов должны выполняться при каждом существенном изменении технологии добычи, горно-геологических условий, а также методов измерений и расчетов.

6. Поиск путей сокращения потерь и засорения угля должен сопутствовать всему сроку существования проекта — от стадии разведки месторождения до полного погашения открытых горных работ.

ГЛАВА 3 ПОТЕРИ И ЗАСОРЕНИЕ НА КОНТАКТАХ УГОЛЬ – ПОРОДА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

3.1 МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ ВЫЕМКИ УГЛЯ В ПРЕДЕЛАХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ КОНТАКТНОЙ ЗОНЫ

При разработке наклонных и крутопадающих пластов угол падения залежи полезного ископаемого может быть меньше, больше или равен углу откоса рабочего уступа. Величины потерь и засорения при разных углах падения пластов зависят от плана развития работ по выемке угля.

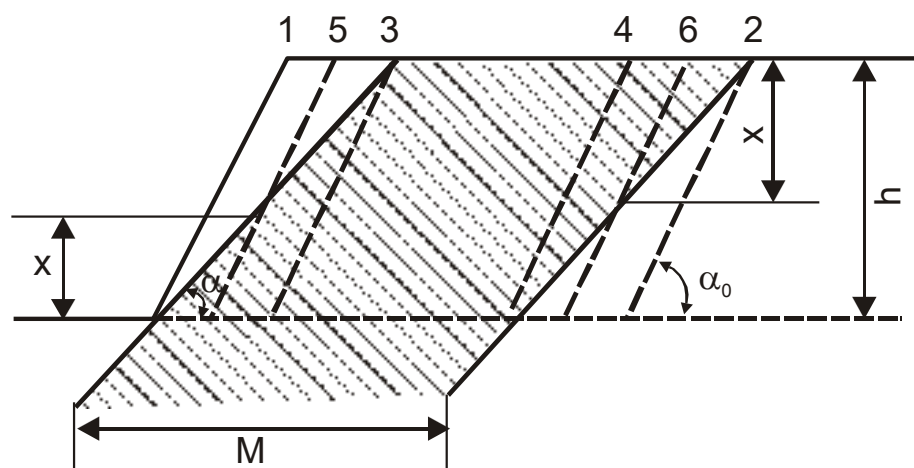


Рисунок 3.1 – Схема возникновения потерь и засорения в технологической контактной зоне

Вариант 1, выемка минералов от положения 1 до положения 2. При этом потери оказываются близки к нулю, засорение получает наибольшее значение. Оба треугольника вскрышных пород — и со стороны висячего, и со стороны лежащего боков — примешиваются к углю.

В соответствии с вариантом 2, выемка минералов происходит из положения 3 в положение 4. Засорение равно нулю и потери при этом самые большие. Вариант 3, при котором выемка минералов осуществляется из положения 5 в положение 6. В этом варианте потери могут быть больше, меньше или равны засорению, они зависят от высоты x , на которой поверхность забоя пересекается с контактом уголь – порода.

Когда выемка минералов осуществляется от кровли к подошве, масса потерь и засорения вычисляется по формулам:

$$Q_{\Pi} = x^2 (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\alpha_0) \gamma_y, \text{ т;} \quad (3.1)$$

$$Q_3 = (h - x)^2 (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\alpha_0) \gamma_{\Pi}, \text{ т.} \quad (3.2)$$

Коэффициент потерь:

$$\eta = \frac{Q_{\Pi}}{Q_c} = \frac{x^2 (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\alpha_0) \gamma_y}{Mh\gamma_y}. \quad (3.3)$$

Если $\theta = \operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\alpha_0$:

$$\eta = \frac{x^2 \theta}{Mh}. \quad (3.4)$$

Коэффициент засорения вычисляется по формуле:

$$\rho = \frac{Q_3}{Q_c - Q_n + Q_3} = \frac{(h - x)^2 \theta \gamma_3}{M\gamma_2 \cdot h - x^2 \theta \gamma_3 + (h - x)^2 \theta \gamma_3}. \quad (3.5)$$

Подставляем $\frac{Q_3}{Q_c} = K_3$:

$$\rho = \frac{K_3}{1 - K_n - K_3}. \quad (3.6)$$

Изменение величины потерь и засорения минералов приводит к изменениям цены на продукт. При увеличении высоты x в контакте уголь – порода до некоторого значения x , увеличиваются потери угля и уменьшаются затраты на обогащение, в результате стоимость конечной продукции постепенно увеличивается, а потом уменьшается. Соотношение между коэффициентом засорения ρ и коэффициентом потерь η , а также высоты x и прибыльности L показано на графике (рисунок 3.2).

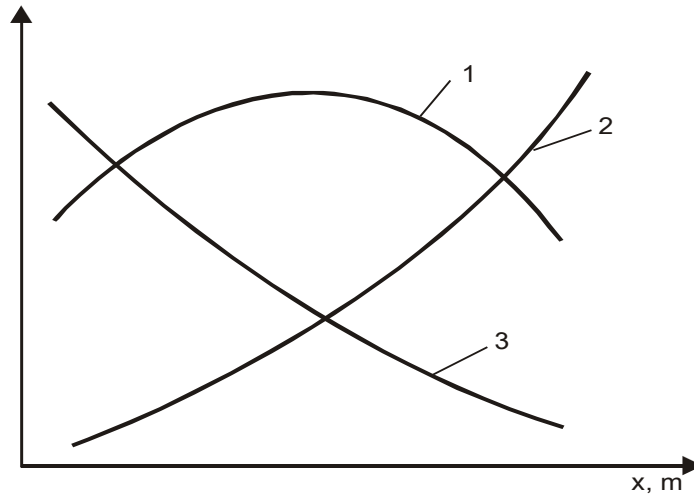


Рисунок 3.2 – Соотношение между коэффициентами засорения, потерь, значением высоты уступа и прибыльностью
 1 – эффективность $L = F(x)$; 2 – потери $\eta = F'(x)$; 3 – засорение $\rho = F''(x)$

Для пластов, у которых имеется небольшая прослойка, в зависимости от её размера, осуществляется селективная и неселективная добыча (рисунок 3.3):

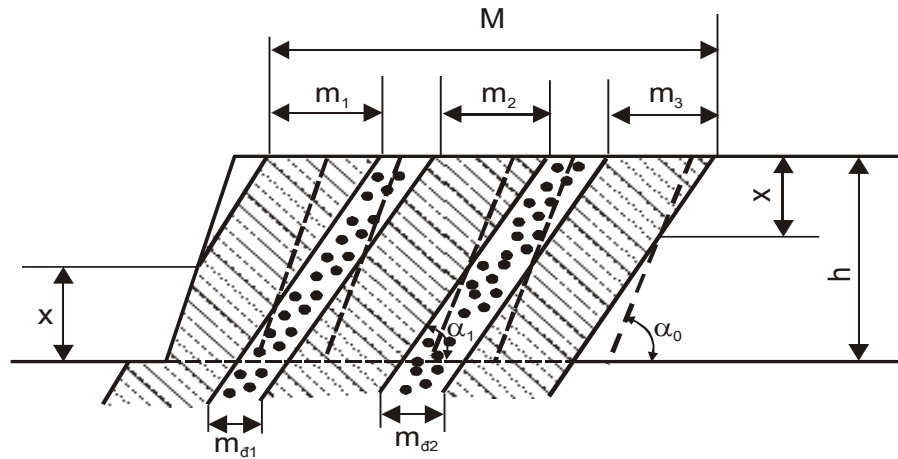


Рисунок 3.3 – Схема подсчета потерь и засорения полезных ископаемых

При неселективной добыче:

$$\eta = \frac{x^2 \theta}{\left(M - \sum \frac{m_{di}}{n} \right) h} \quad (3.7)$$

$$K_3 = \frac{(h-x)^2 \theta \gamma_d}{\left(M - \sum_n m_{di}\right) h \gamma_q} + \frac{\sum_n m_{di} \gamma_d}{\left(M - \sum_n m_{di}\right) h \gamma_q}, \quad (3.8)$$

где $\sum_n m_{di}$ – сумма толщин горизонтальных прослоек горных пород, м.

При селективной добыче:

$$\eta = \sum_n K_{mi} \quad \text{при} \quad \eta_i = \frac{x^2 \theta}{m_i h}; \quad (3.9)$$

$$K_3 = \sum_n K_{di} \quad \text{при} \quad K_{di} = \frac{(h-x)^2 \theta \gamma_d}{m_i h \gamma_q}, \quad (3.10)$$

где m_i – толщина горизонтальных слоев добываемых полезных ископаемых, м.

Определим объемы ΔP и ΔV на единицу длины контакта «уголь – порода» и выразим через них величину l (расстояние от верхней бровки уступа до контакта рудного тела).

Рассмотрим три возможных случая (рисунок 3.4):

Вариант а) – при работе от висячего бока к лежащему, когда угол падения угольного тела меньше или равен углу откоса рабочего уступа, то есть $\beta < \alpha$, (рисунок 3.4 а),

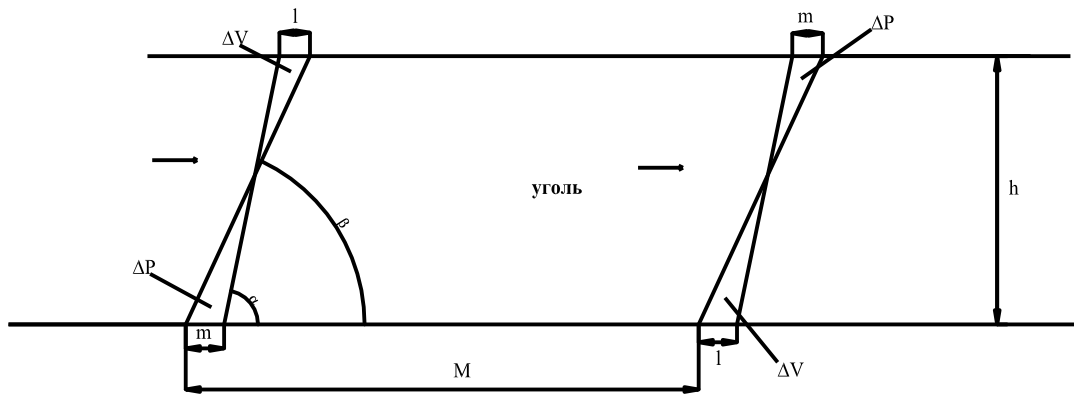
$$\Delta P = \frac{1}{2} \left(h - \frac{1}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha} \right)^2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \quad (3.11)$$

$$l = h(\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) - \sqrt{2\Delta P(\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}; \quad (3.12)$$

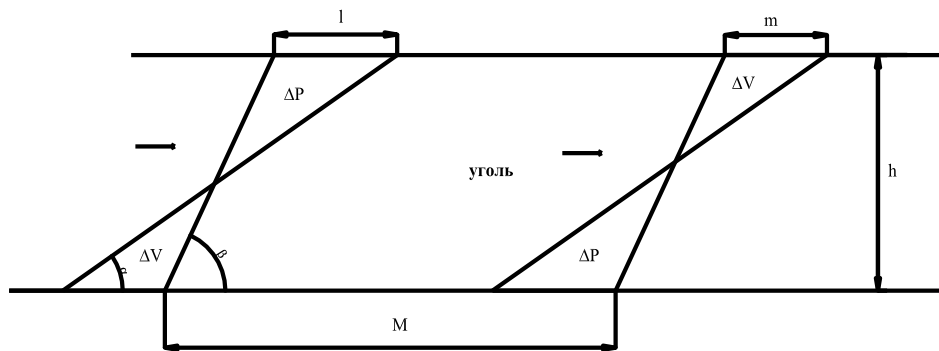
$$\Delta V = \frac{1}{2} \left(\frac{1}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha} \right)^2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \quad (3.13)$$

$$l = \sqrt{2\Delta V(\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}. \quad (3.14)$$

а)



б)



в)

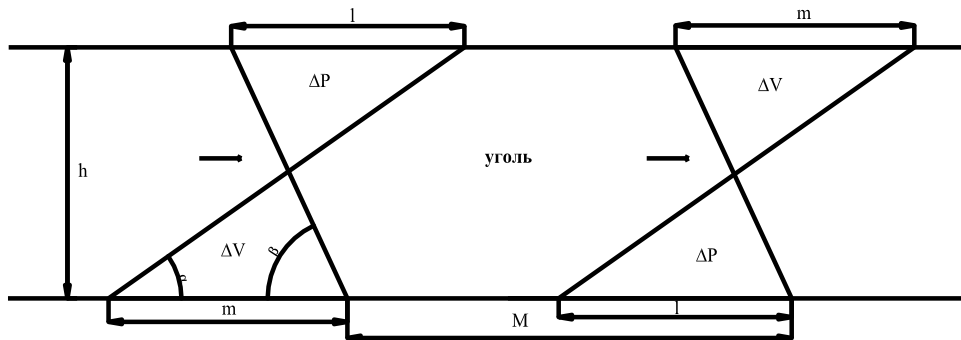


Рисунок 3.4 – Схема возникновения потерь и засорения
в технологической контактной зоне

а) работа от висячего к лежащему боку при $\beta < \alpha$; б) то же при $\beta > \alpha$;

в) работа от лежащего к висячему боку

$$\text{Коэффициент потерь } \eta = \frac{2\Delta P}{M \cdot h}, \quad (3.15)$$

где M – горизонтальная мощность угольного пласта.

$$\text{Коэффициент } \rho = \frac{2\Delta V}{M \cdot h}. \quad (3.16)$$

Преобразуя формулы (3.12) и (3.14), с учётом (3.15) и (3.16) получим:

$$l=h(\operatorname{ctg}\beta-\operatorname{ctg}\alpha)-\sqrt{\eta\cdot M\cdot h\cdot(\operatorname{ctg}\beta-\operatorname{ctg}\alpha)} \quad (3.17)$$

$$\text{или } l = \sqrt{\rho\cdot M\cdot h\cdot(\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha)}. \quad (3.18)$$

Заметим, что из (3.12) и (3.14):

$$\Delta P = \frac{1}{2} \left(h - \sqrt{\frac{2\Delta V}{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha}} \right)^2 \cdot (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha); \quad (3.19)$$

$$m = h(\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) - 1. \quad (3.20)$$

Вариант б) – при работе от висячего бока к лежащему, когда угол падения угольного тела больше угла откоса рабочего уступа, то есть $\beta > \alpha$ (рисунок 3.4 б),

$$\Delta P = \frac{1}{2} \left(h - \frac{1}{\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta} \right)^2 (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta); \quad (3.21)$$

$$l = h(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta) - \sqrt{2\Delta P(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta)}. \quad (3.22)$$

С учётом формулы (3.15) получим:

$$l = h(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta) - \sqrt{\eta\cdot M\cdot h\cdot(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta)}. \quad (3.23)$$

Для засорения будем иметь:

$$\Delta V = \frac{1}{2} \left(\frac{1}{\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta} \right)^2 \cdot (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta); \quad (3.24)$$

$$l = \sqrt{2\Delta V \cdot (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta)}. \quad (3.25)$$

С учётом формулы (3.16) получим:

$$l = \sqrt{\rho\cdot M\cdot h\cdot(\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha)}. \quad (3.26)$$

Заметим, что между ΔP и ΔV имеется зависимость

$$\Delta P = \frac{1}{2} \left(h - \sqrt{\frac{2\Delta V}{\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta}} \right)^2 \cdot (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta). \quad (3.27)$$

При этом $m=h(\operatorname{ctg}\alpha-\operatorname{ctg}\beta)-1$. (3.28)

Вариант в) – при работе от лежащего бока к лежащему независимо от угла падения угольного пласта β и угла откоса рабочего уступа α (рисунок 3.4 в),

$$\Delta P = \frac{1}{2} \left(h - \frac{1}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta} \right)^2 (\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta); \quad (3.29)$$

$$l = h(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha) - \sqrt{2\Delta P(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha)}. \quad (3.30)$$

С учётом формулы (3.15) получим:

$$l = h(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha) - \sqrt{\eta \cdot M \cdot h(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha)}. \quad (3.31)$$

Для засорения будем иметь:

$$\Delta V = \frac{1}{2} \left(\frac{1}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha} \right)^2 (\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha); \quad (3.32)$$

$$l = \sqrt{2\Delta V(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha)}. \quad (3.33)$$

С учетом формулы (3.16) получим:

$$l = \sqrt{\rho \cdot M \cdot h(\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha)}. \quad (3.34)$$

Заметим, что между ΔP и ΔV имеется зависимость

$$\Delta P = \frac{1}{2} \left(h - \sqrt{\frac{2\Delta V}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha}} \right)^2 (\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha) \quad (3.35)$$

$$\text{или } \eta = \frac{(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta)}{M \cdot h} \left(h - \sqrt{\frac{\rho \cdot M \cdot h}{\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha}} \right)^2. \quad (3.36)$$

При этом $m=h(\operatorname{ctg}\beta+\operatorname{ctg}\alpha)-1$. (3.37)

3.2 УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ НЕОБХОДИМОГО УРОВНЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ

Применяя правильно обоснованные параметры ведения буровзрывных работ на угольных разрезах, можно значительно снизить потери и засорение угля вскрышными породами. Обозначим через L_B и L_L расстояния от вертикальной скважины до контакта угольного тела соответственно со стороны висячего и лежачего бока залежи. Рассмотрим возможные варианты развития горных работ при их прохождении через геологические контакты угля с вмещающими породами.

