

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
Высшего профессионального образования
«Забайкальский государственный университет»
(ФГБОУ ВПО «ЗабГУ»)

На правах рукописи



Самойленко Алексей Геннадьевич

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ
ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ ХАРАНОРСКОГО РАЗРЕЗА**

Специальность 25.00.22

Геотехнология подземная, открытая и строительная

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель:

Д-р. техн. наук, профессор Ю.М. Овешников

Чита – 2015

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
Глава 1. ОБОБЩЕНИЕ И АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ДОБЫЧИ И ПРАКТИКИ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ УГЛЯ.....	10
1.1. Исходные положения.....	10
1.2. Оценка состояния и перспектив добычи угля в России	12
1.3. Оценка состояния и перспектив добычи угля в Забайкальском крае.....	23
1.4. Современные методы управления качеством добываемых углей.....	26
1.5. Объект, предмет, цель и задачи исследования.....	30
Глава 2. ОЦЕНКА МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ БУРЫХ УГЛЕЙ.....	30
2.1. Исходные положения.....	30
2.2. Сортировка углей по гранулометрическому составу.....	32
2.3. Усреднение качества углей.....	38
2.4. Гранулирование и брикетирование углей.....	42
2.5. Выводы.....	54
Глава 3. УСТАНОВЛЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ОСВОЕНИЯ ХАРАНОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ БУРОГО УГЛЯ	56
3.1. Особенности горнотехнической и горногеологической характеристики Харанорского буроугольного месторождения.....	56
3.1.1. Геологическое строение месторождения.....	56
3.1.2. Качественная характеристика углей.....	60
3.1.3. Запасы угля в границах разреза.....	63
3.1.4. Гидрогеологические условия.....	65
3.1.5. Технология разработки Харанорского месторождения...	66
3.2. Статистический анализ зольности и влажности харанорских углей.....	76
3.2.1. Результаты статистического анализа по материалам Черемховской ГРП.....	76
3.2.2. Результаты статистического анализа зольности и влажности угля на участке №3 по итогам работы в 2008 году.....	80
3.2.3. Статистический анализ зольности, влажности и добычи угля на участках разреза в 1-м полугодии 2009 года.....	81
3.2.4. Результаты статистического анализа зольности и влажности угля на участках разреза по итогам работы в 2010 году.....	85

3.2.5. Статистический анализ зольности, влажности и добычи угля на участках разреза в 1-м полугодии 2011 года.....	86
3.3. Выводы.....	89

Глава 4. МЕТОДИКА СУТОЧНОГО ПЛАНИРОВАНИЯ ДОБЫЧИ УГЛЯ С УЧЕТОМ ТРЕБОВАНИЙ КАЧЕСТВА И ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДЛЯ УСЛОВИЙ ХАРАНОРСКОГО РАЗРЕЗА.....	91
4.1. Исходные положения.....	91
4.2. Краткий обзор методов оперативного планирования горных работ с учетом качества углей.....	92
4.3. Формулировка задачи планирования добычных работ для условий Харанорского разреза.....	95
4.4. Экономическая эффективность управления качеством в режиме усреднения.....	103
4.5. Решение задачи управления качеством по данным статистического анализа влажности и зольности угля на основе созданной методики.....	106
4.6. Решение проблемы повышения качества ископаемых бурых углей Харанорского месторождения.....	111
4.6.1. Целесообразность применения перегружателя П-1600 для повышения эффективности добычных работ.....	111
4.6.2. Расчет экономической эффективности применения перегружателей.....	120
4.7. Выводы.....	122
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	124
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	126
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	136

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Угледобывающая промышленность России относится к одной из базовых жизнеобеспечивающих отраслей промышленной индустрии, определяющей устойчивое функционирование объектов экономики. Важнейшей составляющей топливной базы Российской Федерации являются бурые угли, на долю которых приходится 103,11 млрд. т или 51,4 % общих разведанных запасов углей в стране.

Потребность в буроугольном топливе ежегодно возрастает. Согласно «Энергетической стратегии России на период до 2020 г.» в ближайшее десятилетие спрос на бурые угли со стороны тепло- и электроэнергетики увеличится в 1,5...2 раза, что в среднем составит 60-75 млн. т/год. Поэтому к 2020 году объемы добычи бурого угля планируется довести до 105-142 млн. т/год.

В Забайкальском крае, где твердое ископаемое топливо является основным энергоносителем, суммарные объемы добычи угля в 2013 году составили 21,7 млн. т. Разработка месторождений угля осуществляется пятью крупными и пятью малыми разрезами. Несмотря на то, что разведанные запасы угля в Забайкалье составляют 1,2 % общероссийских, по добыче Забайкальский край стоит на четвертом месте среди угленосных регионов России.

Наиболее важным и перспективным для промышленного освоения является Харанорское месторождение. Это – основная эксплуатируемая топливно-энергетическая база Забайкальского края, запасы бурого угля составляют 1 105 915 тыс. т (25 % от общих разведанных запасов угля в крае). Основная часть добываемого харанорского угля поставляется на тепло- и электростанции Читаэнерго, Амурэнерго, Хабаровскэнерго, Дальэнерго, частично бурый уголь используется в коммунально-бытовом секторе.

Анализ статистического материала, обобщение результатов ранее выполненных исследований показывают, что на фоне снижения качественных характеристик бурого угля в естественном залегании требования потребителей к качеству товарного угля в настоящее время значительно возросли, а во-

просы повышения его качества, методы управления качеством при добыче исследованы не достаточно полно.

Для интенсификации добычи угля и выхода на новые рынки сбыта в 2006 году на Международном форуме в Москве «Энергетика и уголь России» была поставлена необходимая задача устойчивого приближения качественных характеристик российского добываемого угля (зольность, влажность, теплота сгорания, выход летучих и др.) к мировым стандартам. Следовательно, изучение потребительской ценности бурых углей, контроль и управление их качеством в режиме усреднения с учетом технологических возможностей, а также технических и договорных требований к качеству является актуальной задачей повышения эффективности открытой разработки бурого углей месторождений.

Тема диссертационной работы тесно связана с выполненными на кафедре ОГР ЗабГУ госбюджетными и хоздоговорными работами, включенными в отраслевые программы.

Цель работы состоит в совершенствовании методов управления качеством энергетических углей Харанорского разреза.

Основные задачи:

- дать оценку состояния и перспектив добычи бурого угля в России и Забайкалье;
- выполнить критический анализ методов управления качеством бурых углей, применяемых на разрезах Российской Федерации (технология ведения открытых горных работ, сортировка, усреднение, селективная выемка, брикетирование и др.);
- исследовать изменение основных качественных характеристик (зольность и влажность) бурого угля Харанорского месторождения по падению и простиранию пласта, используя методы математической статистики и данные эксплуатационной разведки;
- разработать методику оперативного планирования и оптимизации суточной добычи бурого угля с учетом его качества, экономической эф-

фективности и технологических возможностей;

- усовершенствовать технологию и метод управления качеством бурых углей на Харанорском разрезе, используя на добыче роторный экскаватор совместно с перегружателем П-1600.

Идея работы заключается в том, что повышение качества бурого угля, удовлетворяющее требованиям потребителя, обеспечивается путем усреднения его в процессе суточной добычи, на основе совершенствования методов управления качеством, оперативного планирования и применения новых технических и технологических решений.

Методы исследований.

Использованы современные методы исследований включая: анализ статистических данных, обобщение результатов ранее выполненных исследований по проблемам технологии открытой разработки угольных месторождений; патентно-информационные, теоретические и натурные исследования; методы математической статистики и программные средства расчетов на ЭВМ; опытно-промышленные испытания и технико-экономический анализ результатов.

Объект исследования – Харанорское буроугольное месторождение Забайкальского края и технология его открытой разработки.

Предмет исследования – методы управления качеством бурого угля Харанорского месторождения.

Защищаемые научные положения.

1. Выявлены закономерности изменения зольности и влажности угля Харанорского месторождения как по простиранию так и по падению пласта, обеспечивающие оперативное многозабойное управление технологическим процессом добычи и стабилизацию качества угля в транспортных потоках.

2. Разработанная методика оперативного планирования и оптимизации суточной добычи бурого угля позволяет оценить экономическую эффективность от повышения качества угля при суточном планировании добычных работ и обеспечить эффективное управление горнотранспортным

потоком угля на разрезе.

3. Применение роторного экскаватора в сочетании с перегружателем П-1600 обеспечивает прирост прибыли за счет сокращения простоев экскаваторов, снижения эксплуатационных потерь при отработке западения почвы пласта, при селективной выемке угля, и управления его качеством непосредственно в забое путем усреднения.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается:

- корректным решением поставленных задач;
- необходимым и представительным объемом выполненных исследований;
- удовлетворительной сходимостью результатов, экспериментальных и теоретических исследований;
- положительными результатами внедрения новых технологий и рекомендаций в рабочие проекты и горное производство (основные выводы и предложения проверены и подтверждены в промышленных условиях ОАО СУЭК «Разрез Харанорский») Приложение 2.

Научная новизна работы.

1. Установлены основные закономерности повышения зольности харанорских углей по падению пласта, а также по простиранию в направлении с севера на юг.

2. Установлены основные закономерности повышения влажности харанорских углей по падению пласта, а также по простиранию в направлении с юга на север.

3. Диапазон колебаний качественных характеристик харанорского угля (зольность и влажность) варьирует соответственно от 6,4 до 55,6 % и от 20,6 до 50,3 %.

4. Разработана методика системной оценки качества и технологических свойств углей, позволяющая оценить экономическую эффективность от повышения качества угля при суточном планировании добычных работ и

обеспечивающая непосредственное управление горнотранспортным потоком угля.

Практическая значимость работы заключается в следующем:

1. Обоснована целесообразность применения новой технологии разработки угольных пластов Харанорского месторождения роторным экскаватором в сочетании с перегружателем П-1600, обеспечивающей повышение качества добываемого угля непосредственно в забое.

2. Разработан способ рационального управления качеством бурого угля Харанорского месторождения, основанный на усреднении, селективной выемке и оперативном планировании в процессе его суточной добычи.

Личный вклад автора.

- разработка идеи и определение цели работы;
- постановка задач исследования, разработка теоретической основы методов их решения и анализ результатов;
- организация и проведение экспериментальных исследований, опытно-промышленных испытаний и внедрения в промышленное производство предложенных технологий добычи бурого угля;
- статистическая обработка результатов исследований и проведение математических расчетов с помощью ЭВМ.

Автор является исполнителем научно-исследовательских работ, включенных в отраслевые комплексные программы. Практическое внедрение теоретических разработок осуществлялось при непосредственном участии автора на предприятии ОАО «Харанорский бурогольный разрез», а также при выполнении научно-исследовательских работ в период с 2000-2013 гг.

Реализация результатов исследований.

1. Результаты исследований по повышению качества бурых углей внедрены в учебный процесс ФГБОУ ВПО РФ «ЗабГУ» и в производство на предприятии ОАО СУЭК «Разрез Харанорский» (Приложения 1,2).

2. Основные положения диссертации использованы при разработке раздела ОВОС «Оценка воздействия разреза «Харанорский» на окружающую

среду и экологическое обоснование хозяйственной деятельности» (Чита, 2000 г.), раздела ООС «Охрана окружающей среды» скорректированного проекта разреза «Харанорский» по техническому заданию ОАО «Востсиб-гипрошахт» (Иркутск-Чита, 2003 г.).

Апробация работы. Основные положения, результаты, выводы и рекомендации, полученные в результате выполненных научно-исследовательских работ и вошедшие в диссертацию, докладывались на: научно-практической конференции главных специалистов горных предприятий Забайкалья, научно-технических конференциях профессорско-преподавательского состава сотрудников и студентов ЗабГУ (Чита, 2010-2013 гг.), Научном симпозиуме «Неделя горняка» (Москва, 2010, 2013, 2014 гг.).

Публикации. По теме диссертации опубликовано 8 научных работ. Из них 4 в реферируемых изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

Объем и структура диссертационной работы. Работа состоит из введения, четырех глав, заключения, библиографического списка – 91 наименований и включает 144 с. машинописного текста, 28 таблиц, 33 рисунка и 4 приложений.

Разработка ряда практических рекомендаций, проведение экспериментальных исследований в натуральных условиях, промышленные испытания и внедрение были бы невозможны без помощи и поддержки специалистов и руководителей ОАО «Разрез Харанорский», которым автор выражает свою признательность.

Глава 1. ОБОБЩЕНИЕ И АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ДОБЫЧИ И ПРАКТИКИ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ УГЛЯ

1.1. Исходные положения

Существенный вклад в разработку теоретических основ добычи, комплексного использования и обеспечения качества добываемых твердых полезных ископаемых – бурого и каменного угля, руд цветных и черных металлов внесли известные ученые России и бывшего СССР: А.А. Абрамов, М.И. Агошков, С.Я. Арсеньев, С.П. Артюшин, П.П. Бастан, И.С. Благов, В.Д., Д.И. Боровский, В.Ф. Бызов, С.И. Гройсман, В.С. Коваленко, Л.Л. Косенко, А.И. Косолапов, А.П. Красавин, Г.Г. Ломоносов, В.В. Манкевич, О.А. Мисевра, И.В. Пономарев, С.И. Протасов, В.В. Ржевский, А.А. Сысоев, К.Н. Трубецкой, П.И. Томаков, Т.Г. Фоменко, Г.А. Холодняков, О.К. Щербаков, М.И. Щадов и др.

Значительный вклад в развитие теории усреднительных процессов и методов управления качеством бурого угля внесли: В.Е. Аврамов, Е.И. Азбель, Н.М. Белик, И.С. Буктуков, В.Д. Буткин, Ю.В. Введенский, Л.С. Винницкий, Ф.Г. Грачев, К.С. Дьяченко, В.И. Зарайский, К.В. Казанский, В.И. Каплунов, Е.К. Клубличкин, Е.И. Ключкин, А.И. Корякин, К.Б. Николаев, М.Г. Новожилов, В.Я. Онофрийчук, В.И. Ревнивцев, Ю.А. Рыжов, Н.В. Федоров, Н.И. Федорякин, И.П. Федотов, Р.Р. Шаль, А.В. Швыдкин, Л.П. Шупов и др., а также коллективы научно-исследовательских, проектно-конструкторских институтов и вузов – Гипроуглемашобогатение, УкрНИИ-углеобогатение, НИИОГР, КузбассНИОГР, МГГУ, Санкт-Петербургский, Иркутский государственные технические университеты и др.

Угольная промышленность – одна из важнейших базовых отраслей промышленной индустрии страны. Уголь играет существенную роль в топливно-энергетическом балансе.

Основная проблема угледобывающей промышленности России – неравномерное размещение прогнозных ресурсов и разведанных запасов на ее

территории. На Европейскую часть приходится только 1,5 % прогнозных ресурсов углей всей России (81540 млн.т), а доля разведанных запасов здесь составляет 20,9 млрд.т или 10 % от общих разведанных запасов страны [65].

Потребителями энергетических углей являются Центральный, Уральский, Западно-Сибирский, Восточно-Сибирский и Дальневосточный регионы. При этом требования к качеству товарного угля в настоящее время значительно возросли.

При новых рыночных отношениях спрос на твердое топливо определяет потребитель, для которого, чем выше качество и ниже стоимость энергетических углей, тем и выше спрос на них. Качество товарной продукции бурогоугольных разрезов потребители оценивают по наиболее значимым для данного производства показателям, а именно: по зольности, влажности, теплотворной способности и гранулометрическому составу или совокупностью некоторых показателей, характеризующих вещественный состав, технологические и структурные свойства добытого угля. Например, увеличение зольности и влажности снижает качество товарного угля, ухудшает показатели работы котельных и электростанций, усложняет технологический процесс его сжигания в топках. Поэтому стабилизация качества твердого топлива в этих условиях приобретает особое значение [68].

Различают качество угля в недрах и качество добытого угля. Требования к качеству добытого угля выражаются в виде: государственных стандартов (ГОСТ), технических условий (ТУ), технических норм. Это связано с разнообразием факторов, влияющих на качество товарного угля, которое формируется под взаимосвязанным воздействием управляемых и неуправляемых факторов: природных (условия залегания угольных пластов, наличие прослоев пустых пород, характер контактов с вмещающими породами, объем запасов, морфология, сортность, а также природные качественные показатели углей в недрах и их изменчивость), технических, технологических, экономических и организационных [74].

Природные факторы являются неуправляемыми факторами. Они не за-

висят от каких-либо управляющих воздействий человека, однако их необходимо учитывать при усреднении качества товарных энергетических углей, т.к. большая часть из них оказывает существенное влияние на технологию, комплексную механизацию разработки бурого углей, а также на величину количественных и качественных потерь бурого угля.

1.2. Оценка состояния и перспектив добычи угля в России

В топливно-энергетическом балансе страны уголь, наряду с нефтью и природным газом, играет существенную роль. Его доля составляет 14...16 % (в Европейской части России – около 5,5 %) [91]. Причем разведанные запасы угля (75 %) превосходят нефтяные и газовые (25 %) в три раза, поэтому имеют более долгосрочную перспективу его добычи и потребления [53, 65].

Как энергоноситель и минеральное сырье, уголь имеет большое значение для всех без исключения ведущих отраслей промышленной индустрии – коксохимии, металлургии, электро- и теплоэнергетики, сельского и коммунально-бытового хозяйства. Уголь является одним из основных источников получения электрической и тепловой энергии.

В России на электростанциях генерируется от 29 до 36 % добываемого угля, 10...17 % – используется в сельском хозяйстве и стройиндустрии, 21 % – в металлургии и других отраслях, 13 % – идет на коммунально-бытовые нужды. Для коксохимической промышленности уголь служит незаменимым технологическим сырьем, поэтому его потребление достигает 20 % [62, 86].

Россия на 1.01.2010 г. занимает второе место в мире после Китая по прогнозным ресурсам угля – 3,8 трлн т. или 30 % мировых. Однако степень изученности их низкая – 86 % прогнозных ресурсов выявлено по категориям P_3 и P_2 ($P_1 = 540$ млрд т.) [91].

Пять угольных бассейнов выявленных в России являются крупнейшими из семи известных в мире: Ленский, Тунгусский, Таймырский, Канско-Ачинский и Кузнецкий [35, 51, 74] (рис. 1.1).

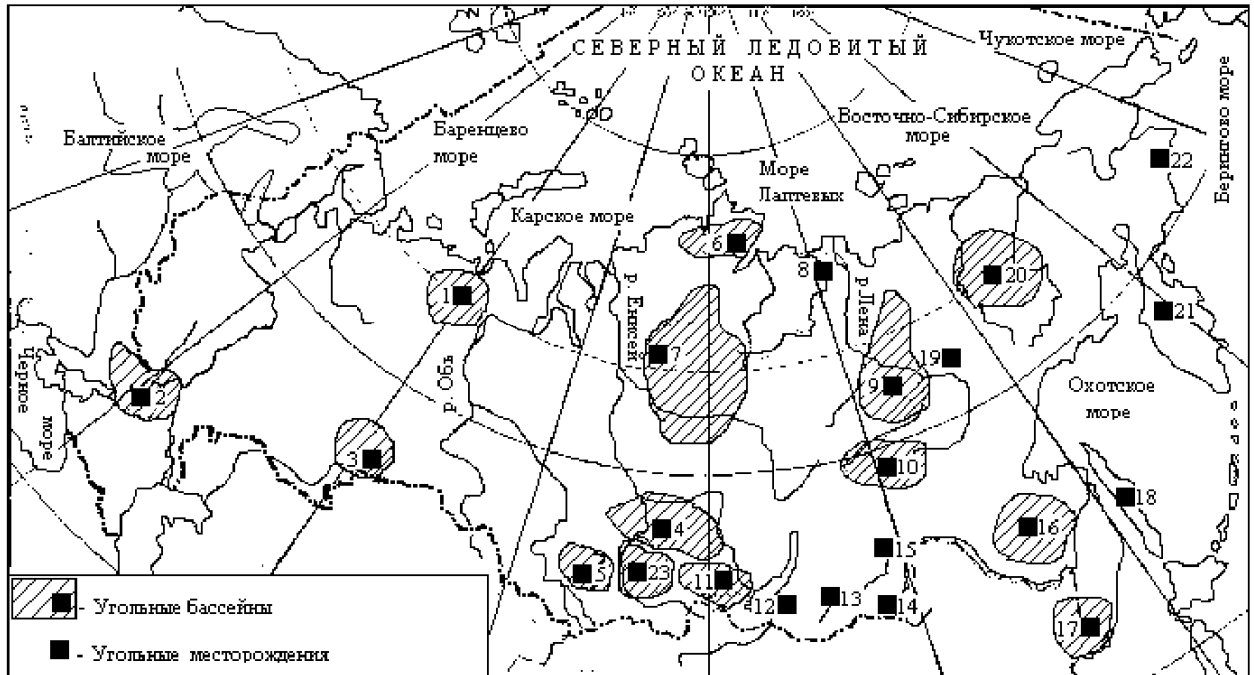


Рис. 1.1. Угольные бассейны и крупнейшие месторождения угля России:
 1 – Печорский бассейн; 2 – Донбасс; 3 – Челябинский бассейн; 4 – Канско-Ачинский бассейн; 5 – Минусинский бассейн; 6 – Таймырский бассейн; 7 – Тунгусский бассейн; 8 – Таймыльское месторождений; 9 – Ленский бассейн; 10 – Южно-Якутский бассейн; 11 – Иркутский бассейн; 12 –Гусиноозерское месторождение; 13 – Татауровское месторождение; 14 – Харанорское месторождение; 15 – Букачачинское месторождение; 16 - Буреинский бассейн; 17 – Партизанский бассейн; 18 – Углегорское месторождение; 19 - Джебарики-Хайское месторождение; 20 – Зырянский бассейн; 21 – Тигильское месторождение; 22 – Беринговское месторождение; 23 – Кузнецкий бассейн

Разведанные и предварительно оцененные запасы угля по 22 бассейнам России и по 129 каменно- и буроугольным месторождениям оцениваются в 356 млрд. т. По разведанным запасам Россия занимает лишь 3-е место (категории $A+B+C_1$ оцениваются в 182 млрд т), уступая США (445 млрд т) и Китаю (272 млрд т). Предварительно оцененные запасы категории C_2 составляют 45 % или 174 млрд т. Доля бурых углей составляет 41 %, каменных – 56,5 %, из них коксующихся – 13,5 %, а на долю антрацитов приходится 2,5 %.

Наибольшее количество разведанных запасов угля находится в восточных районах страны – 89...90 % или 218 млрд т. Доля разведанных запасов в Европейской части России составляет 24,9 млрд т или 11...12 % (Печорский и Донецкий бассейны) [51, 65].

Месторождения бурых углей в России приурочены к юрским отложениям и залегают, как правило, на небольшой глубине (основная масса сосре-

доточена в пластах на глубине до 600 м от поверхности). Мощность бурого угольных залежей колеблется от 10 до 200 м, поэтому их экономически выгодно разрабатывать открытым способом.

Каменные угли и антрацит имеют наиболее высокую степень метаморфизма. Они обладают высокой плотностью и электропроводностью.

В России антрацит и каменные угли выявлены в Донецком, Печорском, Кузнецком, Тунгусском, Иркутском, Минусинском, Ленском, Партизанском и Таймырском бассейнах, а также на месторождениях Урала, Республики (Саха) Якутия, Забайкалья и Магаданской области.

Коксующиеся марки углей (10...15 % от общей потребности) добываются на разрезах Южно-Якутского бассейна и Кузбасса, а также на шахтах Донецкого (Ростовская область) и Печорского угольных бассейнов [35].

В период с 1985 по 1993 гг. производство угля в России достигло максимума и стабилизировалось. Своего пика в объеме 417 млн. т угольная промышленность страны достигла в 1988 году [74, 86].

За время реструктуризации угольных предприятий объемы добычи угля снизились и в 2000 году составили 257,9 млн.тонн. Однако в последние годы в стране наблюдается рост производства каменных, бурых и коксующихся углей.

Угольные месторождения в России разрабатываются как открытым (в Кузнецком, Канско-Ачинском, Южно-Якутском бассейнах, а также на месторождениях Восточной Сибири и Дальнего Востока), так и подземным (в Донецком – Ростовская область, Кузнецком и Печорском бассейнах) способами.

Так, например, в 2010 г. открытым способом добыто 220 млн.т угля, подземным – 102 млн.т. По сравнению с 2009 г. добыча угля возросла в четырех из семи угледобывающих экономических районов России: в Западно-Сибирском добыто 187,5 млн т (рост на 3%), в Восточно-Сибирском – 83,4 млн т (рост на 14%), в Дальневосточном – 31,3 млн т (рост на 14%) и в Северо-Западном – 13,7 млн т (рост на 15%). В целом по России объем угледобычи за год повысился на 20,4 млн т, или на 7%. Основной вклад в добычу угля

по Российской Федерации вносят Западно-Сибирский (58%) и Восточно-Сибирский (26%) экономические районы (рис. 1.2) [91].

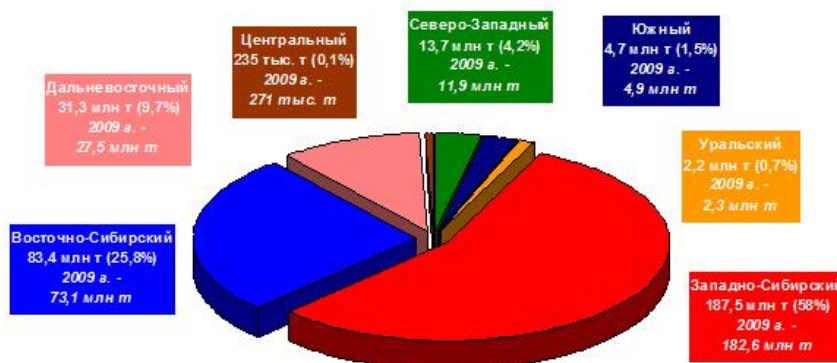


Рис. 1.2. Добыча угля (удельный вес) по основным угледобывающим экономическим районам в 2010 г.

Объемы добычи угля открытым способом по регионам России приведены в табл.1.1.

Таблица 1.1

Добыча угля открытым способом по регионам России за 2010 г

Бассейн, регион	Объем добычи	
	тыс. т	%
Кузнецкий бассейн	74 327	30,3
Канско-Ачинский бассейн	51 210	24,5
Иркутский бассейн	37 765	18,0
Дальневосточный регион	21 155	10,1
Южно-Якутский бассейн	14 461	6,9
Уральский регион	12 997	6,2
Подмосковный бассейн	2 373	1,1
Прочие	6 025	2,9
Итого:	220 313	100,0

Подготовленность запасов по промышленным категориям достаточная для достижения в 2015...2020 гг. прогнозных объемов добычи угля в 400...430 млн. т/год. Однако для этого надо ввести в действие 200...230 млн. т/год мощностей угольной промышленности, на что потребуется не менее 20 млрд. т разведанных запасов.

В настоящее время Россия по производству товарного угля занимает лишь четвертое место в мире – 268 млн т/год после Китая – 1 310 млн т/год, США – 940 млн т/год и Индии – 285 млн т/год [86].

Потребность в энергетических углях ежегодно увеличивается. Возрастают и объемы угля экспортируемого Россией в страны Европы и Азиатско-Тихоокеанского региона (Великобритания, Скандинавия, Япония и др.). В 2005...2006 гг. цена на российский уголь возросла в два раза. Поэтому экспорт угля стал экономически целесообразным и доля Российской Федерации от всего мирового экспорта угля увеличилась с 6 % в 2000 г., 8 % в 2002 г. до 12 % (40 млн. т угля) в 2005 г [91].

Россия по объемам продажи энергетических углей в настоящее время прочно занимает третье место на международном рынке.

Для более эффективного развития народного хозяйства Российской Федерации требуется интенсивно наращивать объемы добычи угля открытым способом. Необходимо оперативно вводить в действие новые разрезы, а также реконструировать убыточные нерентабельные угледобывающие предприятия. Балансовые запасы угля для открытой разработки весьма значительны и позволяют поддерживать добычу угля на достигнутом уровне в течение 100 лет (табл. 1.2) [74, 75].

Таблица 1.2

Балансовые запасы углей для открытой разработки

Бассейн	Запасы углей, млрд т		Удельный вес, %
	всего	в т.ч. коксующихся	
Канско-Ачинский	119,30	-	71,430
Иркутский	12,10	1,9	7,250
Кузнецкий	11,80	1,9	7,100
Южно-Якутский	0,40	0,3	0,240
Подмосковный	0,06	-	0,035
Прочие	23,30	0,1	13,945
ИТОГО	167,06	4,2	100,000

Открытая разработка угля в Европейской части Российской Федерации производится в Подмосковном бурогольном бассейне на территории Тульской области. В работе находятся 4 разреза. Однако запасы угля на всех разрезах ограничены, поэтому перспективы для открытой разработки в районе нет (табл. 1.3).

На Урале в северной части Екатеринбургской области открытым способом ведутся работы в Серовском бассейне на Богословском (разрез «Юж-

ный») и Волчанском (разрез «Волчанский») месторождениях. Запасы угля ограничены. В Челябинском бурогольном бассейне открытые горные работы ведутся на 4 разрезах.

Таблица 1.3

Характеристика разрезов Европейской части России и Урала

Наименование разреза	Производственная мощность, млн т	Год ввода в Эксплуатацию	Глубина разреза на 1.01.91, м	Характеристика угля	
				зольность, %	марка
Подмосковный угольный бассейн					
Ушаковский	0,6	1961	47	35,5	Б
Кимовский	0,6	1957	40	36,4	Б
Богородицкий	0,5	1969	48	38,5	Б
Грызловский	0,4	1971	43	40,8	Б
Челябинский бурогольный бассейн (Урал)					
Коркинский	3,0	1934	450	44,9	Б
Батурицкий	0,6	1941	215	34,0	Б
Копейский	0,6	1981	110	40,6	Б
Приозерный	0,5	1985	79	25,7	Б
Серовский бурогольный район (Урал)					
Южный	1,8	1945	160	41,6	Б
Волчанский	1,5	1954	252	41,4	Б
Южно-Уральский бурогольный бассейн					
Тюльганский	4,9	1983	84	23,9	Б
Кумертауский	2,1	1952	85	24,0	Б

Наиболее крупным является Коркинский разрез, имеющий глубину свыше 450 м. Запасы угля в бассейне истощаются [53, 74].

В Южно-Уральском бурогольном бассейне, расположенном в пределах Оренбургской области, в разработке находятся Бабаевское (разрез «Кумертауский») и Тюльганское (разрез «Тюльганский») месторождения.

Кузнецкий угольный бассейн – это один из крупнейших освоенных угольных бассейнов страны. Кузбасс находится на территории Кемеровской области и занимает площадь около 26 тыс. км². Основная водная артерия – река Томь [35].

Климат района резко континентальный, на юге более мягкий. Средняя температура атмосферного воздуха в июле составляет +18 °С, в январе – минус 17,5 °С.

Годовое количество осадков колеблется от 360 до 1010 мм. Глубина промерзания на севере равна 2,0...2,5 м, на юге – 0,3...0,5 м. Величина мак-

симальных притоков воды в карьеры за счет подземных вод не превышает 200 м³/ч на 1 км длины карьера [74].

По запасам, мощности пластов и качеству углей Кузнецкому бассейну принадлежит одно из первых мест среди угольных бассейнов мира. Здесь разведано более 50 перспективных участков, пригодных для разработки открытым способом. Балансовые запасы угля составляют 11,8 млрд т [35].

Угли бассейна имеют относительно невысокую зольность, низкое содержание серы, фосфора. Марочный состав углей Кузбасса разнообразен: энергетические – марок Д, Г, СС, Т и коксующиеся – марок Г, ПЖ, К, ПС. Коксующиеся угли добываются на 4 разрезах бассейна: им. 50 лет Октября, Томусинском, Междуреченском и Сибиргинском [53, 65, 74].

Половина добываемых в Кузнецком бассейне углей – около 50 % вывозится в Европейскую часть России (Центр, Поволжье) и на Урал. Около 35 % углей потребляет Западная Сибирь. Оставшуюся часть – более 15 % углей перевозят в районы Дальнего Востока.

Месторождения Южного Кузбасса отрабатываются разрезами: Томусинским, Междуреченским, Сибиргинским, Красногорским, Листвянским, Байдаевским; месторождения Северного Кузбасса – разрезами: Кедровским, Новоколбинским, Черниговским; месторождения Центрального Кузбасса – разрезами: им. 50 лет Октября, Краснобродским, Новосергеевским, им. Вахрушева, Киселевским. Угледобывающими предприятиями Кузбасса с открытым способом разработки в 2002 году добыто 39 миллионов 199,6 тысяч тонн угля, в 2003 году – 40 миллионов 35,5 тысяч тонн угля, в 2004 - 41 миллион 316 тысяч тонн угля. В настоящее время в Кузбассе действуют 23 разреза с общей производственной мощностью более 60 млн т угля в год (табл. 1.4) [74]. В перспективе производственная мощность разрезов может быть увеличена до 150...160 млн т угля в год.

Широкие возможности для развития открытого способа разработки месторождений угля имеются и в Канско-Ачинском угольном бассейне. Бассейн расположен в Красноярском крае и вытянут вдоль Транссибирской же-

лезнодорожной магистрали на 800 км. Прогнозные запасы угля оцениваются в 523 млрд т. [35, 74, 75].

Таблица 1.4

Характеристика разрезов Кузнецкого угольного бассейна

Наименование разреза	Год ввода в эксплуатацию	Производственная мощность, млн т	Глубина разреза на 1.01.91, м	Характеристика угля	
				зольность, %	марка
Им. 50 летия Октября	1949	6,8	185	8,7	СС, К
Краснобродский	1951	3,0	196	10,1	Т
Прокопьевский	1953	0,5	109	7,9	СС
Байдаевский	1954	2,5	100	16,6	Г
Красногорский	1954	6,8	165	19,6	Т
Моховский	1954	5,5	93	12,4	Г, Д
Новосергеевский	1954	1,3	140	8,1	СС, Т
Им. В.В.Вахрушева	1955	1,7	165	10,5	СС
Кедровский	1955	4,2	160	20,0	СС
Листвянский	1955	1,5	150	19,7	Т
Киселевский	1958	1,2	115	7,5	СС
Колмогоровский-1	1961	1,4	115	12,7	Г, Д
Междуреченский	1964	5,5	165	18,7	СС, К
Черниговский	1965	5,5	120	20,0	СС
Томусинский	1969	3,2	165	17,1	СС, К
Сибиргинский	1970	5,2	142	18,0	СС, К
Ольжерасский	1980	2,0	130	18,3	СС
Осинниковский	1980	1,6	130	18,3	Т, СС
Барзасский	1981	0,7	100	20,1	СС
Калтанский	1982	0,5	60	19,2	Т, СС
Талдинский-Северный	1983	1,0	60	17,1	Д
Колмогоровский-2	1984	2,4	70	14,8	Д
Талдинский	1985	2,0	60	18,9	СС

Балансовые запасы угля составляют 119,3 млрд т, что сопоставимо с общими запасами ряда угледобывающих стран мира. Площадь бассейна равна 50 тыс.м². Климат района резко континентальный. Колебание температуры от минус 50 °С зимой до + 45 °С летом.

В бассейне разведано 24 месторождения, в том числе 11 крупнейших. Основные месторождения: Итатское, Березовское, Боготольское, Назаровское и Ирша-Бородинское. Угли бассейна гумусовые, бурые марок Б1 и Б2. Они имеют невысокую зольность и теплотворную способность, но содержат значительное количество влаги (до 48 %) [35, 74].

На воздухе бурые угли быстро теряют влагу и растрескиваются, что приводит к их быстрому окислению и самовозгоранию. Поэтому они непригодны для длительного хранения и перевозки на дальние расстояния. Водоприток на 1 км длины фронта работ в действующих разрезах колеблется в пределах 150...1200 м³/ч.

На территории Канско-Ачинского бассейна действуют три угольных разреза, суммарный объем добычи которых в 1990 году составил 51,2 млн т (табл. 1.5) [74, 75].

Таблица 1.5

Характеристика угольных разрезов Красноярского края

Наименование разреза	Производственная мощность, млн т	Год ввода в Эксплуатацию	Глубина разреза на 1.01.91, м	Характеристика угля	
				зольность, %	марка
Канско-Ачинский бассейн					
Бородинский	29,1	1950	108	9,4	Б
Березовский-1	20,7	1975	55	6,9	Б
Назаровский	10,8	1951	52	12,3	Б
Минусинский бассейн					
Черногорский	2,4	1957	130	19,8	Д
Изыхский	1,45	1961	105	20,6	Д
Тува					
Каа-Хемский	0,8	1964	66	12,9	К

Выявленные ресурсы и разведанные запасы углей позволяют обеспечить в перспективе развитие угледобычи в Канско-Ачинском бассейне до 1 млрд. т/год [35].

Там же, в Красноярском крае (Республика Хакасия) находится Минусинский угольный бассейн, где работают два бурогольных разреза: Черногорский и Изыхский (см. табл. 1.5).

В Тувинской республике Красноярского края разработку месторождения коксующегося угля осуществляет Каа-Хемский угольный разрез.

В Восточной Сибири и Якутии выявлены крупнейшие угольные бассейны – Тунгусский, Ленский, Таймырский и Зырянский, которые находятся в слабоосвоенных, труднодоступных районах. Они слабо изучены и имеют тяжелые климатические, неблагоприятные географо-экономические условия, не позволяющие в ближайшие годы вовлечь их в разработку. Наиболее осво-

енным в Восточной Сибири является Иркутский угольный бассейн, расположенный в юго-западной части Иркутской области. Климат района резко континентальный с морозной зимой (-50°C) и жарким летом ($+35^{\circ}\text{C}$).

Запасы Иркутского угольного бассейна оцениваются в 16,5 млрд. т, в том числе балансовые – 12,1 млрд. т. Государственным балансом учитываются 20 месторождений, которые объединяют 73 угленосных участка. Запасы пригодные для открытой разработки оцениваются в 6,5 млрд т.

Наиболее крупными месторождениями являются Черемховское, Головинское, Каранцайское, Ново-Метелкинское, Ишинское (коменноугольные) и Азейское, Мугунское (буроугольные) (табл. 1.6) [53].

Таблица 1.6

Характеристика угольных разрезов Иркутской области и Якутии

Наименование разреза	Производственная мощность, млн т	Год ввода в эксплуатацию	Глубина разреза на 1.01.91, м	Характеристика угля	
				зольность, %	марка
Угольные разрезы Иркутского угольного бассейна					
Азейский	12,5	1969	52	19,4	Б
Сафроновский	4,5	1954	55	30,3	Д
Тулунский	4,2	1956	35	20,1	Б
Черемховский	4,1	1955	48	20,4	Д
Угольные разрезы Якутии					
Нерюнгринский	15,0	1974	156	16,6	СС
Кангаласский	0,5	1962	58	14,1	Б
Зырянский	0,3	1958	55	12,8	Ж, Т

Угли Иркутского угольного бассейна гумусовые, гумусо-сапропелевые и сапропелевые. Они представлены бурыми и каменными разностями. При этом на каменный уголь приходится до 79 % [74].

Большая часть запасов каменных углей представлена маркой Д (73,8 %). Все крупные месторождения расположены в благоприятных условиях вдоль линии железной дороги. Рентабельно отрабатываются открытым способом Азейское и Мугунское буроугольные месторождения, запасы которых составляют соответственно 357,6 и 214,5 млн т. Продолжается добыча каменных углей на Сафроновском и Черемховском разрезах [21].

На юге Тунгусского бассейна, общие ресурсы которого составляют 10,2 млрд т, также выявлен и изучен ряд угленосных участков. Одним из крупнейших месторождений региона является Каранцайское каменноугольное с запасами 6,1 млрд т угля.

В 2003 г. на территории Иркутской области добыча угля составила 11,7 млн т. Общий объем добычи не соответствует качественным и количественным характеристикам запасов и при благоприятной экономической ситуации может быть в кратчайшее время увеличен в несколько раз [21].

Южно-Якутский каменноугольный бассейн находится в юго-западной части Якутии. Климат района резко континентальный. Из-за низких температур атмосферного воздуха и продолжительного зимнего периода равного 7...8 месяцам, в районе развита сплошная многолетняя мерзлота (40...60 м).

В бассейне выявлено 16 крупных угольных месторождений. Добыча углей производится на трех разрезах – Нерюнгринском, Зырянском и Кангаласском. В Южной Якутии реализуются проекты по добыче коксующегося угля, ориентированные на потребности металлургических комбинатов Сибири и Урала [35].

Топливо-энергетическая политика на Дальнем Востоке является приоритетной. Угольной отрасли отведена стратегическая роль, т.к. в структуре топливных ресурсов здесь преобладает уголь. Наибольший уровень добычи твердого топлива (57,2 млн т) на Дальнем Востоке был достигнут в 1988 году. За период с 1989 по 1998 гг. суммарный объем добычи угля снизился в два раза (27, 8 млн т). В последние годы наблюдается увеличение объемов добычи, которые в 2004 году составили 31,8 млн т [21].

В Амурской области ведется открытая разработка Райчихинского и Архо-Богучанского месторождения бурых углей. Запасы Райчихинского месторождения 81,5 млн т. Месторождение отрабатывается двумя разрезами – Северо-Восточным и Широким. Архо-Богучанское бурогольное месторождение разрабатывается разрезом Богучан.

В Приморском крае разработка бурогольных месторождений произво-

дится открытым способом. Уголь добывается на 4 разрезах – Реттиховском, Павловском-1, Павловском-2 и Лучегорском (табл. 1.7) [74].

Таблица 1.7

Характеристика угольных разрезов Дальнего Востока

Наименование разреза	Производст- венная мощ- ность, млн т	Год ввода в эксплуатацию	Глубина разреза на 1.01.91, м	Характеристика угля	
				зольность, %	марка
Угольные разрезы Амурской области					
Северо-Восточный	3,1	1937	48	11,8	Б
Широкий	2,4	1938	72	11,3	Б
Богучан	1,5	1988	35	15,4	Б
Угольные разрезы Приморья					
Лучегорский	8,0	1973	102	31,6	Б
Павловский-2	4,5	1982	94	22,4	Б
Павловский-1	2,8	1967	78	24,2	Б
Реттиховский	0,4	1964	135	24,6	Б
Угольные разрезы Магаданской области					
Тал-Юрях	1,5	1957	87	16,4	Д
Угольные разрезы о. Сахалин					
Лермонтовский	0,8	1958	150	33,0	Б
Новиковский	0,3	1967	130	25,2	Б
Солнцевский	0,1	1987	25	14,3	Б

На острове Сахалин открытые горные работы ведутся тремя разрезами – Лермонтовским, Новиковским и Солнцевским.

В Магаданской области открытым способом ведется разработка Верхнее-Аркагалинского каменноугольного месторождения, на запасах которого работает разрез Тал-Юрях.

1.3. Оценка состояния и перспектив добычи угля в Забайкалье

В Забайкалье (Республика Бурятия и Забайкальский край) имеется более 250 месторождений и углепроявлений с запасами каменных и бурых углей. Суммарные прогнозные ресурсы угля в месторождениях составляют более 20 млрд. т, поэтому народное хозяйство Забайкалья обеспечено твердым энергетическим сырьем на многие десятилетия.

Всего в Республике Бурятия разведано 29 угленосных площадей с 22-мя угольными месторождениями. Наиболее важными для промышленного

освоения являются Гусиноозерско-Загустайская и Тугнуйская угленосные площади, в которых сосредоточена большая часть запасов и ресурсов.

Гусиноозерско-Загустайская угленосная площадь является одной из крупнейших по разведанным запасам бурого угля в Республике Бурятия – 1,4 млрд.т. Она является основной топливно-энергетической базой Бурятии и располагается в 160 км юго-западнее г. Улан-Удэ в бассейне озера Гусиного и включает Гусиноозерское, Загустайское, Тамчинское, Хольбольджинское месторождения.

Суммарные прогнозные ресурсы углей Тугнуйской угленосной площади составляют 4,4 млрд.т. Она включает Галгатайское, Эрдемское, Никольское, Шангинское, Олонь-Шибирское месторождения (табл. 1.8) [65, 74].

