ОГЛАВЛЕНИЕ

ОГЛАВЛЕНИЕ 3

ВВЕДЕНИЕ 7

ГЛАВА I. АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВОПРОСА 10

1.1. Основные методические положения и практические результаты реструктуризации и диверсификации угольной промышленности 10

1.2. Основные способы утилизации и обезвреживания твердых отходов и перспективы использования геотехнологических методов 18

1.3. Размещения отходов в выработанных пространствах горных предприятий 29

1.4. Системы разработки, приемлемые для условий Подмосковного бассейна с учетом перспектив комплексного использования подземного пространства 45

Выводы по главе 1 97

ГЛАВА II. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ВЫЕМКИ УГЛЯ С УЧЕТОМ РАЗМЕЩЕНИЯ ПУСТЫХ ПОРОД В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ. СЕЛЕКТИВНАЯ ОТРАБОТКА УЧАСТКОВ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ С ОГРАНИЧЕННЫМИ ЗАПАСАМИ 101

2.1. Общие требования к технологическим схемам 101

2.2. Технологические схемы выемки угля проходческими комбайнами при камерной системе разработки 102

2.3. Технологические схемы на основе специального оборудования 105

2.4. Технологические схемы бурошнековой выемки угля 107

Выводы по главе 2 119

ГЛАВА III. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СЖИГАНИЯ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ С УГЛЕМ В ПОДЗЕМНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ОТРАБОТАННЫХ ШАХТ 121

3.1. Геотехнологические положения сжигания ТБО совместно с углем в подземном пространстве отработанных шахт..... 121

3.2. Геотехнологические принципы подземного сжигания ТБО 122

3.3. Анализ материального и теплового баланса процессасжигания смеси бурого угля и ТБО 125

3.4. Разработка схем переоборудования транспорта и вентиляции шахты «Смирновская» при размещении и сжигании отходов в горных выработках..... 142

3.5. Разработка теплотехнического комплекса на поверхности и схем утилизации тепла для условий шахты «Смирновская» 149

Выводы по главе 3 153

ГЛАВА IV. ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО УЧАСТКА «УГЛЕГАЗ» В ПОДМОСКОВНОМ УГОЛЬНОМ БАССЕЙНЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ..... 155

4.1. Горно-геологические условия залегания забалансовых запасов угля и результаты их технического анализа..... 155

4.2. Результаты физического моделирования различных схем отработки пласта по технологии «Углегаз» 166

4.3. Анализ результатов стендовых испытаний газотеплогенератора..... 168

4.4. Факторы, определяющие устойчивость работы газотеплогенератора..... 169

Выводы по главе 4 171

ГЛАВА V. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОДЗЕМНОГО ГОРЕНИЯ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА..... 173

5.1. Физическая модель и математическое описание подземного горения угольного пласта..... 173

5.2. Оптимальное расположение скважин при огневой отработке угольного пласта 178

5.3. Математическая модель динамики теплообмена при подземном сжигании оконтуренных целиков угля 186

Выводы по главе 5 197

ГЛАВА VI. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ СЛАБЫХ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД..... 200

6.1. Основные факторы, влияющие на выбор параметров разработки в условиях слабых вмещающих пород 200

6.2. Обоснование параметров камерных систем разработки угольных пластов с неустойчивыми кровлями..... 206

6.3. Исследование напряженно-деформированного состояния геомеханической системы «целики угля - породы почвы» 218

6.4. Геомеханические процессы при отработке угольных пластов парными камерами..... 241

6.5. Геомеханические процессы при камерно-столбовой системе разработки угольных пластов..... 252

6.6. Методика определения параметров камерных разработки в условиях слабых вмещающих пород 257

6.7. Разработка технологических схем очистных работ на базе камерных систем разработки 267

Выводы по главе 6 276

ГЛАВА VII. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ НАПРАВЛЕНИЯ РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ ПОДМОСКОВНОГО БАССЕЙНА 280

7.1. Концептуальные положения 280

7.2. Физико-химические основы и технологические принципы подземного сжигания углей для получения горючих газов и тепловой энергии 292

7.3. Перспективы и основные направления использования гуминовых препаратов 302

7.4. Перспективы и основные направления использования отходов добычи подмосковного угля для производства строительных материалов 310

Выводы по главе 7 313

ЗАКЛЮЧЕНИЕ 316

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ 320

ВВЕДЕНИЕ

Все цивилизации, при всем разнообразии их менталитетов были направлены, в конечном счете, на потребление природных ресурсов. Воздействие человека на природную среду в процессе хозяйственной деятельности приобретает глобальный характер. По масштабам извлекаемых и перемещаемых пород, преобразования рельефа, воздействия на перераспределение и динамику поверхностных и подземных вод, и активизации геохимического переноса эта деятельность сопоставима с геологическими процессами. Но люди преобразовывали, и будут преобразовывать природу, поэтому важнейшей проблемой стратегии управления качеством природопользования являются разработка и внедрение геотехнологических принципов комплексного использования недр при подземной добыче угля.

Мировая электроэнергетика в среднем на 43% основана на угле: в Европе – более 50%, в США – на 56%, в Китае – на 70% . В России его доля на тепловых станциях составляет 27%, а с учетом атомных и гидростанций – 18% . Разведанных запасов газа хватит на 80 лет, тогда как угля на 800 лет. Эксплуатируемые месторождения газа иссякают, а для освоения новых месторождений (на Ямале, в Баренцевом море) требуются огромные затраты. Цена газа вырастет в 5-6 раз. Настолько же подорожает электроэнергия. Целесообразно прогнозировать те социальные, экономические и политические риски, которыми подвергнется наша страна через 30 лет, если ситуация в данной области останется без изменений. Особую остроту приобретает эта проблема для европейской части Российской Федерации, где есть один единственный источник угля – Подмосковный угольный бассейн. Однако процессы реструктуризации и диверсификации угольной

промышленности поставили эту угленосную территорию в разряд бесперспективных угольных бассейнов.

В целом проблема комплексного освоения угольных и техногенных месторождений и производство товарной продукции из отходов производства является чрезвычайно популярной в различных научных школах стран Европы и США. Особый интерес вызывает возможность подземной газификации угля и глубокой переработки получаемого синтезгаза. Особый интерес представляет разработка энергосберегающих технологий. Однако исследования ведутся, не пересекаясь по узким направлениям. Это переработка отходов угледобычи и обогащения угля с получением различных материалов из вторичных минеральных ресурсов (КНР, США и Канада). Подземная газификация исследуется в США, КНР, ЮАР, Польше и Австралии. Судя по публикациям последних 10 лет, узкоспециализированные исследования ведутся по всем направлениям, входящим в рассматриваемую проблему. Однако в представленной комплексной постановке эта проблема за рубежом не рассматривается. Основными направлениями исследований в мировой науке по рассматриваемой проблеме являются изучение подземной газификации углей, переработка техногенных отходов, разработка энергосберегающих, эффективных технологий переработки минеральных ресурсов.

В горнодобывающих регионах России создалась крайне напряженная социально-экономическая и экологическая обстановка, что отразилось в ухудшении качества и снижении уровня жизни населения не только этих регионов, но и населения страны в целом. Сегодня уже очевидным, что если жить так, как мы живем последнее десятилетие, если думать теми категориями, которые противопоставляют Российскую государственность эффективной рыночной экономике, и сохранить без изменения возникшую шкалу

общественных ценностей, то вскоре нас ожидает энергетический кризис и в центральном федеральном округе, что уже имеет место в дальневосточных регионах страны. Наряду с энергетическими проблемами обостряются экологические проблемы, обусловленные угрожающими темпами роста потоков твердых бытовых отходов в городах, а эти проблемы можно и нужно решать используя геотехнологические подходы.

Следовательно, для возрождения и последующего развития отечественной системы рационального и безопасного природопользования нужны иные знания, иные принципы, иные стандарты. Анализ технико-экономических обоснований на закрытие шахт свидетельствует о том, что вопросы использования основных фондов ликвидируемых предприятий изучены лишь в первом приближении. В первую очередь это относится к использованию горных выработок и оставленных запасов. Подземное захоронение и обезвреживание отходов производится в виде глубокого захоронения отходов в скважины или в виде захоронения в естественные или искусственные пустоты в горных выработках на различных глубинах. Значительный опыт захоронения отходов в соляных рудниках или искусственных пустотах в соли накоплен в Германии. Подземное пространство шахт и железных рудников используется в гораздо меньшей степени. Такой опыт для подземных простанств шахт Подмосковного бассейна с возможностью подземного сжигания отходов совместно с углем является исключительно перспективным.

Таким образом, принципы комплексного использования недр Подмосковного бассейна при подземной добыче угля, являются актуальны.

ГЛАВА I. АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВОПРОСА

1.1. Основные методические положения и практические результаты реструктуризации и диверсификации угольной промышленности

Экономические реформы и развитие рыночных отношений делают неизбежными структурные преобразования в горнодобывающих отраслях и, прежде всего, в угольной промышленности. Объективными причинами таких преобразований являются сложные горно-геологические условия большинства разрабатываемых угольных месторождений, неблагоприятное их географическое размещение по отношению к основным потребителям угля на внутреннем и внешнем рынках. При наличии мощностей газовой промышленности и развитой системы газопроводов эти причины оказывают существенное негативное влияние на конкурентоспособность продукции многих угольных предприятий.

Реструктуризация и диверсификация угольной промышленности предусматривает постепенное закрытие неперспективных, особо убыточных шахт с низкими технико-экономическими показателями и улучшение структуры ресурсной базы угольной промышленности за счет отказа от разработки пластов, опасных по внезапным выбросам и горным ударам, тонких пластов и пластов с углами падения свыше 25°. Снижение добычи при этом предлагается компенсировать за счет концентрации финансовых, материальных и людских ресурсов на более эффективных предприятиях, имеющих благоприятные условия для развития.

К 1997 году предусматривалось закрыть 44 неперспективные и особо убыточные шахты, а к 2000 году - последовательно прекратить

добычу на 140 шахтах. Была проведена большая работа по разработке, экспертизе и утверждению в установленном порядке технико-экономических обоснований ликвидации неперспективных и особо убыточных предприятий угольной промышленности.

При проектировании закрытия неперспективных шахт особое внимание должно быть уделено проблеме обеспечения социальной защиты трудящихся, улучшения социальных условий в шахтерских городах и поселках.