Вариант 1. Горные работы ведутся от висячего бока залежи к лежачему при угле падения залежи β меньше угла откоса уступа α (рисунок 3.5). Расстояние от скважины до контакта угольного пласта со стороны висячего бока в этом случае:

$$L_B = h \operatorname{ctg} \alpha + l; \quad (3.38)$$

со стороны лежачего бока:

$$L_L = h \operatorname{ctg} \alpha + m. \quad (3.39)$$

Вариант 2. Горные работы ведутся от висячего бока залежи к лежачему при угле падения залежи β больше угла откоса уступа α (рисунок 3.6). Расстояние от скважины до контакта угольного пласта со стороны висячего бока $L_B = h \operatorname{ctg} \alpha - l$; а со стороны лежачего бока $L_L = h \operatorname{ctg} \alpha - m$.

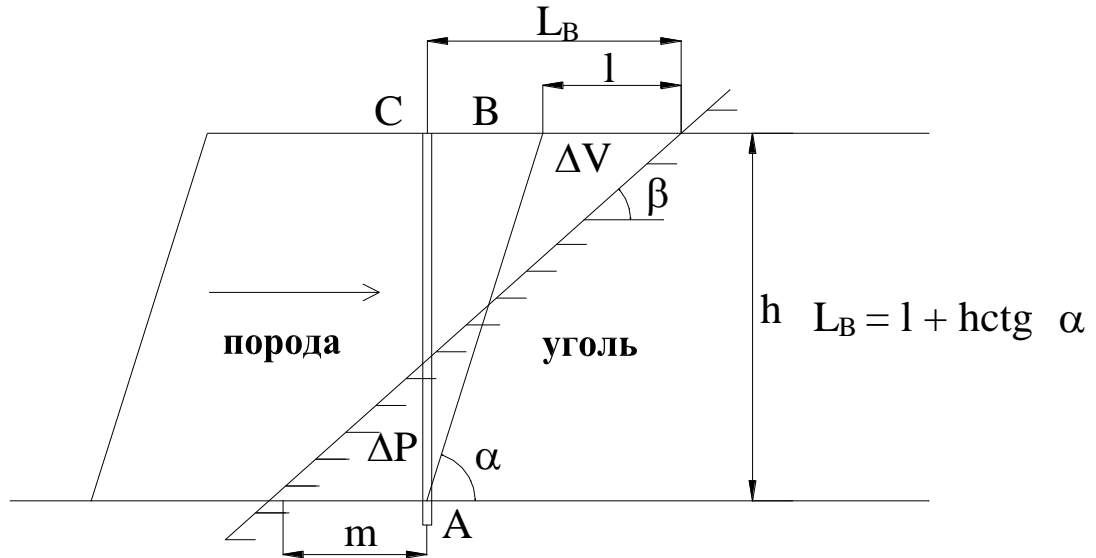
Вариант 3. Горные работы ведутся от лежачего бока залежи к висячему при $h \operatorname{ctg} \alpha \geq l$ и $h \operatorname{ctg} \alpha \geq m$ (рисунок 3.7). Расстояние от скважины до контакта рудного тела со стороны висячего бока:

$$L_B = h \operatorname{ctg} \alpha - m;$$

со стороны лежачего бока:

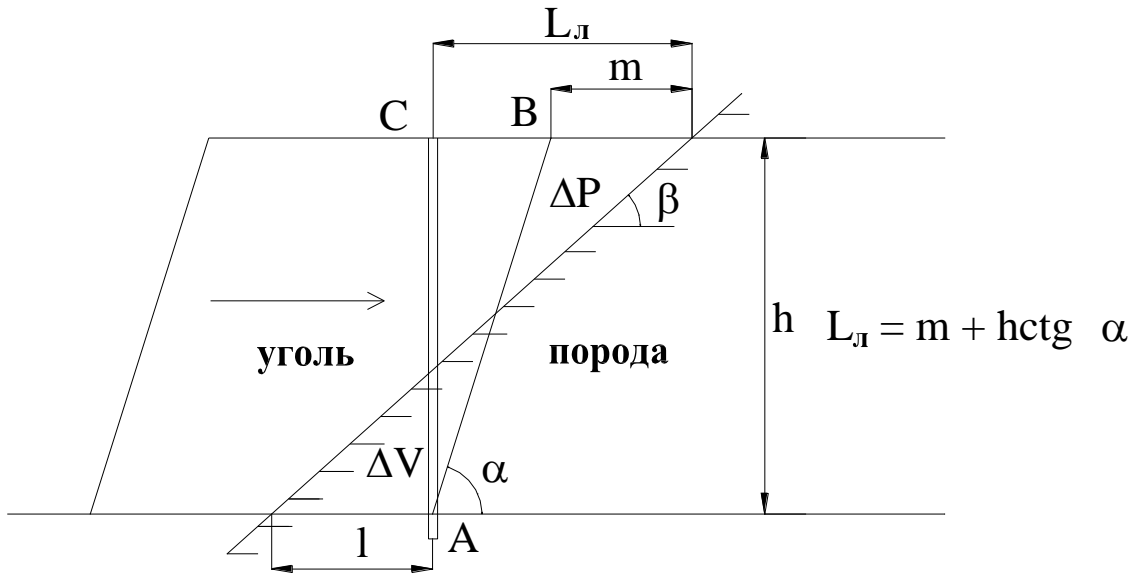
$$L_L = h \operatorname{ctg} \alpha - l;$$

а)

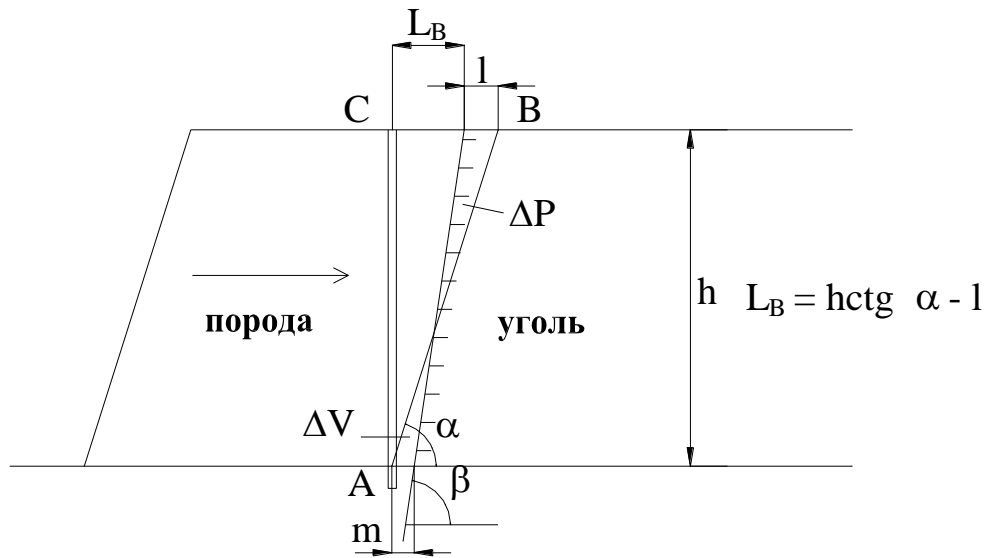


б)

Рисунок 3.5 – Схема расположения взрывной скважины в зоне контакта «уголь – порода» при развитии горных работ от висячего бока залежи к лежащему ($\beta < \alpha$):
 а – со стороны висячего бока; б – со стороны лежащего бока



а)



б)

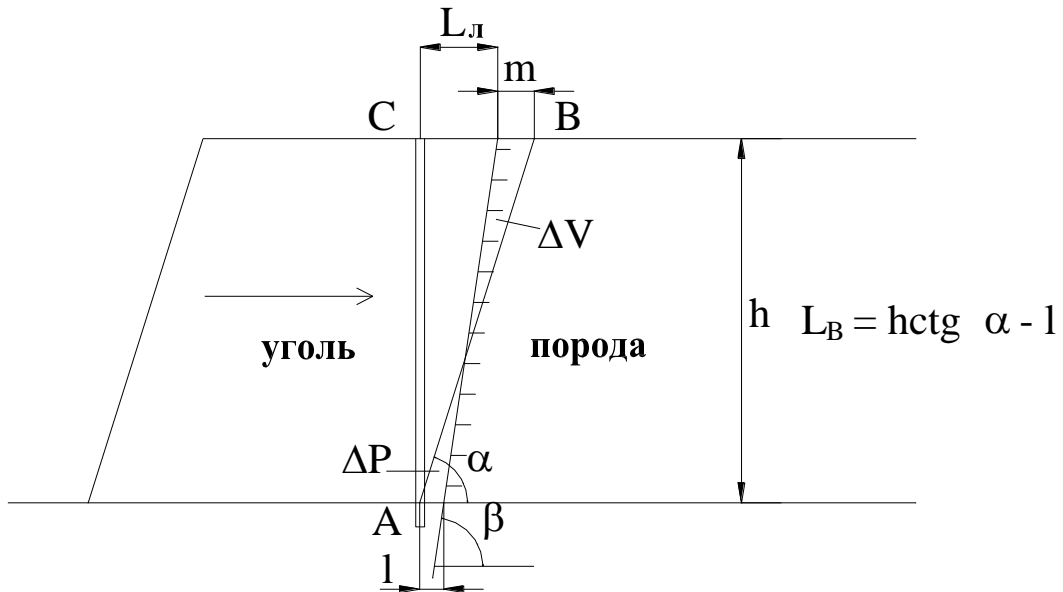
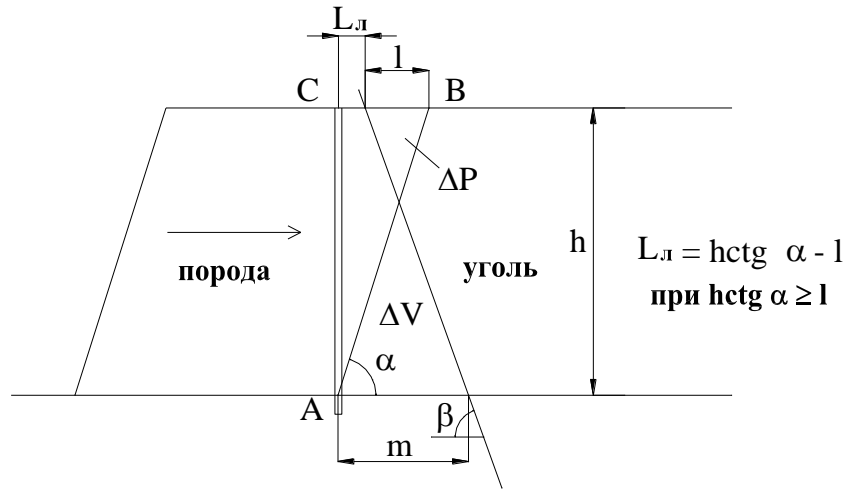


Рисунок 3.6 – Схема расположения взрывной скважины в зоне контакта «уголь – порода» при развитии горных работ от висячего бока залежи к лежащему ($\beta > \alpha$):

а – со стороны висячего бока;

б – со стороны лежащего бока

а)



б)

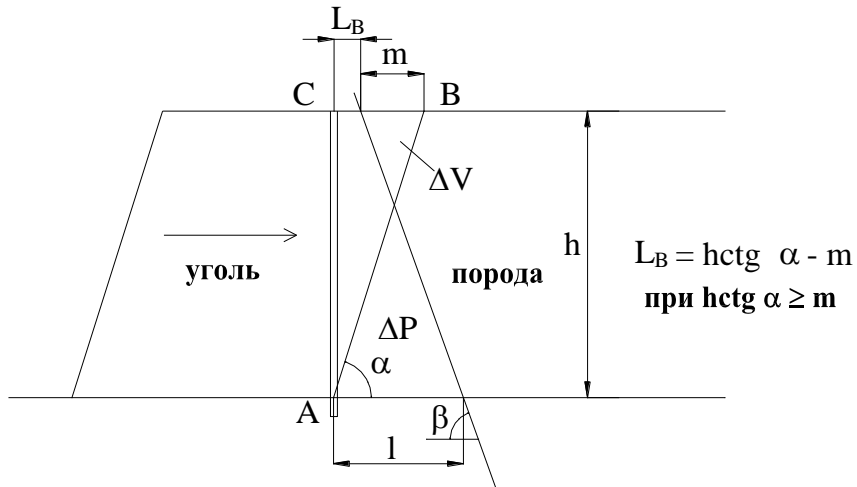


Рисунок 3.7 – Схема расположения взрывной скважины в зоне контакта «уголь – порода» при развитии горных работ от лежачего бока залежи к висячему:

а – со стороны висячего бока $h \operatorname{ctg} \alpha \geq l$;