Таблица 1.8

Характеристика угольных разрезов Забайкалья

Наименование разреза	Производственная мощность, млн т	Год ввода в эксплуатацию	Глубина разреза на 1.01.91, м	Характеристика угля	
				зольность, %	марка
Буроугольные разрезы Республики Бурятия					
Холбольджинский	3,0	1965	120	24,7	Б
Тугнуйский	0,5	1988	19	18,6	Б
Буроугольные разрезы Забайкальского края					
Харанорский	9,7	1957	96	17,2	Б
Уртуйский	3,0	1983	60	18,0	Б
Восточный	1,1	1982	41	14,7	Б
Тигнинский	0,3	1963	89	17,4	Б

Забайкальский край расположен на крайнем юго-востоке Сибири и занимает значительную и уникальную в физико-географическом отношении территорию Российской Федерации восточнее озера Байкал.

Площадь Забайкальского края составляет 431,5 тыс. км². На его территории открыто более 150 угольных месторождений и углепроявлений (табл. 1.9) [53, 65, 74].

Площадь выходов всех видов углепроявлений составляет 44,3 тыс. км² (более 10 % территории края).

Ресурсы углей Забайкальского края оцениваются в 6,9 млрд. т. Из них 35 % относятся к каменным, а 65 % – к бурым углям. В Забайкальском крае

разведано 23 месторождения бурых углей и 9 каменноугольных месторождений [53].

Таблица 1.9

Ресурсы углей Забайкальского края по состоянию на 1.01.2000 г.

Месторождение	Балансовые запасы, тыс.т	Прогнозные ресурсы, тыс.т	Всего запасов и ресурсов, тыс.т.
Буые угли:	2 190 629	81 000	3 081 629
Харанорское	842 215	263 000	1 105 915
Татауровское	495 564	117 000	612 564
Приозерное	188 792	-	188 792
Пограничное	187 467	-	187 467
Уртуйское	115 189	5 000	120 189
Тарбагатайское	34 824	69 000	103 824
Прочие месторождения	325 908	437 000	762 908
Каменные угли:	2 162 019	1 728 000	3 890 019
Апсатское	976 459	1 249 000	2 225 459
Красночиойское	583 236	-	583 236
Олонь-Шибирское	239 595	-	239 595
Зашуланское	172 953	-	172 953
Букачачинское	136 786	-	136 786
Шимбеликское	24 153	-	24 153
Читкандинское	15 632	447 000	462 632
Нерчуганское	8 639	16 000	24 639
Урейское	4 566	16 000	20 566
Всего	4 352 648	2 619 000	6 971 648

Разведанные запасы твердого топлива составляют 4,4 млрд. т (63 %). Они числятся на Государственном балансе Российской Федерации по категориям А, В, С₁, С₂ [53, 76].

Угольные пласты залегают на небольших глубинах 250...300 м. Лишь на некоторых каменноугольных месторождениях (Апсатское, Читкандинское, Нерчуганское) пласты углей прослеживаются до глубины 300...600 м, а в Чинейской впадине они достигают глубины 1200м. Количество угольных пластов на месторождениях обычно 10...15, реже 20...40 [58, 65].

Наиболее важными для промышленного освоения являются Харанорское, Тарбагатайское, Олонь-Шибирское, Татауровское, Букачачинское, Уртуйское, Апсатское месторождения. Для местных нужд обрабатываются Нерчуганское, Апсатское, Зашуланское, Урейское, Буртуйское месторождения.

Добыча угля на всех разрабатываемых месторождениях в Забайкальском крае в настоящее время ведется открытым способом пятью крупными и пятью малыми разрезами.

Наибольшая годовая производительность 9,8 млн.т угля достигнута на Харанорском буроугольном разрезе [44, 51, 53, 65, 74, 83].

Суммарные объемы добычи угля в 2013 году составили 21,7 млн. т. Несмотря на то, что разведанные запасы угля в Забайкалье составляют 1,2 % общероссийских, по добыче Забайкальский край занимает четвертое место среди угленосных регионов России.

1.4. Современные методы управления качеством добываемых углей

Основными методами управления качеством бурых углей являются технология ведения открытых горных работ, сортировка, усреднение, стабилизация качества, брикетирование, селективная добыча и др. [83, 85].

Задачи, связанные с управлением качеством бурых углей, методами контроля, разработки новых технологий добычи и обогащения являются актуальными. Причем, их решение должно быть связано с управлением качеством углей на всех этапах технологических процессов от добычи до переработки. Этот процесс многостадийен. Начинается он с оконтуривания залежей и с выбора направления и порядка развития горных работ на месторождении. В значительной степени возможности управления качеством бурого угля определяются и системой разработки [66, 74].

Непосредственное воздействие на качество ископаемых бурых углей происходит при извлечении, доставке, выпуске, складировании и отгрузке их потребителю. При этом управляющее воздействие заключается также в снижении потерь и разубоживания путем совершенствования технологии, организации добычных работ и применения новых технических средств горного производства. Важный элемент управления качеством – организация целена-

правленной деятельности всех звеньев производства по добыче, обогащению и транспортировке бурого угля.

Наиболее просто задача стабилизации качества полезного ископаемого решается путем смешивания в общем грузопотоке, в том числе и на специальных усреднительных комплексах отдельных объемов добытого угля с разными уровнями качества. При этом учитывается информация о среднем значении качества для каждого поезда или вагона в отдельности, или отслеживается качество поставляемого бурого угля, напрямую к потребителю [67].

Для таких получателей твердого топлива, как теплоцентрали или теплоэлектростанции, самым важным показателем качества является стабильное значение влажности, зольности и теплотворной способности бурого угля.

Эффективно и экономически выгодно подготавливать уголь с необходимыми параметрами прямо на угольном разрезе при помощи системы измерения и управления качеством товарной продукции. Для контроля и управления качеством бурого угля применяют гамма-золомеры.

Применение гамма-золомеров разнообразно:

- для определения качества товарной продукции непосредственно в экскаваторном забое прямо на добывающей технике, что позволяет добывать уголь избирательно, в зависимости от текущих требований угледобычи;
- для контроля качества бурого угля на пересыпах, складах (качество угля проверяется при транспортировании его на транспортёрных лентах из разреза на склад, на основании чего принимается решение: отгрузить, отправить на обогащение или в какое место склада поместить добытый уголь);
- для управления всем процессом обогащения на обогатительных фабриках.

При отгрузке потребителю качество бурого угля определяется золомером для каждой поставки отдельно. При этом информация о среднем значении качества товарной продукции для каждого поезда или вагона поступает в отдельности [61].

Основная цель управления качеством угля на угольных разрезах – поставка заказчику продукции определённого качества, точно соответствующего требованиям его технологии, обеспечивающего экологически-безопасную и эффективную работу тепло- и электроагрегатов. Однако качество угля, поставляемое разрезами потребителю, далеко от стабильности. Поэтому развитие угольной отрасли на современном этапе связано, прежде всего, с повышением качества угольной продукции, обеспечением ее конкурентноспособности на внутреннем и внешнем рынках и уменьшением вредного воздействия на окружающую среду.

Основная масса энергетических бурых углей сжигается в мощных пылеугольных котлах, которые рассчитываются на средние значения показателей качества угля определенного угольного карьера (разреза) и чувствительны к отклонениям этих показателей от заявленных средних значений.

По экспертным оценкам, увеличение зольности или влажности на 1 % уменьшает КПД котла на 0,3 %, увеличивает расход топлива на 1 %, электроэнергии на собственные нужды – на 0,1 %, мазута – на 0,3 %, вынужденные простои энергоблока на ремонте – на 60 часов в год. Кроме этого сжигание топлива нестабильного качества приводит к загрязнению окружающей среды и применению штрафных санкций к потребителям угля. Поэтому для потребителей одним из важнейших показателей является стабильность качества угля [9, 10].

Вместе с тем угли разных пластов одного месторождения, например: «Харанорского» – могут значительно отличаться по качеству. Это приводит к нестабильности качества отгружаемого разрезом угля.

Необходимое потребителю постоянство качества угля достигается его усреднением, включающем: планирование горных работ в режиме усреднения, межзабойное усреднение и применение специальных способов усреднения добытого угля на складах, дополняющих, но не заменяющих друг друга.

Специальные способы усреднения являются наиболее радикальным средством уменьшения колебаний качества угля. Практика показала, что при

открытой разработке угольных месторождений наиболее удачными из них являются: слоевой, реализуемый в штабелях, и конвейерный вариант продольного сдвига [11].

В условиях буроугольных разрезов обычно применяют слоевой способ усреднения или продольный сдвиг. Первый из них реализуется в слоевых штабелях; второй заключается в разделении угольного потока на две части, задержке (сдвигу) одной части потока относительно другой с последующим соединением обеих частей в единый поток [12, 13, 14].

1.5. Объект, предмет, цель и задачи исследования

Объектом исследования является Харанорское буроугольное месторождение Забайкальского края и технология его открытой разработки.

Предмет исследования – методы управления качеством бурого угля Харанорского месторождения, основанные на технологии ведения открытых горных работ и усреднении угля в экскаваторном забое и транспортном потоке.

Критический обзор литературных источников и обобщение производственного опыта разработки буроугольных месторождений позволяют сформулировать основную цель диссертационной работы: совершенствование методов управления качеством энергетических углей Харанорского разреза, удовлетворяющие требованиям потребителя на основе управления качеством бурого угля в режиме усреднения и применения новых технических решений.

Для достижения поставленной цели необходимо решить ряд задач сформулированных во введении.

Идея работы заключается в том, что поставленная цель достигается на основе применения методики оперативного планирования и оптимизации суточной добычи бурого угля, за счет усреднения, селективной выемки и внедрения новой технологии ведения открытых горных работ с использованием перегружателя П-1600.

Глава 2. ОЦЕНКА МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ БУРЫХ УГЛЕЙ

2.1. Исходные положения

Анализ проведенных ранее исследований и имеющихся публикаций показывает, что в условиях снижения качества бурого угля в недрах возрастает роль управления его качеством при добыче, которое осуществляется в основном путем воздействия на технические, технологические, экономические и организационные факторы [66, 68].

Некоторые из них, такие как система разработки или структура комплексной механизации оказывают долговременное влияние на качество продукции карьера, и т. к. решения по ним принимаются уже на стадии проектирования предприятия, то они не могут быть оперативно изменены в процессе ведения горных работ. Поэтому проблема повышения качества ископаемых углей при открытой разработке буроугольных месторождений характерна для большинства разрезов России, Забайкальского края, в том числе и для Харанорского разреза. Решение может быть найдено путем внедрения в существующую технологию добычи угля таких технологических процессов, как: селективная выемка и сортировка углей по крупности, усреднение качества непосредственно в забое путем применения новых технических решений и брикетирование.

По крупности харанорские угли представлены различными фракциями (куски угля с размерами более 70 мм составляют до 16 %, 15-70 мм – до 62 %, а мелочь, менее 15 мм – до 22 %). Поэтому наличие такого большого количества мелких фракций значительно снижает качество товарного угля.

Например, при сжигании добытого харанорского угля в топках котельных и бытовых печей с колосниковыми решетками, имеющими размер щели от 8 до 15 мм, частицы угля размером менее 8 мм в процессе горения не участвуют, т.к. проваливаются в зольное отделение, что в среднем составляет 25 % от общей массы, подаваемого в топку угля. Кроме того они поглощают часть тепла на их нагревание. В связи, с чем эффективность сжигания углей

составляет лишь 36 %. В дополнение к этому несгоревшая масса мелких частиц угля вместе с золой попадает на золоотвалы и, продолжая гореть, выделяет в атмосферный воздух вредные газообразные продукты горения – различные соединения углерода, серы и азота.

Применение сортировочных установок в технологическом процессе добычи угля на Харанорском разрезе обеспечит получение сортового угля, сжигание которого в тех же самых топках позволяет увеличить КПД в три раза, до 90 % за счет более полного сгорания. Разделение товарного угля на классы позволит потребителям получать сортовой уголь и определять направление его дальнейшего использования в зависимости от сорта и конструкции устройств для сжигания на электростанциях и котельных, а разрезу – возможность реализовать уголь по более высокой цене.

Для выполнения сортировки угля на классы целесообразно использовать обогатительное оборудование: либо ситовые, либо самобалансные грохоты, либо дробильно-сортировочные комплексы типа ДСКА-4М.

Мелкие фракции угля после сортировки целесообразно отправлять для сжигания на электростанции или брикетировать.

Опыт получения брикетов из харанорского угля имеется.

Так, например, в 80-х годах Н.В. Власовым и проф. В.А. Козловым были проведены примышленные испытания брикетов изготовленных из харанорского угля.

Результаты испытаний показали, что теплотворная способность брикетов выше теплотворной способности угля в 1,6 раза [46, 47, 57].

Кроме того угольные брикеты характеризуются повышенной полнотой сгорания, достаточной механической прочностью и отличаются длительным сроком хранения.

Установлено, что применение брикетов по сравнению с дровами и каменным углем дает экономию соответственно на 20-25 и 30-40 % [47].

По предварительным расчетам к.т.н. Г.Л. Куклиной потребление брикетов в Забайкальском крае может составить более 1,0 млн.т / год. Поэтому

строительство брикетной фабрики в районе станции Карьерной или вблизи Шерловогорской ТЭЦ окупится за 3-4 года [47, 57].

2.2. Сортировка угля по гранулометрическому составу

Применение сортировочных установок на перегрузочных пунктах разрезов обеспечивает получение сортового угля. Сортировочные установки включают грохоты различных конструкций. Грохот – это большое вибрационное сито (решето) для просеивания сыпучих материалов. При механизации процесса сортировки – это машина или аппарат получил свое название за характерный шум при его работе.

Грохот разделяет любой кусковой или сыпучий материал на частицы разных размеров с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями [23, 25, 26].

Сферы применения грохота – разделение на фракции горных пород, углей, инертных строительных материалов.

Обычно грохот имеет высокую производительность, которая обеспечивается большой площадью поверхности грохочения (площадью сита), в отличие от вибрационных сит, которые обладают в общем случае малой и средней производительностью, могут быть предназначены для решения специфических задач (малая крупность деления (меньше 2 мм).

Характеристика грохотов: производительность – до 800 т/ч, крупность питания – до 1 000 мм, минимальная крупность деления – до 3 мм, количество фракций деления – до 4, ширина сита – до 4 000 мм, длина сита – до 8 000 мм, установленная мощность – до 55 кВт, смещение дебалансов – 180°.

Применение грохотов: разделение на фракции угля, руд, щебня; рассеивание материалов; обезвоживание материалов (обогащенных углей, промытых руд). Рабочие инструменты грохотов: короб грохота; рама; подвесные пружины; заточки приводного вала; подшипники; диски; дебалансы; вал; шкив.

По характеру движения рабочего органа или способу перемещения материала различают:

- неподвижные грохоты (с неподвижной просеивающей поверхностью);
- частично подвижные грохоты (с движением отдельных элементов просеивающей поверхности);
- вращающиеся грохоты (с вращательным движением просеивающейся поверхности);
- плоские подвижные грохоты (с колебательным движением всей просеивающей поверхности);
- гидравлические грохоты (грохоты с перемещением материала в струе воды или пульпы).

По форме рабочей поверхности:

- плоские грохоты (неподвижные грохоты, частично подвижные грохоты, плоские подвижные грохоты, гидравлические грохоты);
- барабанные грохоты (вращающиеся грохоты);
- дуговые грохоты (гидравлические грохоты).

По расположению просеивающей поверхности:

- наклонные грохоты (в некоторых случаях вертикальные);
- горизонтальные грохоты (или слабонаклонные).

Условиями процесса грохочения являются перемещение материала по разделительной перегородке и его перемешиванию, чтобы крупные частицы не препятствовали мелким проходить сквозь отверстия. В современных грохотах эти условия выполняются за счёт вибрации разделительных перегородок.

Чем выше производительность, тем ниже коэффициент качества грохочения [23, 26, 28].

При расчете оптимального угла наклона короба и производительности грохота обычно учитывается ожидаемое качество грохочения.

По способу установки грохоты могут быть либо закрепленными на фундаменте, либо подвешиваемые к перекрытию.

Уголь, прошедший сквозь просеивающую поверхность сита, называется нижним сортом, а уголь, не прошедший сквозь сито, – верхним сортом. Таким образом, коэффициент качества представляет отношение фактически полученного количества нижнего сорта к количеству, которое могло бы иметь место при идеальном просеивании материала. Частицы угля движутся по ситам в большой массе, причем часто крупные частицы закрывают мелким частицам доступ к отверстиям, что усложняет процесс сепарации угля.

По принципу действия, виду и типу грохоты делятся на: ситовые, валковые, гирационные, вибрационные, барабанные, самобалансные.

Из всех известных грохотов наиболее распространенным являются ситовые (рис. 2.1).

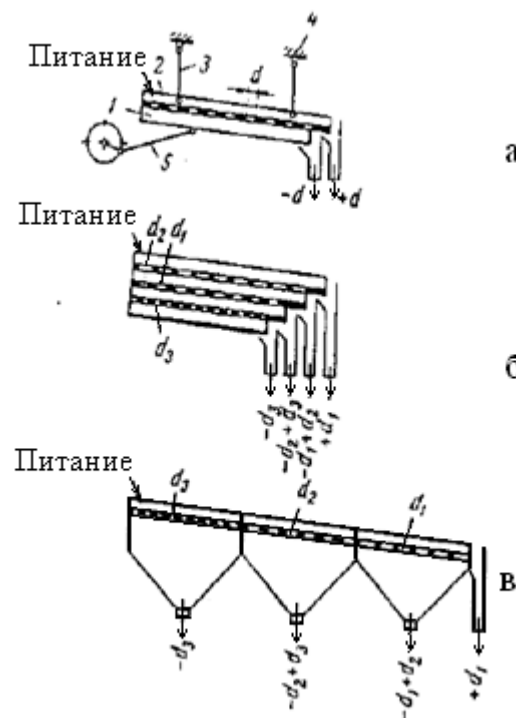


Рис. 2.1. Схема ситовых грохотов:

а – односитовый; б – многоситовый с вертикальной компоновкой сит; в – многоситовый с горизонтальной компоновкой сит; 1 – корпус; 2 – сито; 3 – подвеска; 4 – опорная рама; 5 – привод; d – диаметр фракций, мм.

Ситовые грохоты применяются как для классификации, так и для промывки, обезвоживания. Подлежащий грохочению уголь поступает на грохот и под действием гравитационных и инерционных сил продвигается по ситам к выходному концу корпуса. При этом происходит деление угля на фракции.

При классификации на ситовом грохоте уголь делится на число фракций, равное числу сит, плюс единица, т.е. число получаемых фракций на единицу больше числа сит. Границы раздела сыпучего материала на фракций определяются размером отверстий в ситах грохота.

Ситовые грохоты по конструктивным особенностям и устройству привода делятся на качающиеся, гирационные и вибрационные.

Самобалансный грохот включает вибратор двухвальный самобалансный. Валы для синхронизации вращения соединены парой цилиндрических шестерен. Привод самобалансного грохота состоит из электродвигателя, установленного на неподвижной раме, шкивов и клиновых ремней (рис. 2.2).

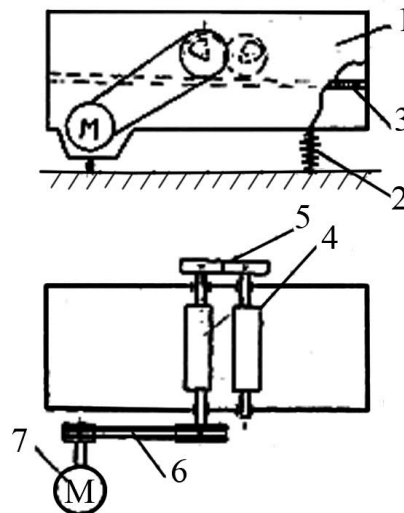


Рис. 2.2. Принципиальная схема самобалансного грохота:

1 – короб грохота; 2 – упругий элемент (пружина); 3 – сито; 4 – дебалансные валы; 5 – зубчатая передача; 6 – клиноремённая передача; 7 – электродвигатель

Процесс прохождения угля по грохоту называется грохочением.

Работа грохотов изучена, главным образом, благодаря трудам советских ученых Л. В. Левенсона, В. А. Баумана, И. И. Блехмана, Г. Ю. Джанелидзе, А.П. Данилова и других, которыми исследована работа машин различных типов, а также условия и характер движения по ситам частиц материала. Вибрационным грохотам соответствует самый высокий коэффициент качества (0,90-0,98), а барабанным грохотам – самый низкий (0,60). Качающиеся грохоты занимают промежуточное положение. Здесь коэффициент каче-

ства равен 0,7-0,8. Процесс грохочения угля в обязательном порядке сопровождается сортировкой по фракционному составу.

По крупности товарные угли разделены на классы (табл.2.1).

Таблица 2.1

Классификация угля по грансоставу

Группа	Класс	Условное обозначение	Пределы крупности кусков, мм	
			нижний	Верхний
Сортовые	Плитный	П	100(80)	200..300
	Крупный (кулак)	К	50(40)	100(80)
	Орех	О	25(20)	50(40)
	Мелкий	М	13(10)	25(20)
	Семечка	С	6(5..8)	13(10)
	Штыб	Ш	0	6(5..8)
Совмещенные и отсевы	Крупный с плитным	ПК	50(40)	200..300
	Орех с крупным	КО	25(20)	100(80)
	Мелкий с орехом	ОМ	13(10)	50(40)
	Семечка с мелким	МС	6 (5..8)	25(20)
	Семечка со штыбом	СШ	0	13(10)
	Мелкий с семечкой и штыбом	МСШ	0	25(20)
	Орех с мелким, семечкой и штыбом	ОМСШ	0	50(40)
	Рядовой	Р	0	200..300

Сортировку можно осуществлять также и с помощью дробильно-сортировочного комплекса ДСКА-4М, представленного на рис. 2.3.

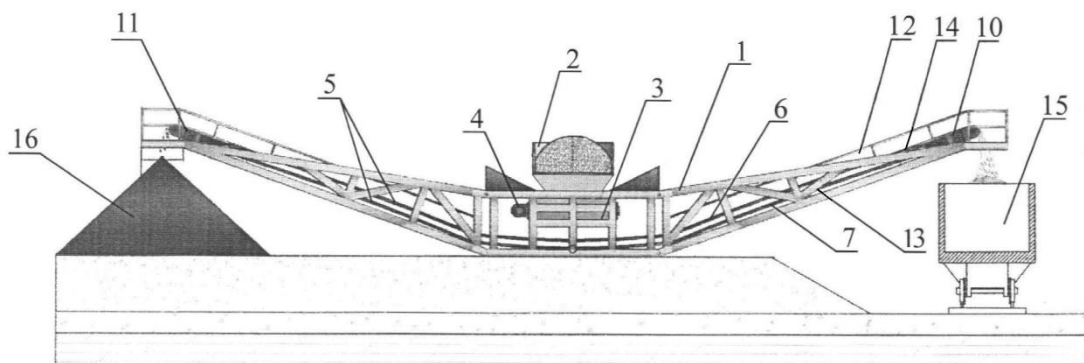


Рис. 2.3. Дробильно-сортировочный комплекс ДСКА-4М

Дробильно-сортировочный комплекс ДСКА-4М включает раму – 1, имеющую форму параболы, на которой установлены бункер-питатель – 2, дробилка – 3 с приводом - 4, скребковый конвейер – 5, состоящий из верхне-

го – 6 и нижнего – 7 рештачных ставов, разнесенных в вертикальной плоскости не менее чем на 400 мм, тягового органа в виде двух цепей – 8 с закрепленными на них скребками – 9, приводов – 10 и 11.

Верхний рештачный став – 6 состоит из боковых направляющих 12 и днища в виде классификационной щелевой решетки – 13, образованной двумя рядами прутков – 14 с сечением трапецевидной формы.

Нижний рештачный став – 7 выполнен с цельным днищем.

Способ сортировки осуществляют следующим образом. Включают привод скребкового конвейера – 10. Угольное сырье, выходящее из дробилки – 3, посредством тягового органа скребкового конвейера в виде цепей – 8 с закрепленными на них скребками – 9 по верхнему рештачному ставу – 6 транспортируют в вагон – 15, бункер или склад.

Перемещая угольную массу по классификационной решетке – 13, обеспечивают волновое движение угля вдоль става конвейера с интенсивным вертикальным перемещением отдельных кусков угля за счет установки рештачного става скребкового конвейера под углом к почве и за счет установки прутков – 14 рештачного става с разворотом верхней грани под углом 7° навстречу движению угольной массы.

Одновременно обеспечивают перемешивание угольной массы принудительным движением частиц к центральной продольной оси рештачного става за счет того, что прутки – 14 классификационной решетки – 13 направлены под прямым углом навстречу друг другу и соответственно под углом 45° к направлению движения цепи конвейера. В процессе транспортировки угольной массы по верхнему рештачному ставу – 6 происходит выделение мелкого класса, который проваливается через классификационную решетку – 13 и попадает на нижний рештачный став – 7 скребкового конвейера – 5.

Выделенный уголь мелкого класса транспортируют в противоположном направлении и складировуют в конус – 16. Привод – 11 используется для реверсивного включения конвейера – 5. В зависимости от характеристик исходного материала ветви рамы с установленными на них ставами скребково-

го конвейера перемещают в вертикальной плоскости и устанавливают под заданным углом.

Предлагаемый способ может применяться на угледобывающих предприятиях для высокоэффективной классификации угля.

Экономическая целесообразность применения новой технологии и комплексов ДСКА заключается в следующем:

1. В возможности расширения ассортимента поставляемой на рынок угольной продукции (продажа на внутреннем и внешнем рынках по более высоким ценам сортового угля крупных классов, например, для коммунально-бытовых или различных, в том числе химических, производств, требующих бурый уголь определенной крупности).

2. В повышении качества и цены бурого угля за счет снижения зольности отсева.

3. В снижении затрат на организацию погрузки бурого угля в железнодорожные вагоны и обеспечение организации дополнительных погрузочных пунктов.

5. В многофункциональности, модульности технического обеспечения, высокой адаптивности и гибкости технологии.

4. В значительном уменьшении затрат на складирование, перегрузку и транспортировку за счет обеспечения возможности применения поточных видов транспорта (различных конвейерных систем и перегружателей).

2.3. Усреднение качества углей

Повышение однородности и стабилизация качественного состава угля, начиная с процесса его добычи, осуществляются усреднением.

Усреднение качества угля – это совокупность операций, в результате которых уменьшаются и стабилизируются в определенных пределах амплитудные колебания показателей качества и изменяются частотные характеристики колебаний с целью изменить спектр частот и средний период колеба-

ний для заданных объемов добытого угля.

С точки зрения изменения размещения угля разного качества усреднение – совокупность операций, в результате которых изменяются природные и генетические закономерности первоначального размещения в недрах угля разного качества. В процессе добычи определенные по величине объемы угля образуют линейный поток его со своими различными средними показателями качества [8].

Если объемы угля при горнотранспортных работах не менялись местами, не объединялись или разъединялись и не смешивались, то статистические характеристики распределения показателей качества и его частотные характеристики остаются неизменными.

В этом случае не изменяются ни амплитудные, ни частотные характеристики процесса колебаний качества угля и не происходит усреднение его качества.

В отношении изменения последовательности поступления определенных объемов угля в линейном или временном потоке усреднение качества руды – процесс, в котором происходит изменение последовательности поступлений партий объемов угля путем их перестановки без изменения первоначальной массы партии угля или с объединением первоначальных партий в большую либо происходит деление каждой первоначальной партии угля на определенное или случайное количество новых объемов (порций) с последующим изменением последовательности поступления новых порций угля, так чтобы в каждой новой партии угля, равной первоначальной, присутствовал в равной или неравной степени уголь всех первоначальных партий (объемов) угля [8].

Все известные способы и мероприятия по усреднению качества сырья и продуктов сводятся к этим схемам усреднения. В первом случае изменяется частота колебаний без изменения амплитуды. Если при этом происходит объединение меньших партий в большие, то уменьшаются амплитудные колебания показателей качества в больших партиях. Во втором случае умень-

шается амплитуда колебаний при увеличении частоты колебаний. Различие известных способов и операций по усреднению сырья заключается в технологии и организации разделения, заранее выделенных объемов угля на меньшие, в изменении последовательности поступления объемов угля (первоначальных или уменьшенных) и в объединении этих объемов угля (первоначальных или уменьшенных).

Усреднение угля может производиться различными методами, например, с помощью управления качеством угля в процессе производства горных работ или с помощью усреднения угля на сортовых или смесительных штабельных складах и т. д. [5, 14].

Усреднение качества угля – это совокупность технологических и организационных мероприятий, проводимых с целью обеспечения необходимого постоянства качества твердого топлива в процессе его добычи и переработки.

Усреднению подвергаются ископаемые каменные и бурые угли. Необходимость усреднения качества углей возникает при существующей изменчивости показателей их качества в недрах.

Наиболее часто усредняют угли по содержанию серы, влажности и по гранулометрическому составу [5, 8, 11, 12, 13, 14].

Для количественной оценки колеблемости показателей качества угля пользуются в основном вероятностно-статистическими характеристиками:

- размахом колебания;
- математическим ожиданием;
- среднеквадратичным отклонением;
- коэффициентом вариации;
- средним и максимальным периодами колебаний.

Степень усреднения углей в процессе горных работ, а также при проведении специальных мероприятий определяется по формуле [35]:

$$\eta = (1 - \sigma_2/\sigma_1) \times 100\%, \quad (2.1)$$

где σ_1, σ_2 – среднеквадратичные отклонения показателя качества угля до и после усреднения.

Усреднение качества осуществляется перемешиванием порций ископаемого угля разного качества. Механизм процесса усреднения описывается методами теорий вероятности и случайных функций. На адекватность модели решающее влияние оказывает достоверность информации о фактических значениях показателей качества полезных ископаемых в недрах и на разных стадиях процесса добычи. При этом выявляются парные и множественные корреляционные связи [8, 11, 13].

Усреднение качества угля включает в себя как технологические мероприятия горного производства, обеспечивающие благоприятные условия для его смешивания в процессе добычи (изменение системы разработки и ее параметров, средств механизации, общей технологической схемы добычи и первичной переработки угля), так и организационно-управляющие действия.

Начинается процесс усреднения качества с перспективного и текущего планирования горных работ и продолжается при оперативном управлении. При планировании в соответствии с плановым объемом и качеством полезного ископаемого устанавливают направление развития горных работ и конкретные участки, и блоки месторождения, подлежащие отработке в планируемые календарные сроки (вплоть до суточных и сменных).

При оперативном управлении регулируется нагрузка на забои в зависимости от достигнутого объема и качества полезных ископаемых в участковых и общерудничном грузопотоках и фактического качества угля в забоях. Одновременно формируют транспортные грузопотоки, обеспечивая необходимое смешивание полезных ископаемых в участковых звеньях разреза.

Качество угля, поставляемое разрезами потребителю, далеко от стабильности. Поэтому развитие угольной отрасли на современном этапе связано, прежде всего, с повышением качества угольной продукции, обеспечением ее конкурентоспособности на внутреннем и внешнем рынках и уменьшением вредного воздействия на окружающую среду.

2.4. Гранулирование и брикетирование углей

Гранулирование – это есть процесс переработки материала в куски геометрически правильной, единообразной формы и одинаковой массы - гранулы. Гранулирование помогает создавать дополнительные сырьевые ресурсы из мелких материалов с усредненными свойствами, использование которых малоэффективно или затруднительно, а также утилизировать различные отходы (опилки, угольная пыль, шлаки, металлическая стружка и т.п.). Целесообразность процесса гранулирования в каждом случае должна быть экономически обоснована.

В зависимости от исходного материала гранулирование производится со связующими (цементирующими, клеящими) веществами при средних давлениях и без связующих веществ при высоких давлениях [31, 47].

Для получения гранул или брикетов высокого качества материал, направляемый на прессование, должен отвечать определённым требованиям (фракционный состав, влажность, температура и пр.). Важен правильный подбор фракционного состава загружаемого материала. Например, можно сравнить гранулы и брикеты с железобетоном, в котором в качестве компонентов используется цемент, вода, песок кварцевый, щебень, пластифицирующие добавки и арматура. Если будет избыток или недостаток одного из компонентов, то это напрямую повлияет на прочность и форму.

В России процесс брикетирования углей был предложен в 30-х гг. XIX века русским инженером А. П. Вешняковым, который разработал метод получения прочных брикетов из отходов древесного и каменного угля, назвав этот вид топлива карболеином. В 1858 в Германии пущена первая бурогольная брикетная фабрика, а в 1860 - каменноугольная с вальцевыми прессами. Окускование рудной мелочи брикетированием широко применялось во 2-й половине XIX века. Механизм основной стадии брикетирования – прессования в общем виде - представляется следующим образом. При небольшом давлении происходит внешнее уплотнение материала за счёт пустот между

частицами. Затем уплотняются и деформируются сами частицы, между ними возникает молекулярное сцепление. Высокое давление в конце прессования приводит к переходу упругих деформаций частиц в пластические, вследствие чего структура гранулы упрочняется и сохраняется заданная форма. Выделившийся при этом лигнин и смолы полимеризуются на поверхности тела гранулы. Нагревание материала непосредственно при прессовании в некоторых случаях улучшает процесс.

Брикетирование позволяет утилизировать не востребованные мелкие фракции угля, улучшить в результате брикетирования качественные и теплотехнические характеристики топлива при значительном увеличении полноты сгорания, уменьшить засоренность окружающей среды. Наиболее распространенная технология брикетирования угля – это применение битумных связующих [45, 47].

Среди ряда связующих, применяемых в практике углебрикетного производства, битумные связующие являются наиболее эффективными по технологическим и экономическим параметрам, обеспечивающие высокую прочность и калорийность угольных брикетов. В то же время последние обладают существенным недостатком, связанным с их низкой термической прочностью. Для решения указанной проблемы используют органобентонит – универсальный структурообразователь масляных органических сред, выпуск которого оно освоило в промышленных масштабах [31].

Органобентонит (органоглина) является универсальной высокоэффективной реологической добавкой и представляет собой продукт взаимодействия высококачественных бентонитовых глин с четвертичными аммониевыми солями.

Придавая тиксотропную структуру любому маслу, органобентонит одновременно повышает термостойкость и термостабильность различных потребительских систем замешанных на соответствующих маслах и их седиментационную устойчивость. Органобентонит эффективно повышает долговечность этих систем.

Проведенный комплекс исследований, позволил определить влияние органобентонита, введенного в состав связующего, на механическую прочность брикетов, их термостойкость и теплоустойчивость. В результате было установлено следующее:

1. Повышается качество угольного топлива в виде брикетов:

- термостойкость брикетов при сжигании повышается на 20%;

- теплоустойчивость брикетов в условиях их нагрева и выдержки при температуре 60° С - на 16 - 17%, а при температуре 50° С – на 36 и 55% при содержании органобентонита в связующем 1% и 2% от его массы соответственно;

- происходит упрочнение структуры брикетов (механической прочности) на 18 - 20%;

- повышается сопротивление раздавливающим нагрузкам (сохраняется целостность брикетов при перевозке на ж/д транспорте и при хранении в штабелях).

2. Не требуются дополнительные энергетические затраты на температурную подготовку связующего и шихты.

3. Использование органобентонита в составе связующего полностью вписывается в существующую технологию брикетирования угля: не усложняется весь цикл технологических операций по подготовке и прессованию шихты, а также по температуре и времени структурообразования брикетов.

4. Не ухудшается водостойкость брикетов.

Показано, что предельно допустимое содержание органобентонита в нефтебитумном связующем не должно превышать 2% масс, что вполне приемлемо как с технологических, так и экономических соображений [31].

Пресса для получения брикетов из углей обладают производительностью от 5 т/ч до 100 т/ч. С помощью пресса можно превращать неликвидные угольные отходы в брикеты, используя их как для собственных нужд, так и для дальнейшей продажи в качестве твердого топлива. Вложение денег в брикетирование надежное, и является очень выгодным.

Угольные брикеты из бурого угля являются универсальным средством отопления, как промышленных объектов, так и объектов социального назначения. Они могут применяться для отопления промышленных объектов малой и средней мощности, объектов социально-бытового назначения (административных зданий, школ, больниц), для бытовых нужд населения [44, 47].

Использование инновационной технологии брикетирования угля из угольной мелочи позволяет получить конкурентоспособный вид топлива с хорошими качественными показателями. Угольные брикеты изготовлены на современном оборудовании, по специальной технологии, которая позволяет добиться высокого качества и экологической чистоты продукта.

Основные преимущества буроугольного брикета:

- увеличенное в три раза время горения, по сравнению с обычным углем;
- отсутствие примесей, минимальное содержание золы;
- соответствие по характеристикам углю марки «Д»;
- удобный размер Ø-30 мм.

Угольно-топливные брикеты – это более высокотехнологичное топливо по отношению к обычному углю.

Угольный брикет не включают в себя никаких вредных веществ, в т.ч. клеев и обеспечивает исключительную экологическую безопасность при использовании. Угольный топливный брикет – экологически чистый продукт и горит практически бездымно, он является идеальным топливом для использования в жилых помещениях. Угольный топливный брикет используется как топливо для (мангалов) печей, каминов, всех видов топок, для обогрева палаток, теплиц и т.д. Это – удобное средство для создания комфорта в походных условиях, на рыбалке, охоте.

Основное преимущество угольных брикетов – это их длительное горение. Цена угольных брикетов практически такая же, как каменного угля, однако их использование в три раза дольше, что дает существенную экономию. Большим достоинством угольного брикета является постоянство тем-

пературы при сгорании. Достоинством является и удобство в хранении в стесненных складских условиях.

Основные параметры и характеристики (свойства) угольных брикетов:

- Угольные брикеты бездымные – продукт горит без дыма, без выделения угарного газа.

- Угольные брикеты имеют низкое содержание золы – допускается остаточное содержание золы не более 6 %.

- Угольно-топливные брикеты без запаха – во время горения практически не имеют никаких летучих веществ, что исключает возможность распространения неприятного запаха.

- Экономный расход.

- Угольно-топливные брикеты экологически чистые – без химических добавок и склеивающих веществ – это продукт произведен из натуральной, необработанной никакими химическими препаратами, угольной пыли.

- Не искрятся – угольный брикет не искрится при сгорании.

- Размеры: Ø - 30 мм.

- Влажность: 12 %.

- Калорийность (теплотворная способность): 4900-5800 Ккал/кг.

- Летучие: 38-40.

- Зольность 12-14 %.

- Сера 0,5-1,0 %.

Рано или поздно каждое предприятие, занимающееся работами, связанными с продажей или обработкой любого вида угля, сталкивается с проблемой накопления угольной мелочи и пыли.

Пылевидная фракция от 0 до 6 мм составляет в среднем не менее 25% от общей массы поступающего сырья и, как правило, влечет за собой возникновение трудностей сбыта этого объема или существенное снижения стоимости его продажи. Одним из самых эффективных методов решения этой проблемы является использование накопившейся угольной пыли и мелких фракций дробленого угля для производства угольного брикета.

Изготовление топливного брикета, при всей привлекательности этой идеи имеет не такую уж длинную историю. Реальный интерес к этому вопросу приобрел свою остроту и актуальность только в последнее время, в связи со значительным подорожанием топлива, в том числе и угольной продукции.

Большинство попыток организовать производство угольных брикетов сводилось на нет, либо дороговизной технологии, либо неудовлетворительным качеством и характеристиками полученных брикетов, связанными с применением дешевых, но плохо горючих связующих веществ, которые многократно увеличивали зольность и минимизировали результативность продаж.

Основной рабочей единицей, предлагаемого оборудования являются экструдерные прессы, которые разработаны специально для брикетирования горных пород, антрацитового штыба, каменноугольных шламов, крошки бурого угля, торфа и т.д. В основе технологии прессования лежат адгезионно-химические процессы, протекающие в вязко-химических системах, образованных тонко-дисперсными частицами ископаемых углей, которые сами выступают вяжущими веществами.

В процессе работы прессы создаются такие физико-химические условия, которые заставляют уже входящие в состав угля ископаемые органические компоненты (фенолы, смолы, воск и т.п.) при участии воды поляризоваться на поверхности частиц заставляя их связываться между собой [91].

При остывании и обсушивании брикет твердеет и закрепляется. Брикетированное топливо обладает высокими теплоэнергетическими свойствами, в частности достаточной механической прочностью, водостойкостью и термостойкостью. Слой такого топлива при сжигании имеет хорошую газопроницаемость, что обеспечивает полную степень сгорания даже при относительно высокой зольности. Для получения шихты необходимой влажности разработаны смесительные барабаны емкостью до одной тонны готового сырья.

Благодаря простоте технологического процесса, оборудование не имеет сложных технологических узлов, в процессе эксплуатации и ремонта не тре-

бует высококвалифицированного обслуживающего персонала и надежно работает в любых условиях.

В стандартный комплекс оборудования, обеспечивающий производство 30 тонн фасованного угольного брикета в смену, входят следующие производственные единицы: экструдерный пресс – 4 шт; шнековый подпрессовщик – 4 шт; смесительный барабан 0,5 т – 2 шт; конвейер ленточный коробчатый; шиберный бункер – приемник (с горловиной под мешок); дробилка молотковая с ленточным конвейером.

Технологическая схема производства брикетов и применяемое оборудование представлены на рис. 2.4 [91].



Рис. 2.4. Технологическая схема производства брикетов

Значительную роль в процессе брикетирования играет подготовка угольной шихты. Ситовый состав угля и распределение зерен различной крупности в шихте должны соответствовать ее максимальной уплотняемости, при которой обеспечиваются наибольшая прочность контактов между зернами и высокая прочность брикетов при минимальном расходе связующего на брикетирование [54].

Важный момент в технологии брикетирования – соблюдение принципа подбора смеси, состоящей частиц различной крупности и характеризуемой оптимальной насыпной плотностью (см. табл. 2.1).

При неправильно выбранном ситовом составе шихты или плохой ее подготовке пространство между зернами угля заполняется связующим или его смесью с мелкими зернами угля.

Если уголь обозначен ТПК, то это тощие угли, сортирование, с размером кусков от 50 (40) до 200..300 мм. Содержание мелких (менее 50 мм) обломков не должно превышать 15 %, т.к. вследствие этого нарушается необходимая связь между угольными зернами, что делает невозможным получение брикетов необходимой прочности.

Исследования влияния гранулометрического состава угля на механические свойства брикетов показали, что повышение прочности на сжатие особенно заметно в брикетных образцах, содержащих уголь с наименьшей крупностью (класс угля 0-1,25 мм) и смеси угля различной крупности: 0-1,25 мм (60 % масс.), 1,25-2,5 мм (30 % масс.), 2,5-6,0 мм 10 % масс.) [54].

В то же время их использование для брикетирования нерационально в связи с введением в технологический цикл трудоемких операций измельчения и фракционирования, поэтому для дальнейших исследований использовали уголь с оптимальным размером частиц менее 2,5 мм.

Интенсивность сцепления частиц брикетируемого угля в значительной степени возрастает с увеличением давления прессования. Установлено оптимальное давление прессования, равное 150 МПа [43, 47, 64].

Исследование влияния режимов термообработки на механические свойства брикетов показало, что прочность при сжатии брикетов увеличивается с ростом температуры конечной обработки и достигает максимального значения при 230 °С с выдержкой при этой температуре в течение 180 мин. Повышение температуры выше 230 °С приводит к возгоранию и разрушению брикетов. Рост прочности брикетов с повышением температуры, вероятнее всего, связан с увеличением скорости процесса окисления гудрона. В результате окислительной полимеризации и поликонденсации связующего происходят его отверждение, образование твердых высокомолекулярных соединений, обеспечивающих прочную связь между зернами брикетов.

Результаты исследования зависимости прочности при сжатии от вида и содержания связующего показали, что увеличение содержания связующего значительно влияет на механические характеристики брикетов. Повышение содержания связующего в шихте с 7 до 15 масс. % (в случае битума) и с 20 до 30 масс. % (в случае модифицированного гудрона) способствует резкому увеличению прочности брикетов, полученных при оптимальных технологических режимах. Прочность на сжатие $\sigma_{сж}$ получаемых брикетов при этом возрастает до 16 МПа. Максимальная прочность при сжатии образцов, полученных с использованием в качестве связующего чистого гудрона, достигает 6 МПа.

Далее при повышении содержания связующего свыше 15 масс. % (в случае битума) и более 30 масс. % (в случае модифицированного гудрона) прочность при сжатии начинает падать, что, возможно, объясняется эффектом образования пленки связующего на поверхности образца, которая препятствует процессу окисления связующего в объеме изделия [64].

Данное обстоятельство не только влияет на прочность брикетов, но и определяет оптимальное содержание связующего.