Осуществление этой программы производится на основе ТЭО (проектов) ликвидации шахт и разрезов, разрабатываемых проектными и другими специализированными организациями отрасли по отдельным угледобывающим регионам страны. В случае подтверждения экономической нецелесообразности дальнейшей работы шахты и невозможности значительного улучшения ее технико-экономических показателей за счет рационализации горного хозяйства, технического перевооружения, объединения с соседними шахтами и других мер, ТЭО должно обосновывать необходимость закрытия шахты и определить порядок ее ликвидации. При этом должны быть оценены социально-экономические последствия закрытия шахты и разработана программа социальной защиты трудящихся.

В случае экономической нецелесообразности дальнейшей работы предприятия ТЭО предусматривают:

- безопасную доработку части оставшихся запасов угля в определенные сроки или порядок их списания и консервации;
- демонтаж и возможную реализацию горношахтного оборудования и металлоконструкций;
- консервацию горных выработок и изоляцию выходов их на дневную поверхность;

- возможность хозяйственного использования зданий, сооружений и подземного пространства в различных целях;
- предотвращение негативных последствий закрытия предприятия, определение источников затрат на эти цели;
- социальную защиту трудящихся ликвидируемого предприятия и членов их семей.

Отсутствие опыта разработки ТЭО ликвидации угледобывающих предприятий, недостаточно высокая квалификация некоторых разработчиков ТЭО привели к необходимости определенной формализации этого процесса. В 1994 году институтом «Центрогипрошахт» был разработан «Эталон ТЭО (проекта) ликвидации (санации) шахты», утвержденный Минтопэнерго РФ, который лег в основу первых конкретных разработок. В дальнейшем Эталон был скорректирован и расширен Центрогипрошахтом и утвержден Минтопэнерго РФ по согласованию с Госгортехнадзором РФ .

Согласно Эталону, ТЭО (проект) ликвидации шахты (разреза) включает следующие разделы :

1. Местоположение предприятия. Природные условия и геологические характеристики шахтного (карьерного) поля.

2. Анализ производственно-плановой деятельности предприятия (фактические данные за 2-3 года, предшествующих году составления ТЭО (проекта) и прогнозируемые на текущий год).

3. Анализ рынка сбыта и прогноз спроса на уголь (в т.ч. предложения по обеспечению потребности в угле при ликвидации предприятия).

4. Причины ликвидации предприятия (отработка запасов, нецелесообразность дальнейшей работы предприятия из-за нерентабельности, отсутствия сбыта угля и др.).

5. Решение по оставшимся запасам угля (их доработке, полному или частичному списанию).

6. Порядок ликвидации предприятия (включая последовательность проведения работ по ликвидации горных выработок и демонтажу оборудования).

7. Использование основных фондов предприятия (прогнозируемые решения по перепрофилированию предприятия и использованию подземного пространства, зданий и сооружений на поверхности для других производств).

8. Технические решения по обустройству поверхностного комплекса и созданию новых производств.

9. Экологические последствия ликвидации предприятия (включая оценку эффективности экологической реабилитации территории).

10. Социально-экономические последствия ликвидации предприятия (данный раздел содержит подробные мероприятия по трудоустройству высвобождаемых работников ликвидируемого предприятия, их социальной защите с расчетом необходимых затрат).

11. Экономическая оценка и финансовый анализ мероприятий в связи с ликвидацией предприятия (со сводкой затрат).

12. Календарные сроки выполнения и финансирования работ по ликвидации предприятия и созданию новых производств.

ТЭО (проект) содержит также комплект сметной документации (локальные и объектные сметные расчеты, сводка затрат на ликвидацию предприятия). В 1993-1999 гг. разработано более 100 ТЭО ликвидации и консервации неперспективных и особо убыточных шахт, утвержденных Минтопэнерго России по представлению компании «Росуголь», а затем по представленной ГУРШ Минтопэнерго, обеспечивавших экспертизу и рассмотрение разработанных проектов. Рассмотренными

ТЭО предусматривается полная ликвидация действующих предприятий, за исключением ТЭО по шахте им. В.В. Вах-рушева АУК «Соколовская», которым принята «сухая» консервация шахты с учетом последующего возобновления ее производственной деятельности.

Значительная часть ликвидируемых шахт имеют небольшие оставшиеся запасы угля в границах шахтного поля (разрабатываемого горизонта), что является основной причиной ликвидации этих предприятий. Оставшиеся запасы угля намечаются к списанию или передаче на баланс другим предприятиям и организациям из-за сложных горно-геологических условий их разработки, наличия большей части запасов в охранных целиках, низких технико-экономических показателей работы ликвидируемого предприятия. Шахты рассматриваемой группы суммарной производственной мощностью 4060 тыс.т/год (средняя мощность 338 тыс.т/год) обеспечивали добычу угля лишь на уровне 50% мощности. Большинство ликвидируемых предприятий имеет низкие технико-экономические показатели, значительно уступающие средним показателям по угледобывающему району и в 2-5 раз показателям перспективных шахт региона. Они требуют значительных дотаций из госбюджета для поддержания производственной деятельности.

Основными причинами ликвидации шахт являются:

- отработка основных промышленных запасов в границах шахтного поля или выемочного горизонта;
- сложность горно-геологических и горнотехнических условий отработки пластов;
- низкие технико-экономические показатели работы предприятия.

В соответствии с основными решениями по ликвидации шахт в рассматриваемых ТЭО предусматривались:

- закладка погашаемых горных выработок перегоревшей породой по шахтам Подмосковного бассейна;
- погашение горных выработок с максимальным извлечением крепи по шахтам других бассейнов;
- засыпка стволов, шурфов, скважин и других выработок, имеющих выход на поверхность, с устройством изолирующих перемычек, согласно требованиям Госгортехнадзора России;
- максимально возможное извлечение из погашаемых выработок оборудования, крепления, кабельной продукции, рельсов и других материалов;
- использование поверхностных зданий и сооружений для вновь создаваемых производств, передача неиспользуемых зданий и сооружений другим предприятиям и организациям и разборка их в случае невозможности для дальнейшего использования.

При рассмотрении вопросов инженерного обеспечения работы по ликвидации неперспективных и особо убыточных шахт специалистами было отмечено, что в ТЭО ликвидации шахт принимаются необоснованные решения, которые приводят к увеличению сроков закрытия их после прекращения добычи и требуют для реализации значительных материальных и финансовых затрат. К таким решениям относятся:

- решение о полном извлечении крепи из действующих выработок и демонтаже оборудования с небольшой остаточной стоимостью;
- погашение горных выработок трудоемкими дорогостоящими методами с применением неэффективных способов закладки погашаемых выработок породой, шлаком и др.;
- возведение без необходимости многочисленных бетонных перемычек капитального характера.

По итогам первого опыта закрытия шахт было принято решение:

- обеспечивать минимальные сроки прекращения добычи угля на ликвидируемой шахте, предусматривая доработку только подготовленных, благоприятных для выемки запасов с максимальной концентрацией горных работ на наиболее продуктивных пластах при минимальной численности основного и обслуживающего персонала. Доработку оставшихся запасов, как правило, предусматривать без средств государственной поддержки;
- после завершения работ по погашению горных выработок и ликвидации объектов на поверхности шахты предусматривать прекращение функционирования всех производственных систем и технологических узлов шахты: подъема, водоотлива, вентиляции, энергоснабжения и др., не оставляя на ликвидируемой шахте обслуживающего персонала;
- предусматривать погашение горных выработок путем их естественного затопления. Другие способы погашения выработок (закладка измельченной породой, гидрозакладка) принимать в виде исключения, при наличии технико-экономических обоснований и необходимых проектных расчетов;
- предусматривать демонтаж и выдачу на поверхность только особо ценного оборудования (очистные комплексы, проходческие комбайны, пригодная к дальнейшему использованию кабельная продукция);
- засыпать шахтные стволы, шурфы, скважины, расположенные в пределах жилой застройки или в непосредственной близости от нее, а также в неустойчивых породах (например, в Подмосковном угольном бассейне);

- здания и сооружения шахтной поверхности подлежат разборке и сносу лишь в тех случаях, если они затрудняют выполнение работ, связанных с ликвидацией стволов.

В целях использования поверхностных зданий и сооружений ликвидируемых шахт и создания рабочих мест для высвобождаемых трудящихся большинством ТЭО предусматривается создание новых производств, имеющих самую разнообразную номенклатуру: деревообрабатывающее производство, цехи по ремонту оборудования и машин, предприятия по производству сельскохозяйственной продукции, мясопереработке, хлебопечению, цехи по производству строительных материалов и т.п. Затраты на создание новых производств (рабочих мест) составляют от 3-6 до 50 и более процентов от общих затрат на ликвидацию шахты. По большинству шахт, имеющих затраты на создание новых производств, указанные затраты составляют от 12 до 42% от общих затрат на ликвидацию предприятия. Всеми ТЭО ликвидации шахт предусматривается проведение работ по рекультивации нарушенных земель: засыпка провалов, образовавшихся в результате ведения подземных горных работ; проведение планировочных работ по нарушенным участкам земельного отвода. Большинством проектов определяются объемы работ по всем этапам технической и биологической рекультивации: нанесение слоя суглинка на спланированную поверхность и плодородного слоя почвы, посев трав, проведение лесопосадок и т.д.

Затраты на социальную защиту трудящихся (включая стоимость работ по созданию новых производств и на капитализацию средств, подлежащих выплате в возмещение трудового увечья) составляют 50-98% общей расчетной стоимости затрат на ликвидацию предприятия. В этой категории затрат особое место занимает капитализация средств [1], предусматриваемых для пожизненного страхования работников

шахт, в возмещение вреда, причиненного в результате трудового увечья или профзаболения. Учитывая весьма значительную величину указанных затрат выявляется необходимость специального изучения этого вопроса с целью определения обоснованных затрат на цели страхования за счет средств государственного бюджета.

В результате выполненного анализа установлено, что в рассмотренных ТЭО ликвидации неперспективных шахт обоснована экономическая целесообразность их закрытия, определены технические решения по погашению горных выработок, демонтажу, оборудования, использованию высвобождаемых зданий и сооружений для организации новых производств (рабочих мест), охране окружающей среды, в том числе рекультивации нарушенных земель, определены затраты на эти работы, предусмотрены меры социальной защиты трудящихся и связанные с этим затраты.