б – со стороны лежачего бока $h \operatorname{ctg} \alpha \geq m$

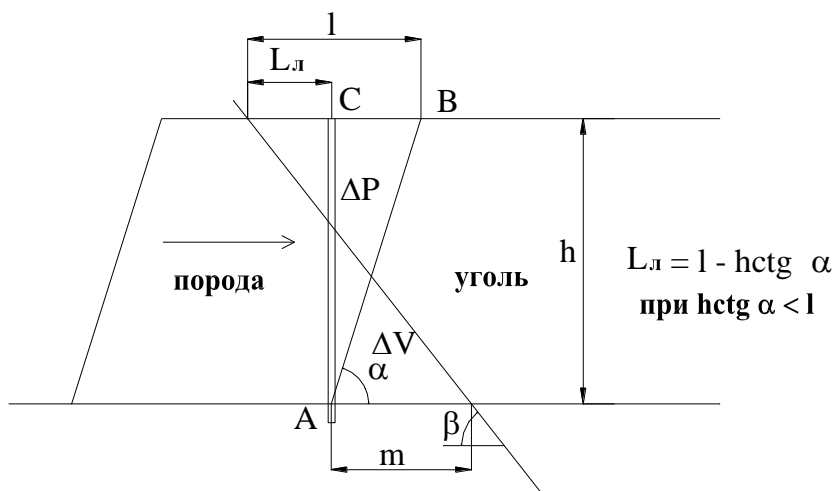
Вариант 4. Горные работы ведутся от лежачего бока залежи к висячему при $h \operatorname{ctg} \alpha < l$ и $h \operatorname{ctg} \alpha < m$ (рисунок 3.8). Расстояние от скважины до угольного контакта со стороны висячего бока

$$L_{л} = m - h \operatorname{ctg} \alpha;$$

со стороны лежачего бока

$$L_{в} = l - h \operatorname{ctg} \alpha.$$

а)



б)

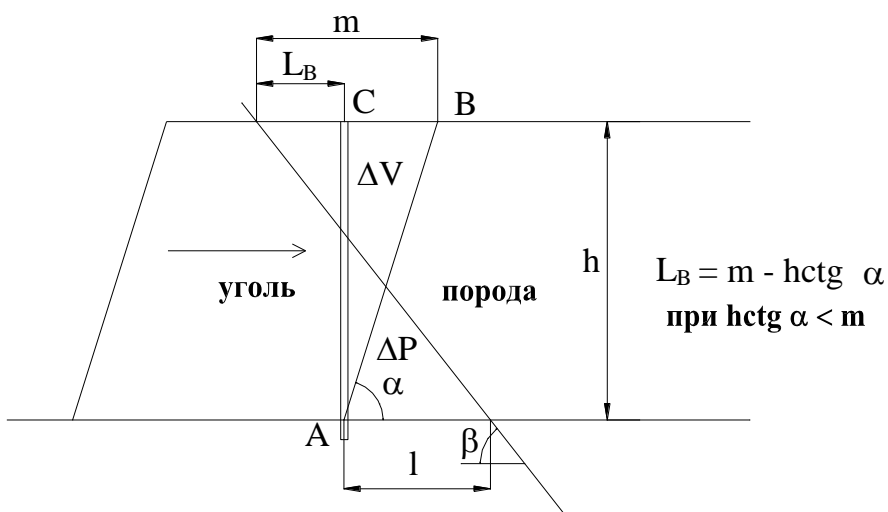


Рисунок 3.8 – Схема расположения взрывной скважины в зоне контакта «уголь – порода» при развитии горных работ от лежачего бока залежи к висячему:
 а – со стороны висячего бока $h \operatorname{ctg} \alpha < l$;
 б – со стороны лежачего бока $h \operatorname{ctg} \alpha < m$

Цель каждого взрыва: разделить породы по категориям, после окончания первого взрыва происходит последующий взрыв для разделения различных типов пород. В зависимости от конкретных условий угольных

пластов скважины могут взрываться параллельно, в некоторых случаях блоки делятся на подступы.

Взрывное разделение в простых условиях может осуществляться параллельно вертикальными скважинами. На наклонных и на крутых пластах, как правило, применяются наклонные скважины.

Ширина взрываемого блока зависит от горизонтальной мощности пласта. Достижение необходимого качества взрыва, направленного на точное разделение отдельных частей массива, ограничивается безопасным расстоянием до бровки:

$$A \geq h(ct\beta - ct\alpha) + C, \text{ м,}$$

где h – высота уступа; β – природный стабильный угол пород, град.; α – угол откоса уступа, град.; C – безопасное расстояние, м.

Селективные взрывы производят по очереди на секторах каждого типа полезных ископаемых или пород (рисунок 3.9, 3.10).

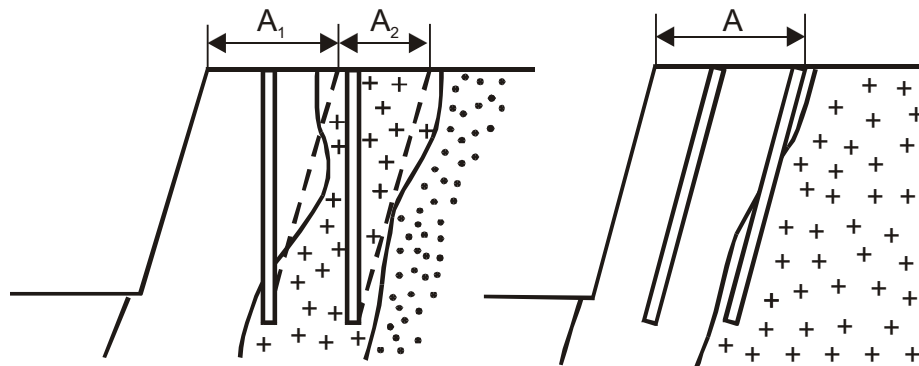


Рисунок 3.9 – Взрывное параллельное разделение

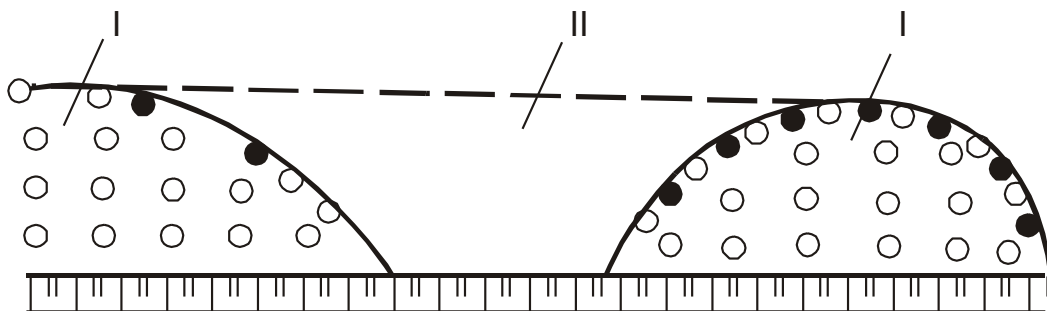


Рисунок 3.10 – Разделение селективным взрывом (I, II очередь)

Взрывные блоки включают в себя основные и приграничные скважины. В основные скважины размещаются стандартные промышленные заряды с целью повышения эффективности разрушения горных пород. Приграничные скважины, которые расположены вдоль контакта между горными породами и полезным ископаемым, имеют меньший диаметр, обычно 75-100 мм. В приграничные скважины размещаются полные заряды, взрыв их производится раньше главных на 25 мс, чтобы создать свободную поверхность для работы основных скважин.

Взрывное разделение применяется к горизонтальным или к наклонным пластам, когда пласт содержит два различных типа минерала или минерал и горную породу, расположенных соответственно по высоте.

В этом случае уступ обычно делится на два подступа (рисунок 3.11). Буровзрывные, выемочно-погрузочные работы и транспортирование проводятся, в свою очередь, сверху вниз. Если высота уступа меньше 3 м, используют шпуров диаметром не более 34-45 мм. В зависимости от мощности пласта высоты подступов могут быть одинаковыми или разными.

Если известно расстояние (l) от верхней бровки уступа до контакта «уголь – порода» при входе горных работ в угольный пласт и то же (m) – при выходе из угольного тела, обеспечивающие оптимальные потери и засорение, то можно определить место заложения взрывных скважин в районе контактов, обеспечивающее отрыв горной массы по оптимальной плоскости.

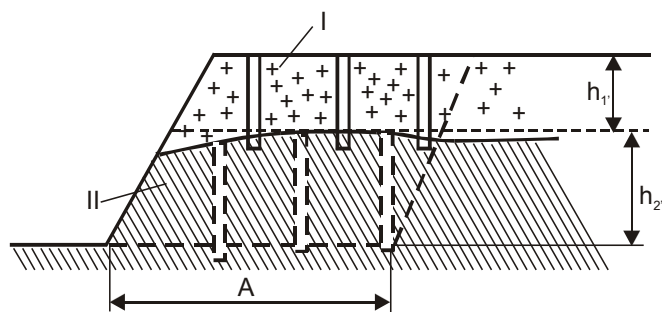


Рисунок 3.11 – Два взрывных подступа

Аналогичным образом можно рассчитать место заложения взрывных скважин в технологических контактных зонах для обеспечения рациональных значений потерь угля при любом направлении ведения горных работ.

Известно, что при производстве взрывных работ происходит деформация приконтактной зоны «уголь – порода». Для обеспечения возможности внутризабойной селекции актуальной задачей является описание трансформации внутренней структуры массива под воздействием взрыва.

В работах [14, 18, 21-25, 57, 84, 110] сформулированы общие принципиальные геометрические закономерности перемещения отдельных участков взрывааемых блоков в теле развала. Данные закономерности уже были описаны в п. 1.1.

Приняв за основу разработанную и обоснованную А.В. Гальяновым схему размещения отдельных элементов массива в пределах заходки после взрыва, можно прогнозировать место расположения в развале части угля, относящейся к потерям и породы, засоряющей уголь, что повысит возможность селективной разработки взорванной горной массы. Принципиальная схема деформации уступа при взрыве была приведена ранее (см. рисунок 1.5).

Схема деформации взрываемого уступа в варианте развития горных работ с пересечением геологического контакта из пород висячего бока в угольный пласт показана на рисунке 3.12, а вариант пересечения контакта из пород лежащего бока в угольный пласт приведена на рисунке 3.13.

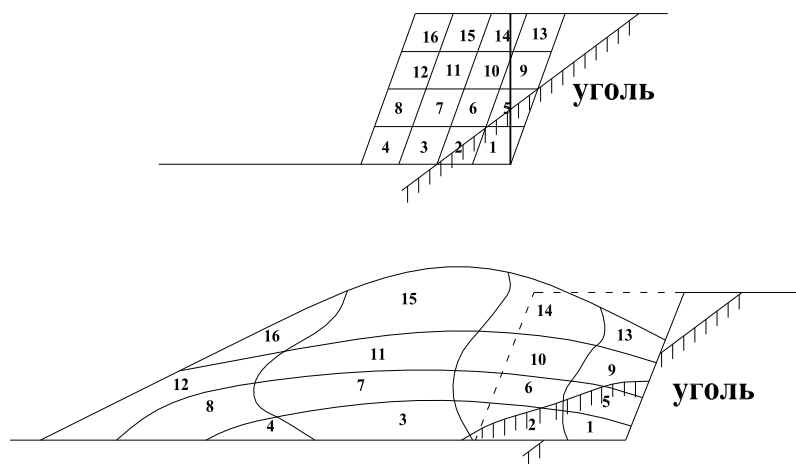


Рисунок 3.12 – Структура развала при отработке контактной зоны от висячего к лежащему боку ($\beta < \alpha$) при входе горных работ в угольный пласт

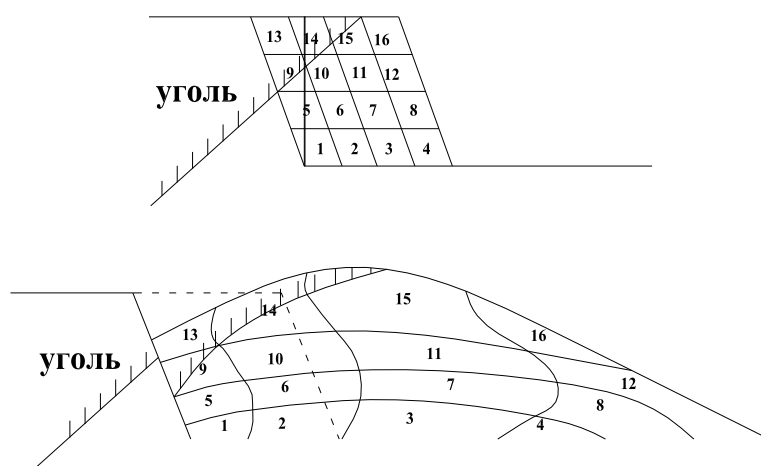


Рисунок 3.13 – Структура развала при отработке контактной зоны от висячего к лежащему боку ($\beta < \alpha$) при входе горных работ в угольный пласт

На рисунках 3.12 и 3.13 показана результирующая структура развалов при отработке контактных зон с помощью буровзрывных работ при угле падения залежи β меньше угла откоса уступа α . Аналогично рассматривается иные соотношения между углом падения залежи и углом откоса рабочего борта и иной последовательности отработки контактов.

3.3. ВЫВОДЫ

1. Зоной технологического контакта является участок массива горных пород, располагающийся в зоне геологического контакта угольного пласта с вмещающими вскрышными породами, ограниченный двумя предельными возможными положениями технологических поверхностей (забоев), образуемых в горном массиве при ведении открытых горных работ. Одна из поверхностей соответствует максимальным потерям при отсутствии засорения вскрышными породами, другая же — максимальному засорению при нулевых потерях.

2. Местоположение крайних рядов скважин при входе открытых горных работ в зону контакта угольного пласта со вскрышными породами и выходе из этой зоны определяют границы горных работ в технологических контактных зонах, что и определяет в конечном счете величины потерь и засорения угля при добыче.

3. Главными параметрами, определяющими потери и засорение угля на каждом из обрабатываемых уступов, являются расстояния соответственно от первого и последнего рядов скважин до контакта «уголь – порода», мощность и угол падения угольного пласта, высота и угол откоса уступа.

4. При выполнении анализа степени влияния каждого из выше приведенных параметров, выявлено, что наиболее значимыми из них являются угол падения угольного пласта и высота рабочего уступа (подуступов). Эти же параметры оказывают определяющее влияние на потери и засорение товарного угля.

5. При производстве взрывных работ, на геологических контактах угля с породой, происходит деформация приконтактной зоны «уголь – порода», корректные характеристики и параметры которой обеспечивает возможность реализации эффективной внутризабойной селекции углей разного качества и вскрышных пород.

6. Размещение отдельных элементов массива в развале подчиняется определённой закономерности: нижние слои перемещаются в меньшей степени чем верхние, прилегающие к середине откоса уступа, которые «забрасываются» вперед и заваливают нижние слои, а поверхностный слой развала образован породами тех же зон, что и в целике.

ГЛАВА 4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ

4.1 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ

В связи с потребностями социально-экономического развития общества темпы добычи и использования минеральных ресурсов растут, а объёмы их запасов в месторождениях ограничены.

В настоящее время проблема рационального использования невозобновляемых ресурсов, представленных твердыми полезными ископаемыми, стала особенно актуальной при их добыче, переработке и использовании полученной из них продукции.

Раньше экономия ресурсов не была такой важной проблемой, потому что она не сильно влияла на стоимость эксплуатации, которая в некоторых случаях также незначительно снижала затраты на производство карьеров, но сейчас, в нынешних условиях экономики, предприятия вынуждены разрабатывать наилучшие методы добычи, выделяемые по следующим причинам:

1. Ресурсы в разведанных залежах в значительной степени были исчерпаны, условия добычи со временем становятся все более затратными и трудоемкими.