Анализ полученных результатов показал, что более высокие показатели механических свойств имеют брикеты следующих составов, изготовленные при давлении прессования 150 МПа и обработанные при температуре 230 °С в течение 180 мин:

- 1) уголь 90 масс. % + битум 10 масс. % (Ангарский НПЗ);
- 2) уголь 75 масс. % + гудрон 15 масс. % + сапрпель 10 масс. % [43].

Для разработанных брикетных составов были определены следующие основные характеристики: прочность при сжатии, зольность, выход летучих веществ, общее содержание серы, дымность, водопоглощение, высшая теплота сгорания (табл. 2.2).

Водопоглощение брикетов составляет 1,8-2,5%, при этом остаточная прочность брикетов снижается на 25-30 % [64]. Также все образцы характеризуются отсутствием слипаемости друг с другом.

Таблица 2.2

**Основные технические характеристики брикетов из бурого угля
Харанорского месторождения**

Состав	$\sigma_{сжс}$, МПа	A^d , %	V^{daf} , %	S^d_b , %	Дымность, с	W, %	Q^{daf}_s , МДж/кг
Уголь + битум (Ангарский НПЗ)	11.83	15.60	46.60	0.39	113.00	1.86	29.15
Уголь + гудрон + сапропель	12.13	18.40	49.00	0.53	110.00	2.15	28.64

С введением в гудроны добавки сапропеля теплота сгорания брикетов уменьшается до 28,64 МДж/кг.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что оптимальны следующие параметры получения качественных топливных брикетов:

- крупность угля – 0-2,5 мм;
- влага аналитическая угля – 10-11%;
- давление прессования – 150 МПа;
- температура обработки – 230 °С;
- время термообработки – 180 мин.

На основании полученных результатов установили, что модифицирование нефтяных остатков высушенным озерным сапропелем позволяет получить связующую композицию для брикетирования бурых углей и создавать топливные брикеты с высокими техническими характеристиками.

Основной состав гудрона: остаточные масла, нефтяные смолы, твёрдые асфальтообразующие вещества (асфальтены, карбены, карбоиды), смолистые вещества кислотного характера. Использование гудрона в качестве связующего осложнено избыточным содержанием в нём остаточных масел, что отрицательно сказывается на адгезионных свойствах связующего. Находящаяся на поверхности угля влага при соприкосновении с горячим связующим интенсивно испаряется, что вызывает охлаждение связующего и уменьшение его смачивающей способности. Оптимальное значение влажности угольной мелочи устанавливали по значениям прочности при сжатии образцов при минимальном и максимальном давлениях прессования.

Анализ полученных результатов показал, что прочность при сжатии образцов максимальна при влажности 10-11 %. Дальнейшее увеличение содержания влаги в угле от 12 до 20% приводит к снижению адгезии между углем и связующим из-за резкого нарушения адсорбционных контактов в межфазной зоне, в результате чего происходит падение прочности. Следовательно, оптимальная для брикетирования влажность воздушно-сухого угля, находится в пределах 10-11 %.

Установлено значительное изменение химико-технологических параметров харанорских углей в зависимости от вещественного состава, в частности, от выхода летучих веществ, содержаний углерода и гуминовых кислот [45, 63, 71].

Поведение харанорских углей различных пластов было изучено в некоторых технологических процессах в лабораторных и полупромышленных условиях В.С. Четкиным, Г.Л. Куклиной, А.А. Пузыниным, В.П. Федоровым и И.П. Сидоровым в 1949... 1993 гг.

Как энергетическое топливо харанорские угли были рекомендованы для использования при пылевидном сжигании без транспортировки на значительные расстояния.

На основании лабораторных исследований сделан вывод, что использование углей Харанорского месторождения для полукоксования малоэффективно. Вместе с тем лабораторным коксованием установлена возможность получения кокса, не уступающего по прочности коксу из углей Донбасса, из шихты, включавшей 65-70% южно-якутских, 20 % букачачинских и 10-15 % харанорских углей [44, 45].

Проводились исследования по газификации угля, на основании которых угли месторождения можно отнести к углям с высокой реакционной способностью. Опытная газификация двух проб харанорских углей пластов ІУ и У (1951 г) на экспериментальной установке показала их различное поведение в этом процессе: во всех опытах с углем пласта ІУ не достигнуто устойчивого процесса; с углем пласта У процесс шел устойчиво, получен газ

с высокой калорийностью ($1590 \text{ ккал} / \text{м}^3$), шлакования не наблюдалось. Отмечена высокая перспективность применения харанорского угля в производстве газа, идущего на синтез, в т.ч. газификацией в кипящем слое. Поэтому возможно в недалеком будущем Харанорский уголь может найти применение в производстве газа, идущего на синтез [4, 46].

При оценке обогатимости (1951 г.) фракционированием в тяжелой жидкости (хлористый цинк) углей пласта У они отнесены к труднообогащаемым при разделении по плотности 1300 кг/м^3 и к легкообогащаемым – по плотности 1500 кг/м^3 . Рекомендована схема обогащения с ручной отборкой видимой породы в классе + 50 мм и мокрым обогащением на реожелобах или в отсадочных машинах классов 13-50 мм и 1-13 мм [47].

Харанорский уголь от пребывания на воздухе быстро разрушается, что затрудняет его длительное хранение и транспортировку на большие расстояния. Чтобы повысить его ценность в отношении хранения и транспортирования, было проведено опытное брикетирование.

Брикетированность харанорских углей изучалась в 1949 г. на пробе угля из пласта Новый 1а с глубины 2,95-4,4 м. Подобраны условия для брикетирования без связующих угля крупностью 0-1,0 мм и 0-3,0 мм. Полученные механически прочные брикеты в обоих случаях неводоустойчивы [44].

В 1968 г. брикетированность харанорских углей пласта Новый 1а оценена проведением лабораторных и полупромышленных испытаний [45, 47, 80]. Учитывая высокую механическую прочность и удовлетворительную огнестойкость брикетов, уголь месторождения можно рекомендовать для брикетирования, как без связующих веществ, так и со связующими, с получением готовых брикетов нужного качества. При брикетировании со связующими веществами получены влагоустойчивые механически прочные брикеты с высокой теплотворной способностью: Q^r брикетов составляет 4768 ккал/кг [47].

В качестве связующего вещества применен нефтебитум марки БН-III Ангарского НПЗ в количестве 10 % от шихты. Рекомендовано строительство опытно-промышленной брикетной установки производительностью 20-25

тыс.т/год брикетов. Установлено различное поведение углей одного пласта – Новый 1а, отличающихся вещественным составом, при термической деструкции, экстракции и гидролизе. Отмечена относительная инертность угля среднепластовой пробы смешанного состава в указанных процессах в сравнении с витринитовыми [44, 46].

На стендовой (1992 г) установке изучен процесс окускования мелочи харанорского угля пласта Новый 1а гранулированием в барабанном грануляторе со связующими. Получены удовлетворительные результаты при крупности угля 80 % класса – 0,075 мм с добавкой связующего – концентрата сульфатно-спиртовой бражки (10-15 % от веса шихты). Установлено положительное влияние на прочность окатышей добавки каменных углей и мазута [65].

Проведено (1993 г) исследование углей пласта Новый 1а разреза Харанорский как сырья для получения из них гуминовых стимуляторов роста и развития растений. Показана возможность производства их из рядовых неокисленных углей пласта Новый 1а с выходом 38,1-38,7 % от исходного угля, рекомендовано строительство установки по производству балластных гуматов [47, 63, 71].

2.4. Выводы

1. Опыт работы угледобывающих предприятий показывает, что затраты, вложенные в управление качеством добытого угля компенсируются более высоким качеством товарного угля и более высокой стоимостью его при реализации.

2. Для оперативного управления качеством добытого угля на Харанорском разрезе имеется возможность применения его сортировки, т.е. после проведения опробования углей в экскаваторных забоях перед их отправкой потребителю необходимо производить предварительную переработку, заключающуюся в разделении товарного угля на классы по гранулометрическому составу грохочением на сортировочных установках.

3. Разделение товарного угля на классы позволит потребителям получать сортовой уголь и определять направление его дальнейшего использования в зависимости от сорта и конструкции устройств для сжигания на электростанциях и котельных, а разрезу – возможность реализовывать уголь по более высокой цене. Мелкие фракции угля при этом рекомендуется брикетировать.

4. Промышленные испытания брикетов изготовленных из харанорского угля показали, что теплотворная способность брикетов выше теплотворной способности угля в 1,6 раза. Кроме того брикеты характеризуются повышенной полнотой сгорания, достаточной механической прочностью и отличаются длительным сроком хранения.

5. Применение брикетов по сравнению с дровами и каменным углем дает экономию соответственно на 20-25 и 30-40 %.

6. По предварительным расчетам потребление брикетов в Забайкальском крае может составить более 1,0 млн.т / год.

7. При многозабойной добыче угля на Харанорском разрезе целесообразно применение новых технологий и оборудования для его усреднения непосредственно в экскаваторном забое, а также в транспортных потоках.

Глава 3. УСТАНОВЛЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ОСВОЕНИЯ ХАРАНОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ БУРОГО УГЛЯ

3.1. Особенности горнотехнической и горногеологической характеристики Харанорского бурого угольного месторождения

3.1.1. Геологическое строение месторождения

Харанорское бурое угольное месторождение находится в Забайкальском крае и в административном отношении относится к Борзинскому району.

Климат района резкоконтинентальный со значительными годовыми и суточными колебаниями температуры. Лето короткое и жаркое, среднемесячная температура воздуха в июле плюс 19,9 °С. Зима продолжительная, суровая и малоснежная. Среднемесячная температура в январе составляет минус 28,3 °С.

Многолетняя мерзлота в районе имеет островное распределение и приурочена к пониженным местам рельефа, зачастую заболоченным. Ветра на территории района наиболее сильные наблюдаются осенью и весной [19, 30, 36, 63, 71, 79, 80].

Месторождение расположено в северной части Харанорской депрессии, вытянутой в меридианальном направлении вдоль восточного склона Агинского горного массива. Размеры месторождения: длина – 11 км, ширина от 2 до 6,5 км [65].

Площадь района месторождения сложена метаморфизованными вулканогенно-осадочными породами палеозоя, эффузивно-туфогенно-осадочными отложениями коры, образованиями нижнемелового и третичного периодов, герцинскими и кимерийскими гранитоидами и перекрыта чехлом четвертичных образований. Площадь собственно Харанорского месторождения сложена породами нижнемелового возраста и перекрывающими их отложениями четвертичного периода. Нижнемеловые образования подразделяются на две свиты: нижнюю – тургинскую и верхнюю – кутинскую (угленосную).

Угленосные отложения кутинской свиты представлены аргиллитами, алевролитами, песчаниками и пластами бурого угля. По степени угленасыщенности кутинская свита подразделяется на три горизонта (сверху вниз):

а) горизонт мощных угольных пластов, мощность горизонта в центральной части месторождения 380-400 м;

б) горизонт частого переслаивания, включающий большое количество (до 40) пластов незначительной мощности (0,1-2,0 м), полная мощность горизонта – 240-260 м;

в) песчано-алевролитовый (безугольный) горизонт, мощность горизонта 280-300 м

Горизонт мощных угольных пластов сложен аргиллитами, алевролитами, песчаниками и пластами бурого угля.

Песчаники, слагающие горизонт, имеют различную крупность зерен. Тонко-мелкозернистые разновидности их составляют 75-80% общего объема, среднезернистые – около 20% и крупнозернистые – 3-5%. Цвет песчаников – светло-серый, реже – серый. Цемент песчаников глинистый, реже глинисто-известковый.

Алевролиты имеют серый и темно-серый цвет. По петрографическому составу обломочного материала и цемента аналогичны песчаникам.

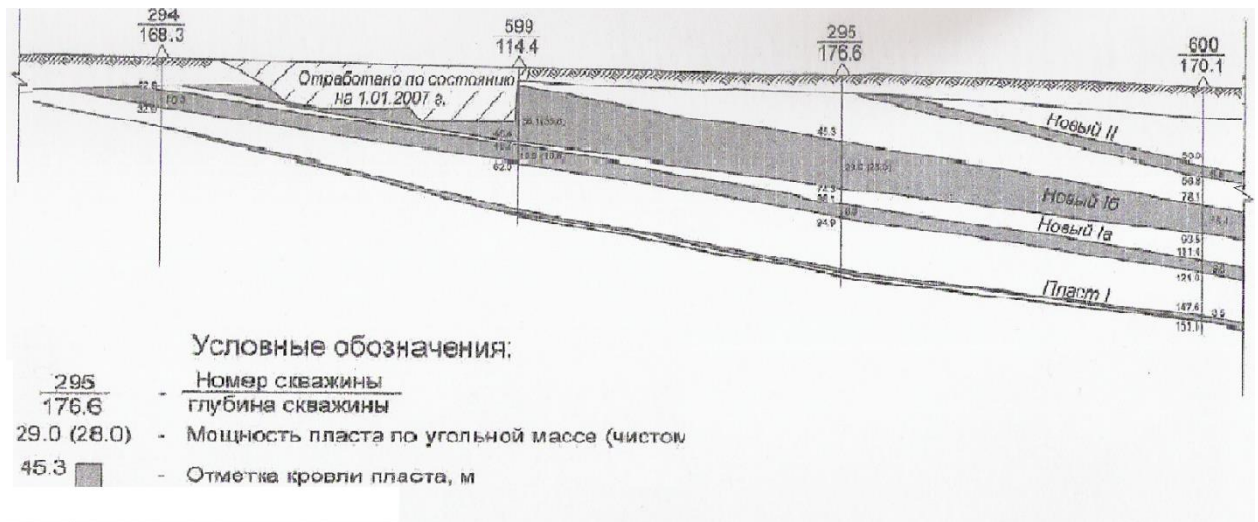
Аргиллиты имеют темно-серый цвет, массивную и реже горизонтально-сложную текстуру. Углистые аргиллиты отличаются от вышеописанных пород наличием в них значительного количества углистого материала (40-80 %) [2, 4, 30, 36, 44, 63, 79, 80].

Нижнемеловые отложения в целом имеют брахисинклинальный характер залегания, осложненный разрывными тектоническими нарушениями типа сбросов. При ведении горных работ возможна встреча мелких тектонических нарушений с амплитудой смещения в несколько метров.

Нижнемеловые отложения на площади месторождения повсеместно перекрыты чехлом четвертичных отложений, представленных глинами, супылями, супесями и песками.

Мощность четвертичных отложений изменяется от 10 до 38 м, в среднем составляя 22,7 м [36, 58].

Основные запасы угля Харанорского месторождения приурочены к верхнему горизонту включающему 21 угольный пласт, мощностью от 2 до 13,3 м. Пласты залегают под углом 0-9°. Строение пластов простое, реже сложное, обусловленное наличием в них от 1 до 3 породных прослоев мощностью 0,1-3,6 м. Промышленное значение имеют пласты Новый 1а и Нижний 3 (рис. 3.1).



**Рис. 3.1. Геологический разрез по линии XXI.
Основной участок карьерного поля №3**

Пласт Новый 1а является основным рабочим пластом и содержит 96,7 % всех запасов. Строение пласта сложное, реже простое. В случаях сложного строения пласт содержит от 1 до 10 породных прослоев мощностью от 0,1 до 3,6 м. Породные прослои свыше 1 м подлежат селективной выемке и занимают внутри пласта три стратиграфических уровня.

Мощность пласта по чистому углю составляет 2,0-35,6 м, в среднем – 25,26 м. Средняя мощность породных прослоек, вынимаемых совместно с углем 0,97 м [4, 44].

Почва пласта сложена алевролитами, аргиллитами и песчаниками. Максимальная глубина залегания почвы пласта 176 м.

Пласт Нижний 3 залегает ниже пласта Новый 1а и отделен от него междупластием мощностью от 1,8 до 22,6 м, в среднем – 5,37 м.

В рабочем контуре пласт имеет мощность по чистому углю от 2,0 до 4,6 м, в среднем – 2,97 м. Строение пласта – от простого до сложного. Породный прослой один мощностью от 0,1 до 0,4 м; в среднем для всей площади распространения пласта – 3,02 м. Максимальная глубина залегания почвы пласта – 140 м. Почва пласта представлена алевролитами, аргиллитами и песчаниками. Объемный вес угля пластов Нового 1а и Нижний 3 равен $1,2 \text{ т / м}^3$, породных прослоек – $2,0 \text{ т / м}^3$. Средний угол падения пластов составляет 12° при колебаниях от 3° до 18° [4, 36, 57, 61].

Границы поля разреза: при раскройке выделено 4 карьерных поля на площади детальной геологической разведки. К резервной площади отнесены участки: Южный, Восточный, Северо-западный, Кукульбейская мульда и участки зоны расщепления, охваченные предварительной разведкой (рис.3.2).

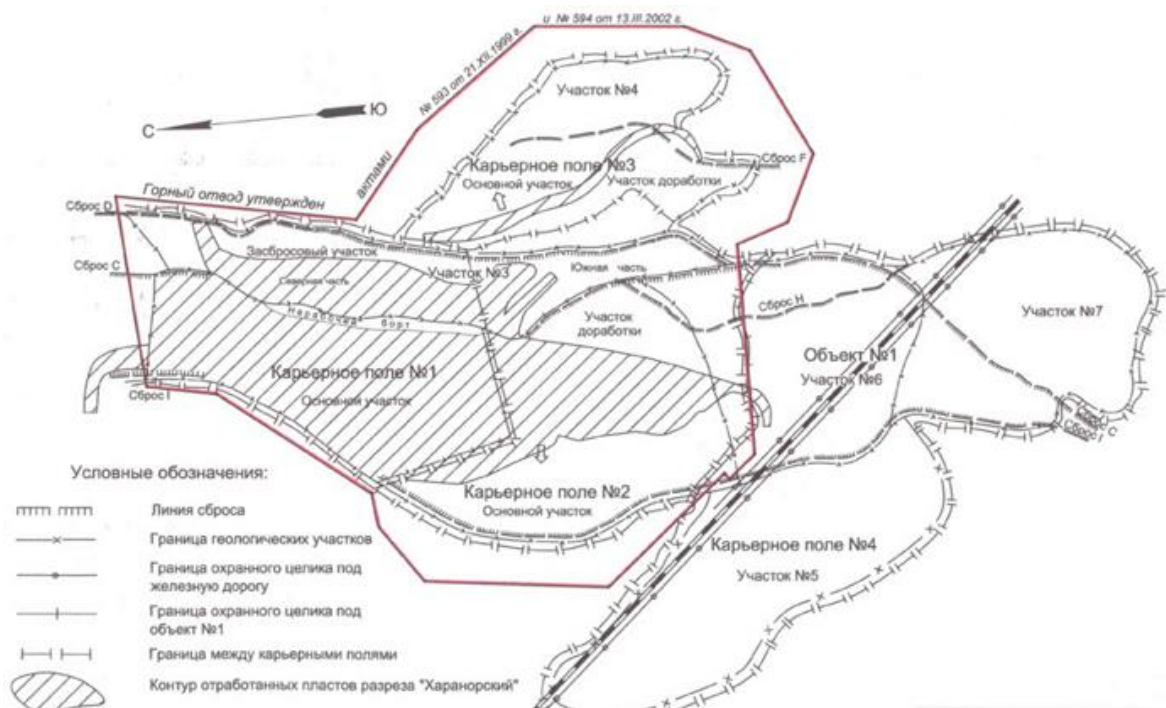


Рис. 3.2. Схема раскройке Харанорского месторождения на карьерные поля

Наиболее благоприятные условия для разработки имеют карьерные поля №1, №2, №3. Карьерное поле №2 занимает центральную часть месторождения и включает в себя геологические участки: №2, оставшуюся южную часть участка №3 и участок №6 до целика под железнодорожную магистраль – Крымская - Забайкальск.

Границы поля №2: Северная – является общей с карьерным полем №1; Юго-Восточная – геологические сбросы: «Д» и «С»; Юго-Западная – целик под железнодорожную магистраль.

Положение границы технически годных углей на Харанорском месторождении оценивалось по разному:

- на глубине 5-6 м от подошвы наносов, причем, сажистый уголь, отвечающий установленным кондициям на технически годный уголь ($Q_d > 2600$ ккал/кг), включался в подсчет балансовых запасов;

- А.Г. Ловигин опустил эту границу до 15 м под подошву наносов;

- при детальной разведке участка Северо-Западный к технически годным отнесены угли с зольностью $A^d < 35$ % и содержанием гуминовых кислот менее 15-20%. При отсутствии таких показателей границу технически годных углей опустили на глубину 2-3 м под подошву наносов, но отмечено, что на разных участках имеются «карманы» окисления глубиной до 10-15 м и даже 20-40 м [2, 57].

3.1.2. Качественная характеристика углей

Добываемые угли разреза Харанорский отнесены к марке Б, группе 2Б, подгруппе 2БВ – второй бурый витринитовый [4, 36, 44, 46, 76].

При определении марки харанорских углей по ГОСТ 25543-88 впервые были установлены содержания отошающих (фюзенизированных) компонентов, характеризующие петрографический состав, и отражательная способность витринита в иммерсионном свете (R_o), устанавливающая степень метаморфизма. Основные физические и химико-технологические параметры харанорских углей достаточно полно изучены в период проведения геологоразведочных работ (ГРР). Они мало- и средnezольные, малосернистые. Зола их среднеплавкая. Харанорские угли, как и все угли группы 2Б, на воздухе быстро теряют влагу, растрескиваются и рассыпаются с образованием большого количества мелочи, склонны к окислению и самовозгоранию. На осно-

вании средних данных по пластам сделан вывод о близком качестве углей в них, хотя колебания различных параметров по отдельным пробам значительны. На выходах пластов под наносы на некоторых участках уголь окислен с превращением в сажистую разновидность. Содержание гуминовых кислот в сажистых углях – 15-18 %, в обычных – 7-8% [36, 61, 71].

По качественным показателям харанорские бурые угли являются хорошим энергетическим топливом. Они используются на сжигании в топках электростанций и небольших котельных установках для парового отопления, а также на бытовые нужды. Наиболее эффективным является сжигание угля в пылевидном состоянии.

По природе исходного строительного материала угли являются гумусовыми и по внешнему облику довольно однообразны. Выделяются две группы: а) матовые; б) полуматовые. Преобладающими являются матовые угли. Характерной чертой месторождения является сажистость углей. Забросовая часть Карьерного поля №1 включает в себя в основном пласт Новый 1а, незначительная доля приходится на угли пласта Нижний 3.

Средние результаты технического и элементарного анализов угля пласта Новый 1а приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Показатели средних результатов технического и элементарного анализов угля пласта Новый 1 а

Наименование пласта	Марка угля	Технический анализ, %						Элементарный анализ, %				
		w^a	w_t^r	w_{max}	A^d	b^{daf}	Q_s^{daf}	C_o^{daf}	H_o^{daf}	N^{daf}	O^{daf}	S_t^d
Новый 1 а	Б-2	13,1	39,2	--	14,9	47,0	6653	72,35	4,8	1,15	21,7	0,39

Температура плавления золы определялась по пробам угля с действительной средней зольностью 15 % и составила $t_a=1200^{\circ}C$, $t_b=1230-1250^{\circ}C$ и $t_c=1350^{\circ}C$. Средняя калорийность горючей массы угля по пласту составляет: максимальная теплота сгорания 6653 ккал / кг и минимальная– 3069 ккал / кг.

Уголь месторождения характеризуется как малосернистый.

Среднее содержание общей аналитической серы в угле по пласту составляет 0,39 %. Анализ серы по типам показал, что основную часть содержания этого элемента составляет сера органическая и пиритная.

Харанорский уголь прошел испытания в «Кемеровском центре экспертизы угля» и в «Федеральной службе по надзору в сфере защиты прав потребителей и благополучия человека» на получение сертификата соответствия на санитарно-эпидемиологическое заключение [4, 35, 36].

Разведка участка «Засбросовой части» месторождения проводилась в 1955-1960 гг. по сетке 250-250 м. Всего на участке было пробурено 36 скважин.

Проведено опробование угольных пластов. Результаты разведки обобщены в сводном отчете по результатам геологоразведочных работ, проведенных на Харанорском бурогольном месторождении Читинской области в период 1938-1960 гг. с пересчетом запасов по состоянию на 1 января 1991 г, составленном Читинским геологическим управлением.

Балансовые запасы угля, пригодные для открытой отработки (Засбросовой части Карьерного поля №1), составили 63190 тыс. т., в том числе по категориям приведены в табл. 3.2 [57,58].

Таблица 3.2

Балансовые запасы угля по категориям (тыс. т)

Пласт	A	B	C ₁	A + B + C ₁
Новый1а	32132	6923	22055	61110
Нижний3	-	518	1562	2080
Итого	32132	7441	23617	63190
Тоже в %	50,8	11,8	37,4	100

Запасы категории (A+B) составляют 62,6 %, что удовлетворяет требованиям классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. По особенностям геологического строения выдержанности мощности, строения угольных пластов, сложности условий их залегания и горно-геологических условий разработки Харанорское место-

рождение в целом и участок Засбросовой части Карьерного поля №1 отнесены к 1 группе сложности.

Непосредственно на участке Засбросовой части попутное полезное ископаемое и компоненты отсутствуют.

Геологический участок №3, в состав которого входят Засбросовая часть Карьерного поля №1, расположен в северо-восточной части Харанорского месторождения.

Границы участка естественные на северо-западе и юго-востоке, юге соответственно тектонические нарушения сбросы «С» и «Д», на западе и северо-востоке – выход пласта Нового1а под наносы и зона его выгорания. Нижняя граница отработки соответствует в основном почве пласта Нового1а, частично пласта Нижний 3.

Геологический участок разбит на две части – северную и южную. В разработку вовлечена северная часть. Максимальная глубина разработки 176 м. Площадь участка 2016 м. (2,6 х (0,5...1,0 км)) [36, 56].

3.1.3. Запасы угля в границах разреза

В границы разреза «Харанорский» включены карьерные поля № 1, № 2 и № 3. Балансовые запасы угля данных карьерных полей, пригодных для открытой отработки (407,5 млн.т), обеспечивают работу разреза, при его оптимальной мощности 5,0 млн.т, более чем на 80 лет [4, 46, 53].

В основу подсчета геологических запасов в пределах границ, принятых проектом, положены: «Сводный отчет по результатам геологических работ, проведенных на Харанорском бурогольном месторождении Читинской области в период 1938-60 гг. с пересчетом запасов по состоянию на 1 января 1961г». Протокол ГКЗ №3650 от 24 апреля 1962 г. и «Отчет по доразведке карьерного поля №2 Харанорского месторождения с подсчетом запасов угля на 01.01.80 г», выполненного экспедицией «Востсибуглеразведка» в 1980 г.

Проектом к разработке принимаются пласты: Новый Шб, Новый Ша, Линза, Новый П, Новый Иг, Новый Ив, Новый Иб, Новый Ia, Нижний Ш, пласт 1.

При отработке пластов сложного строения породные прослойки мощностью 1,0 м и более подлежат селективной выемке. При подсчете запасов угольной массы по полю разреза породные прослойки мощностью до 1,0 м включены в запасы.

Геологические запасы угля подсчитаны методом геологических блоков на планах масштаба 1:500 по установленным координатам. Этим же методом подсчитаны запасы породных прослоев мощностью до 1м, вынимаемых совместно с углем [4, 36, 57].

Запасы породных прослоев более 1м. подсчитаны отдельно и отнесены во вскрышу. Геологические запасы чистого угля и породных прослоев, вынимаемых совместно с углем, по Засбросовой части Карьерного поля №1 с разбивкой по участкам и пластам приведены в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Геологические запасы чистого угля и породных прослоев с разбивкой по участкам и пластам

Наименование участков и угольных пластов.	Запасы, тыс. тонн.		
	чистого угля	породных прослоев, вынимаемых вместе с углем.	Всего
Участок первоочередной отработки в т.ч.	47937	3041	50978
Новый 1А	45902	2979	48881
Нижний 3	2035	62	2097
Участок последующей отработки в т.ч.	15253	934	16187
Новый 1А	15208	932	16140
Нижний 3	45	2	47
Всего по Засбросовой части Карьерного поля № 1.	63190	3975	67165

Промышленные запасы угля определены с учетом эксплуатационных потерь. Для участка Засбросовой части Карьерного поля №1 потери угля при

зачистке кровли пласта бульдозером приняты в размере 0,20 м, потери в почве пласта при выемке экскаваторами – 0,20 м.

Потери при селективной выемке внутрипластовых породных прослоев мощностью более 1 м в кровле и почве в сумме приняты 0,4 м. Потери при транспортировке угля в размере 0,4 % и при взрывных работах 0,2 % , приняты согласно методике ВНИМИ, 1969 г.

Потери в межзаходковых целиках составляют – 1,2 %. Для угольных пластов подсчитан норматив потерь, а именно: пласт Новый 1А – 3,76 % ; пласт Нижний 3 – 15,19 % ; средний норматив для участка – 4,14 %. Увеличение потерь связано с особенностями геологического строения участка - наличие двух рабочих пластов угля, из которых один средней мощности; наклонное залегание пластов и связанное с этим технологические особенности их отработки, наличие селективно вынимаемых внутрипластовых породных прослоев.

Расчет плановых эксплуатационных потерь производится и утверждается ежегодно исходя из долевого участия пластов угля, отрабатываемых в каждый расчетный год. В связи с тем, что горные работы пересекают тектонические нарушения С и Д в зонах нарушений и других случаях встречи геологических нарушений потери могут быть увеличены, но не более чем на 50 %.

3.1.4. Гидрогеологические условия

Основным источником обводнения горных выработок являются воды, приуроченные к отложениям кутинской свиты. Водовмещающие породы представлены песчаниками, трещиноватыми алевролитами, пластами угля. Наиболее водообильными являются второй и третий водоносные горизонты.

Осушение ведется поверхностным способом, включающим в себя бурение и ввод в эксплуатацию водопонижающих скважин. Кроме подземных

вод в обводнении разреза участвуют ливневые воды, выпадающие на площадь разреза, ограниченную нагорными канавами.

Защита разреза от обводнения с прилегающих площадей водосбора заключается в сооружении нагорных канав.

Карьерный водоотлив предусматривается с помощью полустационарных водоотливных установок, располагаемых на каждом участке в пониженных местах и передвигаемых по мере продвижения фронта работ. Карьерные воды по напорным трубопроводам из стальных электросварных труб поступают в нагорную канаву, а затем в отстойник, откуда по существующему коллектору сбрасываются в озеро «Харанор» [4, 36].

3.1.5. Технология разработки Харанорского месторождения

Харанорское бурогольное месторождение отрабатывается ОАО «Разрез Харанорский», входящий в ОАО «Сибирская угольная энергетическая компания» (СУЭК), на основании лицензии на право пользования недрами ЧИТ 01320 ВЭ от 04.04.2002 года.

Отработка месторождения осуществляется по утвержденному «Техническому проекту расширения разреза Харанорский», выполненному Востсибгипрошахтом в 1981 г. Проектная мощность разреза 12 млн. т угля в год. Разрезом была освоена мощность в размере 9,0 млн. т угля в год. В связи с падением спроса на бурый уголь, в 2006 году было добыто только 3,3 млн. т угля.

В связи с ожидаемым увеличением потребности в харанорских углях, заданием на корректировку проекта мощность разреза установлена 5,0 млн.т угля в год.

Проектом предусматривается выйти на объем добычи 5,0 млн. т угля в год в 2010 году за счет отработки Основного участка карьерного поля №2 (Объединенный фронт) – 3,7 млн.т и Основного участка карьерного поля №3 – 1,3 млн. т угля в год.

По обеспеченности промышленными запасами угля срок службы разреза, при расчетной производственной мощности 5,0 млн. т угля в год, составит 80 лет (до 2090 года).

Отработку основного участка карьерного поля №2 проектом предусматривается осуществлять в основном по транспортной системе разработки, а основного участка карьерного поля №3 – по комбинированной системе разработки с использованием:

- на бестранспортной вскрыше – драглайнов ЭШ-15/80 и ЭШ-10/70;
- на автотранспортной вскрыше – экскаваторов ЭКГ-12,5 и ЭКГ-8И, автосамосвалов грузоподъемностью 42, 45, 120 и 130 т;
- на железнодорожной вскрыше – экскаваторов ЭКГ-12,5 и ЭКГ 4У, тепловозов ТЭМ-7 и думпкаров 2ВС-105;
- на железнодорожных отвалах – экскаваторов ЭШ-13/50, ЭШ-10/70 и ЭКГ-4У;
- на добычных работах – роторных экскаваторов ЭР-1250 (ЭРП-1600) и К-650, тепловозов ТЭМ-7 и 2ТЭ-10В, вагонов МПС [36, 57].

При разработке весьма мощного пласта Новый 1а, достигающего 35,6 м. в условиях карьерного поля №2 и №3, следует учитывать возможность возникновения сложных условий в части обеспечения пожарной безопасности. Естественно, что для работы в таких условиях наиболее безопасным в работе является применение роторного экскаватора.

Наряду с сохранением более безопасных условий ведения горных работ, роторные экскаваторы обеспечивают: отказ от производства буровзрывных работ на угле, требуемую кусковатость угля согласно ГОСТа (ТУ) на угли Восточной Сибири при отправке его внешним потребителям, возможность обеспечения качественных показателей угля путем селективной выемки.

Вскрытие участка принято разрезной и фланговыми выездными траншеями. Заложение разрезной траншеи в направлении с юго-запада на северо-восток принято по выходам пласта Новый 1а под наносы, далее по линии сброса «С» и границы горных работ действующего участка Кукульбейский.

Принятое местозаложение разрезной траншеи проходит по линии наименьшей мощности вскрыши, обеспечивая минимальные объемы горновскрышных работ по вскрытию. Длина фронта горных работ на средние условия 2,9 км. Ширина траншеи по дну принята из расчета размещения объемов бестранспортной вскрыши от первой заходки и составляет 60 м [36, 57].

Для организации вывозки угля и вскрыши проходят фланговые выездные траншеи. В качестве флангового выезда на северо-западе используется выездная траншея №4 действующего «Кукульбейского» участка. Траншея реконструируется, углубляется с целью заезда железнодорожным транспортом на два верхних вскрышных горизонта. Ширина основания дна траншеи составляет 23,3 м из расчета прокладки двух путного железнодорожного пути и полосы для движения бульдозера. С нижних вскрышных горизонтов до бестранспортного уступа вскрыша возится автомобильным транспортом. Для связи с дневной поверхностью проходится автомобильная выездная траншея № 3. Местозаложение данной выездной траншеи на северо-востоке участка, рядом с железнодорожной выездной траншеей № 4.

На противоположном (юго-западном) фланге проектируемого участка проходится выездная траншея № 5. Она служит для вывозки угля автомобильным транспортом до перегрузочного пункта № 1. Ширина основания дна автомобильных выездных траншей № 3 и № 5 принимается равной 40,9 м из расчета организации двух полосного движения автосамосвалов грузоподъемностью 110 т.

Учитывая, что станция «Карьерная» перегружена и с вводом в эксплуатацию Засбросового участка, а так же других участков объемы перевозок по ней будут возрастать.

Вскрышные породы по данной траншее будут вывозиться через путепровод непосредственно во внешние отвалы.

Ширина основания дна Западной выездной траншеи принимается равной 34,3 м из расчета прокладки двух путного железнодорожного пути и полосы для движения бульдозеров.

Объем вскрышных работ по проходке разрезной и выездных траншей на сдачу участка в эксплуатацию составляют 7245,0 тыс. м³. Запасы угля готовые к выемке составляют 974,0 тыс.т.

С целью ускорения ввода в эксплуатацию и уменьшение объемов горно-капитальных работ, сдача засбросовой части Карьерного поля № 1 в эксплуатацию намечается двумя пусковыми комплексами производительностью 2 и 1 млн.т. угля в год соответственно.

В настоящее время на разрезе «Харанорский» на основном участке применяется транспортная система разработки с использованием на экскавации транспортной вскрыше вскрышных экскаваторов циклического действия ЭКГ-4У, ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5 (рис. 3.3, 3.4) [36, 51, 55, 56, 61].

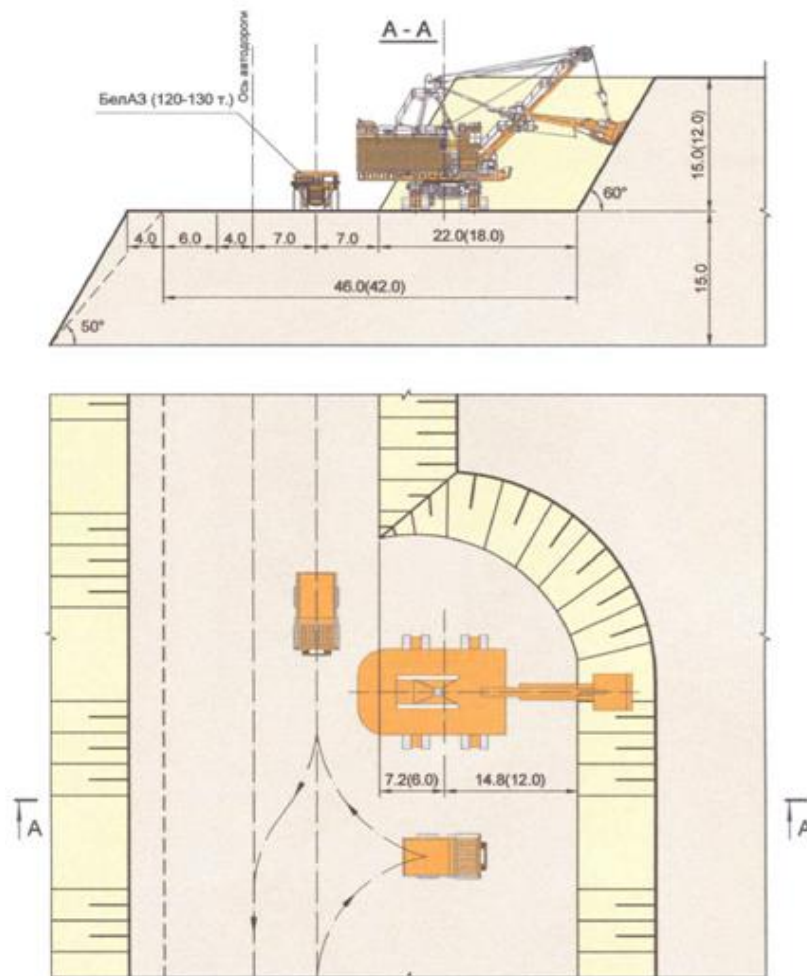


Рис. 3.3. Элементы рабочей площадки по вскрыше при работе ЭКГ-12.5 (ЭКГ-8И) на автомобильный транспорт

Вывозка вскрышных пород на внешние и внутренние отвалы осуществляется автомобильным (рис. 3.3) и железнодорожным (рис. 3.4) транспортом [36, 56].

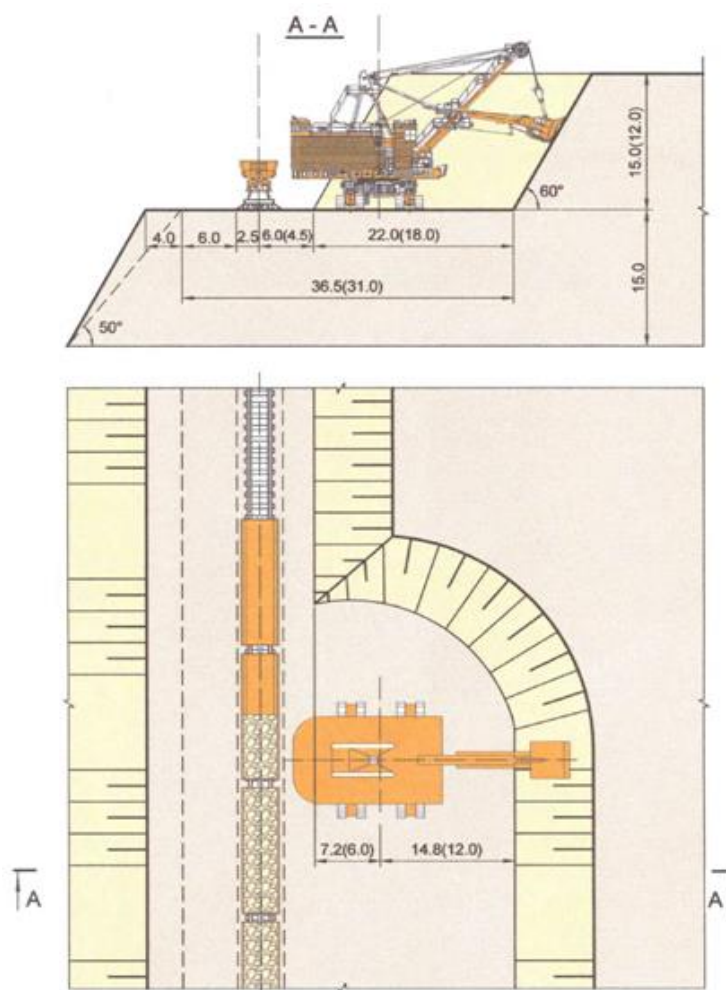


Рис. 3.4. Элементы рабочей площадки по вскрыше при работе ЭКГ-12.5 (ЭКГ-8И) на железнодорожный транспорт

На бестранспортной вскрыше по усложненной системе работают экскаваторы ЭШ-10/70, ЭШ-15/80 и ЭШ-20/90 (рис. 3.5).

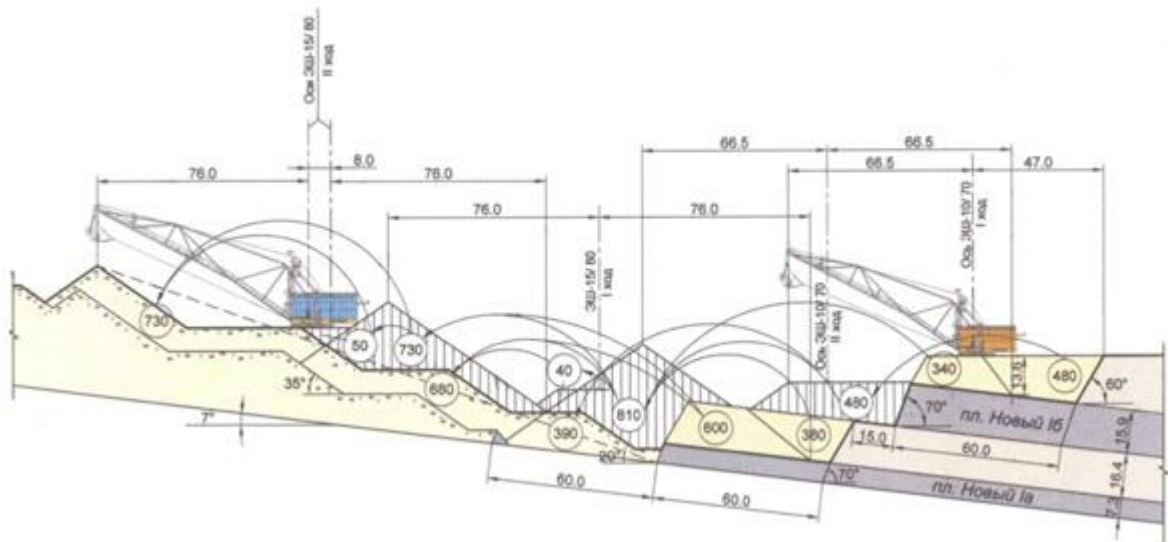


Рис. 3.5. Схема экскавации вскрышных пород драглайнами ЭШ-10/70 и ЭШ-15/80

Уголь разрабатывается на «Кукульбейском» участке мехлопатами, на «Нерабочем борту» роторным экскаватором ЭР-1250. Транспортировка вскрыши и угля осуществляется железнодорожным и автомобильным транспортом. В связи с тем, что угол падения пласта на участке засбросовой части несколько выше (средний угол 9 град.), рекомендуется принять высоту бестранспортного уступа 30 м и комбинированную систему разработки применять до угла падения 10 град. Часть запасов угля 15,8 млн.т вблизи сброса «Д», возможно отработать только с полной вывозкой вскрышных пород автотранспортом. В табл. 3.4 приведены тип, количество экскаваторов необходимого для выемки вскрыши на расчетные периоды [36, 56].