Следовательно, особую актуальность приобретают вопросы экономического обоснования закрытия неперспективных шахт и выбора направлений диверсификации производства, а также поиска путей взаимных интересов между трудовыми коллективами, администрацией регионов и государством. Одним из возможных решений может явиться размещение в подземном пространстве закрываемых шахт твердых бытовых и ряда промышленных нетоксичных отходов, что требует анализа мирового опыта размещения отходов в условиях горных предприятий.

1.2. Основные способы утилизации и обезвреживания твердых отходов и перспективы использования геотехнологических методов

Одной из важнейших экологических проблем городов, в которых в СНГ проживает около 70% населения, является проблема утилизации всех видов муниципальных и промышленных отходов. Отходы представляют эпидемическую опасность, нарушают эстетический облик городов и прилегающих территорий. В то же время в отходах содержатся и ценные компоненты, которые могут использоваться в качестве вторичного сырья. Городские отходы разнообразны по своему составу. Источником образования отходов являются жилые, общественные, административные и другие учреждения, промышленные предприятия, территории общего пользования. Классификация городских отходов приведена в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Классификация городских твердых отходов

По месту образования	По натуральному составу
Бытовые отходы жилых зданий	Пищевые отходы, смет, стекло, кожа, резина, бумага, металл, тряпье, пластмасса, зола, шлак, дерево, отходы текущего и капитального ремонта.
Бытовые отходы учреждений административного и адми-нистративно-общественного назначения	Бумага, стекло, текстиль, дерево, смет, люминесцентные лампы и др.
Отходы предприятий общест-венного питания, рынков	Пищевые отходы, кости, бумага, стекло, смет, древесина и др.

Отходы территорий общест-венного пользвоания	Уличный смет, брошенные предметы, бумага, стекло, древесина, опавшие листья и др.
Отходы лечебных и сани-тарно-эпидемиологических учреждений	Текстиль, бумага, стекло, пластмасса и др.
Промышленные отходы	Металл, пластмасса, растительные масла, древесина и др.

Основную массу твердых отходов составляют бытовые отходы. морфологический состав которые представлен в табл. 1.2. На технологию сбора и удаления отходов влияет фракционный состав твердых бытовых отходов (ТБО), под которым понимают содержание частей разного размера, выраженное в % к общей массе. До 70% массы отходов имеют размер менее 100 мм. Средняя плотность ТБО зависит в основном от степени благоустройства домовладений и в различных городах составляет 0,19 - 0,23 т/м^3. Влажность ТБО зависит от соотношения содержащихся в них основных компонентов бумаги и пищевых отходов и их исходной влажности, а также от условий кратковременного хранения на местах сбора.

Таблица 1.2

Морфологический состав ТБО (% по массе)

Компонент	Зоны		
	средняя	южная	северная
Бумага, картон	30-38	20-30	21-24
Пищевые отходы	30-39	35-40	30-38

Дерево	1-2,5	1-2	2-4
Металл	2-3	1-3	3-5
Текстиль	3,5-4,5	5-7	5-7
Кости	0,5-2	1-2	2-4
Кожа, резина	1-5	1-3	3-7
Камни	1-3	1-2	1-2
Пластмасса	1,5-2	1,5-2	1,5-2
Прочее	0,5-1	1-2	2-2
Отсев (менее 15 мм)	7-14	10-18	7-10

Влажность бытовых отходов колеблется в пределах 30-58%, достигая максимума осенью. Идеальная теплоемкость ТБО непосредственно связана с их влажностью. Основные компоненты ТБО имеют удельную теплоемкость в пределах от 2000 до 2500 Дж/(кг·°С) для дерева, картона, бумаги, 800 - 1000 - для стекла и камней, у железа - 400, алюминия – 860 Дж/кг·°С.

ТБО обладают рядом специфических свойств. Сюда следует отнести их слеживаемость, т.е. способность уплотняться и выделять фильтрат без дополнительного внешнего воздействия только при длительной неподвижности. Продолжительный контакт ТБО с металлами вызывает их коррозию, обусловленную высокой влажностью ТБО и присутствием в фильтрате растворов различных солей.

Ресурсы ТБО практически неисчерпаемы. Годовое количество ТБО на одного жителя составляет: в США – 520 - 690 кг; Канаде -380 кг; Германии – 350 - 400 кг; Японии – 350 - 400 кг; Франции – 290 - 360 кг; Великобритании – 250 - 360 кг. В среднем годовое количество бытового мусора, приходящееся на одного европейского жителя с

городах, принято 400, а в сельской местности - 170 кг [10]. Средние дифференцированные годовые нормы накопления ТБО на 1 человека в бывшем СССР составляли 160 - 195 кг в зависимости от количества населения в городе.

Промышленные отходы (ПО) можно разделить на отходы производства и отходы потребления. Отходами производства следует считать остатки сырья, материалов и полуфабрикатов, образовавшиеся при изготовлении продукции, полностью или частично утратившие свои потребительские свойства, а также продукты физико-химической или механической переработки сырья, получение которых не являлось целью производственного процесса. В процессе производства образуются сточные воды и. их осадки, дымовые газы и т.п.

Отходами промышленного потребления считаются различного рода изделия, комплектующие детали и материалы, которые по тем или иным причинам непригодны для дальнейшего использования (металлолом, вышедшее из строя оборудование, изделия технического назначения из резины, пластмасс, стекла и т.п.). Классификация ПО основана на систематизации их по отраслям промышленности, возможностям переработки, агрегатному состоянию. токсичности и т.д. Каждая отрасль промышленности имеет классификацию собственных отходов.

Согласно ГОСТ 12.1.007-76 «Вредные вещества. Классификация и общие требования безопасности» все ПО делятся на четыре класса опасности: первый - чрезвычайно опасные, второй - высоко опасные, третий - умеренно опасные и четвертый - мало опасные. В настоящее время как в СНГ, так и за рубежом нет единой классификации отходов крупного промышленного города или региона, в которой с максимальной полнотой рассматривались бы количественный и качественный состав отходов, применяемые и предполагаемые методы

обработки, санитарно-гигиенические, экологические и градостроительные аспекты.

Определенный интерес представляет классификация ПО, предложенная институтом Генплана Москвы. По этой классификации ПО столицы по формам и видам делятся на 13 групп:

I - гальваношлаки и осадки, отходы реагентов и химреактивов, содержащие Cr, Ni, Cu, Co, Zn, Pb, кислые и щелочные отходы химических производств, вещества неорганического характера;

II - осадки сточных вод, включающие в себя канализационные, водопроводные и нефтесодержащие промышленные осадки, образующиеся на локальных и очистных сооружениях производственных зон;

III - нефтеотходы и нефтешламы, легковоспламеняющиеся жидкости, смазочные охлаждающие жидкости, кубовые остатки, отходы лакокрасочной промышленности;

IV - отходы пластмасс, полимеров, синтетических волокон, нетканых материалов и композиций на их основе;

V - отходы резинотехнических изделий, вулканизаторов и т.д.;

VI – древесные отходы;

VII - отходы бумаги;

VIII - отходы черных и цветных металлов, легированных сплавов, шлаки, зола, пыли, кроме металлической;

X - отходы пищевой, мясомолочной и других отраслей промышленности;

XI - отходы легкой промышленности;

XII - отходы стройиндустрии.

По данным «Экотехпрома» в Москве за 1992 год образовалось 5,6 млн. т отходов, из них ТБО - 2,5 млн. т, ПО - 3.1 млн. т. Рост ПО будет увеличиваться пропорционально развитию производства.

Конечным этапом обезвреживания большинства неутилизируемых городских ПО, исключая особо токсичные, а также инертный строительный мусор и т.п., в настоящее время является сжигание, что подтверждается опытом Дании, Финляндии. Германии, Швеции и др. стран. Ликвидация и обезвреживание отходов является сложной санитарной, технической и экологической проблемой. По способу использования отходов методы их обезвреживания подразделяют на утилизационные и ликвидационные технологии. Утилизационные методы позволяют решать задачи экономии топливно-энергетических ресурсов, ликвидационные направлены в основном на удовлетворение санитарно-гигиенических требований.

Классификация методов обезвреживания по технологическому принципу позволяет выделить биотермические, механические, комбинированные, термические и химические способы. Чаще всего в городах применяются ликвидационные способы: механический путем обезвреживания отходов на полигонах и термический, при котором отходы сжигаются. Распространен также утилизационный биологический способ, предусматривающий компостирование отходов. 75 - 80% всех твердых отходов складируется на свалках и полигонах. Складирование отходов в виде насыпных холмов или в карьерах и оврагах приводит к загрязнению грунтовых вод фильтратом, а окружающей территории - легкими фракциями отходов.

Усовершенствованные свалки (полигоны) должны обеспечивать полную санитарно-эпидемиологическую безопасность населения, защиту от загрязнений почвы, подземных вод и атмосферы. Раньше считалось, что на свалках и полигонах разложение отходов происходит в почве. Однако, в почве разлагаются только органические вещества, в то время как в составе отходов все большую долю занимают стекло, пластмассы и др. компоненты, Поступление отходов в землю

превышает допустимые пределы: на современных свалках: на слой отходов в 1,5-2,0 м приходится слой почвы 20-25 см, который иногда заменяется другими изолирующими материалами. В связи с этим следует говорить не об обезвреживании отходов в почве, а об их складировании на почве с расчетом на последующую минерализацию.

На полигонах и свалках происходит длительный процесс разложения отходов. В верхнем слое он заканчивается на глубине до 3 м через 15-20 лет, в более глубоких слоях - через 50-100 лет. Разложение отходов сопровождается выделением газов, фильтрата и небольшого количества теплоты. Температура складируемой массы при влажности 40-50% не превышает 30-40°С. Выделение метана, водорода, сероводорода и др. газов происходит в течение 5-10 лет и более с момента закладки полигона. Усадка отходов на 30-50% и выделение ядовитых и взрывоопасных газов не позволяет вести на территориях бывших свалок и полигонов капитальное строительство. Даже под высотные полигоны требуются весьма значительные площади, что вызывает уже сейчас большие затруднения с отводом территорий под новые полигоны.