2. Экономическая выгода, связанная с разработкой минеральных ресурсов предприятия, соответствующая положениям закона «О полезных ископаемых» и подзаконных актов уполномоченных министерств Вьетнама, значительно уменьшилась.

Объективная методика количественного подсчета потерь — залог корректной экономической оценки потерь полезных ископаемых. Однако только натуральная оценка потерь (абсолютная или относительная) в современный период недостаточна: во-первых, она не соизмеряется с экономическими последствиями потерь и другими экономическими

показателями; во-вторых, равноценные объемные или весовые потери могут и не быть экономически равноценными. Помимо этого, простые значения веса или объема потерь никак не позволяют коррелировать ценность потерь угля с себестоимостью добычных работ (с учетом соответствующих вскрышных работ, необходимых для извлечения запасов угля), и они не позволяют обосновать рациональный допустимый предел потерь и объективно оценить оптимальность той или иной технологической схемы горных работ.

При разработке месторождений потери полезного ископаемого носят объективный характер, но они должны находиться в разумных пределах, определяемых комплексом условий: безопасностью горных работ, необходимостью обеспечения народного хозяйства страны запасами полезного ископаемого данного вида и экономической эффективностью.

При этом можно считать, что потери угля, оставленные в недрах при отработке в границах поля угольного разреза, имеют как стоимость, так и себестоимость, которая определяется расходами, необходимыми для оставления этой части балансовых запасов угля, а также теми расходами, в том числе по выемке вскрышных пород, которые оказались ненужными из-за потерянного в итоге угля.

Стоимость угля косвенно определяется его оптовой ценой на товарно-сырьевом рынке. Оставляя в потерях часть угля, предприятие теряет денежные средства, не поступающие на его расчетный счет. Косвенно потери влияют на рост расходов производства, рост себестоимости добычи угля и снижение эффективности инвестиций.

При освоении угольных залежей необходимо учитывать не только потери полезного ископаемого, но и разубоживание или засорение добытого угля. Если потери снижают объем добытого угля, то засорение, наоборот, увеличивает объем добытой горной массы, направляемой на обогатительные фабрики. При засорении угольной горной массы вскрышными породами

качество ее ухудшается из-за снижения в ней доли собственно полезного ископаемого. В итоге к природной зольности угля добавляется технологическая зольность, которая подчас переводит уголь в более низкую сортовую категорию.

Потери и засорение угля приводят к экономическому ущербу, характеризующемуся как источниками его образования, так и масштабом.

Финансовые потери от засорения угля вскрышными горными породами складываются из нецелесообразных расходов, связанных с экскавацией засоряющих уголь пород, транспортировкой их из разреза до углеобогащательной фабрики и обогащения. Ущерб от потерь угля на контактах состоит из расходов на разработку горной массы, содержащей теряемую часть угля, и неэффективного использования инвестиций.

При валовой выемке потери угля, с одной стороны, напрямую связаны с неэффективностью вложений на строительство угледобывающего предприятия, а, с другой стороны, могут быть причиной повышения производительности работающего оборудования, в результате чего прибыль, получаемая предприятием, может даже увеличиться.

Поэтому при выборе варианта технологической схемы разработки угольного месторождения и структуры комплексной механизации угольного разреза необходим корректный учет экономических последствий потерь угля. При технико-экономическом обосновании вариантов отработки угольных месторождений часто сравниваются только себестоимости угля, прибыли от разработки месторождения и показатели производительности труда. Потери угля, которые могут быть в некоторых вариантах применяемых технологических схем весьма значительными, как правило, не учитываются. При использовании на открытых горных работах более мощного технологического оборудования происходит конфликт показателей, с одной

стороны — это рост производительности, а с другой — увеличение теряемого при такой производительности угля.

Существует ряд подходов к решению этой проблемы, среди которых можно выделить публикацию И.А. Бабокина, в которой для повышения корректности анализа сравниваются не только цифры себестоимости полезного ископаемого, а полные расходы, приходящиеся на одну тонну добычи, которые рекомендуется рассчитывать по следующей формуле [13]:

$$Цс = S_c + U_k + U_d + U_c + U_o + U_v, \quad (4.1)$$

где S_c — себестоимость добычных работ, приходящиеся на 1 т полезного ископаемого, руб./т;

U_k — денежные потери, связанные с затратами на подготовку запасов к выемке, руб./т;

U_v — денежные потери, связанные с затратами на выполнение буровзрывных работ, руб./т;

U_c — денежные потери, связанные с досрочными инвестициями в строительство новых горно-добывающих предприятий в данной отрасли или подотрасли минерально-сырьевого сектора, руб./т;

U_o — денежные потери, связанные с необходимостью увеличения добычи полезного ископаемого, взамен потерянного, руб./т;

U_d — денежные потери, связанные с недополучением дифференциальной ренты, руб./т.

Впоследствии данная формула была скорректирована в статье В.П. Скобелиной, которая сочла, что при определении суммарного ущерба от потерь должен учитываться и ущерб от перехода к более сложным условиям отработки месторождений из-за ускоренных, по сравнению с исходными, сроков перехода на эксплуатацию менее привлекательных участков месторождений [89]. Предлагаемый фактор учитывается по формуле:

$$Y_x = \Delta S \cdot t \left[1 - (1 - \gamma) \varepsilon \right]^{\tau - t}, \quad (4.2)$$

где ΔS – рост себестоимости добычных работ в связи с ускоренным переходом к эксплуатации более тяжелых для отработки участков;

t – промежуток времени, на который осуществляется более ранний переход на участки со сложными и более тяжелыми условиями эксплуатации месторождения;

$(1 - \gamma)$ – доля расходов на увеличение производства;

ε – коэффициент эффективности (отраслевой);

τ – нормативный период времени в минерально-сырьевом секторе промышленности, применяемый для оценке потерь.

При выборе эффективных технологических схем для отработки месторождений полезных ископаемых необходим учет стоимости теряемых полезных ископаемых.

Удельные затраты, приходящиеся на одну тонну добываемых полезных ископаемых, для сравниваемых технологических схем разработки определяются по формуле:

$$Ц_c = S_c + Y_x + Y_d + Y_c + Y_o + Y_b + Y_k + , \quad (4.3)$$

где Y_x – затраты, связанные с более ранним переходом (из-за потерь полезного ископаемого) на отработку сложных участков;

a_i – содержание i -го полезного компонента в потерях, %;

$Ц_i$ – рыночная цена металла, получаемого из i -го полезного компонента;

η – коэффициент потерь, %;

ρ – коэффициент засорения, доли ед.;

$Д$ – объём добычи.

4.2. МЕТОД ОПТИМИЗАЦИИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ УГЛЯ

При использовании гидравлических экскаваторов с рабочим оборудованием типа обратная лопата применяются стандартные технологические схемы, по которым ведется открытая разработка угля (рисунок 4.1-4.3).

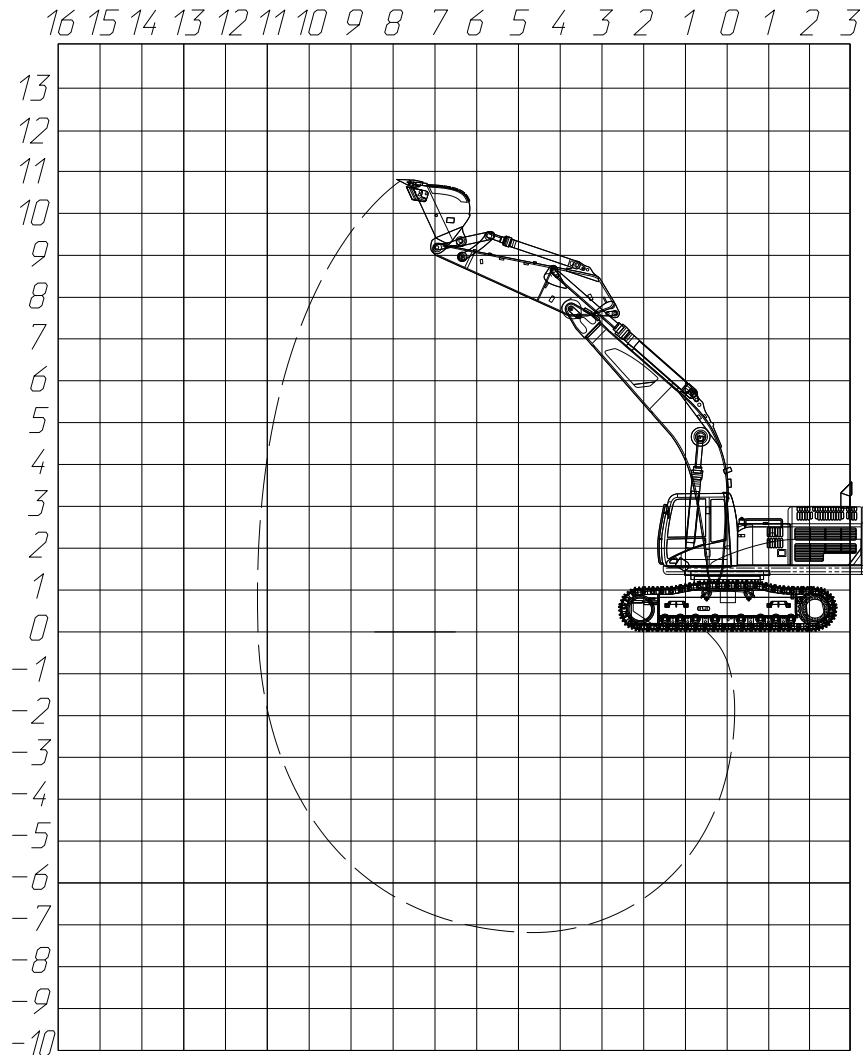


Рисунок 4.1 – Эпюра копания гидравлического экскаватора с рабочим оборудованием типа обратная лопата

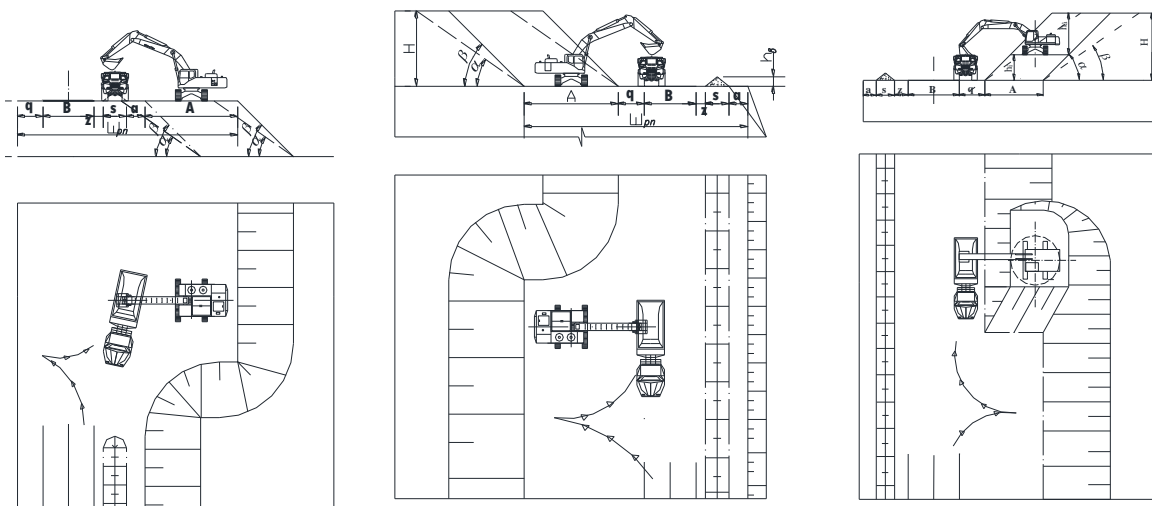


Рисунок 4.2 – Принципиальные технологические схемы горных работ для гидравлических экскаваторов обратная лопата

Все применяемые технологические схемы можно условно разделить на три основные.

Первая — это, когда гидравлические экскаваторы располагаются на верхней площадке уступа и работают по схеме с нижним черпанием.

Вторая — это, когда экскаваторы располагаются на почве уступа и работают с верхним черпанием.

Третья — это, когда экскаватор располагается на подступе и работает, сочетая верхнее и нижнее черпание, эта схема называется комбинированной.

Вариант 1. Экскаватор расположен на подошве или кровле уступа, и автосамосвалы подъезжают на погрузку на той же отметке. Когда автомобиль и экскаватор находятся на одном горизонте, необходимо иметь ширину рабочей зоны, достаточную для того, чтобы автомобиль мог разворачиваться для погрузки. В случае работы по проходке траншеи ширину площадки можно принимать минимальных размеров, исходя из того, чтобы она соответствовала условиям разворота автосамосвалов. Если ширина траншеи недостаточна для одновременного нахождения в ней экскаватора и автомобиля, погрузку можно производиться экскаватором с нижним черпанием на автомобиль, располагающийся на нижней площадке.

Вариант 2. Экскаватор располагается на подступе принятой высоты, сочетает ведение работ с верхним и нижним черпанием (уступ разделяется на два подступа). Экскаватор может работать с верхним черпанием и грузить автомобиль, который стоит с экскаватором на одном уступе, и может работать с нижним черпанием и грузить автосамосвалы, которые располагаются выше или ниже экскаватора.

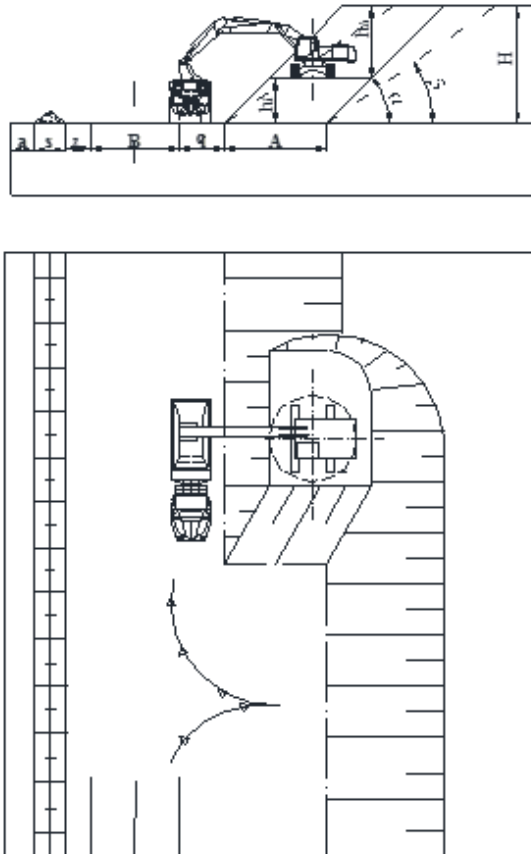


Рисунок 4.3 – Технологическая схема ведения горных работ с использованием подступов

При работе экскаватора, расположенного на подступе, с верхним и нижним черпанием (уступ разделен на два подступа), есть возможность работать с верхним черпанием и грузить горную массу в автомобиль, который стоит с экскаватором на одном уровне, и можно работать с нижним черпанием и грузить автомобиль, который стоит над или под экскаватором (рисунок 4.4).