Таблица 3.4

Объемы производства вскрышных работ за расчетные периоды

Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели		
		На ввод 1 го пускового комплекса (2,0 млн.т. угля в год)-1989 год	На основании проектной мощности в разреза 3,0 млн.т. угля в год-1992год	На характерный год эксплуатации разреза (3.0 млн.т. угля в год)-2000 г.
Годовые объемы вскрыши, всего	тыс. м ³ .	5785	3815	7115
а)бестранспортная	тыс. м ³	1000	1600	2700
б)подвалка угля мехлопатай	тыс. м ³	160	400	500
в) железнодорожная	тыс. м ³	250	1000	2300
г) автомобильная	тыс. м ³	3350	800	1600

перезэкскавация	тыс. м ³	1200	2000	4050
Производительность оборудования	тыс. м ³ /год			
ЭШ-20/90 в целике	тыс. м ³ /год	3500	3500	3500
ЭШ-20/90	тыс. м ³ /год	3700	3700	3700
ЭКГ-12,5 авт	тыс. м ³ /год	2460	2460	2460
ж.д.	тыс. м ³ /год	2230	2230	2230
ЭКГ-4У ж.д.	тыс. м ³ /год	1040	1040	1040
Кол-во и загрузка оборудования				
ЭШ-20/90	шт/%	1/61	1/100	2/94
ЭКГ-12,5	шт/%	1/100	1/63	2/74
ЭКГ 4У	шт/%	1/100	1/63	1/74

Размеры элементов забоя и ширина рабочей площадки для вскрышных экскаваторов принята по данным института НИИОГР «Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах», утвержденных Минуглепромом в 1978 г. В соответствии с технологической схемой обработки участка нижний вскрышной уступ обрабатывается по усложненной бестранспортной схеме экскаваторами ЭШ-20/90, ЭШ-10/70, ЭШ-15/80.

Ширина вскрышной заходки для драглайнов по бестранспортной схеме равна 100 м. Высота транспортных вскрышных уступов для экскаватора ЭКГ-4У-239 с верхней погрузкой принята 10 м. Ширина вскрышной заходки для мехлопат составляет 22 м [36, 57].

Углы откосов вскрышных уступов приняты:

- для рабочего борта 60 град;
- по рабочим вскрышным уступам при определении предохранительных берм – 45 град.

Генеральный угол борта разреза при погашении не более 33 град. При полном развитии горных работ, количество вскрышных уступов достигает - 4-5 шт.

Угли Харанорского месторождения являются довольно крепкими бурыми углями и по трудности экскавации относятся к III категории.

В ближайшее десятилетие на Основном участке карьерного поля №2 будут обрабатываться три угольных пласта (сверху вниз): Новый II, Новый

1б и Новый 1а. На карьерном поле №3 два угольных пласта — Новый 1б и Новый 1а. Основной добычной машиной в условиях Харанорского месторождения является роторный экскаватор теоретической производительностью 1250 (1600) м³/час.

В зимнее время (с декабря по июнь) на добычных работах предусматривается использование также роторного экскаватора чешского производства К-650. В летнее время (с июля по ноябрь) экскаватор К-650 используется на вскрышных работах.

Применение роторных экскаваторов на добычных работах обеспечивает: отказ от производства буровзрывных работ на угле и, как следствие, более безопасные условия ведения горных работ в части исключения эндогенных пожаров, высокую производительность погрузки угля в транспортные сосуды, требуемую кусковатость угля согласно ГОСТ на угли Восточной Сибири при отправке его потребителям.

Предусматривается погрузку угля в основном производить в вагоны МПС непосредственно в забое.

Схемы производства добычных работ с использованием роторных экскаваторов ЭР-1250-ОЦ с погрузкой угля в средства железнодорожного транспорта приведены на рис. 3.6 [36, 56, 57].

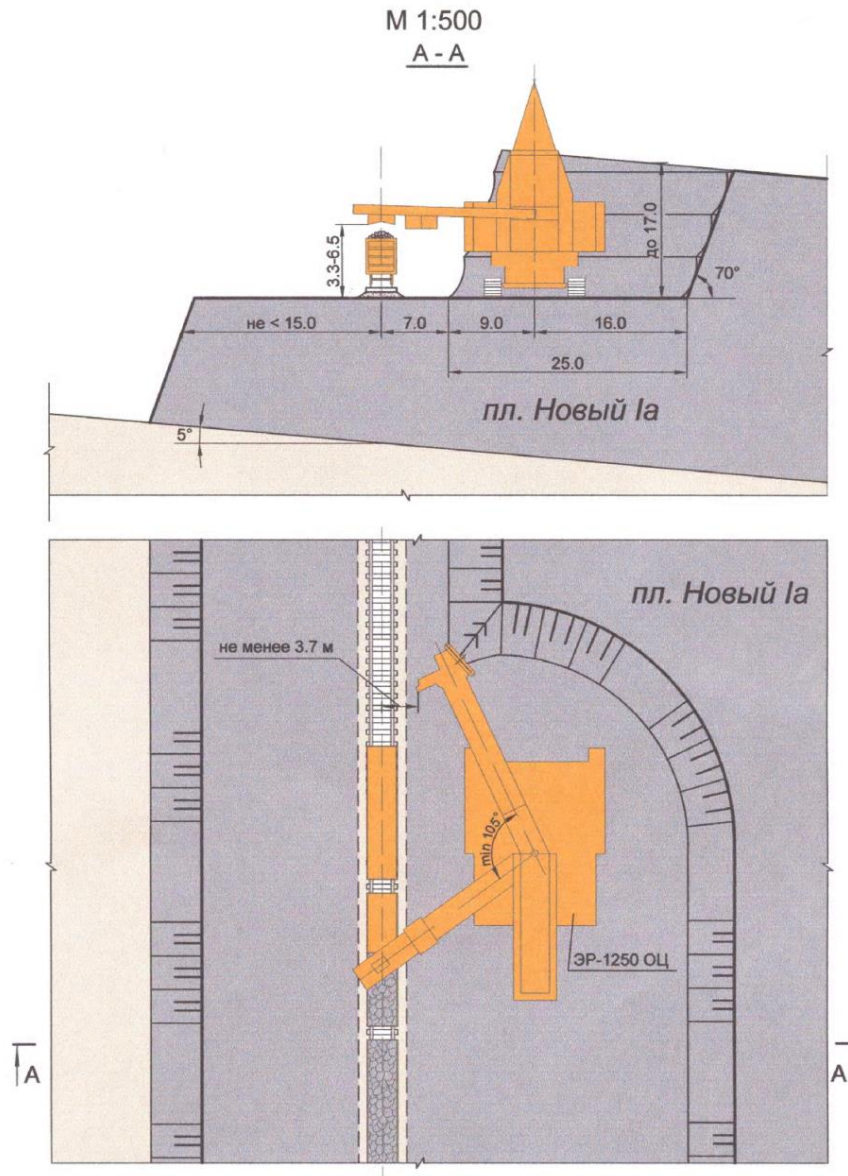


Рис. 3.6. Схема ведения добычных работ роторным экскаватором ЭР-1250 ОЦ с погрузкой в средства железнодорожного транспорта. Основной участок карьерного поля №2

На отдельных участках, где невозможно завести железнодорожные пути в угольные забои, погрузку угля предусматривается производить экскаваторами К-650 и ЭКГ-8И в автосамосвалы БелАЗ. Автосамосвалы подвозят уголь к ближайшим железнодорожным забойным тупикам, откуда он отгружается в вагоны МПС.

Схема ведения добычных работ экскаватором К-650 с погрузкой в автосамосвалы приведена на рис. 3.7.

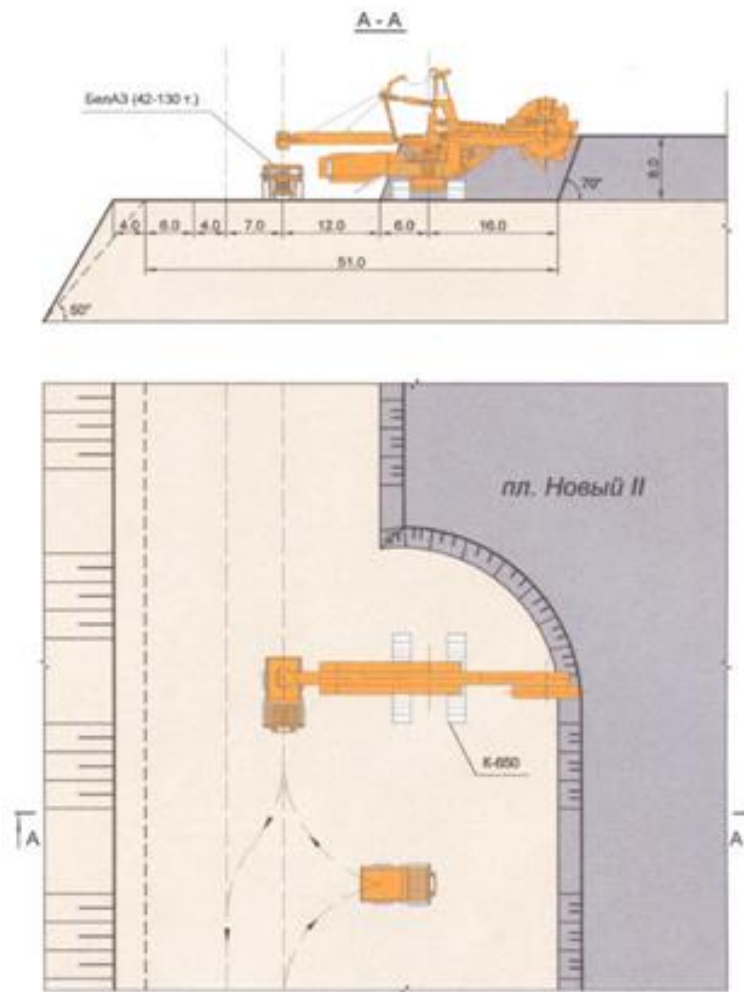


Рис. 3.7. Схема ведения добычных работ роторным экскаватором К-650 на пл. Новый II с погрузкой в автосамосвалы

Схема ведения добычных работ экскаватором ЭКГ-8И показана на рис. 3.8 [36, 57]. Предусматривается также частичное использование драглайнов для выемки угля из нижних угольных пачек и пластов и складирование его вдоль забойных железнодорожных путей, расположенных на вышележащих горизонтах.

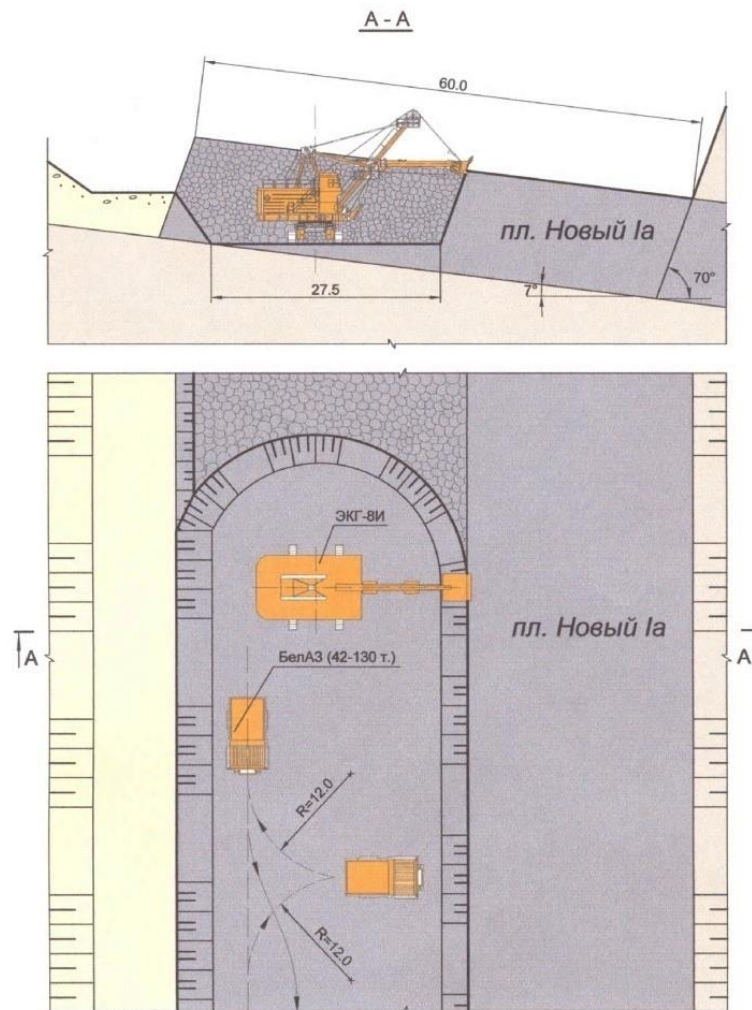


Рис. 3.8. Схема ведения добычных работ экскаватором мехлопатовой ЭКГ-8И с погрузкой в автосамосвалы

Со штабеля уголь отгружается роторным экскаватором в вагоны МПС.

Уголь местным потребителям отгружается в зимнее время экскаватором ЭКГ-5А в транспорт потребителя «самовывоз». Ежегодный объем отгружаемого угля — 100 тыс. т [1, 2, 36, 57].

Высота добычных уступов, обрабатываемых роторными экскаваторами, колеблется в пределах 10-16 м; на участке западение пласта и при отслеживании почвы полого залегающего пласта периодически осуществляется работа с размещением роторного экскаватора на 1,5-3,0 м ниже уровня забойных рельсовых путей. Величина разности отметок 3,0 м является предельной по габаритам разгрузочной части роторного экскаватора. Паспортная ширина добычной заходки-20-26 м.

Целесообразно рассмотреть вопрос о селективной выемки добычными

роторными экскаваторами угля и породных прослоек в зоне расщепления пласта Новый 1а. При этом порода из прослоек может непосредственно переваливаться в выработанное пространство и в последствии переэкскавироваться драглайнами при вскрытии пласта 1.

3.2. Статистический анализ зольности и влажности угля

3.2.1. Результаты статистического анализа по материалам Черемховской ГРП

Для условий Харанорского угольного разреза, когда добываемый роторными экскаваторами из четырех-пяти забоев бурый уголь усредняется по вагонно при формировании составов, необходимо решить следующие задачи: определить критические значения зольности и влажности, обеспечивающие получение наибольшего экономического эффекта или наибольшей прибыли от управления качеством угля в режиме усреднения, выявить статистические закономерности качественных характеристик угля – зольности и влажности по данным контрольного анализа службы ОТК.

Необходимость проведения дополнительных исследований качественных характеристик харанорского угля обусловлена также и сложностью строения пласта Засбросовой части карьерного поля №1.

Залегающий здесь пласт Новый 1а содержит 96,7 % всех запасов и до 10 породных прослоек мощностью от 0,1 до 3,6 м. Породные прослойки мощностью более 1 м подлежат селективной выемке и занимают внутри пласта три стратиграфических уровня. По проекту зольность угольной массы по годам эксплуатации 1990-2011 гг. колеблется от 11,7 % до 18,6 % при среднем значении 16,4 %.

В 1986 году Черемховская ГРП провела на Харанорском месторождении контрольное бурение 36 скважин.

Средние значения пластовой зольности и рабочей влажности составили, соответственно, 25,5 % и 38,2 %.

При статистической обработке результатов контрольного бурения Черемховской ГРП (пробурено 36 скважин на участке площадью $4 \times 10^6 \text{ м}^2$ по сетке $250 \times 250 \text{ м}$, глубиной от 34 м до 130 м, рис. 3.9) использованы данные по 33 скважинам (3 скважины – 18, 31, 45 – как безугольные не использованы). Анализ выполнен по 6 выборкам – три выборки сгруппировали скважины по падению пласта, т.е. в направлении подвигания фронта работ, и три выборки по простиранию пласта с севера на юг, т.е. вдоль фронта работ (табл. 3.5).

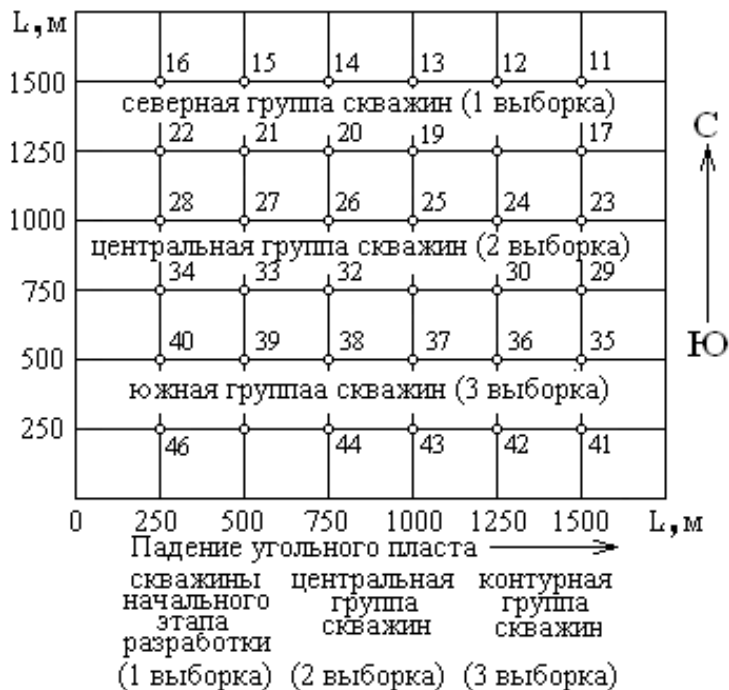


Рис.3.9. Схема расположения разведочных скважин на Харанорском месторождении бурых углей

Таблица .3.5

Выборки скважин для статистического анализа зольности и влажности по данным Черемховской ГРП

Направление в пространстве	Номера скважин в выборках		
	1 выборка	2 выборка	3 выборка
По падению пласта (по направлению отработки)	15,16,21,	13,14,19,	11,12,17,
	22,27,28,	20,25,26,	23,24,
	33,34,39,	32,37,	29,30,35,
	40,46	38,43,44	36,41,42
По простиранию пласта с севера на юг	11,12,13,	23,24,25,	35,36,37,
	14,15,16,	26,27,28,	38,39,40,
	17,19,	29,30,	41,42,43,
	20,21,22	32,33,34	44,46

Статистический анализ (выполненный на ПЭВМ в программе Microsoft Office Excel) показывает, что значения зольности колеблются в весь-

ма широком диапазоне: от 6,4 % (скв. 22) до 55,6 % (скв. 41), при среднем % значений находится в диапазоне 17,0-30,3 %, четвертая часть значений (нижняя квартиль) – от 6,4 % до 17,0 % и четвертая часть (верхняя квартиль) – от 30,3 % до 55,6 %.

Наблюдается повышение среднего (отметка 900 м, рис. 3.9) значения зольности (A^d , %) по падению пласта (рис. 3.10):

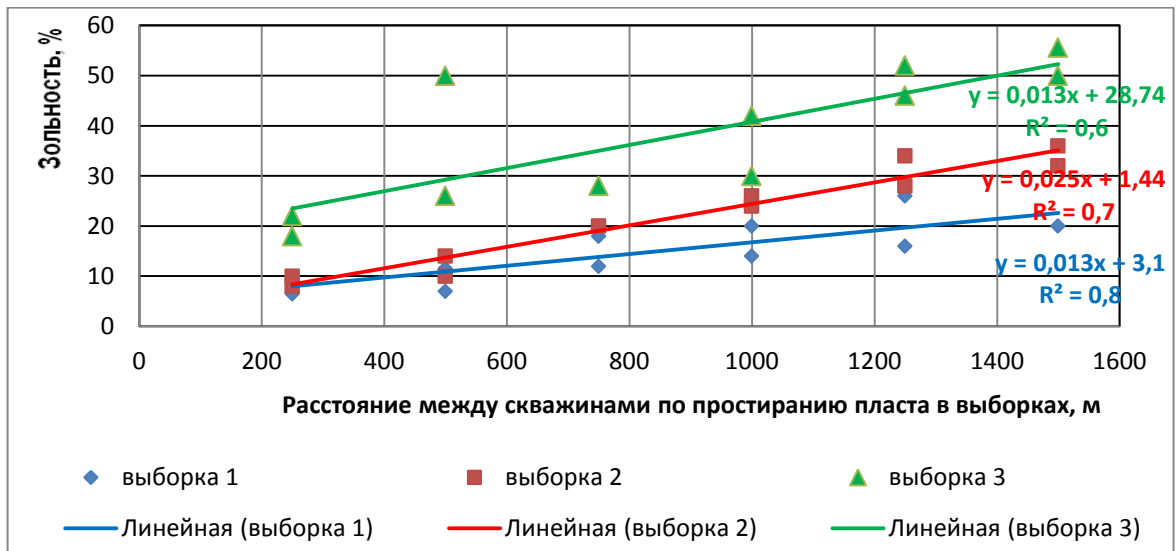


Рис. 3.10. Изменение зольности угля по падению пласта

- на начальном этапе разработки средняя величина зольности угля составляет 17,3 % (колебания зольности в скважинах выборки 1 – 6,4...28,1 %);
- в центральной группе – 25,3 % (колебания в скважинах выборки 2 составляют 8,0...36,2 %);
- в контурных скважинах – 35,1 % (колебания в скважинах выборки 3 составляют 18,0...55,6 %).

По простиранию средняя величина зольности угольного пласта (A^d , %) увеличивается с севера на юг (рис. 3.11):

- в северной группе скважин (выборка 1) средняя величина зольности угля составляет 15,5 % (колебания 6,4...50,0 %);
- в центральной группе (выборка 2) – 24 % (колебания 12,0...41,3 %);
- в южной группе (выборка 3) – 35,8% (колебания 16,0...55,6 %).

Влажность угля (W , %) колеблется в меньшей степени – от 20,6 % (скв.26) до 50,3 % (скв.35).

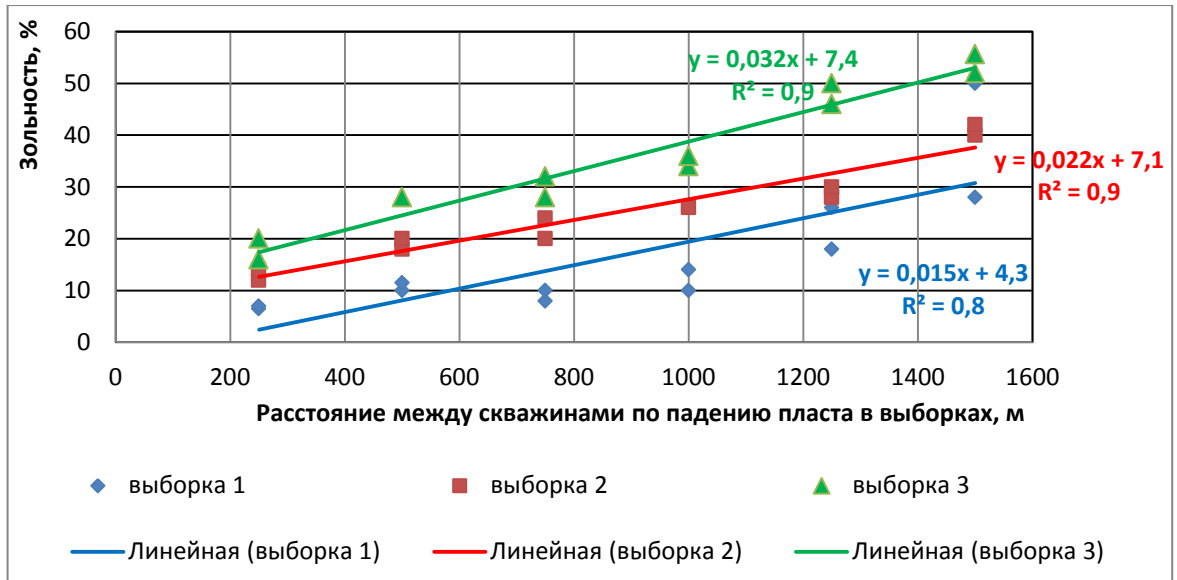


Рис. 3.11. Изменение зольности угля по простиранью пласта

В среднем влажность угля составляет 38,3 %, при этом 50 % значений находятся в диапазоне от 37,6 до 40,1 % (рис. 3.12).

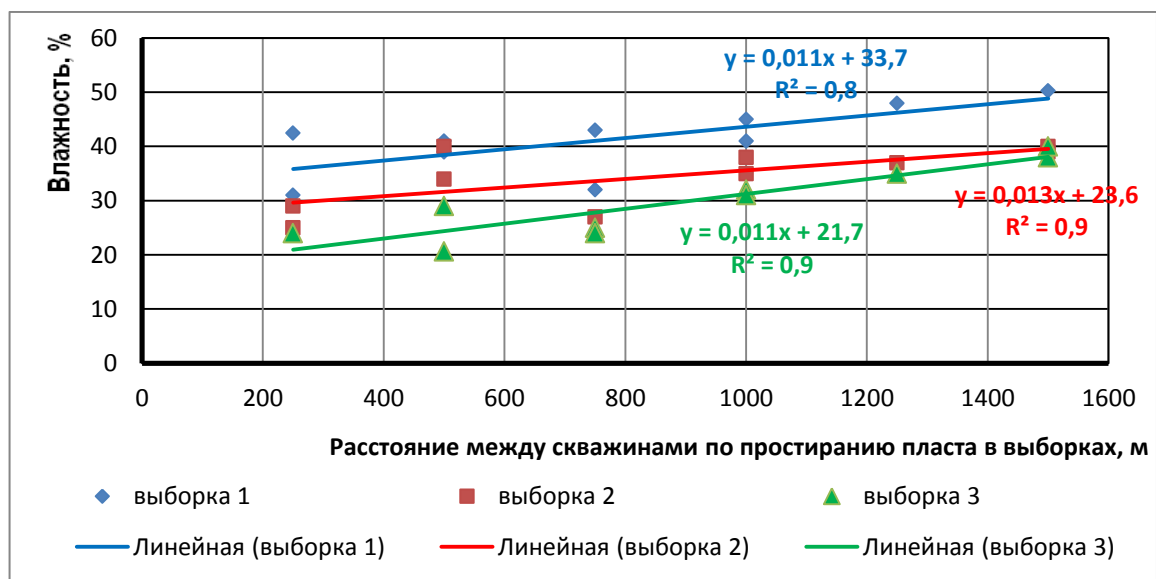


Рис. 3.12. Изменение влажности угля по падению пласта

Доверительный интервал для среднего (с надежностью 95 %) находится в пределах 34,7-40,5 % для северной группы скважин и в пределах 35,8-42,1 % для южной группы скважин.

Наблюдается некоторое уменьшение влажности по падению пласта: 1-я выборка – 41,3 % (от 31 до 50 %), 2-я выборка – 36,6 % (от 24 до 40 %), 3-я выборка – 30,2 % (от 20 до 39 %) (рис. 3.12).

Незначительное повышение влажности угля наблюдается в направлении с севера на юг по простиранию пласта (северная группа – 30,48 %, в центре – 32,94 %, южная – 39,48 %) (рис. 3.13).

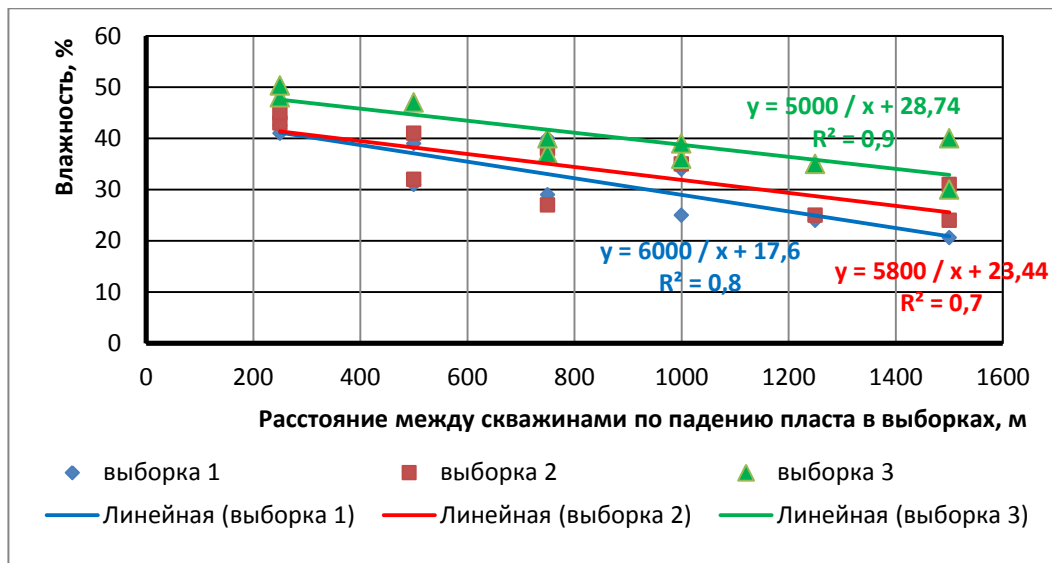


Рис. 3.13. Изменение влажности угля по простиранию пласта

Полученные зависимости позволяют прогнозировать качество добываемого угля в забое каждого экскаватора.

В связи с этим при многозабойной разработке угольного пласта запланированный режим работы экскаваторов и их производительность обеспечивают стабилизацию качества товарного угля за счет его усреднения в транспортном потоке.

3.2.2. Результаты статистического анализа зольности и влажности угля на участке №3 по итогам работы в 2008 году

Углубленный статистический анализ выполнен по фактическим данным опробования по трем добычным забоям на участке №3 (экскаваторы №№ 1, 75 и 33). Вначале получены сводные статистические данные за каждый месяц, после чего среднемесячные (в отдельных случаях средние за 15-20 дней) значения использованы для статистического анализа данных за полугодия и за год в целом.

Всего для исследования использовано 248 значений зольности и 239 значений влажности.

Зольность угля на участке колебалась от 7,3 % (15 марта) до 58,9 % (15 июня) в течение года, т.е. практически в тех пределах, что и по данным Черемховской ГРП. При этом минимальные значения (в месяц) колебались в пределах от 7,3 % (15 марта) до 18,1 % (первая половина мая), а максимальные значения – от 25,3 % (декабрь) до 58,9 % (первая половина июня).

Среднемесячные значения зольности колебались не столь значительно – от 18,1 % в марте до 27,2 % в июне. Среднее значение зольности за первое полугодие равно 23,61 % или на 0,9 % больше, что подтверждает тенденцию увеличения зольности в направлении движения фронта добычных работ.

Влажность угля на участке колебалась от 25,5 % (15 марта) % до 42,0 % (15 мая) в течение года, т.е. в более узком диапазоне, чем по данным Черемховской ГРП. При этом минимальные значения в месяц колебались от 25,5 % (15 марта) до 37,2 % (вторая половина февраля), а максимальные значения – от 39,0 % (первая половина января и в ноябре) до 42,0 % (вторая половина мая).

Среднемесячные значения влажности колебались очень незначительно от 36,6 % в марте до 38,5 % в ноябре. Среднее – от 36,6 % в марте до 38,5 % в ноябре.

Среднее значение влажности за первое полугодие составило 37,0 %, за второе полугодие – 37,88 %, в целом за 2008 год – 37,78 %, что также подтверждает тенденцию увеличения влажности в направлении движения фронта добычных работ.

3.2.3. Статистический анализ зольности, влажности и добычи угля на участках разреза в 1-м полугодии 2009 года

Анализ данных в 1-м полугодии 2009 г. проведен с целью установления статистических закономерностей зольности, влажности и добычи угля на трех добычных участках и по разрезу в целом, позволяющих обоснованно прогнозировать их вероятное изменение и оценить возможности управления качеством угля в режиме усреднения.

Зольность угля на участке №3 колебалась от 13,9 % (8 июня) до 27,8 % (15-17 января), т.е. в более узком диапазоне, чем в 2008 г. При этом минимальные значения (за период одной декады) колебались в пределах от 13,9 % (1-я декада июня) до 20,1 % (3-я декада марта), а максимальные значения – от 18,5 % (2-я декада апреля) до 27,8 % (2-я декада января). Среднедекадные и среднемесячные значения колебались в пределах, соответственно, от 17,08 % (1-я декада июня) до 24,84 % (2-я декада января) и от 17,9 % (июнь) до 22,43 % (январь).

Следует отметить, что среднестатистические данные за декаду и за месяц отличаются от средневзвешенных не более чем на 0,39 % и на 0,40 % (по абсолютной величине, относительная разность не превышает 1,8 %). Разность средних значений составила, соответственно, минус 0,028 % и плюс 0,052 %, а за полугодие в целом плюс 0,015 % или $(0,015 / 20,245) * 100 \% = 0,07 \%$ (табл. 3.6).

Таблица 3.6

Сравнение средневзвешенных и среднестатистических значений зольности на участке №3 в 2009 г.

Месяц, декада	Средневзвешен., $A_B, \%$	Среднестат., $A_C, \%$	Разность абсолютн., $A_B - A_C, \%$	Разность отн., $(A_B - A_C) / A_B$
1	20,30	20,38	- 0,08	- 0,0039
2	24,80	24,84	- 0,04	- 0,0016
3	21,69	22,08	- 0,39	- 0,0179
январь	22,03	22,43	- 0,40	- 0,0181
1	19,84	19,86	- 0,02	- 0,0010
2	23,18	23,13	+0,05	+0,0021
3	20,21	20,06	+0,15	+0,0074
февраль	21,23	21,02	+0,21	+0,0099
1	19,19	18,96	+0,23	+0,0120
2	19,90	19,91	- 0,01	- 0,0005
3	21,60	21,72	- 0,12	- 0,0056
март	20,31	20,20	+0,11	+0,0054
1	17,68	17,71	- 0,03	- 0,0017
2	17,64	17,67	- 0,03	- 0,0017
3	23,00	22,62	+0,38	+0,0165
апрель	19,60	19,33	+0,27	+0,0138
1	20,27	20,50	- 0,23	- 0,0113
2	20,88	21,05	- 0,17	- 0,0081
3	19,93	19,85	+0,08	+0,0040
май	20,32	20,47	- 0,15	- 0,0074
1	16,77	17,08	- 0,30	- 0,0179
2	18,41	18,38	+0,03	+0,0016
3	18,26	18,27	- 0,01	- 0,0005
июнь	18,18	17,91	+0,27	+0,0148
среднее	20,245	20,23	+0,015	+0,0007

Следовательно, среднестатистическими данными зольности до уровня среднедекадных значений можно оперировать без существенной потери достоверности.

С целью выявления тенденций в изменении зольности на участке выполнены расчеты доверительных интервалов для средних значений зольности за 1-е и 2-е полугодия 2008 г. и за 1-е полугодие 2009 г. (табл.3.7).

Таблица 3.7

**Статистические характеристики зольности угля
на участке №3 в 2008 г. и 2009 г.**

Период наблюдений	Число измерений	Среднее A_{cp} , %	Ср.кв.откл.S К-т вар. V	К-т Стюд. t	Доверит. Инт. A_{cp} , %
1-е полугодие 2008 г.	142	22,71	7,76/0,34	1,97 3,33	21,42-24,00 20,54-24,88
2-е полугодие 2008 г.	106	23,61	5,06/0,21	1,98 3,33	22,64-24,58 21,98-25,24
Среднее за 2008 г.	248	23,09	6,73/0,29	1,96 3,30	22,25-23,93 21,68-24,50
1-е полугодие 2009 г.	175	23,93	1,71/0,08	1,97 3,33	19,98-20,48 19,81-20,65

Результаты расчетов показывают, что среднее значение зольности во 2-м полугодии 2008 г. на 0,90 % больше средней зольности в 1-м полугодии.

В 1-м полугодии 2009 г. зольность угля увеличилась по сравнению со средним значением за 2008 г. на 0,84 %, а по сравнению с 1-м полугодием – на 1,22 %, по сравнению со 2-м полугодием – на 0,32 %.

Как видно из сравнения доверительных интервалов за исследованные периоды среднее значение за 1-е полугодие 2009 г. с доверительной вероятностью $P = 95$ % не входит в доверительные интервалы средних значений зольности за 2008 г. (то же и для $P = 99,9$ %).

Аналогично средние значения зольности за 2008 г. не входят в доверительные интервалы для среднего за 1-е полугодие 2009 г. как при $P = 95$ % так и при $P = 99,9$ %. Вероятность того, что среднее значение зольности за 1-е полугодие 2009 г. меньше средней зольности за 1-е пол. 2009 г. на 0...0,73 % составляет 84,4 % и на 0...4,23 % - 96,6 %, а в среднем на 2,48 % - 90,5 %.

Вероятность же того, что средняя зольность за 1-е полугодие 2009 г. на 0,11 % больше средней зольности за 1-е полугодие 2008 г. не превышает

$((20,65 - 20,54)/(20,65 - 19,81)) * 99,9 = 13,1$ %. Средняя зольность за 1-е полугодие 2009 г. со 100%-ной вероятностью меньше средней зольности за весь 2008 г. на 1,03 - 4,69 % или в среднем на 2,86 %.

Зольность за 2009 г. отличается высокой стабильностью - среднеквадратические отклонения в несколько раз меньше, чем в 2008 г., соответственно, значительно меньше величины доверительных интервалов - +/-1,29% в 1-м полугодии 2008 г., +/-0,97 % во 2-м полугодии 2008 г., +/-0,25 % в 1-м полугодии 2009 г. для P = 95 %.

Доверительные интервалы при P = 99,9 % больше доверительных интервалов при P = 95 % в 1,68 раз (например, в 1-м полугодии 2008 г. он составляет +/-1,29*1,68 = +/-2,17 %). Средняя зольность угля в 2009 г. на участках №1 и №6 меньше, чем на участке №3, соответственно, на 3,3 % и 2,3 % (табл.3.8).

Таблица 3.8

Статистические характеристики зольности по участкам и разрезу в целом за 1-е полугодие 2009 г.

Участок		Число измер.	Зольность A, %			Ср.кв Откл. S, %	К-т вар., V	Доверит.инт-л A _{ср} при довер. Вер. P, %	
			мин.	макс.	сред.			95 %	99,9%
1		175	14,9	19,3	16,9	0,6	0,04	16,8 - - 17,0	16,7 - - 17,0
3	ЧГРП	33	6,4	55,6	25,3	12,4	0,49	20,9 - - 29,7	17,5 - - 33,1
	2008	248	7,3	58,9	23,1	6,7	0,29	22,2 - - 23,9	21,7 - - 24,5
	2009	248	13,9	27,8	23,9	1,7	0,08	20,0 - - 20,5	19,8 - - 20,6
6		173	16,2	23,3	17,9	0,6	0,03	17,8 - - 18,0	17,8 - - 18,1
Разрез		175	16,8	21,6	18,3	0,7	0,04	18,2 - - 18,4	18,1 - - 18,4

На этих участках колебания зольности также значительно меньше - среднеквадратические отклонения и коэффициенты вариации почти в 3 раза меньше, чем на участке №3.

Расчеты доверительных интервалов для средних значений зольности по участкам и по разрезу в целом показывают, что с высокой степенью

надежности (доверительная вероятность $P = 99,9 \%$) фактическая средняя зольность угля на участке 1 превышает среднее значение (норма) и предельно допустимое согласно ТУ-63-67-04-85 (табл. 3.9) на 2,8-3,1 % и 0,2-0,5 %, соответственно.

Таблица 3.9

**Технические условия на угли разреза «Харанорский»
ТУ-63-67-04-85**

Участки	Vdof сред. %	Sd сред. %	Зольность A_d , %		Влажность W , %		Q, ккал / кг (тах тепло- та сгорания)
			средняя (норма)	предельная	средняя (норма)	предельная	
Г-П уст уч-к №1	44,5	0,4	13,9 2,8+3,1	16,5 0,2+0,5	39,5	41,0	6580
Засброс часть Уч-к №3	44,8	0,4	22,0 -0,3+2,5 -2,2-1,4	27,0 -5,3-2,5 -7,2-6,4	40,0	42,0	6580
Карьер. Поле №2 Уч-к №6	44,7	0,4	18,6 -0,8-0,5	23,6 -5,8-5,5	40,0	42,0	6570

В свою очередь, среднее значение зольности на участке № 6 меньше средней зольности согласно ТУ на 0,5-0,8 %.

Эти отклонения не обусловлены технологическими факторами или систематическими ошибками определения зольности службой ОТК, а являются объективной характеристикой природного состояния угля, поэтому могут служить основанием для корректировки ТУ на бурые угли разреза «Харанорский».

**3.2.4. Результаты статистического анализа зольности и влажности
угля на участке №3 по итогам работы в 2011 году**

Углубленный статистический анализ выполнен по фактическим данным опробования по двум добычным забоям на участке №3 (экскаваторы №№ 75 и 33).

Вначале получены сводные статистические данные за каждый месяц, после чего среднемесячные (в отдельных случаях средние за 15-20 дней) значения использованы для статистического анализа данных за полугодия и за год в целом.

Всего использовано 200 значений зольности и 200 значений влажности. Зольность угля на участке колебалась от 16,4 % до 51,2 % в течение года, т.е. практически в тех пределах, что и по данным Черемховской ГРП. При этом минимальные значения (в месяц) колебались в пределах от 16,4 % до 35,0 %.

Влажность угля на участке колебалась от 34,9 % - до 39,9 % в течение года, т.е. в более узком диапазоне, чем по данным Черемховской ГРП. При этом минимальные значения в месяц колебались от 34,9 до 39,9 %.

3.2.5. Статистический анализ зольности, влажности и добычи угля на участках разреза в 1-м полугодии 2011 года

Анализ данных в 1-м полугодии 2011 г. проведен с целью установления статистических закономерностей зольности, влажности и добычи угля на трех добычных участках и по разрезу в целом, позволяющих обоснованно прогнозировать их вероятное изменение и оценить возможности управления качеством угля в режиме усреднения.

Зольность угля на участке №3 колебалась от 16,4 % (3 января) до 51,2 % (12 января), т.е. в более узком диапазоне, чем в 2010 г.

При этом минимальные значения (за период одной декады) колебались в пределах от 16,4 % (1-я декада января) до 25,0 % (1-я декада января), а максимальные значения - от 16,6 % (2-я декада апреля) до 51,2 % (2-я декада января).

Среднедекадные и среднемесячные значения колебались в пределах, соответственно, от 17,08 % (1-ая декада июня) до 24,84 % (2-ая декада января) и от 17,9 % (июнь) до 22,43 % (январь).

Следует отметить, что среднестатистические данные за декаду и за месяц отличаются от средневзвешенных не более чем на 0,39 % и на 0,40 % (по абсолютной величине, относительная разность не превышает 1,8 %). Разность средних значений составила, соответственно, минус 0,028 % и плюс 0,052 %, а за полугодие в целом плюс 0,015 % или $(0,015/20,245) * 100 \% =$

0,07 %. Следовательно, среднестатистическими данными зольности до уровня среднедекадных значений можно оперировать без существенной потери достоверности.

С целью выявления тенденций в изменении зольности на участке выполнены расчеты доверительных интервалов для средних значений зольности за 2011 г (табл. 3.10).

Таблица 3.10

Статистические характеристики зольности по участкам и разрезу в целом за 2011 год

Участок	Число измер.	Зольность А, %			Ср.кв Откл. S, %	К-т вар., V	Доверит.инт-л А _{ср} при довер. Вер. P, %		
		мин.	макс.	Сред.			95 %	99,9%	
1	105	14,9	19,3	16,9	0,6	0,04	16,8 - - 17,0	16,7 - - 17,0	
3	ЧГРП	33	6,4	55,6	25,3	12,4	0,49	20,9 - - 29,7	17,5 - - 33,1
	2011	200	16,4	51,2	33,8	6,7	0,29	22,2 - - 23,9	21,7 - - 24,5
6	210	16,2	23,3	17,9	0,6	0,03	17,8 - -18,0	17,8 - - 18,1	
Разрез	515	16,8	21,6	18,3	0,7	0,04	18,2 - - 18,4	18,1 - - 18,4	

Результаты расчетов показывают, что среднее значение зольности во 2-м полугодии 2011 г. на 0,90 % больше средней зольности в 1-м полугодии, и это доказывает, что имеет место устойчивая тенденция к увеличению зольности по падению пласта в направлении движения фронта работ.

Фактический объем отгруженного угля по Засбросовой части ОАО разреза «Харанорский» за 2007-2011 гг. и среднемесячные плановые и фактические показатели его качества за этот же период приведены на рис. 3.14, 3.15, 3.16.

Полученные зависимости подтверждают аналитически выявленные закономерности изменения зольности и влажности угля Харанорского месторождения по падению пласта.