Отходы складируют на водонепроницаемое основание послойно с высотой рабочего слоя 2 м. Складируют отходы бульдозерами методами надвига или сталкивания. Складируемые отходы систематически разравнивают слоями толщиной до 0,5 м и уплотняют двух-, четырехкратными проходами бульдозера или катка-уплотнителя. На каждый уплотненный слой бульдозером (катком) надвигается следующий слой и вновь уплотняется. Операции продолжаются до достижения общей высоты рабочего слоя 2 м. Каждый рабочий слой отходов покрывают промежуточным изолирующим слоем высотой 0,25 м. В качестве изолирующего материала используются супесчаные и суглинистые грунты, строительный мусор, зола, шлаки, нетоксичные

ПО и др. Капитальные затраты (без дороги) на 1 га полигона при естественном основании (в ценах 1991 г.) – 20 - 30 тыс. руб., при искусственном - 40 - 70 тыс. руб.; удельные затраты на 1 т складируемых отходов за весь период эксплуатации - 0,05 - 0,15 руб. Стоимость складирования отходов на полигонах о учетом мойки контейнеров и мусоровозов не должна превышать 0,1-0,2 руб/т.

Основой биотермических утилизационных методов переработки ТБО являются биологические процессы разложения содержащихся в отходах органических веществ, происходящие в аэробных условиях в результате деятельности микроорганизмов при t°= 40 - 70°С с выделением теплоты в среднем 1300 кДж/кг отходов. В результате биотермической переработки получается компост, используемый в качестве органического удобрения и биотоплива. Биотермические методы подразделяют на полевое компостирование на открытых площадках без предварительной подготовки и с подготовкой, переработку в специальных установках без предварительной подготовки отходов (биотермические камеры, теплицы, парники) и промышленное биотермическое обезвреживание и переработку отходов.

Для сокращения количества бытовых отходов, подлежащих обезвреживанию и извлечению из них вторсырья, применяют механизированную сортировку ТБО на специальных мусоросортировочных заводах. Как правило, из ТБО извлекаются черные и цветные металлы, стекло, бумага, пластмассы, органические вещества, используемые в дальнейшем в производстве ряде ценных продуктов. Определенная технология сортировки и обработки ТБО обеспечивает получение из отходов высококачественного топлива в виде гранул и брикетов.

Методы сортировки отходов и восстановления из них материальных ресурсов разделяют по способу предварительной подготовки

отходов (с дроблением и без него) и по характеру разделения (механическая, воздушная, гидравлическая, магнитная сепарация). Наиболее распространены магнитная и воздушная сепарация. В качестве примера можно привести установку фирмы «Флэкт» (Швеция) с предварительной подготовкой сырья и воздушной многоступенчатой сепарацией, позволяющую выделить до 60% вторичных материалов без учета цветных металлов и стекла.

Основным термическими методами обезвреживания ТБО являются их сжигание и пиролиз. Достоинства термических, методов:

- полное обеззараживание отходов в кратчайшие сроки;
- возможность использования образующейся при сжигании отходов теплоты для производства тепла или электроэнергии;
- получение жидкого топлива и горючих газов (при пиролизе);
- минимальные размеры земельного отвода по сравнению со всеми остальными методами обезвреживания отходов;
- возможность сооружения установок в черте города.

Условия целесообразности применения мусоросжигательных установок (заводов):

- содержание в ТБО менее 30% органического вещества и высокая теплота их сгорания;
- отсутствие гарантированных потребителей компоста и биотоплива;
- повышенные санитарные требования к обезвреживанию отходов курортов, больниц и т.п.;
- необходимость ликвидации некомпостируемых остатков.

Мусоросжигательные установки (МСУ) по производительности (в кг сжигаемых отходов в час) делятся на четыре группы: 1 - до 30 (самые малые); 2 - 30-500 (малые); 3 - 800-3000 (средние); 4 - свыше

3000 (крупные). Установки 1 и 2 групп без утилизации теплоты рекомендуются для уничтожения специфических отходов медучреждений, трупов животных. Установки 3 группы чаще всего применяют в городах или районах с населением более 200 тыс. чел. Данные табл. 1.3 свидетельствуют о большом отставании России и других стран СНГ во внедрении наиболее прогрессивного способа обезвреживания ТБО.

Таблица 1.3

Данные о соотношении различных методов обезвреживания ТБО в наиболее развитых странах

Метод	Б.СССР	Дания	ФРГ	Франция	Япония	Швеция	Швейцария
Захоронение на полигонах и свалках	95	17	60	40	25	35	0
Сжигание	4	80	34	42	72	55	100
Компостирование	1	3	0	9	0	10	0
Другие методы	0	0	6	9	3	0	0

В последнее время получает распространение новый метод термической переработки отходов - пиролиз сущность метода заключается в том, что в результате нагрева в бескислородной или

бедной кислородом среде происходит химическое разложение содержащегося в ТБО органического вещества с образованием пара, жидкой фракции (слоя, масел) и газа с выделением твердого остатка (углерода). При пиролизе происходят сушка, сухая перегонка (собственно пиролиз), газификация и горение коксового остатка, взаимодействие образовавшихся газообразных продуктов.

Выбор метода обезвреживания ТБО зависит от местных условий и определяется технико-экономическими показателями при обязательном учете санитарно-эпидемиологической обстановки, климатических условий, численности населения города, возможности отвода земельного участка. Что касается ПО, то до середины 70-х годов в СССР ввиду отсутствия эффективных средств обработки и утилизации большого числа ПО были широко распространены методы их складирования на городских свалках вместе с ТБО или на примитивных специализированных свалках ПО. В настоящее время такой метод складирования ПО запрещен. При определении допустимых методов складирования и обезвреживания ПО решающее значение имеет их состав.

При складировании ПО совместно с ТБО на полигонах предельное количество токсичных ПО нормируется. Основное условие приема ПО на полигоны ТБО - соблюдение санитарно-гигиенических требований по охране атмосферного воздуха, почвы, грунтовых и поверхностных вод.

1.3. Размещения отходов в выработанных пространствах горных предприятий

Захоронение твердых (затвердевших) отходов в искусственные или естественные пустоты (горные выработки, выработанные

пространства и т.п.) может производиться на различных глубинах, от глубин относительно близких к поверхности до глубин, типичных для глубокого геологического захоронения в различных геологических формациях. Глубина хранилища не обязательно является самым важным параметром, поскольку самым главным является способность к изоляции отходов всей системы.

Хранилища в пустотах в горных породах существуют в бывшей Чехословакии, Германии и Испании. В настоящее время наиболее активно ведутся работы в этом направлении в Германии. Потенциальная применимость этой концепции широко признается, и сейчас к этой работе приступают Великобритания, Россия и ряд других стран.

При захоронении отходов, содержащих вредные для окружающей среды вещества, необходимо обеспечить долговременное складирование материалов с таким расчетом, чтобы предотвратить попадание недопустимых концентраций вредных веществ в биосферу. Для достижения этой цели применяется многобарьерный принцип, при котором благодаря сумме естественных и технически сооружаемых барьеров гарантируется надежность захоронения на весьма длительный период. Особенно хорошие предпосылки для использования в качестве хранилищ при складировании экологически вредных отходов представляют соляные формации, сама возможность разработки которых предполагает отсутствие проникновения подземных вод в горные выработки и выработанные пространства.

Исключительный интерес представляет опыт Германии. По мнению авторов работы, развитие мощностей по приему отходов на подземное хранение будет приобретать все большее значение. Авторы подтверждают это тем, что только в старых федеральных землях ФРГ ежегодно образуется около 600 тыс. т отходов, нуждающихся в особом наблюдении, а имеющиеся пока максимальные мощности подземного

хранилища «Херфа-Нейроде» и горного предприятия по добыче каменной соли «Хайльбронн» позволяют принять только около 160 тыс. т в год. Хотя отвалы на поверхности, как правило, более экономичны, однако, несмотря на дорогостоящие мероприятия по их уплотнению, в конечном счете, они станут весьма тяжелым наследством. По имеющимся оценкам, отвалы на поверхности уже через 100 лет будут нуждаться в санировании. При подземном же складировании можно рассчитывать на надежную экранизацию отходов от биосферы в течение 1-10 лет. Техническое руководство по обращению с отходами (ТА-абфалль) от 12 марта 1991 г. рассматривает в качестве возможностей избавления от отходов подземные хранилища в соляной породе в форме горного предприятия или полости, полученной при вымывании соли. В принципе должно гарантироваться, что заложенные на подземное хранение отходы будут на длительное время удалены из биоцикла и не потребуют дополнительных забот.

Нужно различать следующие типы подземных хранилищ: 1 - соляной рудник; 2 - полость в соляной породе; 3 - горное предприятие в породах, не пропускающих воду; 4 - горное предприятие в породах, пропускающих воду; 5 - горное предприятие в породах выше слоя, пропускающего воду.

Конкретно в ТА-абфалль рассматриваются только хранилища первых двух типов. Соль является отличным геологическим барьером, обеспечивающим длительное отделение отходов от биосферы. Искусственные ослабления этого барьера (например, стволы) должны уплотняться для предотвращения проникновения в подземные хранилища грунтовых вод. На стадии эксплуатации должна существовать возможность входа в подземные хранилища, а сами отходы могут храниться раздельно. Отходы могут извлекаться из хранилищ вплоть до полной ликвидации (засыпки и т.п.) стволов. В результате

конвергенции происходит постепенное охватывание отходов соляной породой.

Полость должна быть сухой. Отличие от горного предприятия - невозможность входа в полость, извлечения оттуда отходов и раздельного их хранения в одной полости.

Во всех остальных породах изоляция отходов от биосферы не обеспечивается в такой степени, как в соли, и в ряде случаев приходится проводить технические мероприятия по уплотнению. Особенно это относится к подземным хранилищам 4 и 5 типов, где дополнительное уплотнение обязательно. Кроме того, должны проводиться работы по предупреждению вымывания вредных компонентов путем искусственного отверждения складируемых отходов. При этом считается целесообразным захоранивать в хранилищах 4 и 5 типов только такие материалы, которыми шахтные воды и без того уже насыщены, причем теми же веществами, что и закладываемые на хранение отходы.