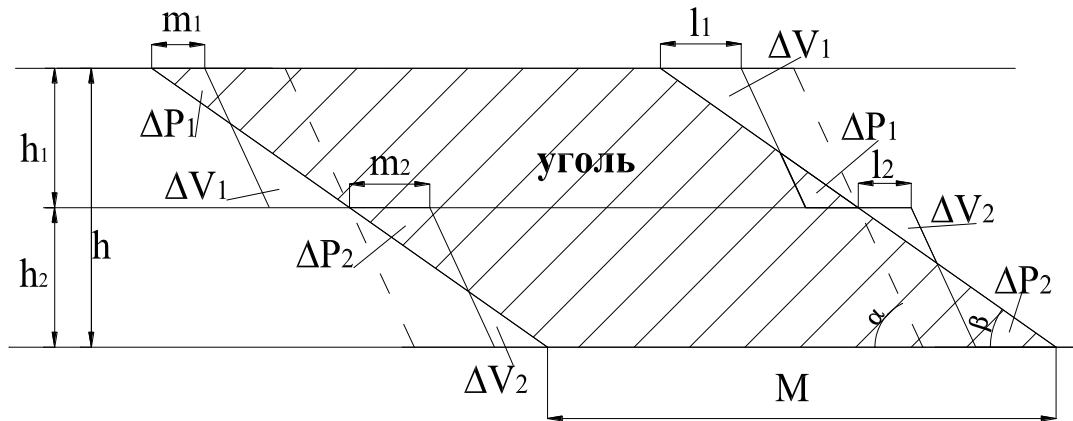


Рисунок – 4.4. Схема возникновения потерь и засорения в технологической контактной зоне

При направлении перемещения фронта работ от висячего бока к лежащему, когда угол падения угольного пласта больше угла откоса рабочего уступа, то есть $\alpha > \beta$ (см. рисунок 3.4 б),

$$\Delta P_1 = \frac{1}{2} \left(h_1 - \frac{l_1}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha} \right)^2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \quad (4.1)$$

$$\Delta P_2 = \frac{1}{2} \left(h_2 - \frac{l_2}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha} \right)^2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \quad (4.2)$$

$$l_1 = h_1 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) - \sqrt{2\Delta P_1 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}; \quad (4.3)$$

$$l_2 = h_2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) - \sqrt{2\Delta P_2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}. \quad (4.4)$$

С учётом формулы (3.15) $\eta = \frac{2\Delta P}{M \cdot h}$ получим:

$$l_1 = h_1 \text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha - \sqrt{\eta_1 \cdot M \cdot h_1 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}; \quad (4.5)$$

$$l_2 = h_2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) - \sqrt{\eta_2 \cdot M \cdot h_2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}. \quad (4.6)$$

Для засорения будем иметь:

$$\Delta V_1 = \frac{1}{2} \left(\frac{l_1}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha} \right)^2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \quad (4.7)$$

$$\Delta V_2 = \frac{1}{2} \left(\frac{l_2}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha} \right)^2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \quad (4.8)$$

$$l_1 = \sqrt{2 \cdot \Delta V_1 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}; \quad (4.9)$$

$$l_2 = \sqrt{2 \cdot \Delta V_2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}. \quad (4.10)$$

С учётом формулы (3.16) $\rho = \frac{2\Delta V}{M \cdot h}$, получим:

$$l_1 = \sqrt{\rho_1 \cdot M \cdot h_1 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}; \quad (4.11)$$

$$l_2 = \sqrt{\rho_2 \cdot M \cdot h_2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}. \quad (4.12)$$

Заметим, что между ΔP и ΔV имеется зависимость:

$$\Delta P_1 = \frac{1}{2} \left(h_1 - \sqrt{\frac{2\Delta V_1}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha}} \right)^2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha); \quad (4.13)$$

$$\Delta P_2 = \frac{1}{2} \left(h_2 - \sqrt{\frac{2\Delta V_2}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha}} \right)^2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha). \quad (4.14)$$

При этом

$$m_1 = h_1 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) - l_1; \quad (4.15)$$

$$m_2 = h_2 (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) - l_2; \quad (4.16)$$

$$\Delta P = \Delta P_1 + \Delta P_2;$$

$$\Delta V = \Delta V_1 + \Delta V_2;$$

$$h = h_1 + h_2.$$

$$\text{Коэффициент потерь } \eta = \frac{2\Delta P}{M \cdot h},$$

где M – горизонтальная мощность угольного тела.

$$\text{Коэффициент } \rho = \frac{2\Delta V}{M \cdot h}$$

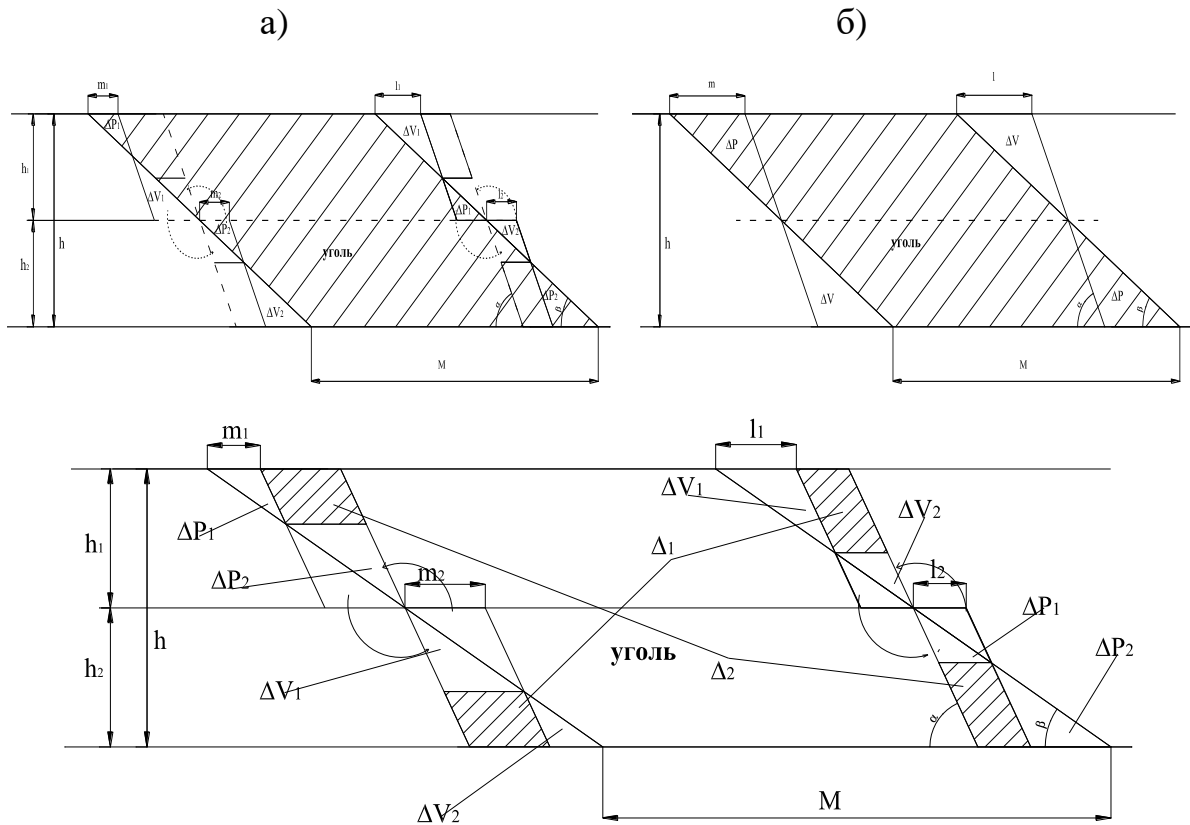


Рисунок 4.5 – Схема возникновения потерь и засорения в технологической контактной зоне

а) уступ разделяется на два подступа $h = h_1 + h_2$;

б) высота уступа составляет h

$$\Delta P' = \Delta P_1 + \Delta P_2;$$

$$\Delta V' = \Delta V_1 + \Delta V_2.$$

Из рисунка 4.5 можно видеть, что ΔP больше чем $\Delta P'$ и ΔV больше чем $\Delta V'$, это значит, что потери и засорение на схеме 4.5 б больше, чем на схеме 4.5 а).

$$\Delta P = \Delta P' + \Delta_2;$$

$$\Delta V = \Delta V' + \Delta_1.$$

Основными достоинствами комбинированной схемы ведения горных работ, при которой экскаватор работает на подступе, являются:

- возможности эффективной селекции и сортировки угля непосредственно в забое, качественной зачистки кровли и почвы угольных пластов;
- уменьшение потерь и повышение доходов от реализации добываемого угля;
- уменьшение расходов на добычу, транспортировку и обогащение угольной массы;
- уменьшение зольности товарного угля, стабилизация характеристик угольного потока, рациональное сочетание уровней потерь и засорения угля.

Качество добычи полезных ископаемых при воздействии природных факторов (мощность, угол падения и строение тела полезных ископаемых) и технических (методы добычи и используемое оборудование) можно оценить по двум коэффициентам — потерь и засорения полезных ископаемых. Засорение и потери полезных ископаемых происходят в основном на стадиях очистки кровли, почвы и экскавации прослойки.

Технологиями, обеспечивающими необходимое качество добытых полезных ископаемых, являются:

1. Черпание полезного ископаемого ковшем в направлении от кровли до подошвы должно совпадать, быть параллельным падению пласта, для того, чтобы уменьшить ширину зоны засорения, а также потери полезных ископаемых в зоне контакта горных пород и минералов, и для увеличения угла обзора водителя экскаватора.

2. Черпание минералов в подступе позволяет уменьшить ширину зоны засорения и потери полезных ископаемых, создает благоприятные условия

для эффективного черпания экскаватором породы или угольных треугольников, находящихся в верхнем подступе.

3. Разделение пласта на зоны с разными углами падения, для того, чтобы выбрать технологию добычи, соответствующую мощности и падению пластов угля.

4. Применение соответствующего селективного способа: селективное взрывание с последующим черпанием породы.

5. Проведение технических операций по уменьшению потерь и засорения в процессе добычи, таких как черпание дополнительных траншей в зоне треугольника засорения, используя соответствующее оборудование.

6. Возможность применения специальных технологий добычи для нестандартных пластов, например, черпание крутопадающих пластов.

7. Использование устройств с высокой подвижностью, такие как гидравлические экскаваторы, погрузчики.

8. Использование вспомогательного оборудования, например, бульдозера или колесного погрузчика.

Технологии селективной добычи угля можно разделить на два типа:

- технологии селективной добычи с помощью бульдозеров и экскаваторов;
- технологии селективной добычи с помощью экскаваторов.

4.3. ВЫВОДЫ

1. Потери угля приводят к снижению стоимости разрабатываемых месторождений, уменьшению дифференциальной ренты, а также к неэффективному использованию затрат на подготовку и выемку запасов. В целом по отрасли потери приводят к необходимости более раннего отвлечения средств на строительство новых горных предприятий взамен выбывших.

2. Определение рационального соотношения и абсолютных величин потерь и засорения полезного ископаемого для различных технологических вариантов разработки производится по критерию максимальной прибыли, рассчитанной полностью по всему горно-обогательному процессу.

3. Применение технологических схем добычных работ с расположением экскаватора на подступе способствует реализации наиболее эффективных вариантов селективного черпания в забоях с наименьшим засорением угля вмещающими породами и обоснованным определением рационального соотношения потерь и засорения угля.

ГЛАВА 5 ОПТИМИЗАЦИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ НА РАЗРЕЗЕ «ТАЙ НАМ ДА МАЙ»

5.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЗРЕЗЕ

Глубина открытых горных работ на месторождении «Тай Нам Да Май» в 2015 г. достигла 200 м. Параметры разреза по дневной поверхности: длина с юга на север — 3310 м, ширина с востока на запад — 1460 м.

В настоящее время вся горная масса из карьера до глубины –40 м полностью вывозится карьерными автосамосвалами. Ниже горизонта –10 м применяется автомобильный транспорт с доставкой горной массы из забоя на внутрикарьерные перегрузочные склады автомобилями Komatsu HD 325, Komatsu HD 465.

Объем автомобильных перевозок горной массы в карьере в 2015 г. составил 31,18 млн. тонн, в том числе 1,577 млн. тонн угля и 29,60 млн. тонн скальной вскрыши.

По существующей технологии добычи уголь и вмещающие скальные породы разрабатываются экскаваторами Komatsu PC 1250 SP-8R и Hitachi ZX870H. На вскрышных уступах применяют 15-метровые уступы.

Разделение добычных уступов на два 7,5-метровых подступа по взорванной массе не приводит к сокращению потерь, так как взрываются 15-метровые уступы.

В таблице 5.1 представлены потери и засорение при открытой разработке месторождения «Тай Нам Да Май» за 2012-2015 гг.

Таблица 5.1 – Фактические потери и засорение на карьере «Тай Нам Да Май»

Показатели	Ед. изм.	2012 г.	2013 г.	2014 г.	2015 г.
Потери полезного ископаемого	%	4,95	4,95	4,94	4,93
Засорение	%	12,06	12,04	15,24	15,01

5.2 ОПТИМИЗАЦИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ ВАРИАНТОВ ОТРАБОТКИ КОНТАКТОВ «УГОЛЬ – ПОРОДА»

Результаты исследований (см. главу 3) показали, что на величину потерь полезного ископаемого наибольшее влияние оказывают мощность и угол падения залежи, а также — высота рабочего уступа. При организации горных работ на разрезе угол падения угольного пласта и его мощность принимаются в качестве исходной информации.

Маркшейдерской и геологической службами разреза в соответствии с элементами залегания угольных пластов были выделены три типа контактов «уголь – порода», характеризующихся западным простиранием под углом 35° (рисунок 5.1).

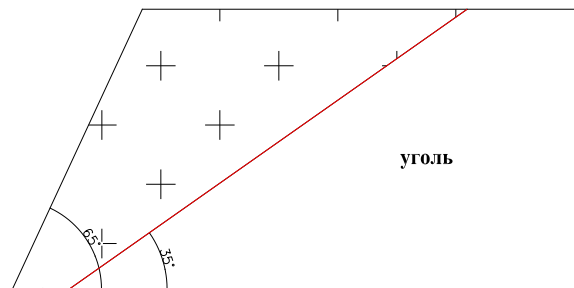


Рисунок 5.1 – Контакт «уголь – порода» на разрезе «Тай Нам Да Май»

Для уменьшения потерь полезного ископаемого считаем целесообразным рассмотреть возможность ведения добычных работ уступами высотой 3,25 м с последующей их сбойкой в 15-метровые при выходе горных работ из угольных пластов во вскрышные породы.

Мощность залежи (140-270 м) позволяет заменить отработку 15-метрового угольного уступа отработкой четырьмя уступами высотой по 3,25 м с нормальными рабочими площадками в течение длительного времени.

Проведем расчеты потерь и засорения для трех возможных вариантов работы карьера:

- 1) 15-метровые уступы на добычных и вскрышных работах;
- 2) добычные уступы высотой 7,5 м со сбойкой их попарно в 15-метровые в породах вскрыши;
- 3) добычные уступы высотой 3,75 м со сбойкой их в 15-метровые в породах вскрыши.