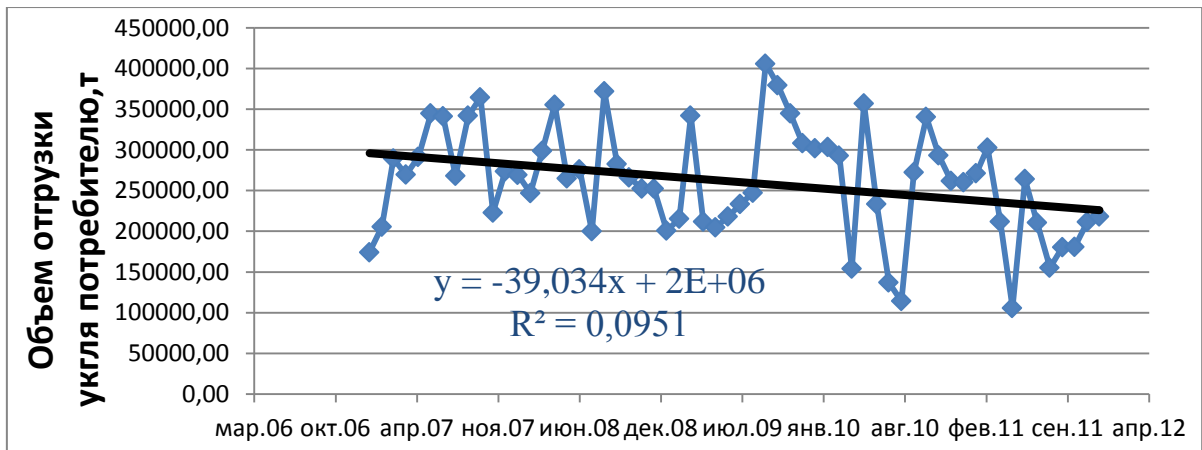


Рис. 3.14. Объем отгруженного угля потребителю за 2007...2011 гг.

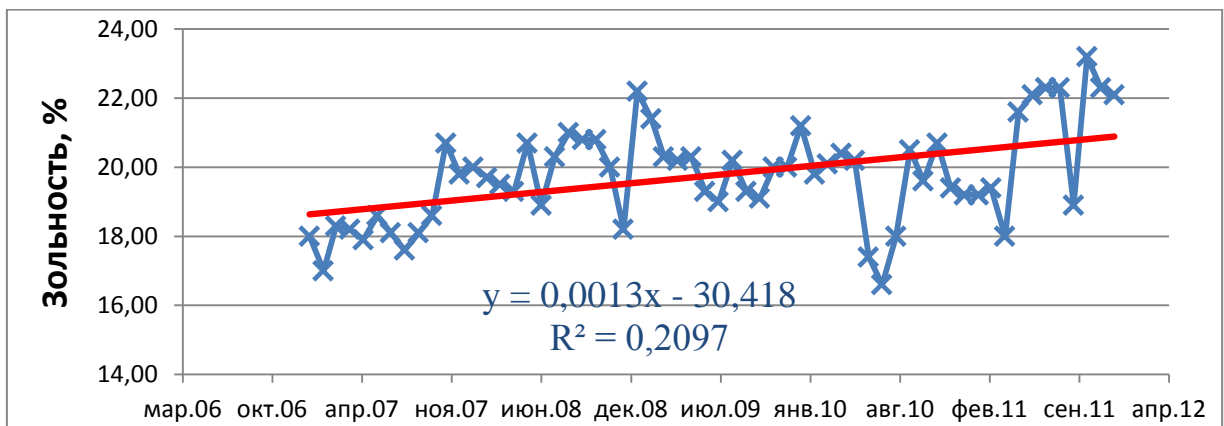


Рис. 3.15. Изменение зольности отгруженного угля за 2007...2011 гг.

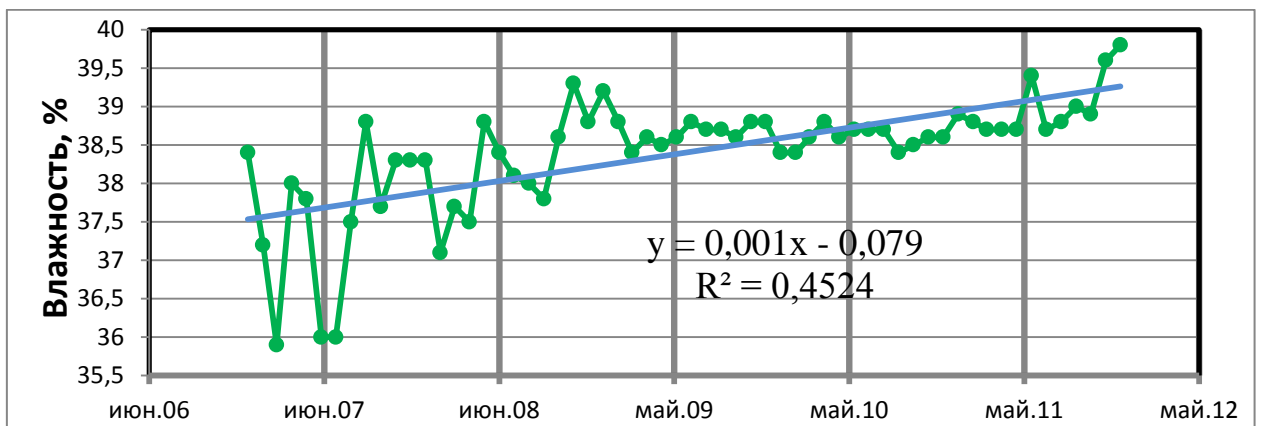


Рис. 3.16. Изменение влажности отгруженного угля за 2007...2011 гг.

Оперативное управление технологическим процессом добычи угля из разных забоев на основе выявленных закономерностей изменения зольности и влажности угля, как по простиранию, так и по падению пласта, обеспечило стабилизацию качества отгруженного угля по Засбросовой части ОАО «Разрез Харанрский» в 2012 году. Величина зольности ($A_{cp} = 18,2...19\%$) и влаж-

ности ($W_{\text{ср}} = 38,3 \dots 39,6 \%$) угля в транспортных потоках не выходила за рамки плановых значений соответственно: $A_{\text{пл}} = 18,2 \%$, $W_{\text{пл}} = 39,6 \%$.

3.3. Выводы

1. Среднестатистическими данными зольности до уровня среднедекадных значений можно оперировать без существенной потери достоверности. Среднестатистические данные за декаду и за месяц отличаются от средневзвешенных не более чем на 0,39 % и на 0,40 % соответственно.

2. Наблюдается повышение среднего значения зольности угля по падению пласта: на начальном этапе разработки средняя величина зольности угля составляет 17,3 % (от 6,4 до 28,1 %); в центральной части исследуемого участка месторождения – 25,3 % (от 8,0 до 36,2 %); по контуру месторождения – 35,1 % (от 18,0 до 55,6 %).

3. По простиранию средняя величина зольности угля увеличивается с севера на юг: в северной части исследуемого участка месторождения она составляет 15,5 % (колебания 6,4...50,0 %); в центральной части – 24 % (колебания 12,0...41,3 %) ; в южной части – 35,8% (колебания 16,0...55,6 %).

4. Влажность угля колеблется в меньшей степени – от 20,6 % (скв.26) до 50,3 % (скв.25), составляя в среднем 38,3 %, при этом 50 % значений находятся в диапазоне от 37,6 до 40,1 %.

5. Фактическая средняя зольность угля на участке 1 превышает среднее значение (норма) и предельно допустимое согласно ТУ-63-67-04-85, соответственно на 2,8-3,1 % и 0,2-0,5 %.

Глава 4. МЕТОДИКА СУТОЧНОГО ПЛАНИРОВАНИЯ ДОБЫЧИ УГЛЯ С УЧЕТОМ ТРЕБОВАНИЙ КАЧЕСТВА И ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДЛЯ УСЛОВИЙ ХАРАНОРСКОГО РАЗРЕЗА

4.1. Исходные положения.

Большие объемы добычи, усложнение горно-геологических условий и возрастающее значение экономической эффективности контроля и управления качеством определяют необходимость разработки методики оперативного планирования суточной добычи угля с учетом качественных характеристик угля в добычных забоях, экономической эффективности управления в режиме усреднения с учетом технических и договорных требований к качеству и технологических возможностей.

Планирование качества угля – это совокупность расчетных операций по составлению планов горных работ с целью выделения в недрах определенных объемов (блоков) угля с оценкой количества и показателей качества угля в них и определения последовательности (одновременности) их добычи. Планирование осуществляется на основе ранее полученной информации по опробованию качества и определению количества угля в недрах в отдельных забоях.

Планирование подразделяется на:

- перспективное, выравнивающее отклонения показателей качества угля за годовой и больший период времени;
- оперативное, выравнивающее отклонения показателей качества угля в квартальных и месячных объемах добычи;
- текущее – планирование качества угля в объемах сменной, суточной и недельной добычи на основе недельно-сменного графика горнотранспортных работ.

Управление качеством угля – это совокупность операций по выделению объемов угля с разными показателями качества в недрах или в потоке, по оперативному получению информации о показателях качества угля в этих объемах и на основе этого управление последовательностью (одновремен-

стью) их добычи. Управление качеством угля осуществляется в процессе горнотранспортных работ на основе недельно-сменных графиков добычи угля путем изменения нагрузки на забой, а также управлением потоком угля путем изменения очередности подачи его партий.

4.2. Краткий обзор методов оперативного планирования горных работ с учетом качества угля

Планированию горных работ с учетом качества полезного ископаемого в настоящее время уделяется особое внимание в связи с повышением требований полноты извлечения и ужесточением требований потребителей к качеству. Применительно к харанорскому углю установлены ТУ 12.36. 225-91 (для основных потребителей) – предельно-допустимые значения его качественных характеристик.

По влажности Харанорский уголь не гостирован, в то же время по договорам с этими предприятиями на сегодняшний день установлены следующие предельно-допустимые значения:

- по зольности – 18,2 %;
- по влажности – 39,6 %.

Экономический эффект от повышения качества определяется в зависимости от отклонений по следующей формуле [33]:

$$Ц = Ц_0 * [(A_{пл} - A_i) * K_a + (W_{пл} - W_i) * K_w], \quad (4.1)$$

где Ц – целевая функция;

$Ц_0$ – оптовая цена на уголь;

$A_{пл}, W_{пл}$ – плановые показатели зольности и влажности;

A_i, W_i – показатели золы и влаги на конкретном участке (забое);

K_a – коэффициент при зольности $R_A = 2,5$;

K_w – коэффициент при влажности $R_w = 2$.

В связи с тем, что угли Карьерных полей № 1, 2, 3 характеризуется весьма широкими колебаниями зольности и влажности по забоям возникает

необходимость определения допустимой производительности каждого добычного забоя с учетом показателей качества.

В литературе известны методы планирования, реализуемые для крупных угольных разрезов (разрез «Богатырь» в Экибастузе) на ЭВМ [60].

Математическая модель в данном случае формулируется следующим образом: из m забоев на углесборочную станцию разреза в определенной последовательности поступают составы x_{jik} , груженные углем, с зольностью A_{jik} в каждом.

Требуется сформировать из составов маршруты таким образом, чтобы соблюдался критерий оптимальности.

В качестве критерия оптимальности для решения задач оперативного планирования добычных работ в режиме усреднения качества здесь предлагается известный критерий минимизации максимального отклонения средневзвешенной зольности угля в j -том маршруте от планового значения:

$$\max_{1 \leq j \leq n} \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{k=1}^e x_{jik} Q_{jk} A_{jik}}{\sum_{i=1}^m \sum_{k=1}^e x_{jik} Q_{jk}} - A_{пл} \rightarrow \min \quad (4.2)$$

При этом должны соблюдаться следующие ограничения:

$$\sum_{i=1}^m \sum_{k=1}^e \sum_{j=1}^n x_{jik} = L; \quad (4.3)$$

$$\sum_{i=1}^m \sum_{k=1}^e x_{jik} = H_j; \quad j=1, n \quad (4.4)$$

$$\sum_{j=1}^n x_{jik} = 1; \quad i=1, m; \quad k=1, e \quad (4.5)$$

$$\max_{i, k} \{ T_{i, k} | x_{jik} = 1 \} \leq \min_{i, k} \{ \tau_{ik} | x_{jik} = 1 \}, \quad j=1, n \quad (4.6)$$

где $x_{jik} = \begin{cases} 1 & \text{если } k\text{-й состав с } i\text{-го забоя,} \\ & \text{включается в } j\text{-й маршрут,} \\ 0 & \text{в противном случае;} \end{cases}$

i – номер забоя;

j – номер маршрута;

k – номер груженого состава из i -того забоя;

q_{ik} – грузоподъемность k -го состава из i -го забоя;

$A_{пл}$ – плановое значение зольности угля в маршруте;

L – общее число составов, отправляемых потребителям в течение планового отрезка времени;

N_i – число груженых составов в маршруте;

T_{ik} – время прибытия k -го груженого состава из i -го забоя на углесборочную станцию;

τ_{ik} – планируемое время отправления k -го состава потребителям.

В приведенной математической модели при выполнении условия (4.2) достигается стабильность качества угля в маршрутах, отправляемых потребителям в течение планового отрезка времени. Согласно приведенной математической модели был разработан эвристический алгоритм, который сводится к расчету в следующей последовательности:

1. Рассчитывается время поступления груженых угольных составов на углесборочную станцию с учетом времени прибытия порожних вагонов МПС на разрез и порядка загрузки угольных и породных вагонов в добычных забоях.

2. Множество локомотивов L разбивается на подмножества j (маршруты).

3. Каждому элементу подмножества соответствует зольность состава A_{jik} , грузоподъемность q_{ik} , время поступления T_{ik} и планируемое время отправления состава потребителям τ_{ik} .

4. Строится матрица $\|A_{jik}\|$.

5. Вычисляется отклонение средневзвешенной зольности угля от планового значения:

$$\left| \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{k=1}^e A_{jik} q_{ik}}{\sum_{i=1}^m \sum_{k=1}^e q_{ik}} - A_{пл} \right| = \left| \Delta A_{jik} \right| \quad (4.7)$$

6. Определяется допустимое отклонение средневзвешенной зольности угля в маршруте от планового значения.

7. Проверяются все условия.

8. Осуществляется печать результатов решения задачи.

В работе [33] доказывается, что прогнозировать и оптимизировать качество угля можно на основе применения математических моделей, имитирующих весь процесс угледобычи от подготовки исходных геологических данных до получения экономических показателей. Математическая модель разрабатывается в следующей последовательности:

1. На ЭВМ производится подготовка исходных геологических данных для оптимизации качества угля.

2. На основе исходных геологических данных, подготовленных на ЭВМ, оптимизируется качество добываемого угля с перебором вариантов технологии отработки пластов.

Разработанная на этой стадии математическая модель имитирует весь процесс угледобычи.

3. Дается экономическая оценка эффективности оптимизации качества добываемого угля.

Разработанный в этой работе алгоритм подготовки исходных геологических данных и полученные эмпирические зависимости послужат исходными данными для дальнейшей разработки математической модели, имитирующей весь процесс разработки сложноструктурных пластов в режиме обеспечения оптимального качества добываемого угля.

4.3. Формулировка задачи планирования добычных работ для условий Харанорского разреза

Планированию горных работ с учетом качества полезного ископаемого в настоящее время уделяется особое внимание в связи с повышением требований полноты извлечения и ужесточением требований потребителей к качеству.

Для условий разреза, когда добываемый роторными экскаваторами из четырех-пяти забоев уголь усредняется повагонно при формировании составов, необходимо решить следующие задачи: определить критические значения зольности и влажности, обеспечивающие получение наибольшего экономического эффекта или наибольшей прибыли от управления качеством угля в режиме усреднения, выявить статистические закономерности качественных характеристик угля – зольности и влажности по данным контрольного анализа службы ОТК разреза, разработать методику планирования горных работ.

Для выполнения данной работы применяем программы расчета на ЭВМ из комплекса программ «STATGRAF»: сводная статистика, полно-экранная симплекс-процедура.

Для расчета использованы фактические данные по ОАО «Разрез Харанорский» по зольности, влажности угля и производительности 2-х добычных участков (3-е карьерное поле и объединенный фронт) за июль 2010 года и 2011 год при работе 5-и добычных экскаваторов №83, №87, №33, №1, №75 (табл. П.1, Приложение 3), а также цена на уголь и полная себестоимость добычи 1 тонны угля.

При использовании программы «Сводная статистика» в ЭВМ вводили фактические данные отдельно по влажности, зольности и производительности по каждому экскаватору за все дни, в которые он работал в этом месяце. В результате расчетов получены средние значения, стандартные отклонения, минимум, максимум вводимых данных отдельно по зольности, влажности и производительности по каждому экскаватору.

Эти данные использованы для решения задачи планирования добычных работ методом линейного программирования с учетом требуемого качества угля.

Задача формулируется следующим образом:

- целевая функция, максимизирующая суммарную добычу угля по разрезу в

целом

$$Z = \sum_{i=1}^m x_i \rightarrow \max, \quad (4.8)$$

где m – число забоев (участков);

x_i – суточная добыча угля из i -ого забоя.

При этом необходимо соблюдать следующие ограничения:

- по зольности:

$$\left(\sum_{i=1}^m x_i A_i \right) / \left(\sum_{i=1}^m x_i \right) \leq A_{\text{пл}} ; \quad (4.9)$$

- по влажности:

$$\left(\sum_{i=1}^m x_i W_i \right) / \left(\sum_{i=1}^m x_i \right) \leq W_{\text{пл}} ; \quad (4.10)$$

- по производительности:

$$\sum_{i=1}^m x_i \geq Q_{\min i} , \quad (4.11)$$

$$\sum_{i=1}^m x_i \leq Q_{\max i} . \quad (4.12)$$

Ограничения (4.11) и (4.12) могут распространяться как на отдельные экскаваторы (забои), так и на отдельные добычные участки и разрез в целом.

Минимальная и максимальная производительности участков и разреза в целом связаны с поставками вагонов.

При известной массе угля в одном груженом вагоне достаточно просто определить соответствующие коэффициенты при искомым переменных в ограничениях.

При необходимости могут вводиться свои ограничения по зольности и влажности для отдельных забоев и участков.

В данной задаче в качестве целевых функций целесообразно использовать следующие критерии: экономическая эффективность от повышения качества угля в режиме усреднения, производительность (суточная добыча) разреза, прибыль.

Максимальный экономический эффект от повышения качества определяется в зависимости от отклонений по следующей формуле:

$$Z = \Theta = \sum_{i=1}^m \Pi_0 [(A_{\text{пл}} - A_i) \cdot \kappa_A \cdot x_i + (W_{\text{пл}} - W_i) \cdot \kappa_w \cdot x_i] \rightarrow \max, \quad (4.13)$$

где Z – целевая функция, тыс.р.;

Π_0 – цена за 1 т угля, р.;

$A_{\text{пл}}, W_{\text{пл}}$ – плановые показатели, соответственно, по зольности и влажности, %;

A_i, W_i – фактические показатели зольности и влажности угля в i -ом забое, %;

κ_A, κ_w – коэффициенты доплат (вычетов) при отклонении, соответственно, фактической зольности и влажности от плановых значений, $\kappa_A = 2,5$; $\kappa_w = 2$;

x_i – суточная добыча угля в i -ом забое, тыс.т.

Экономический эффект от повышения качества представляет собой часть прибыли от реализации угля, поэтому результаты решений по этим двум критериям очевидно будут одинаковыми при единой плановой себестоимости добычи угля по забоям (по участкам), равной плановой себестоимости добычи угля по разрезу в целом.

Разумеется, при различной себестоимости добычи угля по участкам результаты решений будут разными.

В связи с тем, что на разрезе не планируется определять себестоимость добычи угля по участкам и нет фактических данных, по которым можно было бы её определить, поэтому в данной работе принята единая плановая себестоимость добычи угля по разрезу.

Если в качестве целевой функции принимается максимальная суточная добыча угля, то уравнение (4.8) запишется в следующей форме:

$$Z = Q_c = x_1 + x_2 + x_3 + x_4 + x_5 + x_6 \rightarrow \max, \quad (4.14)$$

где $x_1 \dots x_6$ – суточная добыча угля соответственно их 1...6 забоев, тыс. т.

При вводе данных на ЭВМ в экранную таблицу симплекс-процедуры коэффициенты при x_i принимают равными единице.

При использовании целевой функции, максимизирующей прибыль от реализации угля с учетом приплат за повышение качества угля, расчет коэффициентов при искомым производительностях добычных забоев производится по формуле:

$$Z = \Pi = \sum_{i=1}^m \Pi_0((A_{пл} - A_i)k_A x_i + (W_{пл} - W_i)k_w x_i) + \Pi_0 \sum_{i=1}^m x_i - C_{пл} \sum_{i=1}^m x_i \rightarrow \max, (4.15)$$

где $\Pi = \Pi - Z \pm \Theta_k$;

$C_{пл}$ – плановая себестоимость 1 т угля, р / т.

При вычислении коэффициентов при x_1, \dots, x_m в ограничениях используем следующие формулы:

- для зольности

$$\begin{aligned} (x_1 A_1 + x_2 A_2 + \dots + x_m A_m) / (x_1 + x_2 + \dots + x_m) &\leq A_{пл} \text{ или} \\ x_1(A_1 - A_{пл}) + x_2(A_2 - A_{пл}) + \dots + x_m(A_m - A_{пл}) &\leq 0, \end{aligned} (4.16)$$

где x_1, x_2, \dots, x_m – производительность забоев;

A_1, A_2, \dots, A_m – зольность 1, 2, ... m-го забоев;

$A_{пл}$ – плановая зольность (в июле 2010 г. $A_{пл} = 18,8 \%$);

- для влажности

$$\begin{aligned} (x_1 W_1 + x_2 W_2 + \dots + x_m W_m) / (x_1 + x_2 + \dots + x_m) &\leq W_{пл} \text{ или} \\ x_1(W_1 - W_{пл}) + x_2(W_2 - W_{пл}) + \dots + x_m(W_m - W_{пл}) &\leq 0, \end{aligned} (4.17)$$

где W_1, W_2, \dots, W_m – влажность 1, 2, ... m-го забоев;

$W_{пл}$ – плановая влажность (в июле 2010 г. $W_{пл} = 39,7 \%$).

Показатели фактической ежесуточной добычи угля, зольности и влажности по участкам и экскаваторам №1, №33, №75, №83, №87, за июль 2010 года и 2011 год приведены в приложении 4 (табл. П.1).

Графики изменения фактической производительности роторных экскаваторов и разреза в целом в течение июля 2010 года показаны на рис. 4.1, 4.2.

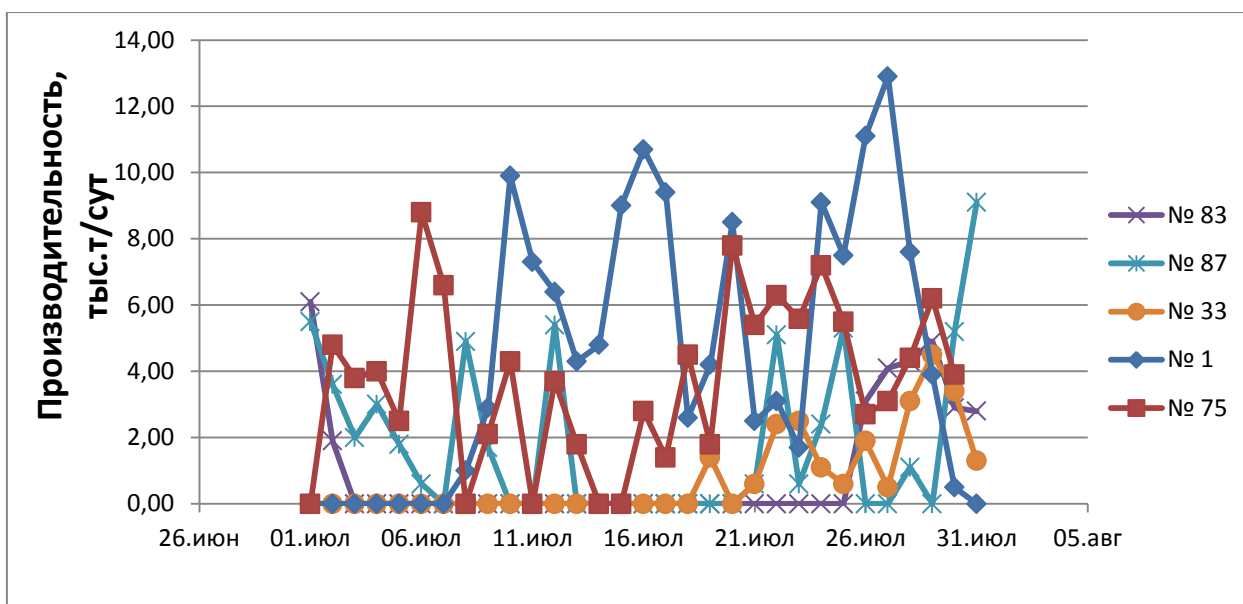


Рис. 4.1. Объемы добычи угля в июле 2010 г. по экскаваторным забоям

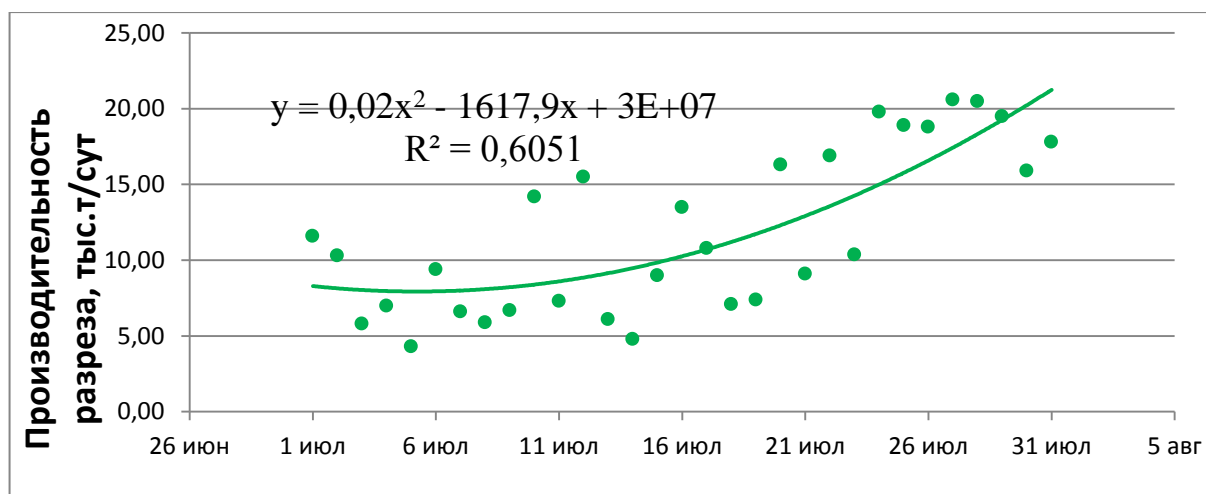


Рис. 4.2. Изменение суточной производительности разреза в июле 2010 г

Графики изменения средневзвешенной фактической зольности и влажности за июль 2010 года приведены на рис. 4.3 и 4.4.

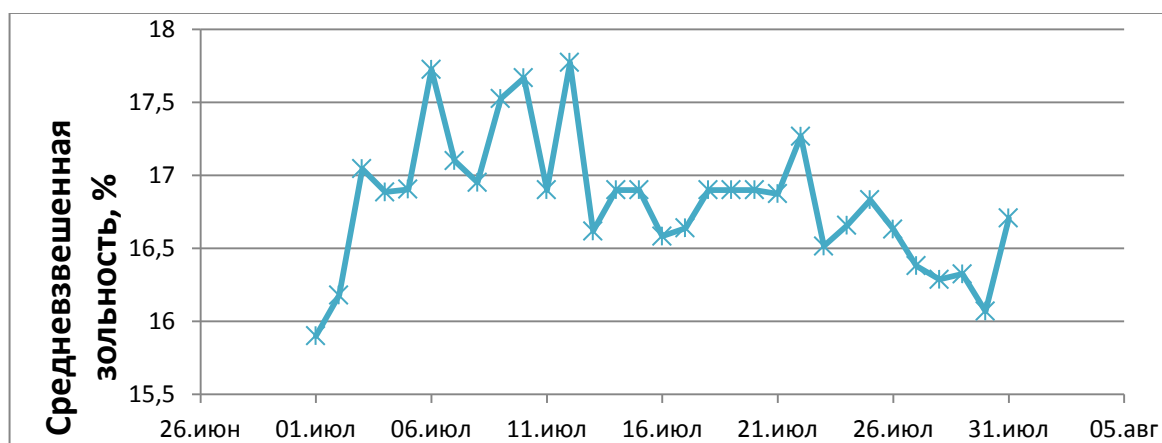


Рис. 4.3. Изменение средневзвешенной зольности в июле 2010 г.

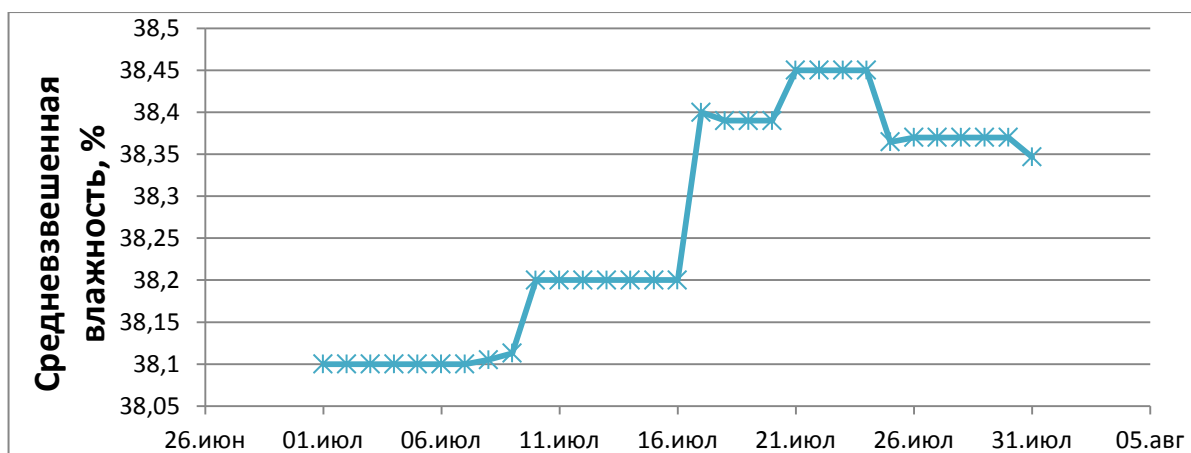


Рис. 4.4. Изменение средневзвешенной влажности в июле 2010 г.

Изменение фактической средневзвешенной зольности угля по разрезу за 2011 год отражено на рис. 4.5.

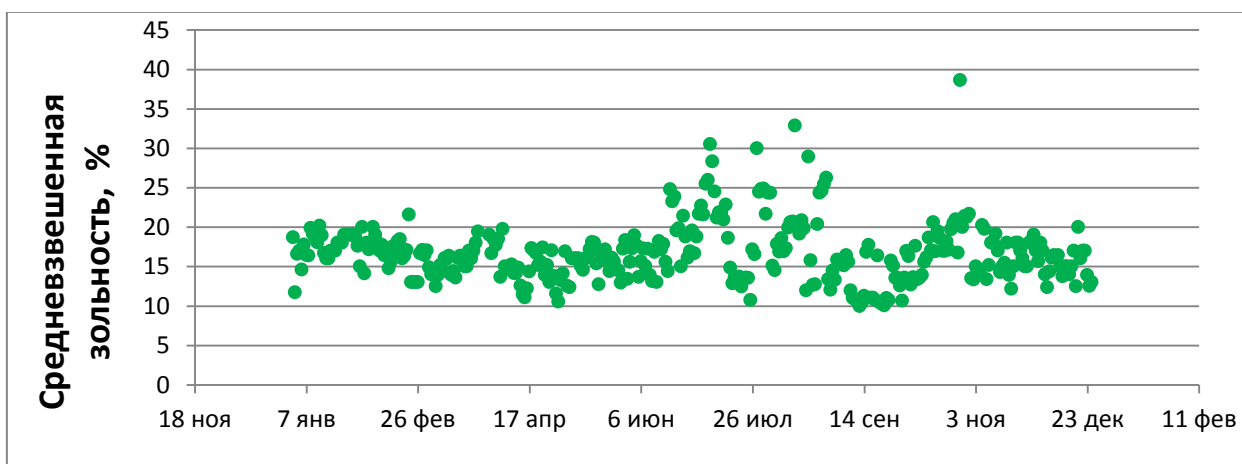


Рис. 4.5. Изменение средневзвешенной зольности по разрезу за 2011 год

Графики изменения производительности разреза и забойных экскаваторов занятых на добыче угля в 2011 году приведены на рис. 4.6...4.11.

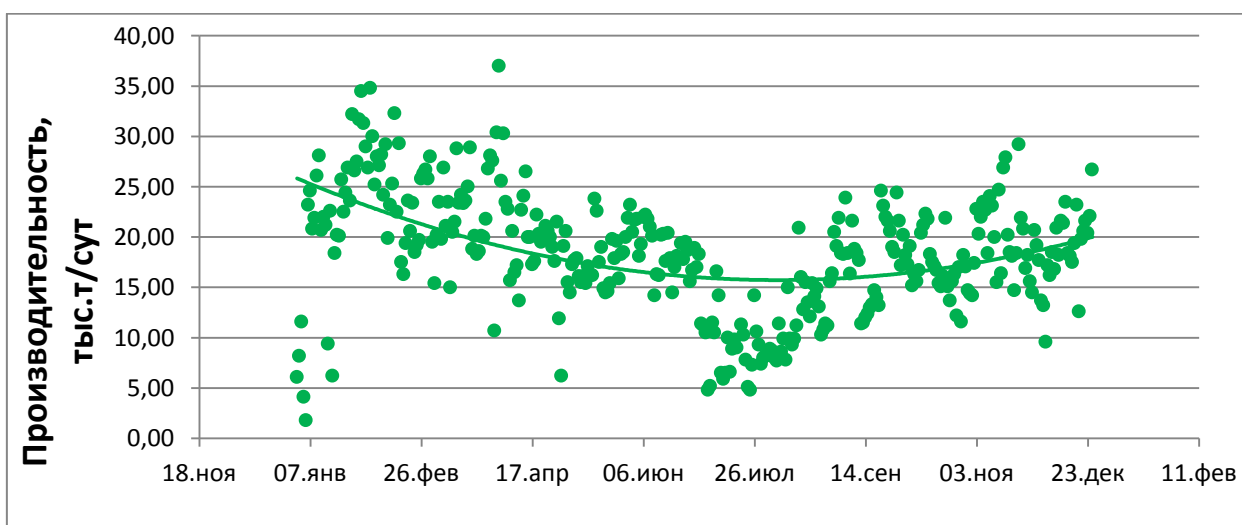


Рис. 4.6. Изменение производительности разреза за 2011 г.

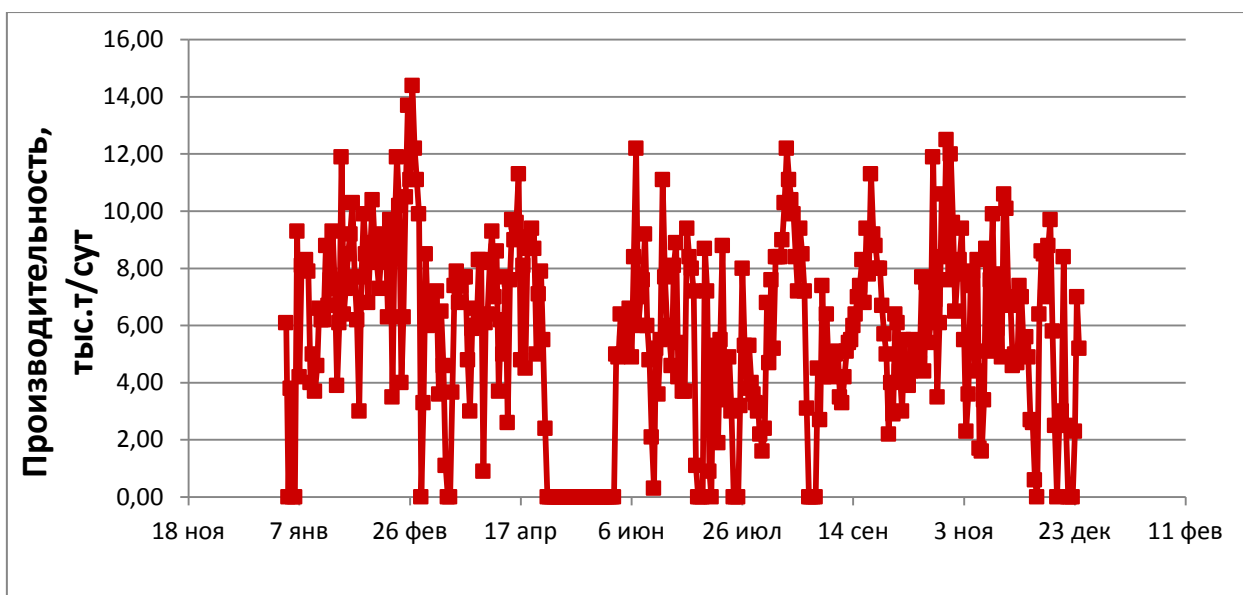


Рис. 4.7. Изменение производительности экскаватора №75 за 2011 г.

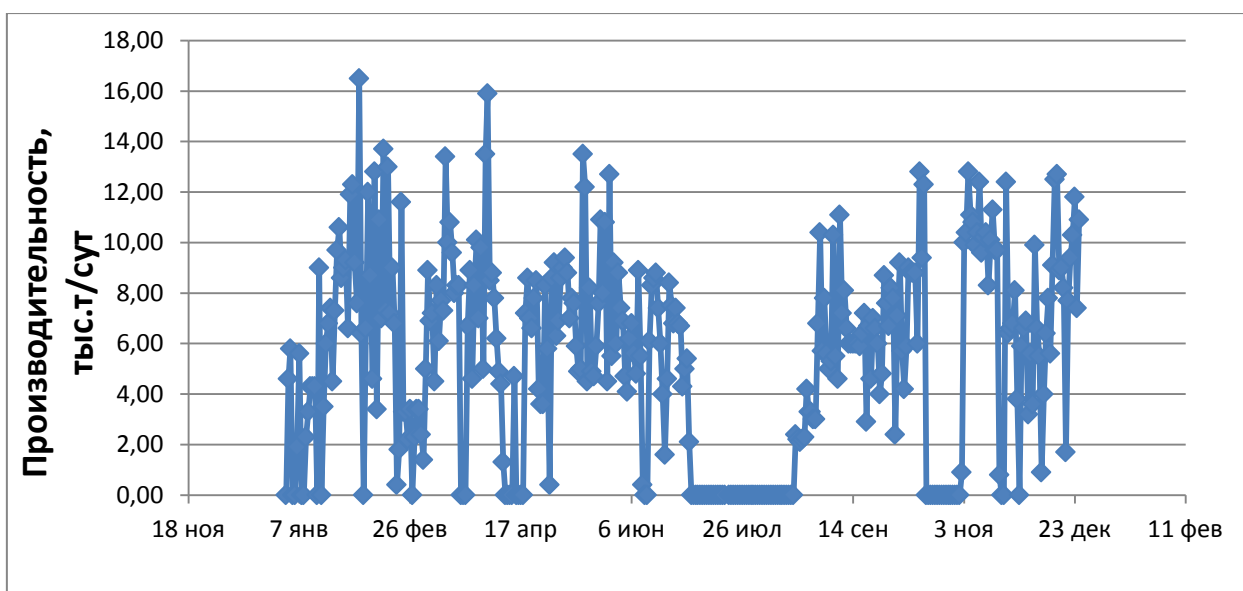


Рис. 4.8. Изменение производительности экскаватора №1 за 2011 г.

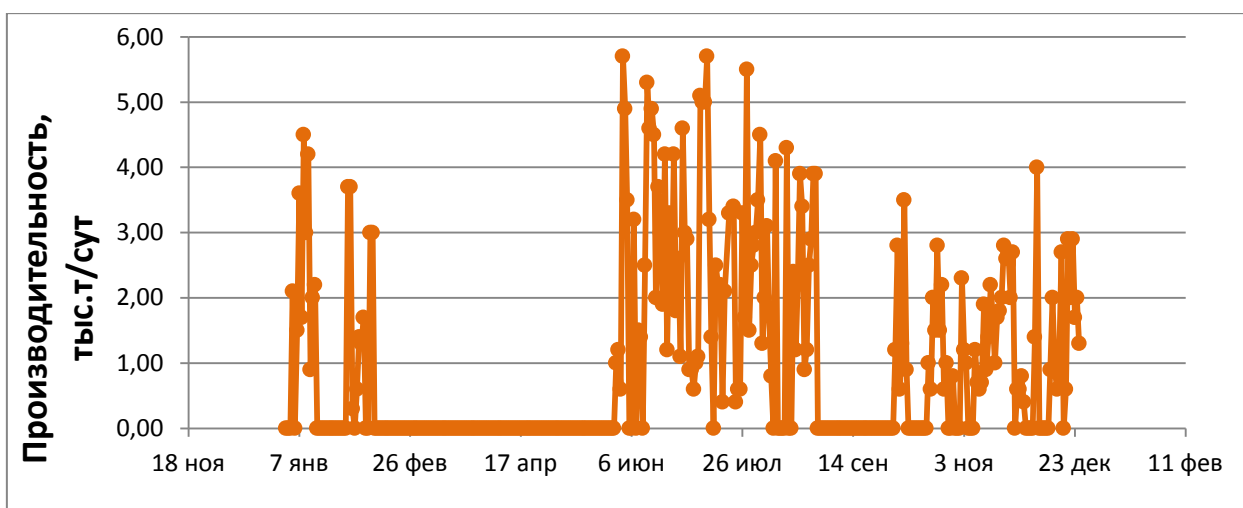


Рис. 4.9. Изменение производительности экскаватора №33 за 2011 г.

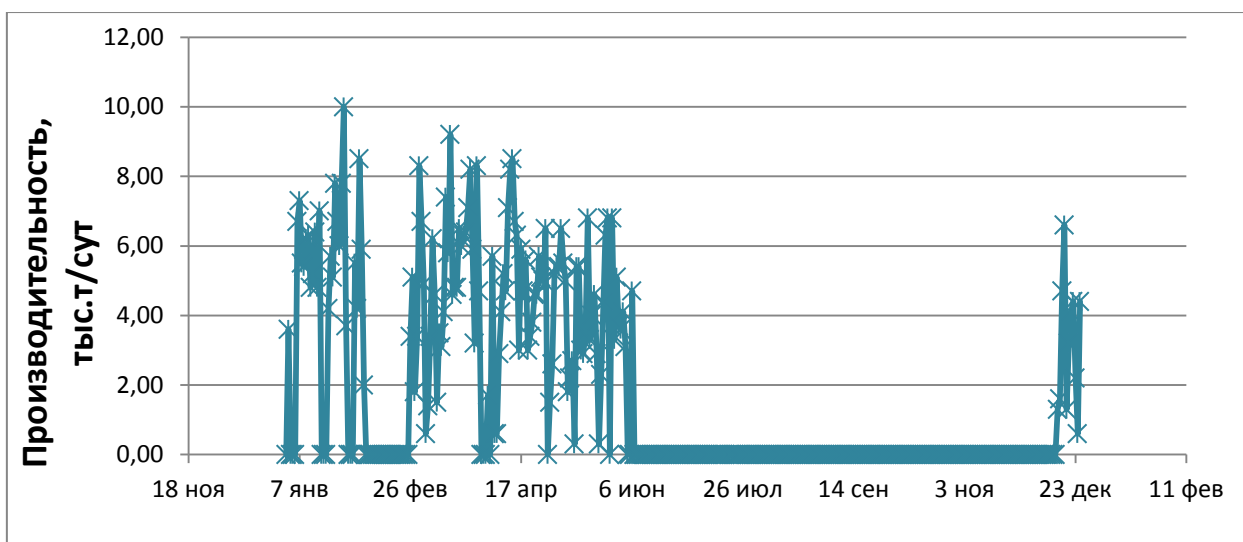


Рис. 4.10. Изменение производительности экскаватора №87 за 2011 г.