В шахтных полях калийного рудника «Винтерсхалль» близ Херингена (земля Гессен) располагается подземное хранилище «Херфа-Нейроде», эксплуатируемое фирмой «Кали унд зальц АГ». Отходы складируют на глубине 700-800 м в соляные месторождения бассейна Верра. Месторождение располагается преимущественно полого. Вмещающая порода из цехштейна мощностью около 300 м состоит в основном из каменной соли. Соляной шток перекрыт чередующимися слоями пластичной глины и доломита. Четыре слоя глины суммарной мощностью около 100 м отделяют месторождение от расположенного выше водопропускающего пестрого песчаника мощностью 300-600 м. Площадь рудничного поля 1100 км^2.

В настоящее время отходы загружают в выработанное пространство, образовавшееся несколько десятилетий назад. Разрешение на

сооружение подземного хранилища «Херфа-Нойроде» выдано Главным управлением горного надзора земли Гессен на основании закона об отходах. Сооружение и эксплуатация хранилища регулируются наряду с законом об отходах и связанным с ним постановлениями также горно-правовыми инструкциями.

Отходы, доставляемые к подземному хранилищу, сортируются по группам материалов. Однородные материалы группы складируются вместе. Ниже перечислены некоторые основные группы материалов с типичными примерами мест образования отходов:

- Остаточные продукты закалочных соляных ванн: отработанные цианистые и азотнокислые соли для поверхностной закалки стали.
- Остаточные продукты гальванотехники: обезвоженный осадок гальванических ванн, а также остаточные продукты промывочных ванн с содержанием тяжелых металлов и остаточные продукты воронения.
- Остаточные продукты химического производства: остатки на фильтре при осветлении сточных вод, кубовые остатки при изготовлении ряда химических соединений, остатки от выпаривания технологической и промывной воды.
- Твердые отходы: бой -люминесцентных трубок, радиоактивный грунт, радиоактивный строительный мусор (а также определенные отходы прошлой промышленной деятельности), твердые материалы с содержанием полихлорированных бифенилов, пыль фильтров при плавке алюминия.
- Отходы, образующиеся при очистке дымовых газов на заводах по сжиганию специального и бытового мусора.

В настоящее время осуществляется раздельное хранение 16 групп материалов. Материалы группы «г» составляют при этом 26%, а

материалы группы «д» - 35% общего объема загружаемых. Размещаемые отходы не должны быть взрывчатыми и самовозгораемыми, твердыми (без свободной жидкости), не допускается газовыделение из отходов. Они должны затариваться в химически стойкие и механически прочные емкости, не обладать высокой радиоактивностью.

Тара подбирается индивидуально в зависимости от свойств каждого вида отходов. Критериями выбора тары служат: токсичность, значение pH отходов, остаточная влажность, содержание тонких фракций пыли. Стандартная тара - стальная бочка емкостью 200 л с вложенным в нее мешком из толстого полиэтилена. Доставка отходов может осуществляться автомобильным или железнодорожным транспортом. Выбор транспортного средства предоставлен отправителю отходов, если только органом, выдавшим соответствующее разрешение, не предписано определенное транспортное средство.

Отходы, соответствующие разрешению на складирование, разгружаются на поверхности вилочными погрузчиками, подготавливаются к спуску по стволу в четырехэтажной клети грузоподъемностью 7 т. После спуска поддоны с емкостями для отходов снова перегружаются на грузовые автомобили и доставляются в складское поле. Здесь автомобили разгружаются вилочным погрузчиком, штабелирующим поддоны для их захоронения. Габариты клети определяют оптимальные размеры поддонов (1,2×1,1 м), допущенных к использованию в подземном хранилище. Максимальная высота поддонов (1,1 м) зависит от высоты грузовой платформы автомобилей, а также от высоты выработок.

Отходы, размещенные в подземном хранилище «Херфа-Нойроде», изолируются с помощью многобарьерной системы. Степень

безопасности хранилища определяется высоким качеством естественных барьеров. Для загруженных отходов наиболее важны следующие естественные барьеры: вмещающая газонепроницаемая соленосная толща; слои глины, перекрывающие соленосную толщу.

Следует различать естественные и искусственные барьеры. Первый искусственный барьер: тара отходов (стальные емкости частично с внутренними пластмассовыми бочками, частично с бетонированием). Второй барьер: камеры-хранилища отдельных групп материалов ограждаются кирпичной кладкой толщиной 24 см. Третий барьер: каждый участок поля после окончания его загрузки изолируется ангидритными перемычками, возводимыми во всех подъездных и вентиляционных штреках. Синтетический ангидрит перемычек входит в сцепление с породным массивом. Четвертый барьер: между полями хранилища и очистными забоями рудника могут иметься соединительные горизонтальные выработки или рудоспуски, которые были необходимы при ведении выемки для передвижения людей, транспортирования горной массы и проветривания.

Перед началом загрузки отходов в новое поле подобные соединительные выработки заперемычивают бетоном, выдерживающим максимально возможное гидростатическое давление. Такие изолирующие перемычки заменяют отсутствующие в штреках соленосные породы.

Пятый барьер: после прекращения выемки калийных солей и загрузки отходов производят гидронепроницаемую засыпку стволов по оптимальной на тот период времени технологии,

Засыпка стволов - последний барьер, разрывающий единственную связь между отходами, захороненными в соленосной толще, и биоциклом. Она заменяет водоупорные слои глины между соленосной толщей и пестрым песчаником, одновременно ограждая плитчатый

доломит от бывшей околоствольной зоны. О месте и времени загрузки отходов ведется подробная документация, состоящая из маркшейдерского плана и распечатки на ЭВМ. Даже спустя годы можно будет сразу установить место складирования определенных отходов, доставленных в определенный момент времени.

Тщательное ведение документации - предпосылка выдачи отходов из хранилища, если их вследствие технического прогресса можно снова переработать и использовать в качестве сырья. В 8 случаях загруженные в прошлом отходы в количестве около 15000 бочек были вновь выданы из хранилища и направлены на производство .

Пропускная способность подземного хранилища определяется подъемной установкой ствола «Херфа» грузоподъемностью 7 т. Это наиболее узкое звено в технологической цепочке всех рабочих операций, необходимых для загрузки отходов. После завершения реконструкции, которая ведется в настоящее время, пропускная способность хранилища составит не менее 160000 т/год.

Органами горного надзора выдано разрешение на загрузку отходов в выработанное пространство, которого будет достаточно примерно на 15 лет. В целом по расчетам имеющегося выработанного пространства хватит более чем на 100 лет.

В результате продолжающейся разработки месторождения калийных солей на соседнем рудничном поле «Винтерсхаль» постоянно образуется новое выработанное пространство, которое позднее также можно будет использовать для загрузки отходов.

Применительно к отправителям отходов вытекает следующее распределение: 30% - из металлообрабатывающей промышленности (закалочные, гальванические цеха, металлургические заводы), 20% - из химической промышленности, 40% - продукты очистки дымовых

газов котельных установок, 9% - отходы электропромышленности (трансформаторы, конденсаторы) и 1% - прочие отходы.

Наиболее важный критерий безопасных условий труда в подземном хранилище - контроль воздуха на содержание вредных веществ .

Ни в одном из случаев пока не было установлено недопустимой концентрации вредных веществ. Еще одно устройство безопасности представлено системой предупредительной пожарной сигнализации с метанометрами непрерывного действия, установленными в складских полях, а также дешифраторно-индикаторным прибором в здании проходной на поверхности.

Горное предприятие по добыче каменной соли «Хайльбронн» в Баден-Вюртемберге эксплуатируется фирмой «Зюдвестдойче зальцверке АГ». На этом предприятии разрабатывают каменную соль в формации ракушечного известняка Хайльброннской мульды на глубине около 200 м. Месторождение располагается почти везде равномерно полого. Суммарная мощность соляных пластов доходит до 40 м. Расположенная над ними банка ангидрита обеспечивает защиту от водоносных слоев.

Подземное хранилище принято в соответствии с законом об отходах и эксплуатируется с 1987 г. В него закладывают преимущественно остатки от очистки дымовых газов установок для сжигания мусора. Отходы доставляют в резервуарах из стального листа или в гибких мешках для сыпучих материалов массой до 1,5 т. Остатки увлажняют и благодаря этому они упрочняются. По подъемному стволу, который используется также и для доставки добытой каменкой соли на поверхность, резервуары поступают под землю. Вилочные погрузчики и грузовые автомобили доставляют отходы в камеры для хранения, которые после заполнения отделяют стеной от остального

шахтного поля Мощности по приему отходов на хранение составляют около 40 тыс. т в год.

РТБ и фирмой ОБЕ - Немецким обществом по сооружению и эксплуатации хранилищ (могильников) для окончательного захоронения отходов. Суммарные издержки на подготовку до окончательного захоронения оцениваются в 3,3 млрд. марок, В 1986 г. начали проходку двух стволов, в 1987-1989 гг. работы по проекту были прекращены в результате несчастного случая, из-за чего разведочные работы под землей задерживались. По планам предусматривается захоронение на глубине около 870 м, причем не ранее чем в в 2008 г .

Шахтная установка «Ассе» близ Ремлингена в Нижней Саксонии эксплуатируется акционерным обществом GSF - Исследовательским центром по экологии и охране здоровья. В бывшем соляном руднике возможна закладка отходов на глубинах 750-950 м. Шахтная установка предназначалась для разработки и длительного опробования способа закладки радиоактивных отходов, которые впоследствии будут переданы для окончательного захоронения в проектируемое хранилище «Горлебен». По исследовательским программам в 1967-1978 гг. было захоронено около 126 тыс. упаковок (бочек) с радиоактивными отходами малой и средней степени активности, из них в полости хранилища 1300 бочек преимущественно с материалом средней радиоактивности. Способами сбрасывания и штабелирования заложили еще 125 тыс. бочек со слаборадиоактивными отходами.

Более сложно использовать для захоронения отходов подземное пространство железных рудников и угольных шахт. Управлением водного хозяйства и службы отходов (LWA) земли Северный Рейн-Вестфалия в Дюссельдорфе в 1987 г. был составлен перечень отходов и остаточных материалов, в котором проводится разграничение между видами отходов, пригодными для складирования в каменноугольные

шахты, ограниченно пригодными и непригодными. В настоящее время обсуждается закладка на хранение (захоронение) следующих веществ: пыль от фильтров и отходы установок очистки дымовых газов химических производств; отходы мусоросжигательных установок; отходы установок для сжигания шламов; отработанная формовочная смесь литейного производства, применяемой для дробеструйной обработки.