Вариант 1. Добычные уступы высотой 7,5 м со сбойкой их попарно в 15-метровые в породах вскрыши. Экскаватор располагается на нижней площадке уступа (рисунок 5.2).

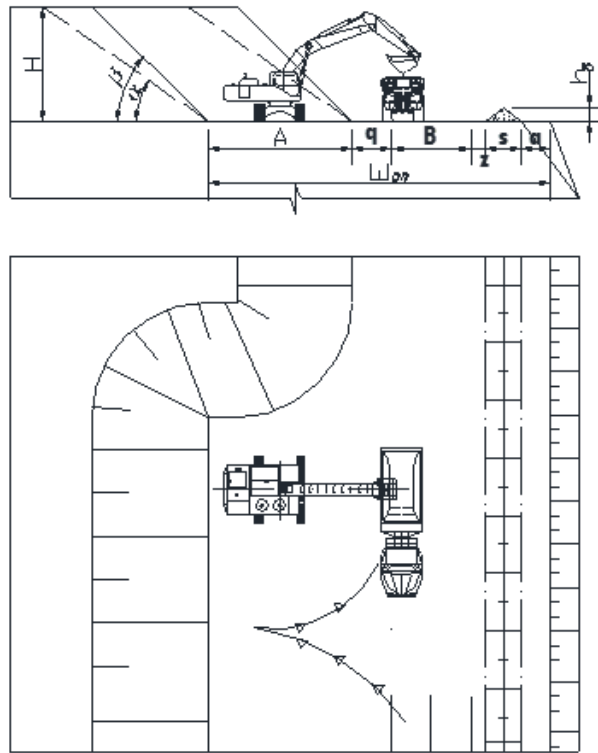


Рисунок 5.2 – Технологическая схема ведения горных работ при высоте уступа 15 метров

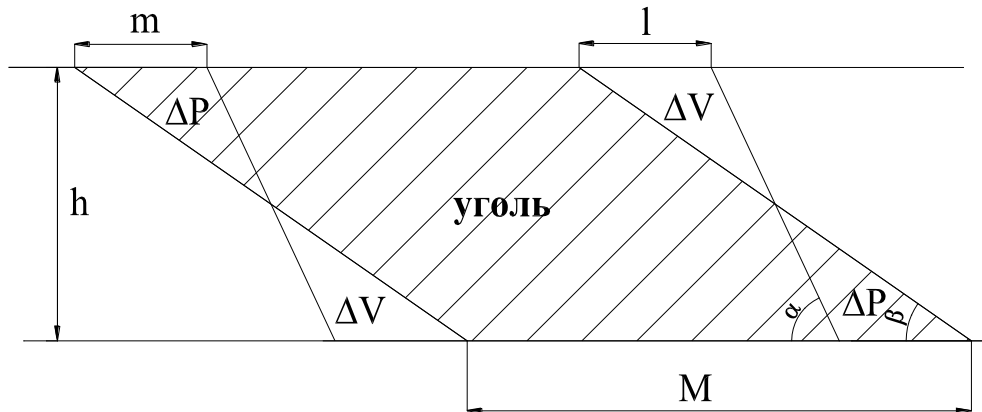


Рисунок 5.3 – Схема возникновения потерь и засорения в технологической контактной зоне

Схема возникновения потерь и засорения при работе от висячего бока к лежащему, когда угол падения угольного тела больше угла откоса рабочего уступа, то есть $\alpha > \beta$, изображена на рисунок 5.3.

Предварительно по формуле (3.19) определим максимальное значение l , при котором $\Delta P = 0$.

$$h = 7,5 \text{ м}; M = 4,26 \text{ м}; \beta = 35^\circ; \alpha = 65^\circ.$$

$$l_{\max} = h (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) = 7,5 (\operatorname{ctg}35^\circ - \operatorname{ctg}65^\circ) = 7,21 \text{ м}.$$

Таким образом, l может изменяться в пределах от 0 до 7,21 м. Рассчитаем значения потерь и засорения для 10 значений l с интервалом $\Delta l = 0,72$ м.

Для удобства сравнения различных вариантов образования потерь и засорения целесообразно использовать отношение l/l_{\max} .

Тогда для $l/l_{\max} = 0$ ($l=0$) $\Delta P = 0$ и $\Delta V = \max$, для $l/l_{\max} = 1$ ($l = l_{\max}$) $\Delta P = \max$ и $\Delta V = 0$.

При $l/l_{\max} = 0,5$ и $l = 3,6$, используя формулы (3.11) и (3.13), получим:

$$\begin{aligned} \Delta P &= \frac{1}{2} \left(h - \frac{l}{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha} \right)^2 (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) = \frac{1}{2} \left(7,5 - \frac{3,6}{\operatorname{ctg}35^\circ - \operatorname{ctg}65^\circ} \right)^2 (\operatorname{ctg}35^\circ - \operatorname{ctg}65^\circ) = \\ &= 6,764 \text{ м}^2. \end{aligned}$$

Для засорения будем иметь:

$$\Delta V = \frac{1}{2} \left(\frac{1}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha} \right)^2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) = \frac{1}{2} \left(\frac{3,6}{(\text{ctg}35 - \text{ctg}65)} \right)^2 \cdot (\text{ctg}35 - \text{ctg}65) = 6,764 \text{ м}^2.$$

При объемной массе угля $\gamma_y = 1,45 \text{ т/м}^3$, вскрышных пород $\gamma_{п} = 2,7 \text{ т/м}^3$, длине контакта $L = 1,4 \text{ тыс. м}$ общие потери составят:

$$P = 6,764 \text{ м}^2 \times 1,45 \text{ т/м}^3 \times 1400 \text{ м} = 13722,8 \text{ тыс. т},$$

а общее засорение, соответственно:

$$V = 6,764 \text{ м}^2 \times 2,7 \text{ т/м}^3 \times 1400 \text{ м} = 25552,8 \text{ тыс. т (таблица 5.2)}.$$

Таблица 5.2 – Результаты расчетов показателей потерь и засорения угля по варианту 1

№	h	ctg 35° – ctg 65°	l	Δl	M	ΔP	ΔV	ρ	η
								2ΔV/(M h)	2ΔP/(M h)
1	7,5	0,962	7,215	0,7215	4,26	0	27,05625	169,3662	0
2	7,5	0,962	6,4935	0,7215	4,26	0,270563	21,91556	137,1866	1,693662
3	7,5	0,962	5,772	0,7215	4,26	1,08225	17,316	108,3944	6,774648
4	7,5	0,962	5,0505	0,7215	4,26	2,435063	13,25756	82,98944	15,24296
5	7,5	0,962	4,329	0,7215	4,26	4,329	9,74025	60,97183	27,09859
6	7,5	0,962	3,6075	0,7215	4,26	6,764063	6,764063	42,34155	42,34155
7	7,5	0,962	2,886	0,7215	4,26	9,74025	4,329	27,09859	60,97183
8	7,5	0,962	2,1645	0,7215	4,26	13,25756	2,435063	15,24296	82,98944
9	7,5	0,962	1,443	0,7215	4,26	17,316	1,08225	6,774648	108,3944
10	7,5	0,962	0,7215	0,7215	4,26	21,91556	0,270563	1,693662	137,1866
11	7,5	0,962	0	0,7215	4,26	27,05625	0	0	169,3662

Вариант 2. Добычные уступы высотой 3,75 м со сбойкой их в 15-метровые в породах вскрыши (рисунок 5.4).

Экскаватор располагается на подступе, имея возможность верхнего и нижнего черпания (уступ делится на подступы).

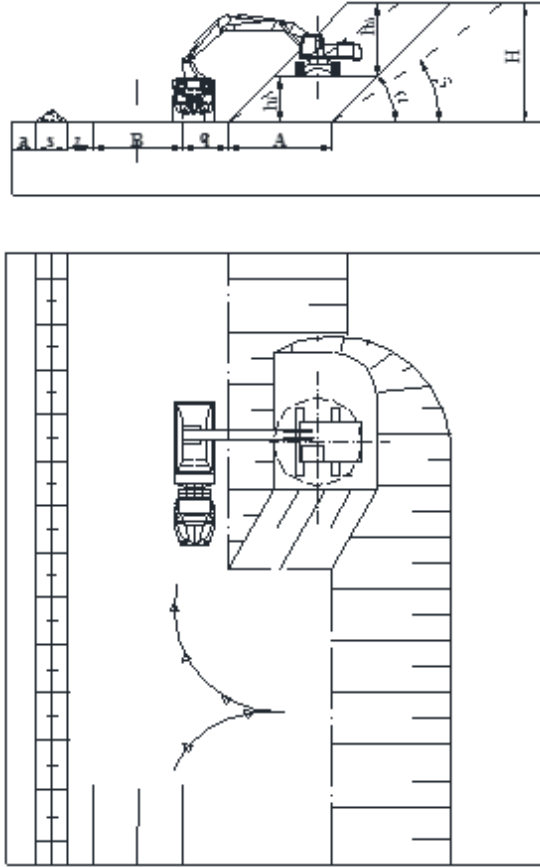


Рисунок 5.4 – Технологическая схема ведения горных работ при высоте подступа 3,75 метра

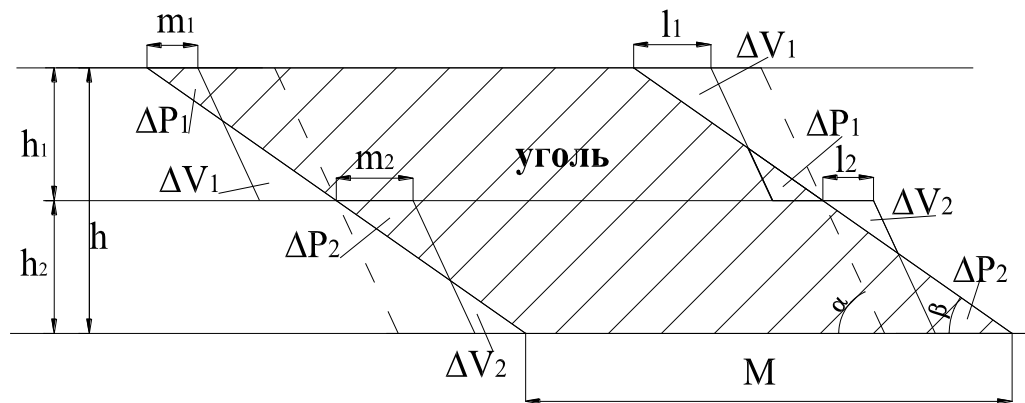


Рисунок 5.5 – Схема возникновения потерь и засорения в технологической контактной зоне

Схема возникновения потерь и засорения при работе от висячего бока к лежащему, когда угол падения угольного тела больше угла откоса рабочего уступа, то есть $\alpha > \beta$, изображена на рисунок 5.5.

Предварительно по формуле (3.19) определим максимальное значение l , при котором $\Delta P = 0$.

$$h_1 = h_2 = 3,75 \text{ м}; M = 4,26 \text{ м}; \beta = 35^\circ; \alpha = 65^\circ;$$

$$l_{\max} = h_1 (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) = 3,75 (\operatorname{ctg}35^\circ - \operatorname{ctg}65^\circ) = 3,61 \text{ м}.$$

Таким образом, l может изменяться в пределах от 0 до 3,61 м.

Рассчитаем значения потерь и засорения для 10 значений l с интервалом $\Delta l = 0,36 \text{ м}$.

Для удобства сравнения различных вариантов образования потерь и засорения целесообразно использовать отношение l/l_{\max} . Тогда для $l/l_{\max} = 0$ ($l = 0$) $\Delta P = 0$ и $\Delta V = \max$, для $l/l_{\max} = 1$ ($l = l_{\max}$) $\Delta P = \max$ и $\Delta V = 0$.

При $l/l_{\max} = 0,5$ и $l = 1,8$, используя формулы (4.1) и (4.2), получим:

$$\begin{aligned} \Delta P = \Delta P_1 + \Delta P_2 = & \frac{1}{2} \left(h_1 - \frac{l_1}{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha} \right)^2 (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) + \\ & + \frac{1}{2} \left(h_2 - \frac{l_2}{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha} \right)^2 (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha). \end{aligned}$$

При одном условии:

$$\Delta P_1 = \Delta P_2, h = h_1 + h_2;$$

$$\begin{aligned} \Delta P = 2 \times \frac{1}{2} \left(h_1 - \frac{l_1}{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha} \right)^2 (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) = \\ \left(3,75 - \frac{1,8}{\operatorname{ctg}35 - \operatorname{ctg}65} \right)^2 (\operatorname{ctg}35 - \operatorname{ctg}65) = 3,38 \text{ м}^2. \end{aligned}$$

Для засорения будем иметь:

$$\Delta V = \Delta V_1 + \Delta V_2 = \frac{1}{2} \left(\frac{l_1}{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha} \right)^2 (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha) + \frac{1}{2} \left(\frac{l_2}{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha} \right)^2 (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha).$$

При условиях:

$$\Delta V_1 = \Delta V_2, h = h_1 + h_2;$$

$$\Delta V = 2 \times \frac{1}{2} \left(\frac{l_1}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha} \right)^2 \cdot (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha) = \left(\frac{1,8}{\text{ctg}35 - \text{ctg}65} \right)^2 \cdot (\text{ctg}35 - \text{ctg}65) = 3,38 \text{ м}^2.$$

При объёмной массе угля $\gamma_y = 1,45 \text{ т/м}^3$, вскрышных пород $\gamma_n = 2,7 \text{ т/м}^3$, длине контакта $L = 1,4 \text{ тыс. м}$ общие потери составят (таблица 5.3, 5.4):

$$P = 3,38 \text{ м}^2 \times 1,45 \text{ т/м}^3 \times 1400 \text{ м} = 6861,4 \text{ тыс. т},$$

а общее засорение соответственно:

$$V = 3,38 \text{ м}^2 \times 2,7 \text{ т/м}^3 \times 1400 \text{ м} = 12776,4 \text{ тыс. т}.$$

Рассчитанные значения аргументов функции $\eta = f(h, M, l, \beta)$ при развитии горных работ от лежачего бока залежи к висячему приведены в таблице 5.3. Результаты расчетов потерь и засорения для карьера при добычных уступах высотой 3,75 м приведены в таблице 5.4.

На основе анализа коэффициентов эластичности можно сделать вывод о том, что при увеличении:

M – на 0,6 м (на 14,3%), η увеличивается на 16,7%;

h – на 0,54 м (на 14,3%), η уменьшается на 40%;

β – на $9,3^\circ$ (на 14,3%), η уменьшается на 60,73%;

l – на 0,51 м (на 28,6%), η увеличивается на 65,3%.

Сравнивая таблицы 5.2 и 5.4, можно сделать вывод о том, что величины потерь и засорения при использовании высоты уступа 7,5 м больше, чем при уступе высотой 3,75 м (таблица 5.5).