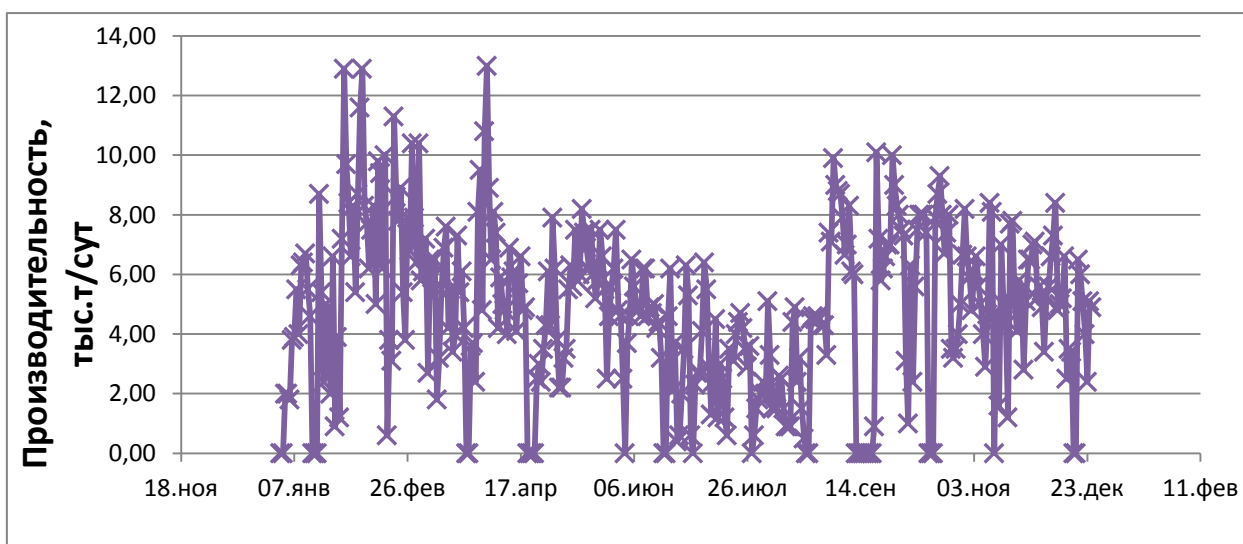


Рис. 4.11. Изменение производительности экскаватора №83 за 2011 г.

Фактический объем отгруженного угля по Засбросовой части ОАО разреза «Харанорский» за 2007-2011 гг. и среднемесячные плановые и фактические показатели его качества за этот же период приведены в приложении 4 (табл. П.2).

4.4. Экономическая эффективность управления качеством в режиме усреднения

Анализ полученных результатов показывает, что при ориентации целей планирования на получение максимума экономического эффекта (или прибыли при единой плановой себестоимости добычи угля) расчетные объемы

суточной добычи по разрезу в целом существенно превышают фактическую добычу.

Так, при отсутствии ограничений на добычу по разрезу (вариант 1) эта разность колеблется от 2,0 тыс.т/сутки (7 июля) до 30 тыс.т/сутки (23 июля). При этом расчетные значения среднемесячной суточной добычи по забоям отличаются от фактических значений на 2,41 (экскав. №83) - 6,77 (экскав.№1) тыс.т/сутки, а по разрезу – на 17,7 тыс.т/сутки (табл. 4.1).

Причем наибольшая разность (6,77 тыс.т) соответствует экскаватору №1, имеющему наибольшую среднемесячную суточную добычу.

Относительная разность фактической и расчетной суточной добычи колеблется от 165 % (экскав. № 83) до 268 % (экскав. № 87).

Таблица 4.1

Среднемесячные значения фактической и расчетной суточной добычи угля. *)

Наименование	Экскаваторы						Разрез в целом
	x_1 - № 83	x_2 - № 87	x_3 - № 75	x_4 - № 33	x_5 - № 1	x_6 - № 46	
фактические	3,69 / / 33,2	3,40 / / 57,9	4,64 / / 120,6	1,94 / / 23,3	6,73 / /141,0	4,38 / / 127,11	16,17 / / 503,1
расчетные вариант 1	6,1 / / 54,9	9,1 / / 154,7	8,8 / / 228,8	4,5 / / 58,5	12,9 / / 296,7	9,0 / / 261	33,87 / / 1050,1
расчетные вариант 2	3,88 / / 34,9	6,1 / / 103,7	8,6 / / 223,6	4,33 / / 52	10,66 / / 245,2	7,52 / / 218,1	28,31 / / 877,5

*) в числителе - среднемесячная суточная добыча, тыс.т/сут.; в знаменателе - месячная добыча, тыс.т.

Это означает, что показатели работы экскаватора № 87 весьма далеки от оптимальных, хотя оба экскаватора работают в одинаковых условиях.

Весьма примечательно, что в расчетах, когда в целевой функции устанавливают нулевые коэффициенты перед искомыми x_i (это означает, что уголь в i -том забое имеет зольность и влажность, равные плановым значениям), то при вводе ограничений на i -тый забой по производительности расчетное значение не обязательно равно нулю, в то время как фактически в эти сутки забой простаивал. Но при этом всегда расчетное, т.е. оптимальное, значение соответствует минимально допустимому значению.

Очевидно, что руководство разреза прекращало работу экскаватора из-за неблагоприятной ситуации по качеству угля в данном забое и таким образом управляло качеством усредненного угля. Это весьма важно, т.к. эконо-

мический эффект управления качеством угля (т.е. вычеты или доплаты) может значительно увеличивать или уменьшать прибыль от реализации угля по прейскуранту.

Так, например, при суточной добыче 14 тыс.т, оптовой цене на уголь 255 р. за тонну и плановой себестоимости добычи угля 177 р. за тонну прибыль составит $14 \cdot 255 - 14 \cdot 177 = 1\,092$ тыс.р. / сут.

Экономический эффект от снижения зольности угля на 1 % составит $255 \cdot 14 \cdot (18,8 - 17,8) \cdot 2,5 = 8\,925$ тыс. р / сут, а от снижения влажности угля на 1 % - $255 \cdot 14 \cdot (39,7 - 38,7) \cdot 2,0 = 7\,140$ тыс.р. / сут.

Работа разреза без ограничений его суточной добычи в целом практически нереальна, так как зависит от множества внешних факторов, например, от поставок вагонов, энергосбережения и т. д. Поэтому нами исследованы возможности и эффективность планирования суточной добычи угля с учетом требований качества в режиме усреднения при ограничениях по суточной добыче разреза в целом.

Разрез достиг максимальной суточной добычи угля – 30,5 тыс.т / сутки 27 июля 2010 г., т.е. тогда, когда расчетные значения совпали с фактическими. Вместе с тем, расчетные (т.е. оптимальные) всегда выше фактических, за исключением, когда фактическая добыча соответствовала максимально возможной – 30,5 тыс.т / сутки. Среднемесячные фактические значения суточной добычи угля меньше оптимальных по расчету (тыс.т / % от расчетного значения): экскаватор № 83 – 0,19/95,1, экскаватор № 87 – 2,7/55,7, экскаватор № 75 – 3,96/54,0, экскаватор № 33 – 2,39/44,8, экскаватор № 1 – 4,53/57,5, разрез в целом – 12,14/57,1.

Таким образом, только экскаватор № 83 работал почти в оптимальном режиме его среднемесячная суточная добыча всего на 4,9 % меньше оптимальной. Другие экскаваторы и разрез в целом работали с производительностью меньше оптимальной на 42-55 %. Соответственно, фактический экономический эффект от управления качеством и прибыль меньше, чем при работе разреза в оптимальном режиме, примерно на 30...35 %.

4.5. Решение задачи управления качеством по данным статистического анализа влажности и зольности угля

По суточным данным в 2011 г. о зольности и влажности по каждому забоеу были вычислены коэффициенты в целевых функциях при $C_0 = 255$ р/т, $C_{пл} = 177$ р/т, $A_{пл} = 18,2$ %, $W_{пл} = 39,6$ %.

Нулевые значения соответствуют нерабочему состоянию забойного экскаватора (обычно по причине ремонта). Например, на 2.03.2011 г. работал экскаватор № 75, в забое которого уголь имел зольность 17,9 %, а влажность в забое – 37,2 %.

Тогда в уравнениях (4.13) и (4.15) получим:

- расчет коэффициентов в целевой функции экономического эффекта на 1 марта

$$\begin{aligned} \mathcal{E} &= 72,08 * [(18,2 - 17,9) * 2,5x_1 + (39,6 - 37,2) * 2x_1 + 0 * x_2 + 0 * x_3 + 0 * x_4 + 0 * x_5] = \\ &= 72,08 * [0,75x_1 + 4,8x_1] = 433,344x_1; \end{aligned}$$

- расчет коэффициентов в целевой функции прибыли

$$\Pi = \mathcal{E} + 12,82 \sum_{i=1}^m x_i = 433,344x_1 + 12,82x_1 = 446,164x_1.$$

Аналогично вычислены коэффициенты в целевых функциях экономического эффекта и прибыли для всех остальных дней марта (табл. 4.2, 4.3).

Аналогичным образом вычислены коэффициенты в неравенствах (4.16) и (4.17), согласно которым усредненный уголь не должен превышать плановых значений зольности $A_{пл} = 18,2$ % и влажности $W_{пл} = 39,6$ %.

Например, на 2 марта имеем:

- по зольности: $17,9x_3/x_3 \leq 18,2$; $17,9x_3 \leq 18,2x_3$; $0,3x_3 \geq 0$;

- по влажности: $37,2x_3/x_3 \leq 39,6$; $37,2x_3 \leq 39,6x_3$; $2,4x_3 \geq 0$.

В связи с тем, что фактические данные по зольности и по влажности во всех случаях оказались меньше плановых, для удобства ввода коэффициентов они умножены на (-1) с переменной знака перед правой частью на противоположный.

Таблица 4.2

Коэффициенты в целевой функции, максимизирующей экономический эффект от повышения качества угля в режиме усреднения

Дата	x_1 - № 83	x_2 - № 87	x_3 - № 33	x_4 - №1	x_5 - № 75
2.03	425.2	504.5	0	392.8	433,3
3.03	872.1	504.5	0	392.8	0
4.03	583.8	504.5	0	392.8	436.0
5.03	583.8	504.5	0	908.2	436.0
6.03	1009	785.6	0	908.2	576.6
7.03	1009	785.6	0	908.2	425.2
8.03	1009	785.6	0	944.2	461.3
9.03	1009	785.6	0	944.2	890.1
10.03	223.4	785.6	0	944.2	890.1
11.03	7.08	785.6	0	944.2	890.1
12.03	7.08	785.6	0	510.3	890.1
13.03	1758.7	785.6	0	510.3	890.1
14.03	1758.7	785.6	0	510.3	299.1
15.03	1758.7	785.6	0	553.3	0
16.03	389.2	785.6	0	553.3	0
17.03	389.2	565.8	0	553.3	872.1
18.03	389.2	565.8	0	637.9	872.1
19.03	699.1	565.8	0	666.7	872.1
21.03	699.1	565.8	0	666.7	872.1
22.03	699.1	248.6	0	666.7	655.9
24.03	0	2342.6	0	410.8	2162.4
25.03	0	868.5	0	410.8	2162.4
26.03	691.9	482.9	0	410.8	2162.4
27.03	691.9	482.9	0	410.8	587.4
28.03	691.9	482.9	0	3.6	533.3
29.03	717.1	482.9	0	3.6	266.6
30.03	717.1	0	0	3.6	266.6
31.03	1416.3	0	0	1726.3	266.6

Таблица 4.3

Коэффициенты в целевой функции, максимизирующей прибыль в результате повышения качества угля в режиме усреднения

Дата	x_1 - № 83	x_2 - № 87	x_4 - № 33	x_5 - № 1	x_3 - № 75
2.03	438.0	517.3	0	405.6	446.1
3.03	884.2	517.3	0	405.6	0
4.03	595.9	517.3	0	405.6	446.1
5.03	595.9	517.3	0	920.3	446.1
6.03	1021.2	797.7	0	920.3	584.8
7.03	437.3	797.7	0	920.3	584.8
8.03	437.3	797.7	0	959.3	473.5
9.03	437.3	797.7	0	959.3	902.2

Продолжение таблицы 4.3

Дата	x_1 - № 83	x_2 - № 87	x_4 - № 33	x_5 - № 1	x_3 - № 75
10.03	235.6	797.7	0	959.3	902.2
11.03	19.3	797.7	0	959.3	902.2
12.03	19.3	797.7	0	522.2	902.2
13.03	1771.9	797.7	0	522.2	902.2
14.03	1771.9	797.7	0	522.2	311.9
15.03	1771.9	797.7	0	545.2	0
16.03	401.1	797.7	0	545.2	0
17.03	401.1	577.6	0	545.2	311.9
18.03	401.1	577.6	0	650.7	311.9
19.03	711.9	577.6	0	678.5	311.9
22.03	711.9	261.4	0	678.5	668.7
24.03	0	2355.4	0	423.6	2175.2
25.03	0	881.3	0	423.6	2175.2
26.03	711.9	495.7	0	423.6	2175.2
27.03	711.9	495.7	0	423.6	600.2
28.03	711.9	495.7	0	9.2	546.12
29.03	730	495.7	0	9.2	279.4
30.03	730	0	0	9.2	279.4
31.03	1429.1	0	0	1739.1	279.4

Таким образом в табл. 4.4 и 4.5 следует, что сумма, например на 2 марта в табл. 4.4 составит: $0.3 \cdot x_3 \geq 0$.

Расчеты выполнены для двух вариантов ограничений по производственной мощности:

- 1-ый вариант - введены ограничения по минимально допустимой и максимально возможной добыче каждого забоя, но без ограничений по разрезу в целом;

- 2-ой вариант - кроме ограничений по забоям введены два ограничения по минимально допустимой и максимально возможной суточной добыче по разрезу в целом.

В 1-ом варианте планирования суточной добычи использованы два ограничения по зольности и по влажности и 12 ограничений по суточной добыче отдельных участков, всего 14 ограничений. Во 2-ом варианте к ним добавлено два ограничения по суточной добыче разреза, всего использовано 16 ограничений. В качестве минимально допустимых значений суточной добычи использованы фактические минимальные значения добычи в марте 2011 г.

Таблица 4.4

Коэффициенты при искомым суточных объёмах добычи угля x_i в ограничениях, обеспечивающих зольность в усредненном угле не выше плановой

Дата	x_1	x_2	x_3	x_4	x_5
2.03	0	0	0.9	0	1.3
3.03	3.8	0	0	0	1.3
4.03	1.8	0	1.3	0	1.3
5.03	1.8	0	1.3	0	9.2
6.03	6.6	3.2	0.2	0	9.2
7.03	6.6	3.2	1.2	0	9.2
8.03	6.6	3.2	0.6	0	2
9.03	6.6	3.2	2.9	0	2
10.03	1.2	3.2	2.9	0	2
11.03	0.4	3.2	2.9	0	2
12.03	0.4	3.2	2.9	0	1.1
13.03	9.3	3.2	2.9	0	1.1
14.03	9.3	3.2	0.7	0	1.1
15.03	9.3	3.2	0	0	1.4
16.03	1.8	3.2	0	0	1.4
17.03	1.8	1.9	1.5	0	1.4
18.03	1.8	1.9	1.5	0	1.9
19.03	2.4	1.9	1.5	0	10.4
22.03	2.4	0.5	2.2	0	10.4
24.03	0	16.6	16.8	0	0.6
25.03	0	2.5	16.8	0	0.6
26.03	0.8	3	16.8	0	0.6
27.03	0.8	3	2.3	0	0.6
28.03	0.8	3	6	0	0.3
29.03	2.7	3	4.2	0	0.3
30.03	2.7	0	4.2	0	0.3
31.03	8.9	0	4.2	0	11.5

Поэтому ограничения (4.5-4.10) представлены в виде: x_1 (Э №83) $\geq 3,1$;
 x_2 (Э № 87) $\geq 3,2$; x_3 (Э №75) $\geq 4,1$; x_4 (Э №33) ≥ 0 ; x_5 (Э №1) $\geq 3,1$.

В качестве максимально возможных значений суточной добычи также использованы фактические максимальные значения добычи в марте 2011 г.

Соответственно ограничения (4.11-4.16) представлены в виде:

$$x_1 \text{ (Э № 83)} \leq 9.3; \quad x_2 \text{ (Э № 87)} \leq 6.7; \quad x_3 \text{ (Э № 75)} \leq 8.7;$$

$$x_4 \text{ (Э № 33)} \leq 0; \quad x_5 \text{ (Э № 1)} \leq 10.7;$$

Таблица 4.5

**Коэффициенты при искомым суточных объёмах добычи,
обеспечивающих влажность усреднённого угля не выше плановой**

Дата	x_1	x_2	x_3	x_4	x_5
2.03	0	0	2.4	0	1.2
3.03	1.2	0	0	0	1.2
4.03	1.5	0	0.7	0	1.2
5.03	1.5	0	0.7	0	1.3
6.03	0.6	0	3.4	0	1.3
7.03	0.6	0	3.6	0	1.3
8.03	0.6	0	1.6	0	3.2
9.03	0.6	0	1.7	0	3.2
10.03	0.8	0	1.7	0	3.2
11.03	0.1	0	1.7	0	3.2
12.03	0.1	0	1.7	0	1.3
13.03	1.4	0	1.7	0	1.3
14.03	1.4	0	2.1	0	1.3
15.03	1.4	0	0	0	1.1
16.03	0.4	0	0	0	1.1
17.03	1	0.7	2.1	0	1.1
18.03	1	0.8	2.1	0	1.3
19.03	1	0.7	2.1	0	1.8
22.03	0.4	1.1	1.8	0	1.8
24.03	0	1.1	6	0	2.1
25.03	0	2.9	6	0	2.1
26.03	0.4	2.0	6	0	2.1
27.03	0.4	2.9	1.2	0	2.1
28.03	0.4	2.9	3.8	0	5.3
29.03	1.6	2.9	3.4	0	5.3
30.03	1.6	0	3.4	0	5.3
31.03	1.3	0	3.4	0	2.4

Фактическая минимальная суточная добыча по разрезу составила 3,2 тыс.т 30 марта, а максимальная – 15,5 тыс.т 6 марта, поэтому (4.17)-ое и (4.18)-ое ограничения представлены в виде:

$$x_1+x_2+x_3+x_4+x_5 \geq 3,2; \quad x_1+x_2+x_3+x_4+x_5 \leq 15,5.$$

В дни, когда отдельные экскаваторы не работали, коэффициенты при переменных принимались равными нулю.

4.6. Решение проблемы повышения качества ископаемых бурых углей Харанорского месторождения

4.6.1. Целесообразность применения перегружателя П-1600 для повышения эффективности добычных работ

Целесообразно рассмотреть вопрос о селективной выемки добычными роторными экскаваторами угля и породных прослоек в зоне расщепления пласта Новый 1а. При этом порода из прослоек может непосредственно переваливаться в выработанное пространство и в последствии переэкскавироваться драглайнами при вскрытии пласта 1.

Возможность применения перегружателей в комплексе с роторными экскаваторами при отработке участка Засбросовой части карьерного поля № 1 целесообразно рассмотреть для следующих случаев [61]:

- погрузка угля на вышележащий горизонт при нарезке новых заходов с учетом пологого залегания угольных пластов;
- погрузка угля на участках западения пластов, при проходке разрезных траншей роторными экскаваторами;
- селективная выемка угля и породных прослоек с перевалкой породы в выработанное пространство;
- погрузка угля в составе вскрышных роторно-конвейерных комплексов;
- погрузка угля в составе вскрышных транспортно-отвальных комплексов.

Конструктивные особенности перегружателя П-1600 для погрузки угля в железнодорожные полувагоны или пород вскрыши в отвал (рис. 4.12):

- перегружатель П-1600 предназначен для обеспечения технологии при транспортировании горной массы на конвейер или в отвал;
- перегружатель П-1600 представляет собой полно-приводную горно-транспортную машину с независимым поворотом приемной и отвальной консолей. Он применяется в составе вскрышных комплексов производительно-

стью до 2300 т/ч с роторным экскаватором аналогичной производительности и работает в интервале температур (+40 °С) (- 40 °С);

- к основным узлам перегружателя относятся: ходовое оборудование, поворотная платформа, надстройка, опрно-поворотное устройство, приемная и отвальная консоли с установленными на них конвейерами, консоль противовеса, кабина машиниста и помещение систем управления.

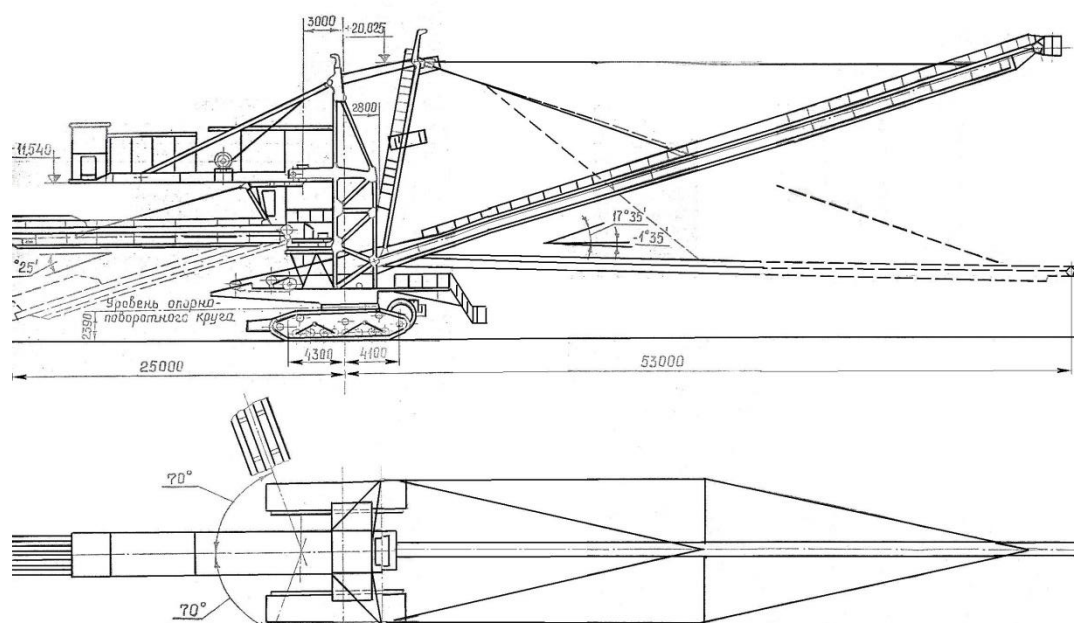


Рис. 4.12. Перегрузатель П-1600 50 / 21

Энергоснабжение перегружателя осуществляется через кабельный барабан, установленный на поворотной платформе, от самоходного кабельного передвижчика [50].

Конвейерное оборудование перегружателя обеспечивает транспортирование включенных в потоки отдельных кусков крупностью до 400 мм (рис. 4.12). Узлы приема транспортируемых пород в погрузочной зоне и места перегрузки с приемной на отвальный конвейер обеспечивает формирование грузопотока, гашение динамических ударов кусков породы по ленте, предотвращают пылеобразование и не допускают просыпей.

На отвальной консоли у разгрузочного барабана предусматривается установка параболического отбойного щита для регулируемого направления грузопотока на последующие за перегружателем машины. Техническая характеристика перегружателя П-1600 приведена в табл. 4.6.

Таблица 4.6

Техническая характеристика перегружателя П-1600 50 / 21 [45]

№ п/п	Параметр	Величина
1	Теоретическая производительность по разрыхленной горной массе, м ³ /ч, не менее: - максимальная (по пропускной способности рабочего органа) - расчетная (при заданной плотности транспортируемого материала)	2 300 1 600
2	Расчетная производительность по массе транспортируемого материала, т/ч	> 2 300
3	Длина транспортирования, м	75
4	Высота разгрузки максимальная, м	21
5	Радиус разгрузки, м	53
6	Высота приема горной массы, минимальная, м	4
7	Высота приема горной массы максимальная, м	8,6
8	Допустимый уклон площадки при работе, град	3
9	Допустимый уклон трассы при передвижении, град - продольный - поперечный	4 5
10	Среднее удельное давление на грунт, МПа (кг/см ²)	0,11 (1,13)
11	Ширина ленты конвейеров, м	1,2
12	Минимальный угол схождения стрел, град	110
13	Предельно допустимая скорость ветра, м/с - в рабочем состоянии - в нерабочем состоянии	20 33
14	Присоединительная мощность оборудования, кВт	625
15	Напряжение питающей сети, В	6 000
16	Скорость передвижения, м/ч	354
17	Рабочий диапазон температур, град.С	- 40...+30
18	Масса перегружателя, т	418

Разработаны технологические схемы применения перегружателей в комплексе с роторными экскаваторами на участке №3 с учетом следующих специфических условий:

- большая мощность основного угольного пласта, местами достигающая 40-45 м;
- залегание пластов угля под углами 5-9 град, а местами и более;
- наличие породных прослоек от 0,1 до 3,6 м.

Технологическая схема разработки мощного угольного пласта приведена на рис. 4.13 [57, 61].

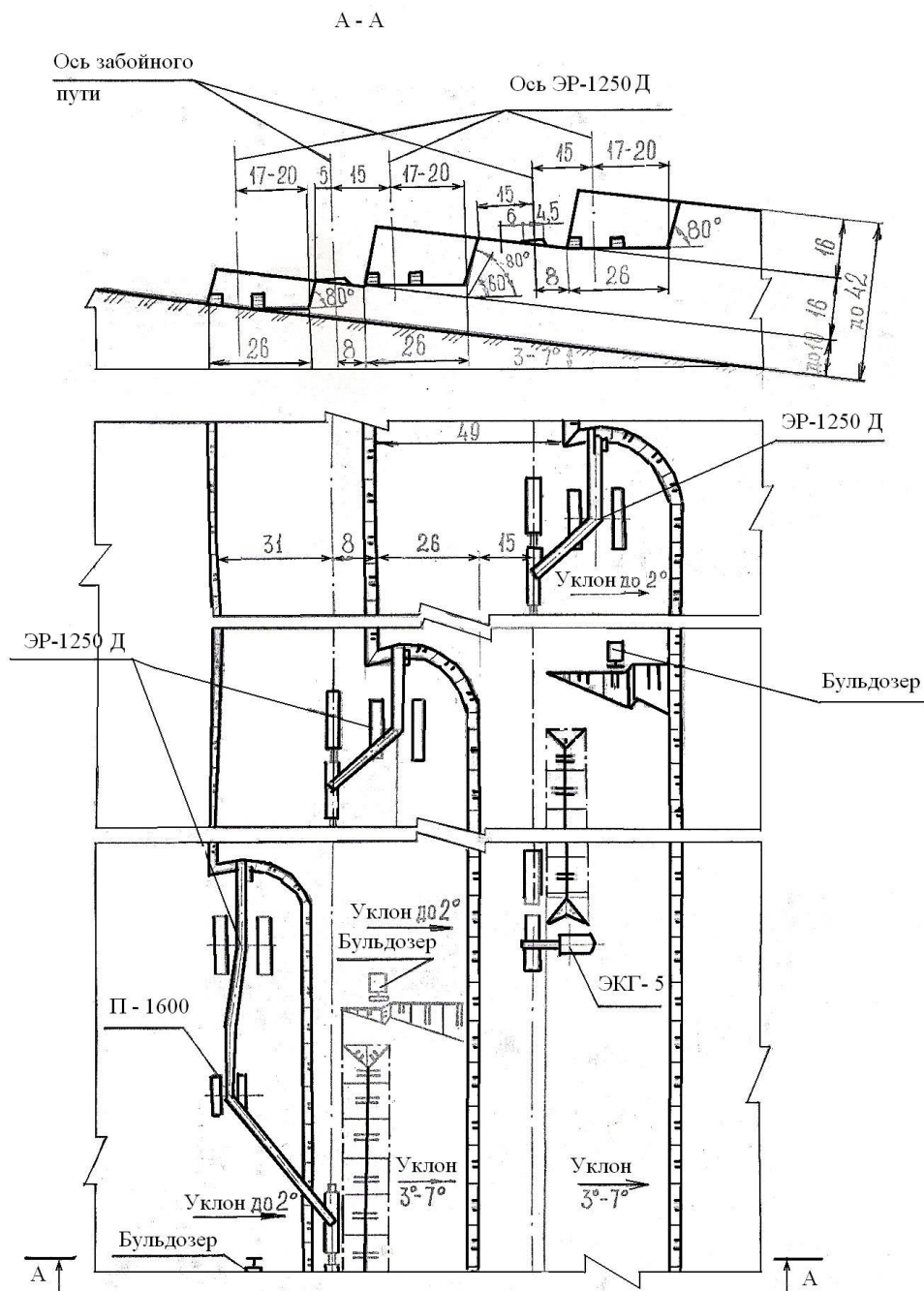


Рис. 4.13. Схема отработки пологопадающего пласта мощностью до 42 м с применением перегружателя П-1600

Как следует из рис. 4.13 применение перегружателя позволяет обрабатывать роторными экскаваторами пласт мощностью до 42 м на два транс-

портных горизонта. При этом два верхних добычных уступа высотой по 16 м отрабатываются по существующей в настоящее время технологии, а третий нижний уступ высотой до 10 м, отрабатывается с применением перегружателя П-1600 и погрузкой угля на забойный путь второго уступа.

Размещение рельсовых путей обеспечивается за пределами подошвы разреза и оптимальная кусковатость всего добываемого угля, что не может быть достигнуто при отработке нижнего уступа мехлопатами с верхней погрузкой.

В связи с тем, что в ближайшие годы на разрезе предстоит отработка участков с углами падения пластов 5-7 град, а местами 7-9 град и более, актуальным становится вопрос отработки «треугольников», образующихся в почве уступа в этих условиях.

Расчеты показывают, что при ширине заходки 25-28 м и углах падения пластов порядка 7 град. понижение каждой очередной заходки по отношению к предыдущей составляет около 3 м. При этом, с учетом высоты угольного полувагона с «шапкой» 4,7-5,3 м и необходимых зазоров, требуется высота разгрузки роторного экскаватора, превышающие паспортное значение 8,5 м.

В этих условиях необходимо применение забойного перегружателя, позволяющего производить погрузку угля в вагоны при углах падения пласта, превышающих 7 град. (рис. 4.14).

Как следует из приведенной на рис. 4.7 схемы, при залегании пласта угля под углом 9 град. и уклоне рабочей площадки роторного экскаватора в сторону уступа 2 град, отметка рельсовых путей выше уровня стояния экскаватора примерно 4 м, а потребная высота погрузки составляет 10,5 м, что не позволяет вести погрузку угля без применения перегружателя.

Погрузка угля в таких условиях производится с применением перегружателя П-1600, позволяющего преодолевать разность отметок до 10 м.

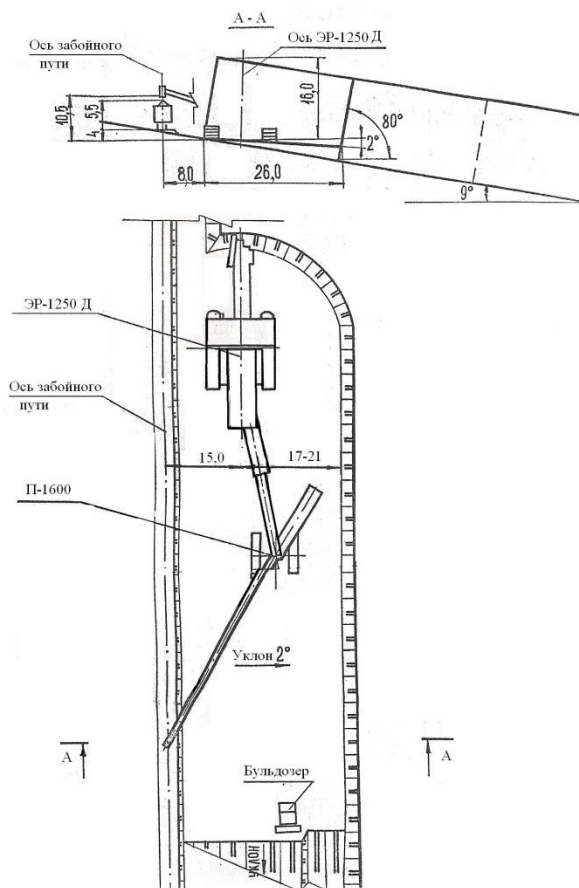


Рис. 4.14. Схема отработки участков с углами падения пластов более 9 град с применением перегружателя П-1600

После прохода комплекса роторный экскаватор-перегрузатель производится выемка угля из «треугольника», образовавшегося за счет разности углах наклона рабочей площадки (0-2 град) и падения пласта (7-9 град). Уголь из «треугольника» срезается бульдозером и размещается в завал возле забойного пути, откуда извлекается одноковшовым экскаватором и грузится в железнодорожный транспорт.

Использование перегружателей обеспечивает возможность отработки роторным экскаватором участков западений почвы угольного пласта под углами, не допускающими размещение на ней рельсовых путей (рис.4.15) [57].

Как следует из технологической схемы, приведенной на рис. 4.15 дополнительная мощность угля, обрабатываемого на участках западений почвы достигает 10 м. При этом уклон рабочей площадки комплекса роторный экскаватор-перегрузатель составляет 2 град.

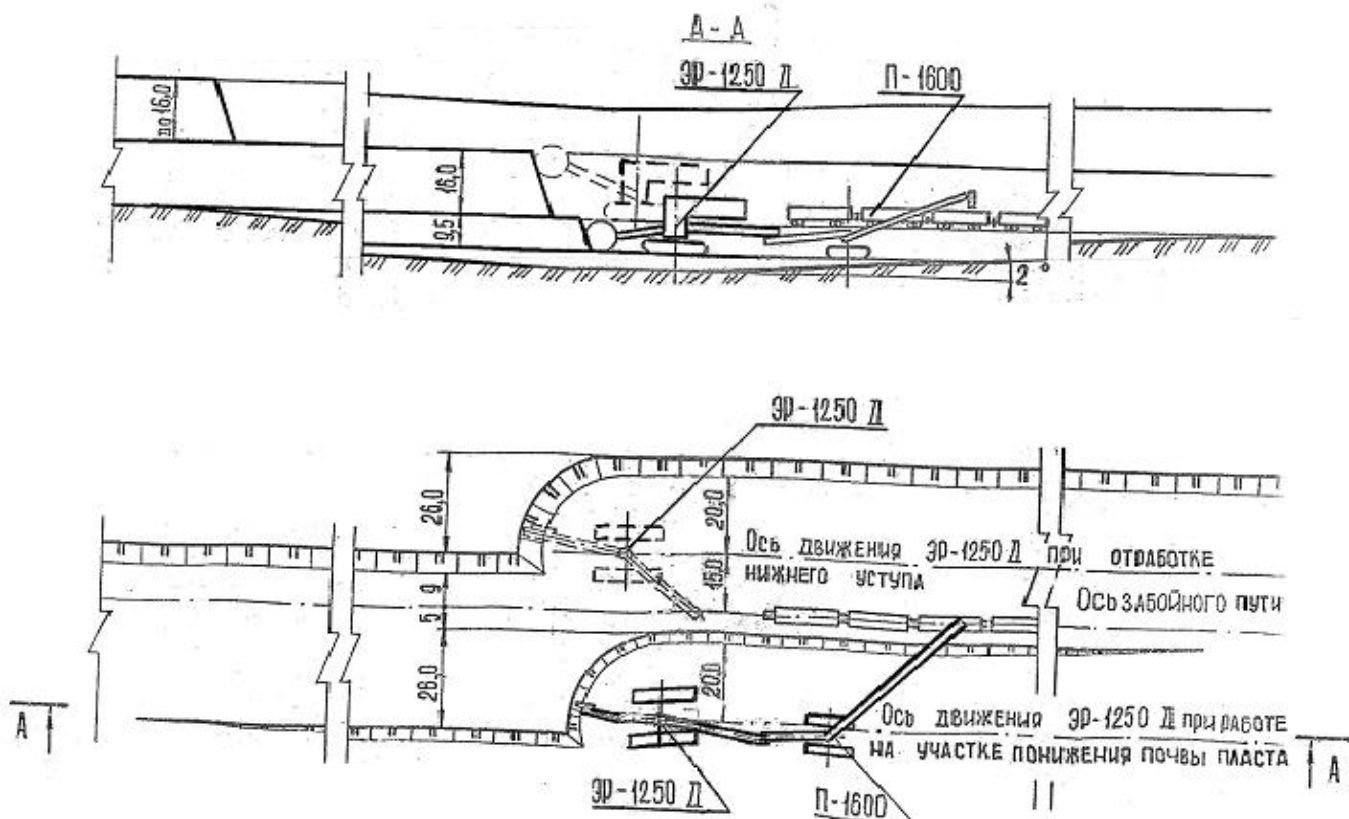


Рис. 4.15. Схема выемки угля на участке западения почвы пласта с применением перегружателя П-1600 50/21

Применение перегружателя позволяет проходить основным добычным оборудованием – роторным экскаватором разрезные траншеи по углю глубиной до 32 м, а при необходимости и больше (рис. 4.16, 4.17). Порядок ведения работ при проведении разрезной траншеи показан на рис. 4.15 и 4.17. Первоначально тупиковым забоем проходится траншея глубиной до 9,5 м и шириной по низу 30 м с погрузкой в транспорт (рис. 4.15), размещаемый на верхней площадке. Затем рельсовые пути переносятся на дно траншеи и траншея расширяется до 52 м по низу [61].

После этого пути передвигаются в сторону борта траншеи на 15-20 м и производится углубление траншеи до 16-19 м. При этом первоначально проходится тупиковым ходом траншея второго слоя шириной 30 м с верхней погрузкой угля, а затем пути переносятся на дно этой траншеи, и при новом положении путей без их переукладки производится отработка последовательно двух заходов шириной 26 и 14 м; при этом конечная ширина траншеи глубиной 16 м по низу достигает 80 м.

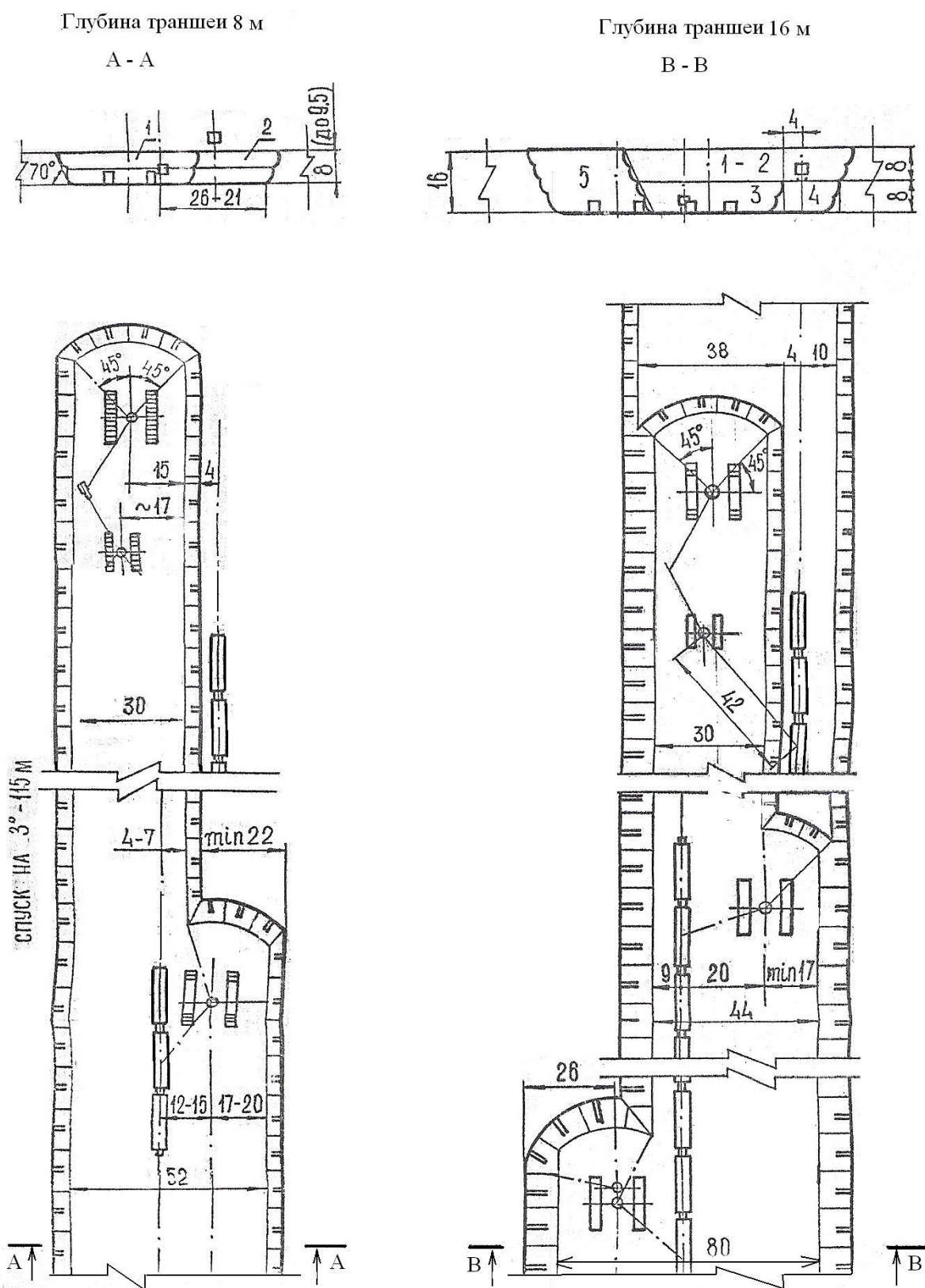


Рис. 4.15. Схема проведения разрезной траншеи глубиной 8 и 16 м с использованием перегружателя П-1600

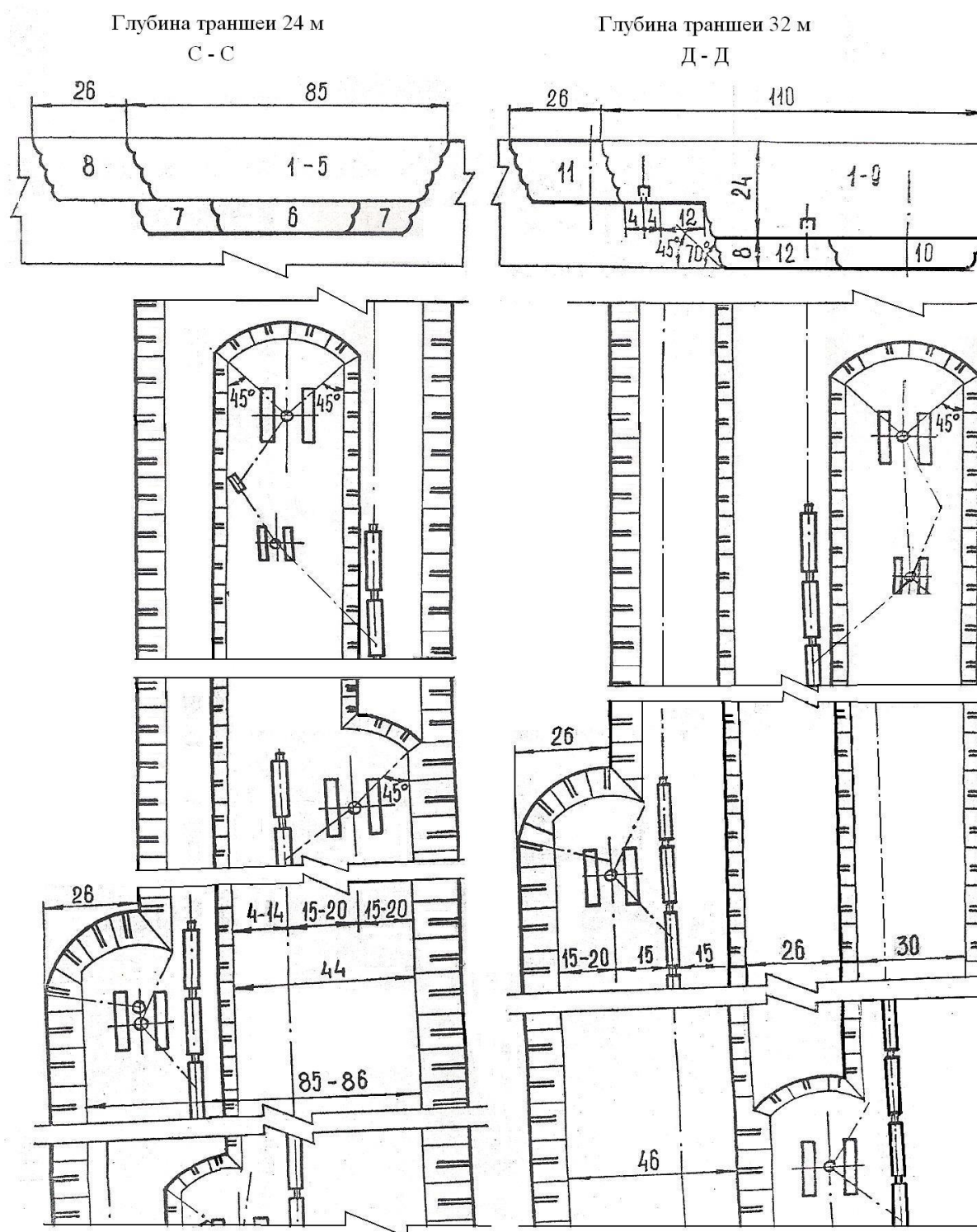


Рис. 4.16. Схема проведения разрезной траншеи глубиной 24 и 32 м с использованием перегружателя П-1600

После этого проводится заходка шириной 25-26 м по всей глубине траншеи 16 м (рис. 4.16), после чего аналогично изложенному выше произ-

водится углубление траншеи с начало до 24 м, а затем и до 32 м. Окончательное положение (рис. 2.16) соответствует началу нормальной эксплуатации добычных роторных экскаваторов при отработываемой мощности пласта 32 м, и ширине заходки 25-26 м и ширине рабочей площадки не менее 46 м [57].