Особое значение для подземного использования имеют остаточные материалы на основе угля. Характер отходов на электростанциях, работающих на каменном угле, зависит от вида топки и от температуры в ней. Топки с жидким шлакоудалением, работающие при температуре 1400 – 1700 ^{o}C, дают наряду с летучей золой преимущественно гранулят. Топки с сухим золоудалением, температура в которых 1100 – 1300 ^{o}C, оставляют в качестве отходов только летучую золу из электрофильтров и небольшое количество крупной золы. В топках с кипящим слоем, работающих при температуре 800 – 900 ^{o}C, в которые наряду с угольной пылью вдувают известковую муку, дают так называемую золу кипящего слоя (WSA).

Когда применяется десульфурация дымовых газов известковым раствором, в качестве отхода образуется так называемый РЕА-гипс. При способе абсорбирования распыляемыми известковыми суспензиями, образуется альфа- или бета-полугидрат или ангидрит. Эти отходы в основном могут быть утилизированы. Так, например, в строительных материалах для подземных работ в каменноугольной промышленности утилизируется около 800 тыс. т летучей золы в год. Однако полностью этого достичь еще невозможно из-за образования больших количеств таких отходов. Отходы от сжигания мусора тоже по возможности направляются на утилизацию. Однако это затруднено не только большим их количеством, но и токсичностью вследствие

содержания тяжелых металлов и цианидов. Кроме того, в этих остаточных материалах образуются органически вредные вещества, например, диоксины, фураны и ароматические углеводороды.

Бывший железный рудник «Конрад» близ Зальцгитера в Нижней Саксонии в настоящее время эксплуатируется металлургическим заводом «Штальверке Пайне-Зальцгитгер АГ». Железорудное месторождение является частью краевого соляного сброса (впадины) в Гифхорнской седловине. Месторождение нигде не выходит на поверхность земли и изолировано от грунтовых вод глинистыми слоями нижнего мелового периода мощностью около 170 м, так что все шахтное поле отличается особой сухостью, Участки поля для складирования отходов располагаются на глубине 800 - 1300 м. На подземное хранилище «Конрад» должно выдаваться разрешение согласно закону об атомной промышленности.

Для окончательного захоронения пригодны только радиоактивные отходы с малой отдачей тепла. Старое шахтное поле, где добывалась руда, не должно использоваться для окончательного захоронения; специально для этой цели необходимо соорудить отдельные горные выработки, Радиоактивные отходы нужно захоранивать в бетонных или чугунных резервуарах или в контейнерах, конструктивное использование которых должно соответствовать свойствам материала-отхода. Транспортные упаковки доставляются в камеры для захоронения на тележках с портальным погрузчиком, на транспортных автомобилях и на вилочных погрузчиках. Мощность хранилища составит около 4 тыс. т транспортных единиц в год, при наибольшей массе одной транспортной единицы 20 т.

Фирма «Рурколе АГ» заложила на хранение около 25 тыс. т отходов от работы электростанций в бывшую каменноугольную шахту «Цолльферрайн» в Эссене, эксплуатировавшуюся в качестве хранилища

всего один 1989 г. Для использования в качестве хранилищ имелось в распоряжении около 155 тыс. $м^3$ горных выработок на глубине 427 - 950 м. При выдаче разрешения по принципу складирования экологически нейтральных отходов (нейтральных по выбросам в окружающую среду) сюда загружали для хранения следующие остаточные материалы: летучую золу и пыль, летучую золу от кокса, котельный шлак, отходы гипса, гипсовый шлам.

Материал, закладываемый на хранение, перерабатывали с добавкой воды на жидкотекучую суспензию. Эту суспензию перекачивали через ствол и по штрекам к камерам для хранения, находящимся на расстоянии 1-3 км. Камеры для хранения в штреках были уплотнены перемычками, чтобы не допустить выхода избыточной воды. После закладки заложенные вещества уплотняются (затвердевают).

В карбоне нельзя полностью исключить наличия водостоков между шахтными водами и горизонтами грунтовых вод, близкими к поверхности, так что возможна циркуляция воды из области потенциального захоронения в подповерхностные горизонты грунтовых вод. Предотвращение переноса вредных веществ из хранимых остаточных материалов и отходов в биосферу и тем самым их размещение в каменноугольных шахтах без загрязнения окружающей среды может быть обеспечено только при достаточном закупоривании. Надежное закупоривание при современном уровне техники возможно при выполнении ряда из нескольких барьеров при сочетании следующих свойств: высокой гидравлической герметичности укладываемого материала; высокой гидравлической герметичности охватывающей породы; высокой геохимической поглощающей способности окружающей (вмещающей) породы.

По результатам исследований водопроницаемость горного массива, затронутого очистными работами, составляет от $4 \cdot 10^{-6}$ до 10^{8}

м/с, а в незатронутом от $4 \cdot 10^{9}$ до $9 \cdot 10^{-11}$ м/с. В частности следует считать, что достаточно герметичное закупоривание будет обеспечено слоями, богатыми глинистыми минералами, при суммарной их мощности в лежачем и висячем боку не менее чем по 2,5 м; эти слои должны дополнительно обеспечивать и достаточное поглощение тяжелых металлов. Однако предпосылкой для этого должно быть отсутствие естественных или искусственных, вызванных горными разработками, водостоков («водяных дорожек») в районе захоронения. Закупоривание может быть достигнуто, например, горнотехническими средствами - вводом дополнительной гидравлической закладки во время отработки лавы. При этом расположенная выше горная масса уплотнит при обрушении материалы, заложенные в старые выработки, и превратит их в горный массив с малой проницаемостью, причем горное давление на глубине 800 м может быть достаточно высоким.

Применительно к водным условиям в окружающей среде над уложенным материалом нужно различать следующие стадии:

- уровень шахтных вод располагается ниже заложенного материала, пока водное (водоотливное) хозяйство шахты остается в работе;
- уровень шахтных вод начинает подниматься после прекращения работ по водооткачке;
- уровень шахтных вод располагается выше заложенного на хранение материала, после того как шахтное поле будет полностью затоплено.

На всех этих стадиях нужно соответствующими способами обеспечить достаточное разбавление потенциально мигрирующих вредных веществ до достижения ими биосферы так, чтобы геогенная (естественная) концентрация грунтовых вод не превышалась этими веществами. Риск вредной нагрузки на биосферу при правильном

заложении отходов в подходящей вмещающей породе в таком случае будет чрезвычайно малым.

В общем случае размещение остаточных материалов в обрушаемых полостях при разработке лав путем их подмешивания к закладочному материалу вполне возможно. Промышленные опыты показали, что без нарушения производственного процесса смесь из 70% золы электрофильтров н 30% флотационных хвостов можно подмешивать к породе при пневматической закладке в соотношении 1:10. Кроме того, опробовали гидравлические способы для дополнительной закладки обрушаемых полостей по волочимым трубам, а также заполнение этих полостей из главного штрека при наклонном залегании месторождения.

Консервация отходов путем их подземного хранения ввиду отсутствия подходящих альтернатив будет приобретать все большее значение. Это относится к хранению отходов, а особенно к утилизации остаточных материалов, например от сгорания разнообразных остатков. Бесспорно, имеющаяся потребность консервации отходов путем их подземного хранения вынуждает настойчиво проводить, испытания имеющихся полостей от горных разработок и специально сооружаемых горных предприятий на предмет их пригодности для размещений отходов и остаточных материалов. Особенно остро данная проблема встает в связи с санацией шахт России, Украины и других стран СНГ.

В России это направление развивается учеными МГГУ под руководством чл.-корр. РАН Пучкова Л.А., проф. Малкина А.С. и проф. Ярунина С.А. с 90-х годов, а также в Тульском государственном университете под руководством профессоров Качурина Н.М. и Володина Н.И. За этот период сформулированы основные положения концепции использования подземного пространства закрываемых шахт для размещения твердых бытовых и нетоксичных промышленных

отходов. В настоящее время проработаны проектные решения для ряда шахт по использованию их подземного пространства для размещения не самих отходов, а продуктов их термической переработки в виде мелкофракционных шлаков и зольного остатка. Под руководством проф. В.А. Харченко, В.Т. Коваля выполнены исследования эколого-экономических последствий перепрофилизации шахты. В этих исследованиях показано, что экономическая эффективность использования подземного пространства закрываемых шахт для размещения продуктов термического обезвреживания ТБО значительно возрастает при утилизации физического тепла от сжигания ТБО для местных нужд, а также от рекуперации ценных металлов и сплавов, извлеченных из отходов и их расплавов. В этом случае предприятие может приносить значительный доход.

Установлено также, что экологическая обстановка в регионе улучшается за счет отказа от полигонов и свалок ТБО, а образующиеся при совместном сжигании ТБО и угля в заданном объеме вредные летучие, соли тяжелых металлов, диоксины существенно ниже норм ПДК. Это позволяет повысить мощность предприятия по ТБО в несколько раз по сравнению с максимально принятой в 100 т ТБО в сутки.

В то же время недостаточно проработаны вопросы термического обезвреживания ТБО в полевых условиях. Практически не исследованы возможности варианта с размещением в подземном пространстве ТБО с их последующим сжиганием в шахте и отбором тепла. При этом особое внимание нужно обратить на разработку схем доставки ТБО в шахту и организацию теплоэнергетического комплекса.

1.4. Системы разработки, приемлемые для условий Подмосковного бассейна с учетом перспектив комплексного использования подземного пространства

Общая характеристика, область применения, достоинства и недостатки. К группам систем разработки короткими забоями относятся системы, длина очистных забоев которых не превышает, как правило, 25-30 м. В настоящее время известно четыре основных варианта выемки, отличающиеся между собой видом очистного забоя, который характеризуется как камера, заходка, короткая лава или комбинированный забой (камера и заходка).

Камера представляет собой узкую и длинную очистную выемку шириной 4-15 м и длиной в среднем 100-150 м (иногда до 300 м), охраняемую от повышенного давления целиками угля.