Таблица 5.3 – Результаты расчетов функции $\eta = f(h, M, l, \beta)$

№	Параметры	1	2	3	4	5	6	7
1	l	0,2577	0,7730	1,2884	1,8038	2,3191	2,8345	3,3498
	η	0,7302	0,5228	0,3500	0,2117	0,1080	0,0389	0,0043
2	M	2,4345	3,0430	3,6515	4,2600	4,8685	5,4770	6,0855
	η	0,3704	0,2964	0,2470	0,2117	0,1852	0,1647	0,1482
3	H	2,1429	2,6786	3,2143	3,7500	4,2857	4,8214	5,3571
	η	0,0076	0,0544	0,1260	0,2117	0,3062	0,4066	0,5111
4	β	37,16	46,44	55,72	65,00	74,28	83,56	92,84
	η	1,1236	0,0000	0,0830	0,2115	0,3401	0,4657	0,5917

Таблица 5.4 – Результаты расчетов показателей потерь и засорения угля по варианту 2

№	$h_1 = h_2$	$\text{ctg } 35^\circ - \text{ctg } 65^\circ$	l	Δl	M	ΔP	ΔV	ρ	η
1	3,75	0,962	3,6075	0,36075	4,26	0	13,52813	84,6831	0
2	3,75	0,962	3,24675	0,36075	4,26	0,135281	10,95778	68,59331	0,846831
3	3,75	0,962	2,886	0,36075	4,26	0,541125	8,658	54,19718	3,387324
4	3,75	0,962	2,52525	0,36075	4,26	1,217531	6,628781	41,49472	7,621479
5	3,75	0,962	2,1645	0,36075	4,26	2,1645	4,870125	30,48592	13,5493
6	3,75	0,962	1,80375	0,36075	4,26	3,382031	3,382031	21,17077	21,17077
7	3,75	0,962	1,443	0,36075	4,26	4,870125	2,1645	13,5493	30,48592
8	3,75	0,962	1,08225	0,36075	4,26	6,628781	1,217531	7,621479	41,49472
9	3,75	0,962	0,7215	0,36075	4,26	8,658	0,541125	3,387324	54,19718
10	3,75	0,962	0,36075	0,36075	4,26	10,95778	0,135281	0,846831	68,59331
11	3,75	0,962	0	0,36075	4,26	13,52813	0	0	84,6831

Таблица 5.5 – Сравнение величин потерь и засорения при двух вариантах высоты рабочего уступа на угле, тыс. т

Параметры	Вариант 1. Уступы высотой 7,5 м	Вариант 2. Уступы высотой 3,75 м
Потери	42,34	21,17
Объем угля	13722,8	6861,4
Засорение	42,34	21,17
Объем породы	25552,8	12776,4

В данной диссертации предлагается использование схемы добычи угля, приведенной на рисунке 5.4, так как это способствует сокращению величины потерь и засорения, стабилизации качества добываемого угля и сокращению затрат на добычу.

5.3 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ И ЗАСОРЕНИЯ УГЛЯ НА РАЗРЕЗЕ «ТАЙ НАМ ДА МАЙ»

Максимальной величине прибыли от отработки 1 т погашенных балансовых запасов — 95,0 долл. США/т соответствуют зольность запасов угля 29,38%.

Для определения экономической эффективности предлагаемого варианта разработки рудной залежи необходимо рассчитывать значение прибыли для принятых на карьере значений потерь 21,17% и засорения 21,17% (таблица 5.3).

Технико-экономические показатели работы карьера за год, соответствующие этим значениям потерь и засорения, рассчитываются по формулам, приведенным в разделе 5.2.

1. Балансовые запасы, подлежащие погашению, и эксплуатационные потери определяются решением системы двух уравнений:

$$Б = Д + Р - V; \quad (5.1)$$

$$Б = \frac{Р}{\eta}, \quad (5.2)$$

где Р – количество эксплуатационных потерь угля;

Д – количество добытой угольной массы;

η – коэффициент потерь;

ρ – коэффициент засорения;

Б – балансовые запасы;

V – масса породы.

Пример 1:

при $\rho = 42,34\%$, $\eta = 42,34\%$.

Результат решения: Д = 1577 тыс. т (таблица 1.6); V = ρ Д = $42,34 \times 1577 \times 2,7 : 1,5 = 1201,68$ тыс. т.

$$Б = Д + Р - V;$$

$$\Leftrightarrow B = D + B \times \eta - V;$$

$$\Leftrightarrow B = \frac{D-V}{1-\eta};$$

$$\Rightarrow B = \frac{1577-1201,68}{1-0,4234} = 650,92 \text{ тыс. т.}$$

$$P = B \times \eta = 650,92 \times 0,4234 = 275,6 \text{ тыс. т.}$$

Пример 2:

при $\rho = 21,17\%$, $\eta = 21,17\%$;

$$B = 650,92 \text{ тыс. т.},$$

$$P = B \times \eta = 650,92 \times 0,2117 = 137,8 \text{ тыс. т.}$$

$$B = D + P - V;$$

$$\Leftrightarrow B = D + P - \rho \times D;$$

$$\Leftrightarrow D = \frac{B-P}{1-\rho};$$

$$\Rightarrow D = \frac{650,92-137,8}{1-0,2117} = 650,9 \text{ тыс. т.}$$

$$V = \rho \times D = 650,9 \times 0,2117 \times 2,7 : 1,5 = 248,04 \text{ тыс. т.}$$

2. Средняя зольность (АК) угля в засоряющих породах определяется по формуле

$$AK_1 = \frac{(B-P) \cdot AK + V \cdot AK_{II}}{D}. \quad (5.3)$$

$$\text{Вариант 1 } AK_1 = \frac{(650,92-275,6) \cdot 29,38 + 1201,68 \cdot 81,16}{1577} = 68,8\%.$$

$$\text{Вариант 2 } AK_1 = \frac{(650,92-137,8) \cdot 29,38 + 248,04 \cdot 81,16}{650,9} = 54,01\%.$$

где АК – зольность запасов угля, 29,38%;

АК_{II} – зольность породы, 81,16%;

АК₁ – зольность добытого угля.

При $\rho = 21,17\%$, $\eta = 21,17\%$ АК₁ = 54,01%.

При $\rho = 42,34\%$, $\eta = 42,34\%$, $AK_1 = 68,8\%$.

3. Извлекаемая ценность концентрата, отнесенная к 1 т погашенных запасов, равна

$$Ц = 53,9 \text{ долл. США / т при } AK = 54,01\%;$$

$$Ц = 47,8 \text{ долл. США / т при } AK = 68,8\%.$$

4. Суммарные затраты на добычу, транспортировку и переработку 1 т угля, отнесенные к 1 т погашенных запасов, $Z = 44,69$ долл. США.

5. Прибыль, отнесенная к 1 т погашенных запасов

$$П = 66,67 - 44,67 = 21,98 \text{ долл. США/т.}$$

Общая дополнительная прибыль за счет оптимизации потерь и засорения в настоящей работе составит:

$$П_d = (66,67 - 44,67) \times 650,9 - (47,81 - 44,69) \times 1577 = 9,4 \text{ млн. долл. США/год.}$$

5.4. ВЫВОДЫ

1. Разрез «Тай Нам Да Май» разрабатывает залежи угля уступами высотой 7,5 м, имеет, соответственно, один тип контактов «уголь – порода», работает с производительностью 1,5 млн. т угля в год с зольностью 29,38%.

2. Для сокращения потерь полезного ископаемого целесообразно добычные работы осуществлять уступами высотой 3,75 м с последующей их сбойкой в уступы высотой 15 м при выходе горных работ из угольной залежи во вскрышные породы.

3. Сравнение двух вариантов разработки угля уступами высотой 3,75 и 7,5 м показало, что потери в 1-ом варианте почти в 2 раза меньше, чем во 2-ом, а максимальная прибыль больше на 16,1 доллара на 1 т погашенных запасов.

4. Оптимальными значениями для разреза являются коэффициенты: потерь — 21,17%, засорения — 21,17%.

5. Для этих значений рекомендованы расстояния от устьев взрывных скважин до каждого из 3-х видов контактов «уголь – порода», характерных для разреза «Тай Нам Да Май».

6. Общая дополнительная прибыль за счет рекомендованных значений потерь и засорения на разрезе «Тай Нам Да Май» составит 9,4 млн. долл. в год.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-исследовательской работой, в которой содержится решение актуальной задачи определения параметров технологической контактной зоны, обеспечивающих оптимальный уровень потерь и засорения угля при открытой разработке угольных пластов с изменяющимися параметрами залегания.

В результате выполненных исследований в диссертационной работе получены следующие основные выводы.

1. Исследование горно-технических факторов отработки запасов угля в карьере «Тай Нам Да Май» показало, что сложное и разнообразное геологическое строение месторождения обуславливает применение систем разработки с различными параметрами при ведении вскрышных и добычных работ.

2. Анализ степени влияния каждого из параметров технологической контактной зоны на величины потерь и засорения угля показал, что наиболее значимыми из них являются угол падения залежи и высота уступа. Выявлена зависимость потерь и засорения угля от применяемой техники и технологии на вскрыше, добыче и зачистке кровли пласта и площадки угольного уступа: чем мощнее техника, больше вместимость ковша экскаватора или вес бульдозера, тем больше потери и засорение угля.

3. Использование разработанного метода определения места заложения взрывных скважин в технологической контактной зоне обеспечивает рациональный уровень потерь и засорения угля при любом направлении развития горных работ.

4. Разработанная методика планирования горных работ и экономической оценки потерь и засорения угля учитывает показатели полноты и качества извлечения угля из пластов с переменными параметрами залегания. Применение методики для условий карьера «Тай Нам Да Май»

позволило снизить потери и засорение угля на контактах, зависящие от изменения высоты уступов и подступов в приконтактных зонах, в два раза по сравнению с применяемой технологической схемой добычи угля.

5. Для сокращения потерь полезного ископаемого на карьере «Тай Нам Да Май» добычные работы целесообразно осуществлять уступами высотой 3,75 м с последующей их сбойкой в 15-метровые при выходе горных работ из угольной залежи во вскрышные породы.

6. Общая дополнительная прибыль за счёт применения рекомендованных значений потерь и засорения на карьере «Тай Нам Да Май» составит 9,4 млн. долл. в год.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М.И., Симаков В.А. Критерии и прямые методы определения потерь и разубоживания при разработке рудных месторождений. М., Изд. ВИНТИ, 1961, С. 35-39.
2. Агошков М.И. Научные основы оценки экономических последствий потерь полезных ископаемых. М., изд. ИФЗ АН СССР, 1972. – 32 с.
3. Агошков М.И., Симаков В.А. Критерии и прямые методы определения потерь и разубоживания при разработке рудных месторождений. М., Изд. ВИНТИ, 1961, С. 35-39.
4. Агошков М.И. Развитие идей и практики комплексного освоения недр. М., 1982. – 76 с.
5. Анистратов, К.Ю. Разработка метода формирования структуры комплексной механизации горных работ на карьерах: дис. на соискание д-ра техн. наук: 25.00.22 / Анистратов Константин Юрьевич. – Апатиты, 2013. – С. 47-50.
6. Анистратов Ю.И. Технология открытых горных работ. М.: Недра, 1995. – 214 с.
7. Арсентьев А.И., Адигамов Я.М. и др. Экономическое значение потерь и разубоживания и методы их регулирования при разработке руд цветных металлов // Проблемы работы карьеров Севера. Л., ЛГИ, 1968. –С. 67-75.
8. Арсентьев А.И., Полищук А.К., Адигамов Я.М. Влияние показателей потерь и разубоживания при разработке рудных месторождений на конечные границы карьера // Изв. вузов. Горный журнал, 1964, №3. . – С. 9-14.
9. Арсентьев А.И., Холодняков Г.А. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений. М., Недра, 1994. – С. 76-79.
10. Арсентьев А.И. Развитие горных работ в карьерном пространстве. Д., изд. ДГИ, 1994. – 263 с.

- 11 Астахов А.С. Методические указания по экономической оценке потерь угля в недрах. М.: изд. ИГД, 1966. – 24 с.
12. Астахов А.С. Экономическая оценка запасов полезных ископаемых. М.: Недра, 1981. – 98 с.
13. Бабокин И.А. Техничко-экономическая оценка потерь угля в недрах. М.: Недра, 1964. С. 65-67.
14. Баранов Е.Г., Тангаев И.А. Опыт селективной разработки сложных месторождений. Фрунзе, Илим, 1969. – 119 с.
15. Бастан П.П., Болошин Н.Н. Усреднение руд на горно-обогатительных предприятиях. М., Недра, 1981. – 280 с.
16. Бастан П.П. Изменчивость формы рудных контактов и ее влияние на ошибку площади и объема //Изв. ВУЗов, Горный журнал, 1964, №7. – 215 с.
17. Бенуни А.Х., Крыжов Л.В., Козаков Е.М. Экономическое обоснование технических решений на горнорудных предприятиях. М., Недра, 1967. – 173 с.
18. Болдырев В.А. Методика нормирования потерь и разубоживания на карьерах для условий крутопадающих рудных тел //К вопросу улучшения учета и снижения потерь и разубоживания на рудниках цветной металлургии. М., Цветметинформация, 1969. – 44 с.
19. Бызов В.Ф. Управление качеством продукции карьеров. М., Недра, 1991. – 18 с.
20. Васильев В.И. Некоторые вопросы обоснования производительности и размеров карьера при разработке свиты крутопадающих пластов. М., 1958. – С. 17-19.
21. Ву Дык Туан, Холодняков Д.Г., Аргимбаев К.Р., Старцева К.А. Потери и засорение поле. Горный информационно-аналитический бюллетень, № 5, 2015, С. 135-139.

22. Ву Дык Туан, Холодняков Г.А., Логинов Е.В. Малоотходная разработка полезных ископаемых с помощью гидравлических экскаваторов . Горный информационно-аналитический бюллетень, № 1, 2017, С. 357-363.

23. Ву Дык Туан, Холодняков Г.А., До Нгок Хоан, Чань Динь Бао. Рациональная схема добычи угля, определение потерь и засорения при открытой разработке месторождения в районе Куангнинг — Вьетнам. Mining Industry Magazine, VietNam, № 3, 2017, С. 14-19.

24. Ву Дык Туан, Фомин С.И., До Нгок Хоан. Исследование водоотводящей способности лотковых водосточных систем карьеров Deo Nai, Coc Sau и Cao Son . Geo-spatial Technologies and Earth Resources (GTER-2017), С. 421-428.

25. Гальянов А.В., Лаптев Ю.В. Оценка гомогенности при смешивании кускового рудного материала. Екатеринбург, ИГД УрО РАН, 1998. – 180 с.

26. Гальянов А.В. Технология формирования качества руды при открытой разработке месторождений. Автореф. дисс... д-ра техн. наук, Екатеринбург, ИГД УрО РАН, 1996. – 350 с

27. Гальянов А.В., Рождественский В.Н., Блинов А.Н. Трансформация структуры горных массивов при взрывных работах на карьерах. Екатеринбург, ИГД УрО РАН, 1999. – 140 с.

28. Гальянов А.В. К вопросу деформации рудных контактов при буровзрывных работах на карьерах // Вопросы рационализации маркшейдерской службы на горных предприятиях. Свердловск, СГИ, 1981, вып. 2. – С. 24-28.

29. Гальянов А.В., Лаптев Ю.В., Холодняков Д.Г. Оптимизация показателей полноты и качества извлечения запасов при добыче. Горный журнал. Изв. вузов, №6, 2000. – С. 21-25

30. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. М., Недра, 1987. – 60 с

31. Единая инструкция по учету потерь и разубоживания твердых полезных ископаемых при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений. М.: Metallurgizdat, 1961. – 40 с.