4.6.2. Расчет экономической эффективности применения перегружателей

Экономический эффект применения перегружателей создается за счет повышения безопасности работ и сокращения потерь угля из-за простоев экскаваторов, обусловленных неисправностью забойных путей. Простои роторных экскаваторов, связанные с путевым хозяйством приведены в табл.4.7.

Таблица 4.7

Простои роторных экскаваторов (час.)

Экскаватор	2004 г.	2005 г.	2006 г.	2007 г.	2008 г.	2009 г.	2010 г.	2011 г.	среднее
ЭР-1250 № 33	146	52	87	99	145	123	230	92	122,0
ЭР-1250 № 46	128	88	31	216	150	149	166	153	135,0
ЭР-1250 № 75	-----	-----	-----	20	272	133	125	130	136,0
ЭР-1250 № 83	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	68	68,0
ЭРП-1600	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	14	14,0
Среднее									122,4

На основании данных табл. 4.7 среднегодовая длительность простоев добычного роторного экскаватора из-за состояния путевого хозяйства принимается равной 120 ч.

Сокращение простоев в случае переноса забойных путей на более осущенную и устойчивую кровлю нижнего пласта предварительно оценивается величиной в 30-35 %.

В этом случае среднегодовая длительность простоев из-за путевого хозяйства сокращается на 40 ч.

Средняя за час работы эксплуатационная производительность добычного экскаватора ЭР-1250 может быть определена по формуле [61]:

$$Q_{\text{ч}} = Q \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{п}} \cdot K_{\text{з}} \cdot K_{\text{упр}} \cdot K_{\text{кл}} \cdot K_{\text{вр}} / K_{\text{р}}, \text{ м}^3 / \text{ч}, \quad (4.18.)$$

где $Q = 1600 \text{ м}^3 / \text{ч}$ – теоретическая производительность экскаватора;

$K_{\text{н}} = 1,0$ – коэффициент наполнения ковшей;

$K_{\text{п}} = 0,97$ – коэффициент просыпей угля;

$K_{\text{з}} = 0,8$ – коэффициент забоя;

$K_{\text{упр}} = 0,95$ – коэффициент управления;

$K_{\text{кл}} = 0,94$ – коэффициент влияния климата;

$K_{\text{вр}} = 0,98$ – коэффициент врезки;

$K_{\text{р}} = 1,1$ – коэффициент разрыхления угля в ковше.

При указанных значениях исходных величин средняя производительность роторного экскаватора ЭР-1250 за час работы (при плотности угля $1,29 \text{ т/м}^3$) составит:

$$Q = 1600 \cdot 1,0 \cdot 0,97 \cdot 0,8 \cdot 0,95 \cdot 0,94 \cdot 0,98 / 1,4 = 776 \text{ м}^3 / \text{ч} \text{ или } 1\,000 \text{ т} / \text{ч}.$$

При среднечасовой эксплуатационной производительности добычного роторного экскаватора ЭР-1250, равной $1\,000 \text{ т/ч}$, дополнительные 40 ч работы соответствуют дополнительной добычи $40\,000 \text{ т}$ угля.

Прирост прибыли разреза в этом случае может быть оценен по следующей формуле

$$П = (Ц - С) \cdot Q, \text{ р}, \quad (4.19)$$

где $П$ – прирост прибыли, р;

$Ц$ – оптовая цена одной тонны угля, р;

$С$ – себестоимость 1 т угля, р;

Q – прирост добычи угля, т.

Для разреза «Харанорский» $Ц = 942,93 \text{ р}$, $С = 720,43 \text{ р}$.

Тогда прирост прибыли, обусловленный размещением путей на кровле нижнего пласта 2 составит:

$$П = (942,93 - 720,43) \cdot 40\,000 = 8\,900\,000 \text{ р}.$$

4.8. Выводы

1. Изучены методы планирования горных работ с учетом требований качества и разработана методика оперативного планирования и оптимизации суточной добычи угля с учетом качества, экономической эффективности и технологических возможностей. Для оперативного управления качеством углей на ОАО «Разрез Харанорский» проводилось опробование в экскаваторных забоях при погрузке в вагоны МПС. По результатам которого получены качественные характеристики угля по забоям добычных экскаваторов в период с 2009 по 2011 гг.

2. Основные методические положения управления качеством добываемого бурого угля путем внутрикарьерного усреднения заключаются в следующем:

- подготавливается на ранее принятых этапах планирования полная и объективная информация о качественных показателях угля в экскаваторных блоках;

- производится технологическое картирование добычных участков разреза с учетом разносортности угля на основе оперативных данных опробования эксплуатационной разведки;

- составляется недельно-суточный план-график, предусматривающий планируемые объемы добычи угля на каждый роторный экскаватор;

- выполняется имитационное моделирование процесса отработки разнокачественных забоев с целью определения возможных колебаний качества угля вокруг среднего значения с учетом усреднения и на основании этого устанавливается рациональный порядок отработки и оптимальная нагрузка на добычные блоки. При этом определяется производительность выемочно-погрузочного оборудования, их количество и расстановка в забоях. Осуществляется непосредственное управление горнотранспортным потоком угля.

3. В результате выполненных исследований установлено, что применение в комплексе с добычными роторными экскаваторами забойных перегружателей позволяет проходить основным добычным оборудованием – роторным экскаватором ЭР-1250 разрезные траншеи глубиной до 32 м, а также оперативно осуществлять перевалку пород междупластия в выработанное пространство. Кроме того, применение перегружателей позволяет дополнительно отрабатывать уголь в местах повышенной мощности и «западений» пластов под углом, не допускающим укладку рельсовых путей на почву пласта и производить погрузку угля в вагоны МПС на два рабочих горизонта, обеспечивая тем самым оперативное усреднение угля в экскаваторных забоях. Применение перегружателя П-1600 для соединения угольных потоков и создания угольных смесей с двух горизонтов на ОАО «Разрез Харанорский» позволяет значительно (на 30 %) повысить качество усреднения углей.

4. Полученные результаты расчетов, выполненные на основе методических рекомендаций, позволяют оценить экономическую эффективность от повышения качества при суточном планировании добычных работ.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполненных теоретических и экспериментальных исследований в диссертационной работе решена научно-техническая задача совершенствования методов повышения качества товарной продукции на буровугольных месторождениях Забайкальского края.

Основные научные и практические результаты проведенных исследований заключаются в следующем:

1. Установлено, что применение в комплексе с добычными роторными экскаваторами забойных перегружателей П-1600 обеспечивает повышение качества угля за счет его эффективного перемешивания, усреднения и селективной выемки по сортам в сложных забоях, что позволяет получить экономический эффект за счет сокращения простоев экскаватора, связанных с путевым хозяйством, в размере 8 900 000 р./год в ценах 2013 года;

4. Статистическая обработка данных Черемховской ГРП по скважинам показала, что значения зольности колеблются в весьма широком диапазоне – от 6,4 до 55,6 %.

3. Определена тенденция увеличения средней зольности по падению пласта от 25,1 % на начальном этапе разработки и последовательно до 28,3 % в центральной группе скважин и до 29,3 % – в контурных. По простиранию средняя зольность увеличивается с севера на юг – от 22,5 % до 28,8 %. Влажность угля колеблется от 26,6 до 50,3 %, составляя в среднем 38,3 %. Вычислены доверительные интервалы для средних значений зольности и влажности.

4. Углубленный статистический анализ зольности и влажности угля на участке №3 по фактическим данным опробования в 2010 и 2011 году показал, что среднее значение зольности на участке №3 во втором полугодии 2011 года на 0,2 % больше средней зольности за первое полугодие. Средняя зольность угля превышает предельно допустимую на 0,2-0,5 %.

5. Установлено, что для условий Харанорского разреза наиболее приемлемым следует считать метод линейного программирования с использованием персональных компьютеров и стандартных программ симплекс-процедуры с целью получения плановых (оптимальных) заданий суточной добычи по каждому забою, участку и разрезу в целом. При этом разработана математическая формулировка задачи в общем виде, содержащая целевые функции и ограничения.

6. Разработанная методика планирования суточной добычи позволяет оперативно находить плановые (оптимальные) задания суточной добычи по всем забоям, обеспечивающие достижение наибольшей производительности, либо наибольшего экономического эффекта, либо максимальной прибыли от повышения качества усредненного угля при соблюдении требуемых характеристик его по зольности и влажности, а также технических возможностей (минимально допустимой и максимально возможной производительности добычных экскаваторов).

7. Установлено, что фактическая работа добычных экскаваторов меньше оптимальной на 42,9 %, но за счет управления качеством угля в режиме усреднения имеется возможность повысить экономическую эффективность открытой разработки Харанорского месторождения на 30 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Авдеев П.Б. / Пути повышения эффективности разработки Харанорского бурогольного месторождения / П.Б. Авдеев, Ю.М. Овешников, Г.М. Циношкин, А.Г. Самойленко // Научный симпозиум «Неделя горняка-2009», посвящен 90-летию со дня образования МГА-МГИ-МГГУ, 26-30 января 2009 года, г. Москва, с. 193-198.
2. Авдеев П.Б. / Геотехнологические проблемы разработки Харанорского бурогольного месторождения. / П.Б. Авдеев, Ю.М. Овешников, Г.М. Циношкин, А.Г. Самойленко // Горный информационно аналитический бюллетень, № 4 - М.: Издательство «Горная книга», 2012. С. 24-28.
3. Анистратов Ю.И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов / учебник для вузов. – Ю.И. Анистратов. – М. Недра, 1988. – 430 с.
4. Бойтман Ф.Ф. Геологический отчет по детальной разведке участка Северо-Западный Харанорского бурогольного месторождения / Ф.Ф. Бойтман, В.Ф. Сухинина, Д.В. Сальников // Отчет экспедиции «Востсибуглеразведка». – Иркутск, 1985. – 237 с.
5. Бастан П.П. Теория и практика усреднения руд / П.П. Бастан, Е.И. Азбель, Е.И. Ключкин. – М.: Недра 1979. – 215 с.
6. Ботвинник А.А. Управление на основе геоинформационных технологий качеством угля в потоке, сформированном из нескольких забоев / А.А. Ботвинник, А.Н. Дворникова // Горный информационно-аналитический бюллетень – М.: МГГУ, 2007. – Вып. 8. – С. 110–116.
7. Ботвинник А.А. Математическая модель распределения запасов угольных пластов по уровням качества / А.А. Ботвинник, С.И. Протасов // Вестник КузГТУ. - 1999. - № 5.
8. Буктуков Н.С. Разработка поточной технологии формирования однородности качества угля / Н.С. Буктуков. Диссертация на соиск. уч. степени д.т.н. Фонды МГИ, 1985.

9. Бызов В.Ф. Усреднительные системы на горно-обогатительных предприятиях / В.Ф. Бызов. – М.: Недра 1988.

10. Бызов В.Ф. Об особенностях преобразования колебаний качества руды на прикарьерных усреднительных складах / В.Ф. Бызов. – Горный журнал, 1979, № 8.

11. Васильев С.Б. Исследование способов усреднения качества угля на добывающем предприятии: Автореферат дис. канд. техн. наук: Защищена 2009. – М.

12. Васильев С.Б. Математическая модель усреднения угля методом продольного сдвига // Известия вузов. Горный журнал. – 2007. - №3. – С. 82-85.

13. Васильев С.Б. Применение функции качества, зависящей от массы, при исследовании усреднительных систем / С.Б. Васильев // Вестник Сиб. гос. аэрокосмич. ун-та им. Ак. М.Ф. Решетнева. Вып. 5(12). – Красноярск. – 2006. – С. 47–50.

14. Васильев С.Б. Повышение эффективности усреднения сырья с слоевых штабелях / С.Б. Васильев // Проблемы освоения минеральной базы Восточной Сибири: сб. науч. тр.; под ред. Проф. Б.Л. Тальгамера. – Иркутск: изд-во ИрГТУ, 2008. – Вып. 8. – С. 28-31.

15. Верхотуров А.Г. Геокриологические условия разработки угольных месторождений Забайкалья /А.Г. Верхотуров, Г.П. Сидорова //Четвертая международная научно-практическая конференция «Геокриологические проблемы Забайкалья и сопредельных территорий». Чита: ЧитГУ, 2010.–248-252.

16. Гаврилов В.Л. Управление качеством угля в динамической системе «Георесурс – технологическое воздействие – потребитель» // Оптимизация и автоматизация проектных решений в горном деле: Сб. научн. тр.- Новосибирск, 1987. – С. 124-126.

17. Гаврилов В.Л. Обоснование использования конечных звеньев цепей разрез-потребитель для управления качеством угля при разработке сложно-структурных месторождений / Автореф. диссертации на соиск. уч. степ. канд.

техн. наук, Якутск, 1989. – 20 с.

18. Гаврилов В.Л. О расширении подсистемы управления качеством в АСУ ЮЯУК // Оптимизация и автоматизация проектных решений в горном деле: Сб. научн. тр.- Новосибирск, 1987. – С. 122-123.

19. Глушков Ю.П. Угольная летопись Забайкалья: В цифрах, фактах, фотографиях / Ю.П. Глушков, В.А. Ештокин, И.Г. Куренная. – Владивосток: Владиздат, 2001. – 152 с.

20. Грачев Ф.Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях / Ф.Г. Грачев. – М.: Недра, 1977.

21. Гулидов Р.В. Угольные ресурсы в стратегическом развитии ТЭК Дальнего Востока России / Р.В. Гулидов, В.Д. Калашников // Горный журнал, 2006, №4. - С. 46-48.

22. Данилов А.П. Выбор параметров и разработка установки для получения кондиционных фракций угля роторным экскаватором: Автореферат дис. канд. техн. наук: М - 2009. – 20 с.

23. Данилов А.П. Обоснование и принципы выбора параметров установки грохота на роторном экскаватор для получения сортовой кондиции углей / А.П. Данилов, Н.Н. Страбыкин // Проблемные вопросы развития горного производства Сибирских регионов. Сборник статей научных трудов кафедр горного факультета ИрГТУ. Иркутск: АЕН России, ИрГТУ, 1997г., с. 47-48.

24. Данилов А.П. Перспективы получения кондиционных фракций угля для ТЭЦ роторным экскаватором / А.П. Данилов // Материалы региональной научно-практической конференции, Иркутск, 1997, с. 63-65.

25. Данилов А.П. Принципы выбора параметров установки грохочения и режимов экскавации с целью получения сортовой кондиции энергетических углей роторным экскаватором ЭР-1250 / А.П. Данилов // Известия ВУЗов. «Горный журнал», 1998, №11-12, с. 44-47.

26. Данилов А.П. Оптимизация выпуска сортовых углей при работе роторного экскаватора со встроенным в него шнековым грохотом и дополнительным конвейером / А.П. Данилов, Н.Н. Страбыкин // Журнал «Уголь»,

1999, № 3, с. 40-42.

27. Данилов А.П. Применение установки грохочения на роторном экскаваторе для получения сортовой кондиции энергетических углей и мелкой фракции в качестве удобрения / А.П.Данилов, Н.Н. Страбыкин // Материалы всероссийской конференции «Проблемы устойчивого развития общества», Иркутск, 1998, с.18-20.

28. Данилов А.П. Объединение угольных и тепло-энергетических предприятий, как разрешение проблемы в повышении конкурентоспособности угольной продукции / А.П.Данилов, И.А.Данилов, В.П. Смагин // «Игошинские чтения», научно-практическая конференция. ИрГТУ-2004., с.12-18.

29. Демченко И.И. Проблемы перевозки угля навалом и возможное решение задачи / И.И. Демченко, С.Б. Васильев // Горное оборудование и электромеханика. – 2005. - №3. – С. 50-54.

30. Дорофеев В.А. Обоснование организационно-технологических методов ведения горных работ в сложных горнотехнических и геокриологических условиях: Автореферат дис. канд. техн. наук: Чита, 2005. – 20 с.

31. Зверев Д.П. Гранулированное топливо для слоевого сжигания / Д.П. Зверев, А.Е. Механошин // Тр. ИГИ, сб. Успехи углехимии за 50 лет. – М.: Недра, 1984. – С. 205-210.

32. Иванов О.П. Природопользование / О.П. Иванов. – Новосибирск: СибГАС, 2003. – 256 с.

33. Калиев Е.С. Подготовка исходных геологических данных на ЭВМ для оптимизации качества угля / Е.С. Калиев //В сб. В сб. «Технологические процессы открытых горных работ и их совершенствование». – М: ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. – С. 123-128.

34. Килин Ю.А. Обоснование динамики параметров рабочей зоны карьера для формирования качества руды: Автореферат дис. канд. техн. наук: М., 2006. – 20 с.

35. Козловский Е.А. Горная энциклопедия / Е.А.Козловский. - М.: Сов. Энциклопедия в 5-и томах. - 1986.

36. Корректировка проекта (ТЭО) расширения ОАО «Разрез Харанорский». – Т. 1. – Иркутск: ОАО «Востсибгипрошахт». – 2007. – 516 с.
37. Корякин А.И. Формирование качества угля при открытой угледобыче / А.И. Корякин, С.М. Федотенко, С.И. Протасов. – Кемерово, 1991.-60 с.
38. Косолапов А.И. Моделирование геологического строения и параметров рабочей зоны при решении задач формирования качества руды / А.И. Косолапов, А.Г. Пихтовников, Ю.А. Килин // Экономика природопользования: Сборник материалов Всероссийской научно-практической конференции. - Пенза: ПГСХА, 2005. - С. 51 - 53.
39. Косолапов А.И. Методология стабилизации качества руды в условиях отставания вскрышных работ на глубоких карьерах / А.И. Косолапов, А.Г. Пихтовников, Ю.А. Килин, А.М. Тодинов // Экономика природопользования: Сб. материалов Всероссийской научно-практической конференции. - Пенза: ПГСХА, 2005. – С. 69-72.
40. Косолапов А.И. Изучение влияния размеров рабочей зоны карьера и направления развития горных работ на показатели качества руды / А.И. Косолапов, И.И. Вашдаев, Ю.А. Килин, А.М. Тодинов // Горный информационно-аналитический бюллетень, № 12. - Москва. 2004. - С. 177 - 180.
41. Косолапов А.И. Повышение качества руды на Кия-Шалтырском нефелиновом руднике / А.И. Косолапов, Ю.А. Килин // Горный информационно-аналитический бюллетень. № 1. – М.: 2003. - С. 178-179.
42. Красноярский Л.Г. Топливо-энергетический комплекс России: тенденции и перспективы. / Л.Г. Красноярский, М.И. Щадов // Горн. журн. – 2000. – №6. – С. 78-80.
43. Крохин А.Т. Брикетирование углей / А.Т. Крохин. – М.: Недра, 1984. – 78 с.
44. Куклина Г.Л. Оценка качества бурых углей Восточного Забайкалья по ГОСТ 28663-90 «Угли бурые, кодификация» / Г.Л. Куклина, Т.П. Сверкунова. – Четвертая научно-техническая конференция Горного института. – Ч.1. – Чита, 2003. – С.117-121.

45. Куклина Г.Л. Системная оценка качества использования углей Восточного Забайкалья и их рациональное использование: Автореферат дис. канд. техн. наук: М., 2003. – 20 с.
46. Куклина Г.Л. Доизучение качества углей Читинской области в показателях сертификации, современных систем классификации и кодификации и для оценки их как сырья для нетрадиционного энергетического и нетопливного использования / Г.Л. Куклина, Т.П. Сверкунова, Л.В. Мурзина // Отчет о научно-исследовательской работе. – Чита: Читагеолком. – 1999. – 332 с.
47. Куклина Г.Л. Оценка брикетированности углей разведываемых месторождений Забайкалья / Г.Л. Куклина // Отчет о научно-исследовательской работе. – Чита, 1992. – 114 с.
48. Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче / Г.Г. Ломоносов. – М.: Недра, 1975.
49. Малышева Н.А. Разработка маломощных и сложных угольных пластов открытым способом / Н.А. Малышева, П.И. Томаков, С.А. Дранников. – М.: Недра, 1975. – 240 с.
50. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам / Н.В. Мельников. – М.: Недра, 1982. – 414 с.
51. Мисевра О.А. Угольно-энергетический баланс Восточной Сибири и Дальнего Востока / О.А. Мисевра, М.И. Щадов. М.: МГГУ, 2003. – 472 с.
52. Мязин В.П. Сертификация и управление качеством минеральной продукции горно-добывающего и перерабатывающего комплекса / В.П. Мязин. – Чита: ЧитГУ. – 2010. – 237 с.
53. Наркелюн Л.Ф. Комплексное использование ископаемых углей / Л.Ф. Наркелюн, В.Ф. Офицеров. – Чита: ЧитГТУ, 2000. – 271 с.
54. Николаева Л.А. Разработка технологии брикетирования бурых углей / Л.А. Николаева, В.Г. Латышев, О.Н. Буренина // Химия твердого топлива №2-09 (IX - 09). – Якутск: Институт нефти и газа Якутии. – С. 55-59.
55. Овешников Ю.М. Повышение эффективности работы ОАО «Разрез

Харанорский» при увеличении производственной мощности с 3 млн. т до 9 млн. т угля в год. / Ю.М. Овешников, А.Г. Самойленко // Кулагинские чтения: VIII Всероссийская научно-практическая конференция. - Чита: ЧитГУ, 2008.- Ч.Ш. - С. 170-173.

56. Овешников Ю.М. Взаимосвязь вскрышных и добычных работ на Харанорском угольном месторождении. / Ю.М. Овешников, Г.М. Циношкин, А.Г. Самойленко // Кулагинские чтения: XI Международная научно-практическая конференция. Чита: ЗабГУ, 2011.-Ч.Ш. - С. 35-37.

57. Овешников Ю.М. Изыскание путей повышения эффективности разработки харанорского бурого угольного месторождения / Ю.М. Овешников, Ю.В. Субботин, Г.Л. Куклина, Г.М. Циношкин, А.Г. Самойленко // Отчет о научно-исследовательской работе. – Чита: ЗабГУ. – 2011. – 113 с.

58. Овешников Ю.М. / Состояние, проблемы и перспективы разработки Харанорского месторождения бурых углей. / Ю.М. Овешников, Ю.В. Субботин, А.Г. Самойленко // Кулагинские чтения: XII Международная научно-практическая конференция. Чита: ЗабГУ, 2012.- Ч. VI. – С. 75-77.

59. Овсейчук В.А. Оценка изменения качества урансодержащих руд при их добыче / В.А. Овсейчук, В.А. Пшенников // Горный журнал. -2005. - 3.

60. Пушкин С.П. Оперативное планирование работы транспорта при отработке сложных угольных пластов / С.П. Пушкин // В сб. «Технологические процессы открытых горных работ и их совершенствование». – М: ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. – С. 38-43.

61. Рашкин А.В. Разработка методики суточного планирования добычи угля с учетом требований качества и экономической эффективности для условий Харанорского разреза / А.В. Рашкин, П.Б. Авдеев, Ю.В. Субботин, А.Г. Самойленко // Отчет о научно-исследовательской работе. – Чита: ЧитГТУ. – 1999. – 58 с.

62. Секисов Г.В. Основы минералопользования / Г.В.Секисов. - Владивосток: Дальнаука, 1998. - 289 с.

63. Сидорова Г.П. Качество бурых углей Восточного Забайкалья / Г.П.

Сидорова. – Горный журнал, №5, 2010. – С. 39-41.

64. Сидоров И.П. Разработка технологии брикетирования бурых углей Харанорского месторождения Читинской области / И.П. Сидоров // Отчет ИГИ. – М. – 1968. -72 с.

65. Скурский М.Д. Недра Забайкалья / М.Д.Скурский. - Чита: РАЕН, 1996. - 695 с.

66. Самойленко А.Г. Статистический анализ зольности и влажности угля Харанорского бурогоугольного месторождения / А.С. Самойленко // Вестник ЗабГУ: сб. науч. тр. – Чита. – 2014. – С. 32-42.

67. Снетков Д.С. Обоснование технологии и направления развития горных работ для управления качеством угля на разрезах: Автореферат дис. канд. техн. наук: Защищена 21.12.2010; . – М., 2010.

68. Снетков Д.С. Повышение эффективности природопользования и управление качеством угля при разработки месторождений открытым способом / Д.С. Снетков, А.И. Косолапов//Экономика природопользования: Сб. материалов Всероссийской научно-практической конференции. – Пенза: 2005. – С.56–59.

69. Снетков, Д.С. Разработка Черногорского угольного месторождения с применением мероприятий по управления качеством продукции / Д.С. Снетков, А.И. Косолапов, А.М. Тодинов // Проблемы освоения минеральной базы Восточной Сибири: Сб. науч. трудов. – Иркутск: ИрГТУ, 2004. – Вып. 4. – С. 103–105.

70. Снетков, Д.С. К вопросу управления качеством угля при разработке бурогоугольных месторождений Красноярского края / А.И. Косолапов, Д.С. Снетков // Горный информационно-аналитический бюллетень – М.: МГГУ, 2009. – Вып. 8. – С. 110–116.

71. Степанов Ю.Ф. Исследование углей разреза «Харанорский» на содержание гуминовых кислот. Отчет ИПИ, Иркутск, 1993. – 48 с.

72. Субботин Ю.В. Повышение эффективности открытой разработки Харанорского бурогоугольного месторождения./ Ю.В. Субботин, А.Г. Самой-

ленко // Кулагинские чтения: XI Международная научно-практическая конференция. Чита: ЗабГУ, 2011.- Ч.Ш. с. 40-41.

73. Субботин Ю.В. / Управление качеством бурых углей Харанорского месторождения. / Ю.В. Субботин, Ю.М. Овешников, Г.М. Циношкин. А.Г. Самойленко // Горный информационно аналитический бюллетень, № 4 - М.: Издательство «Горная книга». 2012. с. 64-72.

74. Томаков П.И. Открытая разработка угольных и рудных месторождений / учеб. пособ. П.И. Томаков, В.В. Манкевич. – М.: МГГУ, 2000. – 611 с.

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

76. Уланов Н.Н. Угли Забайкалья / Н.Н.Уланов. – Ростов-на-Дону, РГУ, 1975. – 147 с.

77. Фомин А.П. Создание углебрикетного производства мощностью 1 млн. т/год для получения экологически чистого окускованного топлива из Канско-Ачинских углей с теплотой сгорания на менее 6000 ккал/кг / А.П. Фомин // Отчет о научно-исследовательской работе. – Фонды ИГИ. М.: ИГИ. – 1990.

78. Фрейдина Е.В. Методы текущего планирования горных работ на карьерах. / Е.В. Фрейдина, А.С. Третьяков, С.Г. Молотилов. - Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1988.

79. Чечеткин В.С. Сырьевая база угольной промышленности Читинской области / В.С. Чечеткин, В.П. Федоров, Ю.Ф. Харитонов, Г.Л. Куклина // Ресурсы Забайкалья. – 2004. - №3. – С. 14 – 26.

80. Чечеткин В.С. Проблемы комплексного использования углей Забайкалья / Чечеткин В.С., Куклина Г.Л., Федоров В.П., Пузынин А.А.. Первая научно-техническая конференция Горного института (материалы конференции), часть 1. - Чита, ЧитГТУ, 1998, С. 30-33.

81. Шорохов В.П. Обоснование технологии открытой разработки мощных угольных пластов горизонтального и пологого залегания: Автореферат

дис. канд. техн. наук: Красноярск. – 2011. – 20 с.

82. Шумилова О.Л. Геолого - геофизическая методика определения показателей качества углей (на примере Нерюнгринского угольного месторождения): Автореферат дис. канд. техн. наук. Защищена: 16.03.2007– М., 2007.

83. Щадов М.И. Проблемы развития добычи угля и его использования. В сб. «Горные науки и промышленность». М.: Недра, 1989.

84. Щадов М.И. Опыт совершенствования и управления качеством угля в ПО «Экибастууголь» / М.И. Щадов, К.Е. Веницкий, Р.Р. Шаль. – М.: ЦНИЭИуголь, 1985.

85. Щадов М.И. Системное управление качеством углей при открытой добыче и переработке / М.И.Щадов, Е.В. Фрейдина, А.Н. Дворникова, А.А. Ботвинник // Уголь. - 2003. -№ 2.

86. Яковлев В.Л. Мировые и Российские тенденции в производстве и потреблении минерального сырья / В.Л.Яковлев // Известия вузов. Горный журнал №2, 2006. - С. 25-29.

87. Пат. 2312050 РФ, МПК В65G 3/02, 65/28. Способ усреднения сыпучих материалов на складе с торцевой разгрузкой / Васильев С.Б. - №2006117166; заявл. 18.05.2006; опубл. 10.12 2007, Бюл. № 34.

88. ГОСТ 25543-88. Угли бурые, каменные и антрациты.

89. ГОСТ Р ИСО 9000-2008. Системы менеджмента качества. Основные положения и словарь.

90. Международный стандарт ИСО 8402 «Управление качеством и обеспечение качества».

91. Уголь [Электронный ресурс] // Информационно-аналитический центр «Минерал». 19.04.2014 г. URL: <http://www.mineral.ru/Facts/russia/131/297/index.html> (дата обращения: 19.04.2014).

Приложение 1

УТВЕРЖДАЮ:

Ректор Забайкальского государственного
университета,

д-р техн. наук, профессор,

С.А. Иванов

« _____ » апреля 2014 г.

АКТ

о внедрении результатов диссертационной работы
Самойленко Алексея Геннадьевича
«Совершенствование методов управления качеством
энергетических углей Харанорского разреза»
аспиранта ЗабГУ, кафедры «Открытые горные работы»

Мы, нижеподписавшиеся, начальник учебно-методического управления Т.А. Плюснина, декан горного факультета, д-р техн. наук, профессор П.Б. Авдеев, заведующий кафедрой «Открытые горные работы», д-р техн. наук, профессор Ю.М. Овешников, д-р техн. наук, профессор кафедры ОГР Ю.В. Субботин составили настоящий акт о том, что результаты диссертационной работы А.Г. Самойленко, представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук, внедрены в учебный процесс на кафедре «Открытые горные работы» ЗабГУ, а именно при выполнении расчетно-графических, курсовых и дипломных работ, при чтении лекций по дисциплинам «Управление качеством продукции», «Процессы ОГР», «Разработка угольных месторождений (специализация)». Используются результаты теоретических и экспериментальных исследований по совершенствованию методов управления качества бурых углей, а также методика суточного планирования добычи угля с учетом требований качества и экономической эффективности для условий Харанорского разреза.

Председатель комиссии, начальник
учебно-методического управления

Т.А. Плюснина

Декан горного факультета,
д-р техн. наук

П.Б. Авдеев

Заведующий кафедрой ОГР,
докт. техн. наук, профессор

Ю.М. Овешников

Д-р техн. наук, профессор кафедры ОГР

Ю.В. Субботин

Приложение №2



УТВЕРЖДАЮ:
 Исполнительный директор
 ОАО «Разрез Харанорский»
 Г.М. Циношкин
 « 7 » апреля 2014г.

АКТ

об использовании и внедрении результатов диссертационных исследований
 Самойленко Алексея Геннадьевича на тему: «Совершенствование методов управления
 качеством энергетических углей Харанорского разреза»

Комиссией в составе главного инженера В.Б. Черкасова, заместителя директора по ТГР Д.А. Чугуевского, главного технолога С.И. Артемьева, начальника ОТК В.И. Глазуновой составила настоящий акт, подтверждающий, что отдельные научные положения, технические решения и рекомендации, изложенные в кандидатской диссертации, Самойленко А.Г. использованы:

1. При разработке и обосновании проектов ОВОС, ООС. Внедрение методики суточного планирования при разработке Харанорского бурого угольного месторождения позволило обеспечить повышение качества бурого угля.

2. Внедрение нового оборудования и новых технологий производства вскрышных и добычных работ с применением роторного экскаватора в комплексе с перегружателем П-1600 является экономически обоснованным и эффективным. Возможно в перспективе к применению.

3. Разработанные автором совместно с научными и проектными организациями технологические решения утверждены государственной экологической экспертизой Забайкальского Управления Федерального агентства по технологическому, экологическому и атомному надзору и являются основным нормативным документом при разработке Харанорского бурого угольного месторождения в современных экономических условиях.

Председатель комиссии:

Главный инженер

В.Б. Черкасов

Члены комиссии:

Заместитель главного инженера по ТГР

Д.А. Чугуевский

Главный технолог

С.И. Артемьев

Начальник ОТК

В.И. Глазунова

Приложение 4
Таблица П.1

**Показатели ежесуточной добычи, зольности и влажности угля
по участкам и экскаваторам за июль 2010 года и 2011 год**

ДАТА	Объединенный фронт			Карьерное поле №3	
	№ 83 Q _{см, A/W}	№ 87 Q _{см, A/W}	№ 33 Q _{см, A/W}	№ 1 Q _{см, A/W}	№ 75 Q _{см, A/W}
2010 г.					
1.07	6.1 15,9/38,1	5,5 15,9/38,1	не работал	не работал	не работал
2.07	1,9 15,9/38,1	3,6 15,9/38,1	не работал	не работал	4,8 16,5/38,1
3.07	не работал	2,0 15,8/38,1	не работал	не работал	3,8 17,7/38,1
4.07	не работал	3,0 15,8/38,1	не работал	не работал	4,0 17,7/38,1
5.07	не работал	1,8 15,8/38,13	не работал	не работал	2,5 17,7/38,13
6.07	не работал	0,6 18,1/38,13	не работал	не работал	8,8 17,7/38,13
7.07	не работал	не работал	не работал	не работал	6,6 17,1/38,13
8.07	не работал	4,9 16,9/38,13	не работал	1,0 17,2/38,13	не работал
9.07	не работал	1,7 17,6/38,13	не работал	2,9 17,5/38,13	2,1 17,5/38,13
10.07	не работал	не работал	не работал	9,9 18,0/38,2	4,3 16,9/38,2
11.07	не работал	не работал	не работал	7,3 16,9/38,2	не работал
12.07	не работал	5,4 18,1/38,2	не работал	6,4 18,0/38,2	3,7 16,9/38,2
13.07	не работал	не работал	не работал	4,3 16,5/38,2	1,8 16,9/38,2
14.07	не работал	не работал	не работал	4,8 16,9/38,2	не работал
15.07	не работал	не работал	не работал	9,0 16,9/38,2	не работал
16.07	не работал	не работал	не работал	10,7 16,5/38,2	2,8 16,9/38,2
17.07	не работал	не работал	не работал	9,4 16,6/38,9	1,4 16,9/38,39
18.07	не работал	не работал	не работал	2,6 16,9/38,39	4,5 16,9/38,39
19.07	не работал	не работал	1,4 16,9/38,39	4,2 16,9/38,39	1,8 16,9/38,39
20.07	не работал	не работал	не работал	8,5 16,9/38,39	7,8 16,9/38,39
21.07	не работал	0,6 16,8/38,45	0,6 16,8/38,45	2,5 16,8/38,45	5,4 16,9/38,45
22.07	не работал	5,1 18,1/38,45	2,4 17,0/38,45	3,1 16,8/38,45	6,3 16,9/38,45
23.07	не работал	0,6 18,1/38,45	2,5 16,4/38,45	1,7 16,5/38,45	5,5 16,4/38,45
24.07	не работал	2,4 18,1/38,45	1,1 16,5/38,45	9,1 16,5/38,45	7,2 16,4/38,45
25.07	не работал	5,3 18,1/38,37	0,6 16,8/38,37	7,5 16,4/38,37	5,5 16,2/38,37
26.07	3,1 18,1/38,37	не работал	1,9 16,5/38,37	11,1 16,3/38,37	2,7 16,4/38,37
27.07	5,1 16,0/38,37	не работал	0,5 16,3/38,37	12,9 16,5/38,37	4,1 16,5/38,37
28.07	4,3 16,5/38,37	1,1 16,3/38,37	3,1 16,3/38,37	7,6 16,5/38,37	5,6 15,7/38,37
29.07	5,9 16,0/38,37	не работал	4,5 16,4/38,37	3,9 17,0/38,37	7,2 16,1/38,37
30.07	2,9 16,0/38,37	5,2 16,2/38,37	3,4 16,2/38,37	0,5 17,1/38,37	3,9 15,7/38,37
31.07	2,8 17,6/38,3	9,1 17,0/38,3	1,3 17,0/38,3	не работал	4,6 15,5/38,3
1.01.2011	не работал	не работал	не работал	не работал	6,1 18,7/39,0
2.01	не работал	3,6 17,0/38,6	не работал	4,6 17,6/39,9	не работал
3.01	2,0 14,6/40,4	не работал	не работал	5,8 17,4/41,1	3,8 16,4/39,0
4.01	не работал	не работал	2,1 35,0/34,9	не работал	не работал
5.01	1,8 13,./38,9	не работал	не работал	не работал	не работал
6.01	3,8 13,./38,9	6,7 17,0/38,6	1,5 35,0/34,9	1,9 17,4/41,1	9,3 17,5/38,7
7.01	3,9 13,./38,9	7,3 17,0/38,6	3,6 16,3/37,7	5,6 17,4/41,1	4,2 17,5/38,7
8.01	5,5 13,./38,9	5,5 17,0/38,6	1,7 20,1/38,5	не работал	8,1 17,5/38,7
9.01	4,0 13,./38,9	5,4 17,2/39,1	4,5 20,1/38,5	не работал	8,0 25,0/38,0
10.01	6,3 13,./38,9	6,2 17,2/39,1	3,0 20,1/38,5	2,3 18,7/40,7	8,3 25,0/38,0
11.01	6,4 14,0/39,2	6,3 17,2/39,1	4,2 30,3/38,1	3,3 18,7/40,7	7,9 17,7/37,9
12.01	6,7 14,0/39,2	4,8 17,2/39,1	0,9 51,2/34,3	4,3 18,7/40,7	4,0 17,7/37,9
14.01	4,6 15,4/39,0	6,4 17,2/39,1	2,2 51,2/34,3	4,3 9,9/42,0	3,7 17,7/37,9
15.01	не работал	4,8 12,0/40,6	не работал	не работал	4,6 21,6/37,4
16.01	не работал	7,0 16,3/39,9	не работал	9,0 17,0/39,7	6,6 20,3/38,4

17.01	не работал	не работал	не работал	не работал	не работал
18.01	8.7 15.4/39.0	не работал	не работал	3.5 17.0/39.7	6.2 21.6/37.4
20.01	2.4 15.1/38.6	4.2 16.3/39.9	не работал	6.8 17.0/39.7	6.7 21.6/37.4
21.01	5.0 15.1/38.6	5.7 16.3/39.9	не работал	7.4 17.0/39.7	7.6 18.4/36.5
22.01	3.6 11.9/40.3	5.1 16.3/39.9	не работал	4.5 12.4/40.9	9.3 18.4/36.5
23.01	2.0 11.9/40.3	7.8 16.3/39.8	не работал	7.3 12.4/40.9	7.3 18.4/36.5
24.01	6.6 11.9/40.3	6.7 16.3/39.8	не работал	9.7 12.4/40.9	3.9 12.1/37.5
25.01	0.9 11.9/40.3	6.0 16.3/39.8	не работал	10.6 12.4/40.9	6.1 15.5/38.8
26.01	3.9 11.9/40.3	7.8 16.3/39.8	не работал	8.6 18.2/40.0	11.9 13.5/37.8
27.01	1.2 11.9/40.3	10.0 12.4/39.97	не работал	9.0 18.2/40.0	6.4 13.5/37.8
28.01	7.2 14.2/38.9	3.7 16.6/38.5	не работал	9.3 18.2/40.0	7.3 13.5/37.8
29.01	12.9 5.1/41.0	не работал	не работал	6.6 28.7/38.8	8.5 16.1/39.6
30.01	9.7 14.2/38.9	не работал	3.7 2.7/38.3	11.9 19.9/39.5	9.2 16.1/38.0
31.01	8.4 14.2/38.9	не работал	0.3 20.6/36.8	12.3 13.4/42.2	10.3 7.4/40.3
1.02	6.6 14.2/38.9	5.5 8.8/39.1	не работал	9.2 13.4/42.2	7.7 7.4/40.3
2.02	8.3 8.6/41.5	4.2 14.7/38.9	0.6 20.6/36.8	7.6 17.7/38.4	6.2 16.1/39.6
3.02	5.4 8.6/41.5	8.5 14.7/38.9	1.4 20.6/36.8	16.5 28.7/38.8	3.0 16.1/39.6
4.02	8.7 8.6/41.5	5.9 14.7/38.9	1.3 35.0/31.6	6.4 28.7/38.8	7.7 16.1/39.6
5.02	11.6 17.0/38.3	2.0 14.7/38.9	1.7 29.3/35.6	не работал	9.9 16.1/39.6
6.02	12.9 5.1/41.0	не работал	не работал	6.6 28.7/38.8	8.5 16.1/39.6
7.02	8.3 16.1/39.9	не работал	не работал	12.0 28.7/38.8	6.8 16.1/39.6
9.02	6.2 16.1/39.9	не работал	3.0 29.3/35.6	4.6 18.3/38.9	10.4 18.2/38.3
10.02	7.5 16.1/39.9	не работал	не работал	12.8 18.3/38.9	8.9 18.2/38.3
11.02	8.3 16.1/39.9	не работал	не работал	3.4 18.3/38.9	8.2 16.0/38.3
12.02	5.0 16.1/39.9	не работал	не работал	10.9 17.4/40.3	7.3 16.0/38.3
13.02	9.8 9.5/39.1	не работал	не работал	7.0 16.9/38.0	8.5 19.0/38.6
14.02	9.4 10.4/42.0	не работал	не работал	13.7 16.9/38.0	9.2 19.0/38.6
15.02	6.2 16.2/38.5	не работал	не работал	7.3 16.9/38.0	9.0 19.0/38.6
16.02	10.0 16.2/38.5	не работал	не работал	13.0 16.9/38.0	6.3 17.1/38.9
17.02	0.6 16.2/38.5	не работал	не работал	7.2 19.9/39.8	9.7 17.1/38.9
18.02	3.8 16.2/38.5	не работал	не работал	9.0 19.9/39.8	3.5 17.1/38.9
19.02	3.1 16.2/38.5	не работал	не работал	6.8 35.0/36.8	9.5 16.0/38.7
20.02	11.3 16.3/38.5	не работал	не работал	0.4 27.2/39.3	11.9 16.0/38.7
21.02	8.6 16.3/38.5	не работал	не работал	1.8 26.7/39.2	10.2 16.0/38.7
22.02	7.8 16.8/39.2	не работал	не работал	11.6 26.7/39.2	4.0 16.0/38.7
23.02	8.9 16.8/39.2	не работал	не работал	3.3 23.8/39.9	6.3 16.0/38.7
25.02	3.8 16.8/39.2	не работал	не работал	2.2 19.5/38.4	13.7 16.0/38.7
26.02	7.9 16.9/39.4	3.4 15.8/38.6	не работал	3.4 19.5/38.4	11.1 16.0/38.7
27.02	6.8 16.0/39.4	5.1 15.8/38.6	не работал	не работал	14.4 17.3/39.5
28.02	10.4 16.0/39.4	1.8 15.8/38.6	не работал	2.3 19.5/38.4	12.2 17.7/36.4
1.03	7.9 16.9/39.4	3.4 15.8/38.6	не работал	3.4 19.5/38.4	11.1 16.0/38.7
2.03	6.4 16.0/39.4	8.3 15.8/38.6	не работал	3.4 119.5/38.4	9.9 17.9/37.2
3.03	10.4 15.0/38.4	6.7 15.8/38.6	не работал	2.4 11.9/38.4	не работал
4.03	5.8 17.0/38.1	4.9 15.8/38.6	не работал	1.4 11.9/38.4	3.3 17.9/37.2
5.03	6.1 17.0/38.1	0.6 15.8/38.6	не работал	5.0 8.8/38.3	8.5 17.9/37.2
6.03	7.2 11.6/41.7	1.4 15.0/39.0	не работал	8.9 8.8/38.3	6.0 18.4/36.2
7.03	2.7 11.6/41.7	3.4 15.0/39.0	не работал	6.9 8.8/38.3	6.8 19.4/36.0
8.03	6.5 11.6/41.7	6.2 15.0/39.0	не работал	7.2 16.2/36.4	7.0 17.6/38.0
9.03	5.9 11.6/41.7	4.6 15.0/39.0	не работал	4.5 16.2/36.4	6.1 15.3/37.9
10.03	6.5 17.0/40.4	1.5 15.0/39.0	не работал	8.3 16.2/36.4	7.2 15.3/37.9
11.03	1.8 18.0/39.5	3.5 15.0/39.0	не работал	6.1 16.2/36.4	3.6 15.3/37.9
12.03	3.2 18.0/39.5	3.1 15.0/39.0	не работал	7.7 17.1/38.3	6.5 15.3/37.9
13.03	5.5 7.8/41.0	4.2 15.0/39.0	не работал	7.3 17.1/38.3	4.6 15.3/37.9
14.03	6.9 7.8/41.0	7.4 15.0/39.0	не работал	13.1 17.1/38.3	1.1 18.9/37.5
15.03	7.6 7.8/41.0	5.8 15.0/39.0	не работал	10.0 16.8/38.5	не работал
16.03	4.2 16.4/40.0	9.2 15.0/39.0	не работал	10.8 16.8/38.5	не работал
17.03	5.5 16.3/38.9	4.6 15.0/39.0	не работал	9.6 16.8/38.5	3.6 16.7/36.9
18.03	3.4 16.3/38.9	4.8 15.0/39.0	не работал	8.0 16.3/38.3	7.4 16.7/36.9