Заходки могут быть открытого или закрытого типов. В общем случае это те же камеры, но меньшей длины (до 25 м) и ширины (до 6 м). Различие между типами заходок заключается в ограждении их целиками угля от выемочного пространства: для закрытых - с трех сторон, для открытых - с двух. Взамен одного целика угля в процессе выемки устанавливается крепь.

Короткой лавой называется очистная выработка, защищаемая от выемочного пространства специальной стоечной или механизированной крепью, имеющая 2 выхода и проветриваемая за счет общешахтной депрессии.

К группе комбинированных забоев относится совмещение камер и заходок.

На основании указанных подразделений коротких забоев можно выделить наиболее распространенные системы разработки, к которым относятся камерные, камерно-столбовые и длиннокамерные системы

разработки, системы разработки короткими столбами, а также некоторые разновидности безлюдной выемки полезного ископаемого.

В классическом отношении камерной системой разработки называется схема отработки, при которой на всю мощность пласта проводят параллельные выработки (камеры) с оставлением между ними неизвлекаемых целиков угля, обычно меньшей ширины, чем сами камеры (рис. 1.1). В пределах участка шахтных полей камеры располагаются регулярно (междукамерные целики - одинаковых размеров) или периодически (кроме междукамерных периодически оставляют более широкие целики).

Общая характеристика, область применения, достоинства и недостатки. К группам систем разработки короткими забоями относятся системы, длина очистных забоев которых не превышает, как правило, 25-30 м. В настоящее время известно четыре основных варианта выемки, отличающиеся между собой видом очистного забоя, который характеризуется как камера, заходка, короткая лава или комбинированный забой (камера и заходка).

Камера представляет собой узкую и длинную очистную выемку шириной 4-15 м и длиной в среднем 100-150 м (иногда до 300 м), охраняемую от повышенного давления целиками угля.

Заходки могут быть открытого или закрытого типов. В общем случае это те же камеры, но меньшей длины (до 25 м) и ширины (до 6 м). Различие между типами заходок заключается в ограждении их целиками угля от выемочного пространства: для закрытых - с трех сторон, для открытых - с двух. Взамен одного целика угля в процессе выемки устанавливается крепь.

Короткой лавой называется очистная выработка, защищаемая от выемочного пространства специальной стоечной или

механизированной крепью, имеющая 2 выхода и проветриваемая за счет общешахтной депрессии.

К группе комбинированных забоев относится совмещение камер и заходок.

На основании указанных подразделений коротких забоев можно выделить наиболее распространенные системы разработки, к которым относятся камерные, камерно-столбовые и длиннокамерные системы разработки, системы разработки короткими столбами, а также некоторые разновидности безлюдной выемки полезного ископаемого.

В классическом отношении камерной системой разработки называется схема отработки, при которой на всю мощность пласта проводят параллельные выработки (камеры) с оставлением между ними неизвлекаемых целиков угля, обычно меньшей ширины, чем сами камеры (рис. 1.1).

В пределах участка шахтных полей камеры располагаются регулярно (междукамерные целики - одинаковых размеров) или периодически (кроме междукамерных периодически оставляют более широкие целики).

Основными параметрами камерной системы разработки являются ширина целиков, размеры камер и выемочных участков, которые выбираются с учетом обеспечения поддержания кровли в камерах и сохранности целиков на весь срок эксплуатации участков. Ширина междукамерных целиков - от 2 до 15 м, участковых - от 5 до 30 м. Ширина камер (длина короткого забоя) 4-15 м и более, длина - в основном 50-300 м. Для обеспечения проветривания камеры соединяют между собой сбойками через каждые 20-25 м. Выемка полезного ископаемого в камерах осуществляется буровзрывным или механизированным способом.

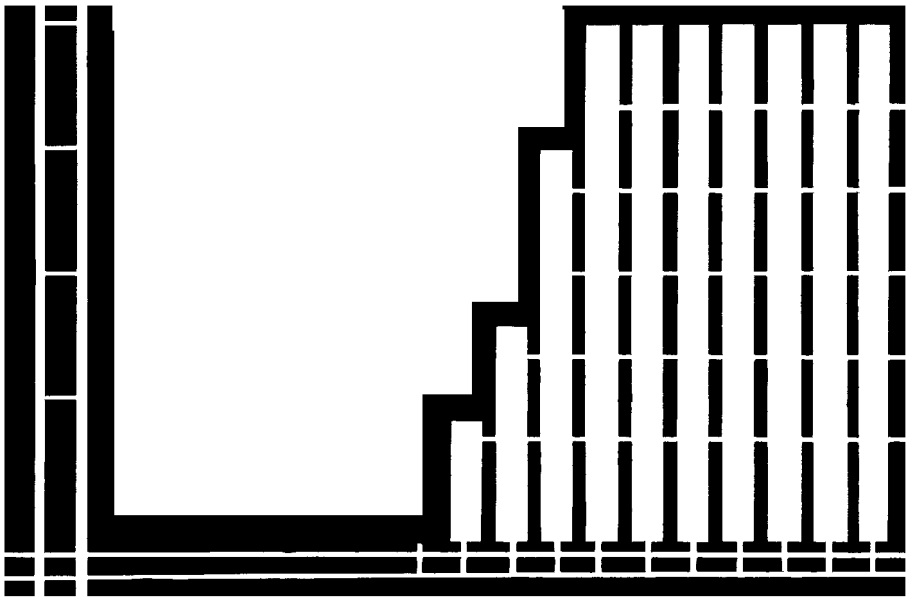


Рис. 1.1 – Классический вариант камерной системы разработки

В первом случае дополнительно используется машинная или скреперная погрузка и доставка конвейерами или самоходными вагонами. Во втором - производится комбайновая выемка и аналогичный способ доставки.

Область применения системы - пологие пласты в основном с устойчивыми боковыми породами, небольшой глубиной залегания, средней мощности и газоносности не более 10 м/т. При наличии в кровле менее устойчивых пород камеры закрепляют анкерами или индивидуальной стоечной крепью. Повышение устойчивости кровли может обеспечиваться оставлением угольной пачки. Наибольший эффект от применения камерной системы разработки достигается при отработке пластов, расположенных под природоохранными и промышленными объектами, или при доработке ограниченных запасов.

Отличительной особенностью рассматриваемой системы являются высокие потери полезного ископаемого, доходящие в ряде случаев до 40-50 %, что существенно ограничивает область ее

использования с точки зрения полноценности выемки. В то же время внедрение непрерывной поточной технологии выемки в камерах на основе использования высокопроизводительных комбайнов с удлиняющимися ленточными конвейерами позволяет достигнуть высоких технико-экономических показателей, что отражает опыт применения подобных технологий при отработке угольных пластов в США, Канаде или Австралии. На территории стран СНГ камерная система разработки применяется, в основном, при добыче нерудных полезных ископаемых - каменных солей, горючих сланцев, строительных материалов.

Камерно-столбовая система разработки (рис. 1.2) представляет собой комбинацию камерной и столбовой систем. При этом добыча полезного ископаемого осуществляется двухстадийно: первоначально выемка производится в протяженных камерах, между которыми формируются целики, представляющие длинные столбы; затем - при помощи коротких заходок в обратном порядке отрабатываются междукамерные столбы. Между заходками также оставляются небольшие целики угля, которые воспринимают давление вышележащих пород.

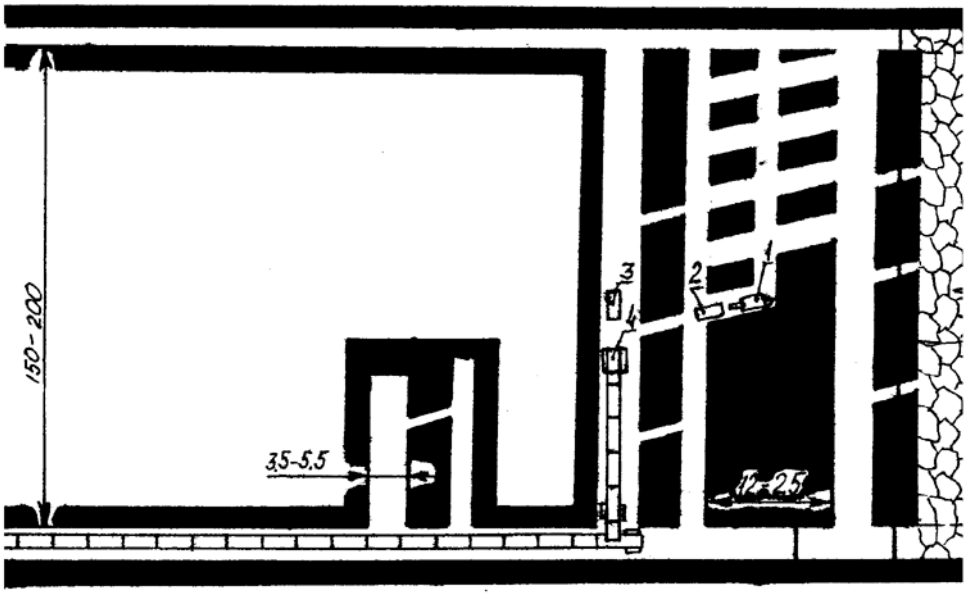


Рис. 1.2 - Вариант камерно-столбовой системы разработки с креплением анкерами

1 - комбайн; 2 - самоходный вагон; 3 - буровая установка;

4 - телескопический конвейер

В результате практически полностью исключается необходимость в применении специальной крепи для управления горным давлением. Дополнительное крепление используется только для поддержания кровли в протяженных камерах. Ширина камер и междукамерных столбов определяется из условия горного давления и составляет соответственно 4-12 и 6-15 м.

Выемка полезного ископаемого в камерах и заходках осуществляется как буровзрывным так и комбайновым способом. Доставка основывается на использовании различной комбинации транспортного и погрузочного оборудования, представляемого конвейерами, погрузочными машинами и самоходными вагонами. Камерно-столбовая система разработки применима на пологих и наклонных пластах средней мощности при кровлях различной устойчивости, на пластах не свыше второй категории по метану.