32. Жангараев А.Ж. Учет потерь и разубоживания руды при определении рационального направления углубки карьера / Проблемы работы карьеров Севера. Л.: ЛГИ, 1968. – 68 с

33. Зарайский В.Н. Влияние потерь и разубоживания на однородность качественного состава добываемого полезного ископаемого // Сб. трудов, Белгород, ВИОГЕМ, 1979, вып. 24. – 296 с

34. Зарайский В.Н., Николаев К.П., Казанский К.В. Усреднение руд. М., Недра, 1975. – 294 с.

35. Зарайский В.Н., Стрельцов В.И. Рациональное использование и охрана недр на горнодобывающих предприятиях. М.: Недра, 1987. – С. 68-87.

36. Инструкция о содержании и порядке представления на утверждение в Государственный комитет по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР технико-экономических обоснований кондиций полезных ископаемых. – М.: Недра. – 1976. – 5 с.

37. Калиев У.С. Подготовка исходных геологических данных на ЭВМ для оптимизации качества угля // Технологические процессы открытых горных работ и их совершенствование. Научные сообщения / Вып. 211, ИГД им А.А.Скочинского. –М., 1982. – С. 123-128.

38. Казаковский Д.А. Методические указания по учету запасов, потерь и маркшейдерскому контролю в условиях каменноугольных месторождений. // В кн.: Труды ВНИМИ. Л.: ВНИМИ. 1947, - С. 32-79.

39. Каплунов Р.П. Классификация и методика определения потерь при разработке рудных месторождений // Горный журнал, 1938, №10. С. 40-46.

40. Каплунов Р.П. Метод экономической оценки систем разработки рудных месторождений. М.: Горный журнал, 1941, № 5, С. 22-24.

41. Клевцов А.А. Изыскание технологии и механизации разработки крутопадающих пластов с целью снижения потерь угля на разрезах Центрального Кузбасса: Автореф дисс... к.т.н. – М., МГИ, 1971. – 23 с.

42. Клевцов А.А. Снижение потерь угля при разработке свиты крутых пластов в Кузбассе // Реф. сб. "Добыча угля открытым способом" / – М., ЦНИИЭИуголь, №1, 1969. С. 33-37.

43. Клевцов А.А., Томаков П.И., Вагонов А.И. Влияние емкости ковша экскаватора и вида карьерного транспорта на потери угля при разработке крутых пластов // Реф. сб. "Добыча угля откр. спос." / М., ЦНИИЭИуголь, 1970. – С. 7-8.

44. Кобринский Н.Е., Кузьмин В.И. Точность экономико-математических моделей. – М.: "Финансы и статистика", 1981. – 255 с

45. Коллодий К.К., Жидко А.С., Кабаков М.А. Экономическая эффективность добычи и обогащения угля, теряемого в недрах и отвалах: Обзор / ЦНИИЭИуголь, М., 1984. – 39 с.

46. Кондратенко В.П. и др. Новая технология обогащения углей Челябинского бассейна: Уголь, №3, 1980. – С. 23.

47. Корякин А.И. Изыскание способов и средств выемки маломощных пластов на карьерах Центрального Кузбасса: Автореф. дис... канд. техн. наук – М.: МГИ, 1970. – 23 с.

48. Корякин А.И., Федотенко С.М. Протасов С.И. Формирование качества угля при открытой угледобыче. – Кемерово, 1991. – 155 с.

49. Косенко Н.В. / Особенности разработки сложноструктурных месторождений угля // Записки Горного института (Полезные ископаемые России и их освоение). СПГГИ(ТУ), 2003, том 155(1), С. 61-64.

50. Кравченко Т.К. Процесс принятия плановых решений. – М.: Экономика, 1974. – 248 с.

51. Крапчин И.П. Экономика переработки углей. – М.: Недра, 1989. – 214 с.

52. Крылова Т.М. Совершенствование организации производства при разработке комплексных месторождений. ЛГИ., дисс... канд. техн. наук, 1990. – 132 с.

53. Кудряшев П.И. Экономическое значение потерь и разубоживания руды // Горный журнал, 1963, №4. –С. 49-56.

54. Кудряшев П.И. Элементы учета потерь и разубоживания руды // Колыма, 1959, №1. – 104 с.

55. Лабутин Е.И. Экспериментальные и теоретические исследования методов определения исходных величин, используемых при ведении учета потерь и разубоживания. Л., Труды ВНИМИ, 1969, сб. 72, –С. 439-448.

56. Лобанов Н.Я. Экономика природопользования при добыче и переработке полезных ископаемых. Л., ЛГИ, 1988. – С. 153-161.

57. Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче. М., Недра, 1975. – 224 с.

58. Малахов Г.М. и др. Снижение потерь и разубоживания железной руды. М., Metallurgizdat, 1955. – 531 с.

59. Малышева Н.А., Томаков П.И., Дранников С.А. / Разработка маломощных и сложных угольных пластов открытым способом. М., Недра, 1975. – 240 с.

60. Межотраслевая инструкция по определению и контролю добычи и вскрыши на карьерах. М., Недра, 1979. – 34 с.
61. Мероприятия по снижению потерь при добыче руд черных металлов и методика их экономической оценки / Гипроруда, Л., 1982. – 240 с.
62. Мировая горная промышленность 2004-2005: история, достижения, перспективы. М.: НТЦ «Горное дело», 2005. – 376 с.
63. Мельников Н.В. Насущные проблемы рационального использования минеральных ресурсов СССР / Проблемы рационального использования минеральных ресурсов СССР. М., ИПКОН, 1969. – 365 с.
64. Мельников Н.В., Агошков М. И. Задачи научных исследований в области комплексного освоения месторождений, использования минерального сырья и охраны недр // Комплексное использование минерального сырья. – 1979 – №3. – С. 111-118.
65. Мельников Н.Н., Неволин Д.Г., Скобелев Л.С. / Технология применения и параметры карьерных гидравлических экскаваторов // Апатиты, Кольский научный центр РАН, 1992. – 216 с.
66. Научно-техническое обоснование нормативных показателей полноты и качества извлечения запасов при добыче УИГД МЧМ, Свердловск, 1990. – 56 с.
67. Новожилов Б.Ф. О качестве руд цветных металлов и рентабельности производства // Горный журнал, М., 1963, №4. – С. 43-50
68. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии открытым способом. Л.: Гипроруда, 1986. – С. – 59 с
69. Омельченко А.И., Глейзер М.И. Анализ точности определения размеров потерь и разубоживания руды косвенным методом. – Л.: Труды ВНИМИ, 1964, №52. – С. 311-315.

70. Онищенко М.Д., Холодов А.Г. О возможности применения петрографического метода определения разубоживания руды в Криворожском железорудном бассейне. Л.: Труды ВНИМИ, 1968, №68. – С. 482-497.

71. Основные положения методики определения замыкающих затрат на топливо // Теплоэнергетика, 1967. – №8. – С. 69-76.

72. Основные положения методики экономической оценки месторождений полезных ископаемых // М.: ЦЭМИ. – 1973. – 20 с.

73. Основные принципы и методические положения по нормированию показателей извлечения полезных ископаемых из недр. – М.: ВИЭМС, 1969. – 173 с.

74. Открытая разработка маломощных пластов Кузбасса / Под ред. В.П. Богатырева. – Кемерово, 1968. – 154 с.

75. Отраслевая инструкция по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля (сланца) при добыче / ИГД им. А.А. Скочинского. – М.: 1974. – 34 с.

76. Отраслевая инструкция по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, учету и экономической оценке потерь угля при добыче / М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1974. – 132 с.

77. Отраслевая инструкция по определению, расчету и нормированию потерь руды при разработке железорудных марганцевых и хромитовых месторождений на предприятиях МЧМ СССР // Белгород, Главруда, 1975. . – 106 с

78. Отраслевая методика оценки эффективности технологических схем / МУП СССР. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1981. – 67 с.

79. Палтерович Д.М. Прогнозирование развития парка производственного оборудования // Сб. Методология прогнозирования экономич. Разв. СССР. – М.: Экономика. – 1971. – 127 с.

80. Пенс И.Ш., Скворцов И.С. Планирование в производственном объединении по добыче угля. – М.: Недра. – 1980. – 135 с.

81. Песоцкий А.Г. Повышение достоверности учета запасов и пути снижения потерь железной руды в недрах. Дисс... канд. техн. наук. Кривой Рог, КГРИ. 1969. – 116 с

82. Повный Б.Е. Исследование и разработка методики управления промышленными запасами на железорудных карьерах. Дисс... канд. техн. наук. Кривой Рог, КГРИ, 1976. . – 130 с

83. Прокопьев Е.П. Метод определения величины потерь руды и ее разубоживания при разработке рудных месторождений // Цветные металлы, 1937, №4. – С. 39-46.

84. Ракишев Б.Р. О начальной скорости сдвижения откоса уступа при зарядах рыхления // Изв. вузов. Горный журнал, 1971, №1. – С. 45-57.

85. Рациональное природопользование в горной промышленности. Под общей ред. Харченко В.А. М., Недра, 1998. – с. 444.

86. Рекомендации по использованию показателей извлечения полезных ископаемых из недр при оценке рудных месторождений. Киев, Министерство геологии УССР, 1985. – 165 с.

87. Саратикянц С.А., Майдуков Г.Л., Лобкин М.М. Формирование качества угля в процессе добычи. М.: Недра, 1983, – 185 с.

88. Секисов Г.В., Суховерский В.Ф. и др. Повышение полноты выемки и качества руд на карьерах. – Фрунзе: "Илим". – 1970. – 109 с.

89. Семенов В.В. Оценка качества информации при оперативном управлении на разрезах // Экономические параметры горных предприятий

будущего: Тез. докл. Всесоюзной конфер. / М.: МГИ, 1976. – Вып. I, 1. – С. 165.

90. Скобелина В.П. Экономическая оценка потерь и разубоживания полезных ископаемых при их разработке. Дисс... канд. экон. наук, Л.: ЛГИ, 1969. – 145 с.

91. Совершенствование способов выемки маломощных пластов и методики расчета потерь и разубоживания // Отчет о НИР, МГИ, М. – 1975. Инв. №В452710. – 133 с.

92. Справочник по маркшейдерскому делу / Под ред. А.Н. Омельченко. – М.: Углетехиздат, 1953, – 2-е изд.; – М.: Недра, 1973 и 1979. – 3-е и 4-е изд. – 53 с.

93. Сысоев А.А. Об оптимальной емкости ковша экскаватора // Уголь. 1981. – №6. – 21с.

94. Сысоев А.А., Муромцев И.Л. Об эффективности перспективной технологии на разрезах Кузбасса // Уголь. – 1982. – №10. – С. 20-22.

95. Сысоев А.А. Отработка маломощных пластов и обогащение угля на разрезах Кузбасса //Добыча угля открытым способом. Обзор: Научно-техн. реф. сб. / ЦНИЭИуголь. – М.: 1985. – Вып. 3. – 33 с.

96. ТЭО обогащения разубоженных кузнецких углей, теряемых в недрах и отвалах ПО "Кемеровоуголь" для последующего их использования Книга II. "Сибгипрошахт". Новосибирск, 1988. – 430 с.

97. Тарасенко В.Е., Трегуб Ф.И., Толкацер Д.Я. и др. Себестоимость добычи угля. – М.: Недра, 1980. – 237 с.

98. Таскаев А.А., Власов Н.Н. Основные показатели эффективности послонного способа раздельной выемки полезных ископаемых // В кн. Перспективные методы открытой добычи полезных ископаемых и подготовки их к переработке. Фрунзе: Илим. – 1983. – 105 с.

99. Теплов А.Г. Повышение эффективности разработки маломощных пластов. М.: Уголь, 1982. – С. 27-29.

100. Терпогосов А.М. Уровень и структура потерь при разработке месторождений каменного угля в Донецком бассейне, Подмосковном бассейне и в Кузбассе. М.: Изд. АН СССР, 1938. – 161 с.

101. Терпигорев Э.А. Предельные показатели качества запасов отдельных месторождений / К проблеме рационального использования недр: ИПКОН АН СССР. – М.: 1979. – 249 с.

102. Техничко-экономическое обоснование технологии добычи и обогащения углей, добываемых на разрезах Кузбасса, обеспечивающих максимальный выпуск товарного угля / ТО Центргипрошахт, М.: 1969. – 32 с.

103. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / Под ред. М.И. Агошкова. – М.: Недра, 1974. – 312 с.

104. Типовые методические указания по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче. М., изд. Всес. геолог. фонда, 1972. – 145 с.

105. Томаков П.И., Коваленко В.С., Михайлов А.М., Калашников А.Т. Экология и охрана природы при открытых горных работах. М., МГГУ, 1994. – 107 с.

106. Томаков П.И., Ненашев А.С., Рыбаков Б.Н. / Гидравлические обратные лопаты для разработки сложноструктурных месторождений Кузбасса. М.: 1984. – 49 с.

107. Трубецкой К.Н. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах. М.: Недра, 1990. – 519 с.

108. Трубецкой К.Н., Шапарь А.Т. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений. М.: Недра, 1993. – С. 12-15.

109. Фомин С. И. Производительность карьеров и спрос на минеральное сырье. С-Пб, СПГГИ(ТУ), 1999. – С. 123-124.

110. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М., Недра, 1974. – 224 с.

111. Холодняков Г.А. Границы открытой разработки комплексных месторождений. Л.: Изд. ЛГИ, 1986. – С. 65-68.

112. Холодняков Г.А., Марков Е.Е. Метод расчета затрат на добычу полезных ископаемых при разработке комплексных месторождений открытым способом. Колыма, 1985. – С. 57-60.

113. Хохряков А.В. Показатель качества отходов — характеристика экологической безопасности горного производства // Изв. вузов. Горный журнал, 1984, №8. – 19 с.

114. Хохряков В.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок. Екатеринбург, УГГА, 1996. – 180 с.

115. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М., Недра, 1992. – 272 с.

116. Цакунов В.В. Использование экономических законов в управлении производством. – М.: Экономика. – 1973. – 64 с.

117. Цепилов И.И. Исследование технологии отработки свиты крутых пластов с учетом потерь угля: Автореф. дис... канд. техн. наук. – Кемерово: КузПИ, 1974. – 23 с.

118. Циперович М.В., Курбатов В.П., Дворов В.В. Обогащение углей в тяжелых суспензиях. – М.: Недра, 1974. – 344 с.

119. Шилов А.Н., Бухаринов Н.Г. Определение затрат на добычу и использование энергетических углей. – М.: Недра, 1967. – 99 с.

120. Школьников В.Д. Оперативное управление на угольных разрезах // Известия вузов. Горный журнал. – 1966. – №9. – С. 4-7.

121. Экология. Минеральные ресурсы Кузбасса: реферат // Works. Tarefer.ru 100 98 / 100340 / index. Html. Москва. – 50 с.
122. Юматов Б.П., Секисов Г.В., Буянов М.И. Нормирование и планирование полноты и качества выемки руды на карьерах. М.: Недра, 1987. – 183 с
123. Яковлев В.Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров. М.: Наука, 1989. – 240 с.
124. Яковлев В.Л. Научные основы проектирования карьерного транспорта (соавтор Васильев М.В.). – М.: Наука, 1972. – 202 с.
125. Ralph Winter Birrell. The Development of Mining Technology in Australia 1801 - 1945– Austral. Mining, 2005, – 409 с.