19.03	4.0 15.8/38.6	4.8 15.0/39.0	не работал	8.3 7.8/41.4	7.9 16.7/36.9
22.03	7.3 15.8/38.6	6.5 17.7/38.5	не работал	8.3 7.8/41.4	6.8 16.0/37.8
24.03	не работал	7.1 34.8/35.1	не работал	6.7 17.6/37.5	4.8 35.0/33.6
25.03	не работал	8.2 15.7/36.7	не работал	8.9 17.6/37.5	3.0 35.0/33.6
Д А Т А	Участок №1		Участок №3	Участок №6	
	№ 83 Q _{см} , A/W	№ 87 Q _{см} , A/W	№ 33 Q _{см} , A/W	№ 1 Q _{см} , A/W	№ 75 Q _{см} , A/W
26.03	3.6 15.8/38.6	5.9 15.2/40.0	не работал	4.6 17.6/37.5	5.9 35.0/33.6
27.03	3.7 15.8/38.6	3.2 15.2/40.0	не работал	8.3 17.6/37.5	6.6 15.9/38.4
28.03	2.4 15.8/38.6	8.3 15.2/40.0	не работал	10.1 17.9/40.0	6.0 24.3/35.8
29.03	8.1 15.5/38.0	4.7 15.2/40.0	не работал	7.0 17.9/40.0	8.3 22.4/36.2
30.03	9.5 15.5/38.0	не работал	не работал	9.8 17.9/40.0	7.8 22.4/36.2
31.03	4.8 9.3/40.9	не работал	не работал	5.0 6.7/42.0	0.9 22.4/36.2
1.04	10.8 9.3/40.9	не работал	не работал	13.5 17.4/39.4	6.1 34.8/28.7
2.04	13.0 9.3/40.9	1.7 15.2/40.0	не работал	15.9 17.4/39.4	6.4 34.8/28.7
3.04	8.9 9.3/40.9	не работал	не работал	8.5 17.4/39.4	8.2 10.0/39.3
4.04	6.5 17.2/39.8	5.7 15.2/40.0	не работал	8.8 8.6/41.8	9.3 10.0/39.3
5.04	8.1 17.2/39.8	0.6 15.2/40.0	не работал	7.8 8.6/41.8	7.0 10.0/39.3
6.04	7.4 11.7/39.1	0.6 15.2/40.0	не работал	6.2 8.6/41.8	8.6 10.0/39.3
7.04	4.2 11.7/39.1	2.9 15.2/40.0	не работал	4.9 12.8/39.6	3.7 10.0/39.3
8.04	5.9 11.7/39.1	4.1 15.2/40.0	не работал	4.4 12.8/39.6	6.2 17.3/38.0
9.04	5.0 11.7/39.1	5.2 15.2/40.0	не работал	1.3 12.8/39.6	5.0 10.8/38.1
10.04	4.8 11.7/39.1	4.7 11.1/39.8	не работал	не работал	7.7 10.8/38.1
11.04	4.0 11.7/39.1	7.1 11.1/39.8	не работал	не работал	2.6 10.8/38.1
12.04	6.9 11.7/39.1	8.2 18.5/39.5	не работал	не работал	7.6 10.8/38.1
13.04	5.9 11.7/39.1	8.5 19.2/37.5	не работал	не работал	9.7 12.0/38.7
14.04	6.1 16.6/38.6	6.7 19.2/37.5	не работал	4.7 15.9/39.2	11.0 16.6/38.3
15.04	4.1 16.6/38.6	6.3 19.2/37.5	не работал	не работал	9.6 16.6/38.3
16.04	5.7 7.8/41.8	3.0 19.2/37.5	не работал	не работал	11.3 16.6/38.3
17.04	6.6 7.8/41.8	5.9 9.7/40.9	не работал	не работал	4.8 16.6/38.3
18.04	4.8 7.8/41.8	4.7 9.7/40.9	не работал	не работал	8.1 17.8/38.6
19.04	4.9 7.8/41.8	5.3 19.2/40.3	не работал	7.2 15.9/39.2	4.5 17.8/38.6
21.04	не работал	3.0 19.2/40.3	не работал	8.6 10.5/38.4	8.7 17.8/38.6
22.04	не работал	3.8 19.2/40.3	не работал	6.6 10.5/38.4	9.4 17.8/38.6
23.04	не работал	4.6 19.2/40.3	не работал	7.8 10.5/38.4	8.7 28.5/35.8
24.04	2.5 7.8/41.8	4.6 19.2/40.3	не работал	8.5 15.5/39.5	5.0 21.9/36.4
25.04	3.0 7.8/41.8	5.7 17.1/38.6	не работал	4.2 15.5/39.5	7.1 9.7/37.0
26.04	2.4 7.8/41.8	5.1 17.1/38.6	не работал	3.6 15.5/39.5	7.9 19.4/36.5
28.04	4.3 7.8/41.8	6.5 17.1/38.6	не работал	8.3 15.5/39.5	2.4 19.7/36.8
29.04	6.1 7.8/41.8	не работал	не работал	5.8 17.1/38.6	не работал
30.04	4.3 6.6/39.8	1.5 17.7/39.9	не работал	0.4 17.1/38.6	не работал
1.05	7.9 15.5/38.9	2.6 17.7/39.9	не работал	8.6 17.1/38.6	не работал
2.05	6.2 15.5/38.9	5.2 17.7/39.9	не работал	9.2 7.5/42.0	не работал
3.05	3.8 15.5/38.9	5.4 17.7/39.9	не работал	6.3 7.5/42.0	не работал
4.05	2.2 15.5/38.9	4.4 17.7/39.9	не работал	5.7 20.1/39.9	не работал
5.05	2.2 15.5/38.9	5.3 18.5/38.6	не работал	8.6 20.1/39.9	не работал
8.05	7.5 15.5/38.9	1.8 18.5/38.6	не работал	8.8 13.5/40.5	не работал
9.05	6.3 15.5/38.9	2.2 18.5/38.6	не работал	7.0 13.5/40.5	не работал
10.05	5.6 14.6/39.0	4.7 16.6/39.8	не работал	8.8 16.7/40.4	не работал
11.05	7.5 16.4/39.0	0.3 15.4/39.2	не работал	7.6 16.7/40.4	не работал
12.05	5.8 16.4/39.0	5.4 15.4/39.2	не работал	5.9 19.6/40.0	не работал
13.05	6.0 16.4/39.0	5.4 15.6/37.8	не работал	4.9 19.6/40.0	не работал
15.05	9.4 12.0/41.0	5.9 15.6/37.8	не работал	13.5 19.6/40.0	не работал
16.05	6.9 12.0/41.0	3.5 15.6/37.8	не работал	12.2 12.2/39.9	не работал
17.05	6.2 15.0/39.6	6.8 15.6/39.6	не работал	4.5 19.6/39.9	не работал
18.05	7.5 15.0/39.6	3.3 16.4/38.9	не работал	8.2 19.6/39.9	не работал
20.05	3.1 15.0/39.6	4.6 16.4/38.9	не работал	4.7 16.3/39.6	не работал
21.05	4.9 10.5/40.8	1.5 16.4/38.9	не работал	6.6 16.3/39.6	не работал

22.05	7.5 16.4/39.0	0.3 15.4/39.2	не работал	7.6 16.7/40.4	не работал
23.05	8.2 10.5/40.8	2.3 16.4/38.9	не работал	10.9 16.3/39.6	не работал
25.05	2.5 10.5/40.8	6.3 16.4/38.9	не работал	10.3 16.3/39.6	не работал
26.05	4.6 10.5/40.8	4.8 17.1/38.9	не работал	4.5 16.2/39.0	не работал
27.05	5.6 10.5/40.8	не работал	не работал	12.7 10.5/41.5	не работал
28.05	6.2 15.0/39.6	6.8 15.6/39.6	не работал	4.5 19.6/39.9	не работал
29.05	7.5 15.0/39.6	3.3 16.4/38.9	не работал	8.2 19.6/39.9	не работал
30.05	4.8 10.5/40.8	5.1 17.1/38.9	не работал	6.0 11.9/41.1	5.0 12.8/36.3
31.05	5.6 14.6/39.0	4.7 16.6/39.8	не работал	8.8 16.7/40.4	4.9 12.8/36.3
1.06	2.5 10.5/40.8	7.6 17.1/38.8	0.6 20.5/35.7	7.4 17.9/39.9	6.4 12.8/36.3
2.06	не работал	4.1 17.1/38.8	5.7 34.2/34.8	8.5 17.9/39.9	5.0 12.8/36.3
3.06	3.7 10.5/40.8	3.1 17.1/38.8	4.9 35.0/31.8	4.7 17.9/39.9	4.4 12.8/36.3
4.06	4.6 10.5/40.8	не работал	3.5 34.2/32.2	4.1 17.9/39.9	4.9 12.8/36.3
5.06	6.5 10.5/40.8	не работал	не работал	6.2 19.2/39.4	5.6 15.3/42.0
6.06	5.6 14.6/39.0	4.7 16.6/39.8	не работал	8.8 16.7/40.4	4.9 12.8/36.3
7.06	5.0 10.5/40.8	не работал	3.2 34.2/32.2	5.6 19.2/39.4	8.4 15.2/35.2
8.06	6.5 10.5/40.8	не работал	не работал	8.8 19.2/39.4	12.2 15.2/37.5
9.06	4.6 10.5/40.8	не работал	1.5 34.2/32.2	8.9 10.9/37.3	6.0 15.2/37.5
10.06	6.2 10.7/42.0	не работал	1.4 34.2/32.2	8.5 11.1/41.1	7.0 15.2/37.5
11.06	6.2 10.7/42.0	не работал	не работал	0.4 11.1/41.1	7.6 15.2/37.5
12.06	4.6 10.7/42.0	не работал	2.5 20.7/30.1	не работал	9.2 21.0/36.2
13.06	4.9 10.7/42.0	не работал	5.3 32.4/36.1	не работал	6.0 21.0/36.2
14.06	4.7 10.7/42.0	не работал	4.6 32.4/36.1	6.1 11.1/41.1	4.8 21.0/36.2
15.06	5.0 15.8/39.4	не работал	4.9 32.4/36.1	8.3 11.1/41.1	1.1 21.0/36.2
16.06	4.2 15.8/39.4	не работал	4.5 20.5/36.0	8.6 11.1/41.1	0.3 21.0/36.1
17.06	4.4 15.8/39.4	не работал	2.0 20.5/36.0	8.8 11.1/41.1	5.2 13.6/35.4
18.06	5.2 15.8/39.4	не работал	3.7 20.5/36.0	7.4 11.1/41.1	3.6 42.0/30.6
20.06	не работал	не работал	1.9 34.0/34.1	1.0 11.1/41.1	11.1 25.8/34.1
21.06	4.6 15.8/39.4	не работал	4.2 34.1/33.6	1.6 11.1/41.1	7.7 25.8/34.1
22.06	6.2 15.8/39.4	не работал	1.2 39.7/31.3	4.6 11.1/41.1	6.0 25.8/34.1
23.06	2.1 15.8/39.4	не работал	3.3 34.4/33.1	8.4 11.1/41.1	5.6 25.8/34.1
24.06	3.7 15.8/39.4	не работал	2.0 34.4/33.1	7.5 11.1/41.1	4.6 12.2/36.4
25.06	3.4 15.8/39.4	не работал	4.2 33.8/35.3	6.8 11.1/41.1	8.1 23.9/35.0
26.06	0.6 15.8/39.4	не работал	1.8 24.6/33.6	7.4 11.1/41.1	8.9 24.2/36.2
27.06	2.0 15.8/39.4	не работал	2.6 24.6/33.6	6.8 11.1/41.1	4.2 18.2/36.2
28.06	3.5 15.8/39.4	не работал	1.1 24.6/33.6	6.7 11.1/41.1	5.4 23.3/36.4
29.06	6.3 15.8/39.4	не работал	4.6 22.5/35.6	4.3 18.7/38.3	3.7 23.3/36.4
1.07	0.6 15.8/39.4	не работал	2.9 22.5/35.6	7.4 9.2/41.2	9.4 23.3/36.4
2.07	не работал	не работал	0.9 22.5/35.6	2.1 9.2/41.2	8.4 24.7/36.7
4.07	2.7 15.8/39.4	не работал	0.06 22.6/34.8	не работал	7.2 24.7/36.7
5.07	2.7 13.0/42.0	не работал	1.0 22.6/34.8	не работал	1.1 24.7/36.7
6.07	4.1 26.9/40.0	не работал	1.7 22.6/34.8	не работал	не работал
7.07	6.4 26.9/40.0	не работал	5.1 35.0/30.1	не работал	не работал
9.07	2.9 26.9/40.0	не работал	5.0 29.9/37.0	не работал	8.7 24.7/36.7
10.07	1.3 14.5/38.7	не работал	5.7 29.9/37.0	не работал	7.2 24.7/36.7
11.07	2.4 14.5/38.7	не работал	3.2 29.9/37.0	не работал	0.9 15.5/36.6
12.07	4.5 19.3/38.6	не работал	1.4 29.9/37.0	не работал	не работал
13.07	1.2 19.3/38.6	не работал	не работал	не работал	5.3 15.5/36.6
14.07	3.0 19.3/38.6	не работал	2.5 29.9/37.0	не работал	4.5 21.3/30.2
15.07	2.5 19.3/38.6	не работал	2.2 19.3/36.8	не работал	1.9 16.9/36.4
17.07	0.6 19.3/38.6	не работал	0.4 19.3/36.8	не работал	8.8 12.1/38.6
18.07	3.5 13.6/36.8	не работал	2.1 19.3/36.8	не работал	3.4 10.0/35.9
20.07	3.1 13.6/36.8	не работал	3.3 13.2/36.4	не работал	4.9 10.0/35.9
22.07	4.4 13.5/38.6	не работал	3.4 13.2/36.4	не работал	не работал
23.07	4.7 11.4/40.4	не работал	0.4 11.0/40.3	не работал	не работал
26.07	2.9 13.5/40.4	не работал	3.3 11.0/40.3	не работал	8.0 21.0/33.8
27.07	3.6 13.5/40.4	не работал	1.7 9.2/42.0	не работал	5.3 21.0/33.8
28.07	не работал	не работал	5.5 35.0/33.3	не работал	3.8 22.7/34.5

29.07	0.6 13.5/40.4	не работал	1.5 35.0/33.2	не работал	5.3 20.6/37.0
3.08	2.0 13.5/40.4	не работал	4.5 30.9/36.8	не работал	2.2 20.7/41.1
4.08	5.1 9.3/37.5	не работал	1.3 30.9/36.8	не работал	1.6 20.7/41.1
5.08	3.3 9.3/37.5	не работал	2.0 15.7/42.0	не работал	2.4 20.7/41.1
6.08	1.5 9.3/37.5	не работал	3.1 15.7/42.0	не работал	6.8 20.7/41.1
9.08	2.1 9.3/37.5	не работал	1.8 35.0/32.4	не работал	4.7 20.7/41.1
10.08	1.5 9.3/37.5	не работал	0.8 15.2/40.0	не работал	7.6 20.7/41.1
11.08	2.6 9.3/37.5	не работал	не работал	не работал	5.2 21.8/33.7
12.08	2.5 9.3/37.5	не работал	не работал	не работал	2.1 21.8/33.7
13.08	0.9 9.3/37.5	не работал	не работал	не работал	5.0 21.8/33.7
14.08	0.9 9.3/37.5	не работал	не работал	не работал	5.9 34.9/36.8
15.08	4.4 9.3/37.5	не работал	0.4 15.2/40.0	не работал	4.1 26.5/38.5
16.08	4.9 9.3/37.5	не работал	не работал	не работал	2.0 23.5/37.8
17.08	2.4 12.0/41.8	не работал	не работал	не работал	7.3 23.5/37.8
19.08	3.2 12.0/41.8	не работал	2.4 15.2/40.0	не работал	4.5 12.3/37.5
20.08	1.5 12.0/41.8	не работал	1.2 15.2/40.0	0.8 26.0/36.5	2.7 35.0/36.6
21.08	0.1 12.0/41.8	не работал	2.2 28.4/32.1	0.4 10.4/37.7	4.3 17.2/34.5
22.08	не работал	не работал	3.9 16.5/36.9	1.2 10.4/37.7	2.5 11.7/41.0
23.08	не работал	не работал	3.4 30.5/38.9	4.4 10.4/37.7	4.6 11.7/41.0
24.08	4.5 31.1/36.7	не работал	0.9 30.5/38.9	4.4 10.4/37.7	2.5 13.9/39.3
25.08	4.6 31.1/36.7	не работал	1.2 33.1/35.9	7.2 10.4/37.7	3.1 21.8/36.3
29.08	4.3 9.3/41.1	не работал	не работал	6.8 10.4/37.7	1.5 21.8/36.3
30.08	3.3 9.2/41.0	не работал	не работал	10.4 10.4/37.7	2.7 21.8/36.3
31.08	7.4 9.2/41.0	не работал	не работал	5.7 11.8/39.0	7.4 21.8/36.3
1.09	7.1 9.2/41.0	не работал	не работал	7.8 11.8/37.7	4.2 26.4/33.1
2.09	9.9 14.2/39.9	не работал	не работал	0.6 11.8/37.7	6.4 26.4/33.1
5.09	8.7 16.3/40.2	не работал	не работал	10.3 11.8/37.7	4.9 26.4/33.1
7.09	6.6 17.9/39.1	не работал	не работал	3.6 11.8/37.7	5.1 19.1/37.8
8.09	7.0 15.5/40.8	не работал	не работал	11.1 11.8/37.7	3.5 19.1/37.8
9.09	8.3 15.5/40.8	не работал	не работал	7.2 7.5/41.0	3.3 19.1/37.8
10.09	6.1 11.9/42.0	не работал	не работал	8.1 7.5/41.0	4.2 16.3/40.2
12.09	6.0 11.9/42.0	не работал	не работал	6.6 7.5/41.0	5.1 15.8/39.1
14.09	не работал	не работал	не работал	6.0 7.5/41.0	5.4 12.7/38.4
17.09	не работал	не работал	не работал	5.9 7.5/41.0	7.4 12.7/38.4
18.09	не работал	не работал	не работал	6.4 7.5/41.0	8.3 13.5/37.9
19.09	не работал	не работал	не работал	7.2 9.0/42.0	6.8 13.5/37.9
21.09	0.5 11.9/42.0	не работал	не работал	2.9 9.0/42.0	9.4 24.2/37.8
22.09	10.1 11.9/42.0	не работал	не работал	6.7 9.0/42.0	7.8 25.2/36.0
23.09	7.2 12.7/41.0	не работал	не работал	4.6 9.0/42.0	11.3 12.6/38.6
24.09	5.8 14.7/41.0	не работал	не работал	7.0 9.0/42.0	9.2 19.1/37.2
27.09	7.0 14.7/41.0	не работал	не работал	4.8 9.0/42.0	6.7 9.7/36.6
28.09	10.0 25.3/38.5	не работал	не работал	8.7 9.0/42.0	5.7 9.7/36.6
30.09	8.3 13.6/39.0	не работал	не работал	6.7 9.0/42.0	2.2 9.7/36.6
2.10	7.5 13.6/39.0	не работал	не работал	7.8 9.0/42.0	2.9 21.0/37.5
3.10	7.3 13.6/39.0	не работал	1.2 33.1/35.9	2.4 9.0/42.0	6.4 21.0/37.5
4.10	3.1 13.2/39.6	не работал	2.8 33.1/35.9	7.1 9.0/42.0	6.1 21.0/37.5
5.10	1.0 13.2/39.6	не работал	0.3 32.5/34.2	9.2 9.0/42.0	4.4 21.0/37.5
6.10	6.3 13.2/39.6	не работал	1.3 27.2/36.5	5.7 9.0/42.0	3.0 21.0/37.5
7.10	2.4 13.2/39.6	не работал	3.5 35.0/29.8	4.2 9.0/42.0	5.5 9.0/42.0
8.10	5.6 17.2/38.4	не работал	0.9 26.5/35.9	5.9 9.0/42.0	4.3 16.6/39.3
9.10	7.5 12.4/41.9	не работал	не работал	9.0 9.0/42.0	3.9 16.6/39.3
13.10	7.4 12.4/41.9	не работал	не работал	6.0 9.0/42.0	4.9 16.6/39.3
14.10	не работал	не работал	не работал	12.8 9.0/42.0	4.7 16.6/39.3
15.10	0.7 12.4/41.9	не работал	не работал	9.4 9.0/42.0	7.7 26.4/35.1
16.10	4.4 12.4/41.9	не работал	не работал	12.3 11.7/41.4	1.3 26.4/35.1
18.10	7.9 12.4/41.9	не работал	1.2 13.7/38.1	не работал	7.5 30.0/32.3
19.10	6.7 16.8/39.3	не работал	1.8 13.7/38.1	не работал	3.4 30.0/32.3
20.10	9.3 16.8/39.3	не работал	0.6 14.0/38.4	не работал	6.2 31.5/34.9

21.10	6.7 16.8/39.3	не работал	1.5 14.8/38.0	не работал	6.9 31.5/34.9
22.10	7.4 16.8/39.3	не работал	2.8 35.0/31.1	не работал	3.5 31.5/34.9
23.10	8.0 16.8/39.3	не работал	1.5 35.0/31.1	не работал	6.1 22.3/37.4
24.10	3.5 16.8/39.3	не работал	2.2 35.0/33.8	не работал	10.6 17.6/37.4
26.10	3.2 16.8/39.3	не работал	0.3 32.1/34.2	не работал	8.4 17.6/37.4
27.10	4.0 16.8/39.3	не работал	не работал	не работал	7.6 20.5/37.5
28.10	6.6 16.8/39.3	не работал	0.8 32.1/34.2	не работал	9.6 20.5/37.5
30.10	8.2 16.8/39.3	не работал	не работал	не работал	6.5 19.3/38.2
31.10	5.6 23.3/39.6	не работал	не работал	не работал	5.8 19.3/38.2
1.11	5.9 23.3/39.6	не работал	не работал	не работал	8.3 13.7/39.1
2.11	4.8 23.3/39.6	не работал	2.3 32.1/34.2	0.9 11.7/41.4	9.4 46.7/29.4
3.11	6.1 23.3/39.3	не работал	1.2 11.1/37.3	10.0 11.7/41.4	5.5 15.0/36.8
4.11	6.6 19.5/39.4	не работал	1.0 11.1/37.3	10.4 11.7/41.4	2.3 23.5/37.5
5.11	5.6 11.4/37.9	не работал	не работал	12.8 11.7/41.4	3.6 15.0/37.5
8.11	2.9 11.4/37.9	не работал	1.2 11.1/37.3	9.9 11.7/41.4	4.4 15.0/37.5
9.11	4.6 11.4/37.9	не работал	0.7 11.1/37.3	10.4 11.7/41.4	8.3 13.2/37.6
10.11	8.4 7.6/41.0	не работал	0.4 11.1/37.3	12.4 6.6/42.0	1.7 11.6/42.0
11.11	8.1 7.6/41.0	не работал	0.7 17.1/38.3	9.6 6.6/42.0	1.6 11.6/42.0
12.11	не работал	не работал	1.9 17.1/38.3	10.2 16.3/38.9	3.4 34.7/41.0
13.11	4.7 7.6/41.0	не работал	0.9 17.1/38.3	10.4 16.3/38.9	8.7 30.6/34.2
14.11	1.6 7.6/41.0	не работал	1.4 22.4/36.7	8.3 6.3/41.7	5.1 30.6/34.2
15.11	7.0 6.4/40.7	не работал	2.2 22.4/36.7	10.1 6.3/41.7	7.6 30.6/34.2
16.11	5.0 6.4/40.7	не работал	1.7 22.4/36.7	11.3 9.7/40.4	9.9 30.6/34.2
17.11	4.3 6.4/40.7	не работал	1.0 22.4/36.7	9.7 9.7/40.4	5.2 27.5/35.2
18.11	1.2 6.4/40.7	не работал	1.7 22.4/36.7	9.7 14.8/40.8	5.9 30.4/35.9
19.11	7.7 6.4/40.7	не работал	1.8 14.8/38.3	0.8 14.8/40.8	7.8 15.7/38.6
20.11	7.8 6.4/40.7	не работал	2.0 14.8/38.3	не работал	4.9 15.7/38.6
21.11	5.0 6.4/40.7	не работал	2.8 10.3/38.3	не работал	10.6 21.6/36.7
23.11	4.1 6.4/40.7	не работал	2.6 10.3/38.3	12.4 14.8/40.8	10.1 21.6/36.7
24.11	4.8 7.3/42.0	не работал	2.7 10.3/38.3	6.4 14.8/40.8	7.0 14.8/38.2
25.11	2.8 7.3/42.0	не работал	1.7 20.5/34.6	6.8 10.3/40.0	4.6 15.0/38.2
27.11	5.1 10.5/38.9	не работал	не работал	8.1 10.3/40.0	5.0 15.0/38.2
28.11	6.5 6.2/41.0	не работал	0.6 20.5/34.6	1.7 10.3/40.0	2.5 14.1/39.2
29.11	6.5 6.2/41.0	не работал	0.1 20.5/34.6	не работал	7.4 14.1/39.2
30.11	7.1 6.2/41.0	не работал	0.4 20.5/34.6	6.6 6.8/41.2	5.1 14.1/39.2
1.12	5.2 6.2/41.0	не работал	не работал	6.9 12.0/40.3	5.6 14.1/39.2
2.12	5.6 6.7/41.3	не работал	не работал	3.2 12.0/40.3	4.9 22.3/37.3
3.12	4.9 6.7/41.3	не работал	не работал	5.6 10.8/41.9	2.7 22.3/37.3
4.12	3.4 13.4/41.0	не работал	не работал	3.6 10.8/41.9	2.6 22.3/37.3
5.12	5.3 13.4/41.0	не работал	1.4 20.5/34.6	9.9 10.8/41.9	0.3 22.3/37.3
6.12	5.6 16.5/35.7	не работал	4.0 20.5/38.5	6.6 10.8/41.9	не работал
7.12	6.6 16.5/35.7	не работал	не работал	5.5 10.8/41.9	6.4 20.8/38.1
8.12	7.3 16.5/35.7	не работал	не работал	0.9 10.8/41.9	8.6 7.6/39.3
9.12	8.4 12.2/40.0	не работал	не работал	4.0 11.5/41.2	8.5 7.6/39.3
10.12	4.8 7.3/42.0	не работал	не работал	6.4 14.8/40.8	7.0 14.8/38.2
12.12	5.2 13.6/40.5	не работал	0.9 20.5/38.5	5.6 15.8/39.1	9.7 7.6/39.3
13.12	6.6 13.6/40.5	не работал	2.0 13.1/39.0	9.1 15.8/39.1	5.8 19.0/37.7
14.12	2.5 13.6/40.5	не работал	0.9 13.1/39.0	12.5 15.8/39.1	2.5 19.0/37.7
15.12	3.5 8.1/40.0	1.3 8.3/41.0	0.6 13.1/39.0	12.7 10.2/41.8	не работал
18.12	3.4 8.1/40.0	1.6 12.4/41.4	1.1 13.1/39.0	8.9 9.9/42.0	2.5 19.0/37.7
19.12	не работал	4.7 12.4/41.4	2.7 13.1/39.0	9.0 9.9/42.0	3.0 19.0/37.7
21.12	не работал	6.6 12.4/41.4	не работал	8.2 7.4/42.0	8.4 12.1/39.6
22.12	6.5 6.2/41.0	1.3 8.3/41.0	0.6 20.5/34.6	1.7 10.3/40.0	2.5 14.1/39.2
23.12	2.4 8.1/40.0	2.2 12.4/41.4	1.7 28.3/35.1	11.8 12.0/41.3	5.4 12.1/39.6
24.12	5.1 13.5/40.1	0.3 24.5/41.1	2.0 13.1/39.0	7.4 10.7/41.9	7.0 11.0/37.5
25.12	4.9 8.1/40.0	4.4 12.4/41.4	1.3 35.0/32.0	10.9 12.0/41.3	5.2 20.1/39.4

Приложение 5

Таблица П.2

Показатели качества отгруженного угля по Засбросовой части
ОАО разрез «Харанорский»

1993 г.

Месяцы	Марка угля	Отгружено тонн	Зола на сухую массу %		Общая влага %	
			план 4	факт 5	план 6	факт 7
1	2	3				
Январь	2-БР	17418	22,0	18,0		38,4
Февраль	-----	205487	22,0	17,0		37,2
Март	-----	289465	22,0	18,3		35,9
Апрель	-----	269429	22,0	18,2		38
Май	-----	291223	22,0	17,9		37,8
Июнь	-----	344601	22,0	18,6		36
Июль	-----	341262	22,0	18,1		36
Август	-----	268158	22,0	17,6		37,5
Сентябрь	-----	341839	22,0	18,1		38,8
Октябрь	-----	364627	22,0	18,6		37,7
Ноябрь	-----	222801	22,0	20,7		38,3
Декабрь	-----	273446	22,0	19,8		38,3

1994 г.

Месяцы	Марка угля	Отгружено тонн	Зола на сухую массу %		Общая влага %	
			план 4	факт 5	план 6	факт 7
1	2	3				
Январь	2-БР	269400	22,0	20,0		38,3
Февраль	-----	246901	22,0	19,7		37,1
Март	-----	298781	22,0	19,5		37,7
Апрель	-----	355558	22,0	19,3		37,5
Май	-----	264731	22,0	20,7		38,8
Июнь	-----	275889	22,0	18,9		38,4
Июль	-----	199954	22,0	20,3		38,1
Август	-----	372116	22,0	21,0		38
Сентябрь	-----	282488	22,0	20,8		37,8
Октябрь	-----	266148	22,0	20,8		38,6
Ноябрь	-----	252294	22,0	20,0		39,3
Декабрь	-----	232995	22,0	18,2		38,8

1995 г.

Месяцы	Марка угля	Отгружено тонн	Зола на сухую массу %		Общая влага %	
			план 4	факт 5	план 6	факт 7
1	2	3				
Январь	2-БР	200622	22,0	22,2		39,2
Февраль	-----	215411	22,0	21,4		38,8
Март	-----	341918	22,0	20,3		38,4
Апрель	-----	211842	22,0	20,2		38,6
Май	-----	204752	22,0	20,3	39,7	38,5
Июнь	-----	218045	22,0	19,3	39,7	38,6
Июль	-----	233287	22,0	19,0	39,7	38,8
Август	-----	247234	22,0	20,2		38,7
Сентябрь	-----	405893	22,0	19,3	39,7	38,7
Октябрь	-----	379527	22,0	19,1	39,7	38,6
Ноябрь	-----	344614	22,0	20,0	39,7	38,8

Декабрь	-----	308166	22.0	20,0		38,8
---------	-------	--------	------	------	--	------

1996 г.

Месяцы	Марка угля	Отгружено тонн	Зола на сухую массу %		Общая влага %	
			план 4	факт 5	1	2
1	2	3				
Январь	2-БР	301914	22.0	21,2	39.8	38,4
Февраль	-----	303415	22.0	19,8	39.8	38,4
Март	-----	292955	22.0	20,1	39.8	38,6
Апрель	-----	154037	22.0	20,4	39.8	38,8
Май	-----	357059	22.0	20,2	39.8	38,6
Июнь	-----	233344	22.0	17,4	39.8	38,7
Июль	-----	137004	22.0	16,6	39.8	38,7
Август	-----	114132	22.0	18,0	39.8	38,7
Сентябрь	-----	272322	22.0	20,5	39.8	38,4
Октябрь	-----	340352	22.0	19,6	39.8	38,5
Ноябрь	-----	293158	22.0	20,7	39.8	38,6
Декабрь	-----	261912	22.0	19,4		38,6

1997 г.

Месяцы	Марка угля	Отгружено тонн	Зола на сухую массу %		Общая влага %	
			план 4	факт 5	1	2
1	2	3				
Январь	2-БР	260199		19,2		38,9
Февраль	-----	271187		19,2		38,8
Март	-----	302701	22.0	19,4		38,7
Апрель	-----	211696	22.0	18,0		38,7
Май	-----	105538	22.0	21,6		38,7
Июнь	-----	264078	22.0	22,1		39,4
Июль	-----	210565	22.1	22,3		38,7
Август	-----	155233	22.0	22,3		38,8
Сентябрь	-----	180497	22.0	18,9		39
Октябрь	-----	180677	22.0	23,2	39.8	38,9
Ноябрь	-----	211399	22.0	22,3	39.8	39,6
Декабрь	-----	217938	22.0	22,1		39,8

Приложение 6

Таблица П.3.

№№ пп	Наименование карьерных полей, эксплуатационных участков и угольных пла- стов	Геологические запасы угля по состоянию на 01.01.2007г., тыс.т					Забалан- совые
		Всего	Балансовые				
			в том числе по категориям				
			А	В	С ₁		
1	2	3	4	5	6	7	
	<i>Карьерное поле №1</i>						
1	Основной участок	502	62	205	235	21461	
	в т.ч. пл. Новый Ia	502	62	205	235	-	
	Нижний III	-	-	-	-	1255	
	Нижний II	-	-	-	-	-	
	Нижний I	-	-	-	-	-	
	Пласт I	-	-	-	-	20206	
2	Участок Нерабочий борт	14861	6748	2153	5960	5159	
	в т.ч. пл. Новый Ia	12704	6748	965	4991	-	
	Нижний III	2157	-	1188	969	960	
	Нижний II	-	-	-	-	-	
	Нижний I	-	-	-	-	762	
	Пласт I	-	-	-	-	3437	
3	Участок Засбросовый (северная часть участка №3)	40303	23615	2213	14475	14458	
	в т.ч. пл. Новый II	-	-	-	-	1008	
	Новый Ia	38223	23615	1695	12913	-	
	Нижний III	2080	-	518	1562	775	
	Нижний II	-	-	-	-	1397	
	Нижний I	-	-	-	-	801	
	Пласт I	-	-	-	-	10477	
	Итого по полю №1	55666	30425	4571	20670	41078	
	в т.ч. Новый II	-	-	-	-	1008	
	Новый Ia	51429	30425	2865	18139	-	
	Нижний III	4237	-	1706	2531	2990	
	Нижний II	-	-	-	-	1397	
	Нижний I	-	-	-	-	1563	
	Пласт I	-	-	-	-	34120	
	<i>Карьерное поле №2</i>						
4	Основной участок	157694	123266	17462	16966	378	
	в т.ч. пл. Новый IIIб	1811	-	387	1424	-	
	Новый IIIа	532	113	-	419	378	
	Линза	1337	-	712	625	-	
	Новый II	23711	17697	2281	3733	-	
	Новый Iг	1706	652	1054	-	-	
	Новый Iв	965	-	-	965	-	
	Новый Iб	12551	6629	5922	-	-	
	Новый Ia	71805	60353	4215	7237	-	
	Пласт I	43276	37822	2891	2563	-	

№№ пп	Наименование карьерных полей, эксплуатационных участков и угольных пла- стов	Геологические запасы угля по состоянию на 01.01.2007г., тыс.т					Забалан- совые
		Балансовые					
		Всего	в том числе по категориям			7	
			A	B	C ₁		
1	2	3	4	5	6	7	
5	Южная часть участка №3	27992	12914	2861	12217	3076	
	в т.ч. пл. Новый Иб	8236	5060	-	3176	-	
	Новый Ia	16512	6444	2861	7207	-	
	Пласт I	3244	1410	-	1834	3076	
6	Участок доработки	52692	19950	9307	23435	-	
	в т.ч. пл. Новый II	815	296	-	519	-	
	Новый Iг	1641	769	476	396	-	
	Новый Ив	144	-	-	144	-	
	Новый Иб	16388	3023	3600	9765	-	
	Новый Ia	15952	7467	2273	6212	-	
	Пласт I	17752	8395	2958	6399	-	
	Итого по полю №2	238378	156130	29630	52618	3454	
	в т.ч. пл. Новый IIIб	1811	-	387	1424	-	
	Новый IIIа	532	113	-	419	378	
	Линза	1337	-	712	625	-	
	Новый II	24526	17993	2281	4252	-	
	Новый Iг	3347	1421	1530	396	-	
	Новый Ив	1109	-	-	1109	-	
	Новый Иб	37175	14712	9522	12941	-	
	Новый Ia	104269	74264	9349	20656	-	
	Пласт I	64272	47627	5849	10796	3076	
	<i>Карьерное поле №3</i>						
7	Основной участок	102075	65290	10540	26245	-	
	в т.ч. пл. Новый II	1406	-	-	1406	1464	
	Новый Иб	50656	34723	2585	13348	-	
	Новый Ia	50013	30567	7955	11491	-	
	Пласт I	-	-	-	-	12440	
8	Участок доработки	11353	-	2782	8571	376	
	в т.ч. пл. Новый Иб	792	-	-	792	-	
	Новый Ia	7937	-	2782	5155	-	
	Пласт I	2624	-	-	2624	301	
	Новый II	-	-	-	-	75	
	Итого по полю №3	113428	65290	13322	34816	14280	
	в т.ч. пл. Новый II	1406	-	-	1406	1539	
	Новый Иб	51448	34723	2585	14140	-	
	Новый Ia	57950	30567	10737	16646	-	
	Пласт I	2624	-	-	2624	12741	
	Всего по разрезу	407472	251845	47523	108104	58812	
	в т.ч. пл. Новый IIIб	1811	-	387	1424	-	
	Новый IIIа	532	113	-	419	378	
	Линза	1337	-	712	625	-	
	Новый II	25932	17993	2281	5658	2547	

№№ пп	Наименование карьерных полей, эксплуатационных участков и угольных пла- стов	Геологические запасы угля по состоянию на 01.01.2007г., тыс.т				
		Всего	Балансовые			Забалан- совые
			в том числе по категориям			
			А	В	С ₁	
1	2	3	4	5	6	7
	Новый Iг	3347	1421	1530	396	-
	Новый Iв	1109	-	-	1109	-
	Новый Iб	88623	49435	12107	27081	-
	Новый Ia	213648	135256	22951	55441	-
	Нижний III	4237	-	1706	2531	2990
	Нижний II	-	-	-	-	1397
	Нижний I	-	-	-	-	1563
	Пласт I	66896	47627	5849	13420	49937

Приложение 7
Таблица П.4

Горнотехнические показатели работы ОАО «Разрез Харанорский»

№ пп	Показатели	Ед. изм.	Годы эксплуатации		
			2006	2010	2015
б	Отвальные работы, всего	тыс.м ³	4526	9820	12520
	в т.ч. - экскаваторные	тыс.м ³	1626	4900	5800
	- бульдозерные	тыс.м ³	2900	4920	6720
7	Прочие работы	тыс.м ³	621	1400	2200
8	Годовой объем взрывания:				
	- по вскрыше (мерзлота)	тыс.м ³	446,3	11 80	1570
	- по углю	тыс.т тыс.м ³	105 88	320 260	740 610
9	Годовой объем бурения:				
	- по вскрыше (мерзлота)	тыс. п.м	70,2	188,8	251,2
	- по углю	тыс. п.м	8,9	11,3	26,6
10	Количество и загрузка оборудования:				
10.1	Добыча угля				
	Роторный экскаватор ЭР-1250 (ЭРП-1600) (291х2х12)	шт./%	4/41	3/72	3/72
	К-650(160х2х12)-эимой	шт./%		1/100	1/100
	Экскаватор ЭКГ-5А (124х1х12) «самовывоз»	шт./%	1/50	1/50	1/50
	Бурстанок СБР-160 (300х1х12) - уголь	шт./%	1/13	1/17	1/40
	Бульдозер Т-15.01 (Т-170) (260х2х 12)	шт./%	1/100	1/100	1/100
	Бульдозер Т-35.01 (Т-500) (260х2х 12)	шт./%	1/100	2/100	2/100
	Тепловоз ТЭМ-7 (рабоч./инв.)	шт.	2/3	2/3	2/3
	Тепловоз 2ТЭ-10В (рабоч./инв.)	шт.	1/1	2/2	2/2
10.2	Вскрыша				
	Драглайн ЭШ-15/80 (250х2х12)	шт./%	1/50	1/48	1/97
	Драглайн ЭШ-10/70 (268х2х12)	шт./%	1/5	-	1/32
	Экскаватор ЭКГ-12,5 (265х2х12)	шт./%	4/52	4/87	5/85
	Экскаватор ЭКГ-8И (273х2х12)	шт./%	-	1/100	2/93
	Экскаватор ЭКГ-4У (273х2х12)	шт./%	1/52	1/87	1/85
	Экскаватор К-650 (132х2х12)- летом	шт./%	-	1/87	1/85
	Бурстанок СБР-160 (БТС-150) (110х2х12)- мерзлота	шт./%	3/56	5/90	6/100
	Бульдозер Т-15.01 (Т-170) (260х2х 12)	шт./%	2/100	2/100	3/100
	Бульдозер Т-35.01 (Т-500) (260х2х12)	шт./%	1/100	2/100	3/100
	Тепловоз ТЭМ-7 (рабоч./инв.)	шт./%	3/4	6/8	7/9
	думпкары 2ВС-105 (рабоч./инв.)	шт.	12/15	36/43	42/50
	Автосамосвалы БелАЗ- 75131(ІЗОт) (рабоч./инв.)	шт.	-	6/9	14/18
	БелАЗ-7512(120т) (рабоч./инв.)	шт.	7/10	4/5	-
	БелАЗ-7548 (рабоч./инв.)	шт	3/5	-	-
10.3	Отвалообразование				
	Драглайн ЭШ-10/70 (268х2х12)	шт./%	-	1/50	1/97
	Экскаватор ЭКГ-4У (273х2х12)	шт./%	-	1/100	1/97
	Бульдозер Т-15.01 (Т-170) (260х2х 12)	шт./%	1/100	2/100	2/100
	Бульдозер Т-35.01 (Т-500) (260х2х 12)	шт./%	2/81	3/91	4/93
10.4	Прочие работы: Экскаватор ЭКГ-8И (267х2х12)	шт./%	-	1/88	1/88