Относительно глубины разработки камерно-столбовая система имеет большее распространение по сравнению с камерной, достигая горизонта в 500 м. Кроме того, существенно снижаются потери полезного ископаемого в недрах, которые редко превышают 25-35 %. Необходимо отметить, что если ранее в пределах Российской Федерации камерно-столбовая система разработки применялась в ограниченном объеме (Артемовское, Норильское, Черемховское месторождения), то в настоящее время она находит все большее распространение, о чем свидетельствует опыт доработки ограниченных запасов в Кузнецком угольном бассейне, что связано с внедрением новейших образцов соответствующего горношахтного оборудования. Наиболее широко камерно-столбовые системы используются в Канаде, Австралии и США. В Соединенных Штатах на камерно-столбовые системы разработки приходится до 65% подземной добычи угля. Широко используется данная система и в Южно-Африканской Республике, где разработанные технологии позволяют снизить уровень потерь до 10 %.

Длиннокамерная система разработки базируется на использовании коротких лав с призабойной стоечной или механизированной крепью. По своей сути она является повторением систем разработки длинными очистными забоями, которые имеют два выхода и проветриваются за счет общешахтной депрессии. Длина забоя обычно равна 25-30 м при длине столба, характерной для стандартных технологий (сплошная или столбовая).

Выемка полезного ископаемого осуществляется открытыми заходками при использовании проходческих или некоторых видов добычных комбайнов с погрузкой угля на скребковый конвейер и дальнейшей его транспортировкой через перегружатель ленточным конвейером или электровозной откаткой.

Длиннокамерная система разработки как самостоятельная технологическая единица получила очень слабое распространение, и рекомендуется чаще всего при использовании для отработки запасов под некоторыми видами наземных охранных объектов. Однако с увеличением длины лав, отрабатываемых по принципу сплошной системы, в целях сокращения общего числа подготовительных выработок и трудоемкости размещения в выработанном пространстве породы с экономической точки зрения от коротких лав решено было отказаться.

В угольной промышленности США, Австралии и Канады широко используется система разработки короткими столбами (рис. 1.3), при которой длинный столб разбивается дополнительно выработками на столбы квадратной или близкой к ней формы со сторонами 10-30 м. Выработки закрепляются, а отработка столбов производится открытыми или закрытыми заходками без крепления выработанного пространства.

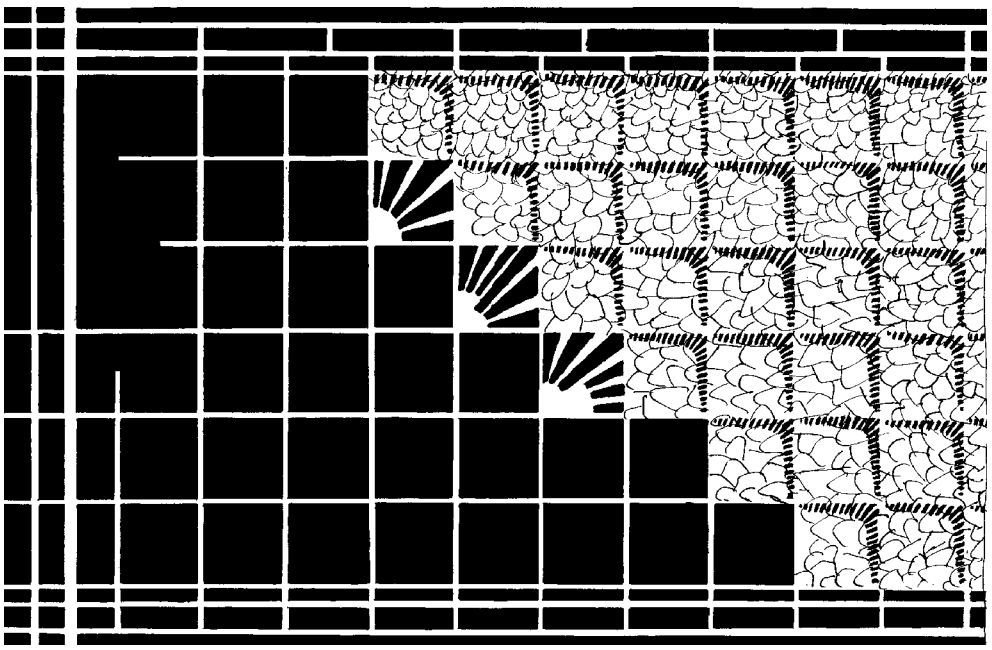


Рис. 1.3 - Система разработки короткими столбами

Для проведения выработок и нарезки столбов применяются комплексы оборудования, состоящие из комбайнов проходческого типа, погрузочной машины, самоходных вагонов, телескопических конвейеров, станков для установки анкерной крепи.

Область применения системы - горизонтальные и пологие пласты средней мощности с труднообрушающимися породами основной кровли и неустойчивой непосредственной.

Достоинством системы является совмещение подготовительных и очистных работ на основе однотипной техники, низкая трудоемкость по управлению кровлей, постоянный уровень добычи угля, высокая степень адаптации к различным условиям, за счет чего система разработка короткими столбами еще в 40-х годах обеспечивала около 12 % процентов добычи в Подмосковном бассейне, где применялась главным образом при доработке ограниченных запасов угля. Однако, данной системе присущи весомые недостатки, заключающиеся в большом объеме нарезных работ, в высоких потерях угля в недрах (до 40 %), в трудностях проветривания глухих забоев в сети нарезных выработок и предопределившие постепенное сокращение объемов ее эксплуатации на месторождениях угля.

Незначительное применение система разработки короткими столбами получила при подземной разработке россыпных месторождений, где выемочное поле разделяется на участки-столбы с размерами от 10х10 м до 20х50 м, зависящими от устойчивости вмещающих пород.

Как вариант безлюдной выемки полезного ископаемого рассматривается система разработки короткими забоями-скважинами, которая получила название бурошнековой выемки (рис. 1.4). Основой для появления технологии стала разработка в ряде стран (Россия, США,

Германия) шнеко-буровых машин, позволяющих вести добычу полезного ископаемого без присутствия людей в очистном забое.

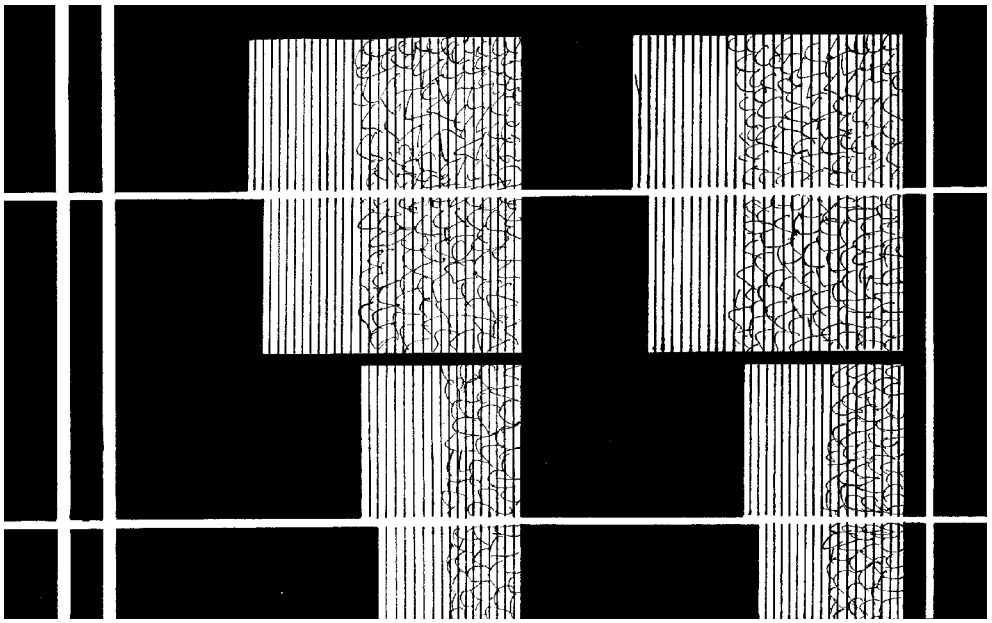


Рис. 1.4 - Система разработки короткими забоями-скважинами

Область применения бурошнековой выемки - пласты мощностью от 0,55 до 1,3 м с углами падения 0-15° при любых кровлях. При этом она может использоваться при отработке сильно нарушенных участков, погашении охранных целиков, доработки приконтурных зон шахтных полей. Массового применения бурошнековая выемка не нашла, так как сопровождается большими потерями угля в недрах (до 50-70 %) и сложностью обеспечения безопасности работ при значительной газоносности пластов. Другой причиной является недостаточная глубина бурения (45-50 м), что предполагает, как минимум, сохранение общего объема подготовительных работ.

К настоящему времени известны и применяются еще некоторые виды отработки пластов полезного ископаемого короткими забоями. Например, гидравлическая выемка, отработка полосами,

системы на мощных пластах или рудных залежах и т.д. Нет необходимости останавливаться на них, так как область их применения ограничена либо мощными пластами, либо наклонным или крутым падением, либо высокими технико-экономическими затратами (закладка выемочного пространства). Проведенный выше общий анализ существующих систем разработки короткими забоями позволяет в качестве базовых вариантов выделить среди них, как наиболее целесообразные для решения проблем отработки ограниченных запасов, камерные и камерно-столбовые системы разработки, а также некоторые варианты бурошнековой выемки, отличающие простотой организации очистных работ и высокой степенью адаптации к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям.

Камерные системы разработки. Как уже отмечалось выше, применение на угольных месторождениях камерных систем разработки является весьма редким, а для отработки пологих пластов практически вообще не используется. Законодателем технологий в этом отношении является горнодобывающая промышленность США, где накоплен богатейший опыт разработки камерными системами, что объясняется адекватными горно-геологическими условиями.

Разработка принципиальных технологических схем была проведена еще в 50-60-х годах, которые к настоящему времени не претерпели существенных изменений. Эффективность технико-экономических показателей достигается в основном за счет совершенствования оборудования по выемке, погрузке и доставке полезного ископаемого. В результате почти повсеместное применение нашла непрерывная поточная выемка угля в камерах при полной конвейеризации и использовании высокопроизводительных комбайнов,

удлиняющихся ленточных конвейеров и выемкой без крепления или с креплением анкерами.

Одной из наиболее распространенных является схема

(рис. 1.5), при которой выемка угля осуществляется одиночными камерами, расположенными с каждой стороны штреков. Длина камер составляет 150-300 м (в зависимости от размеров подготавливаемой панели).

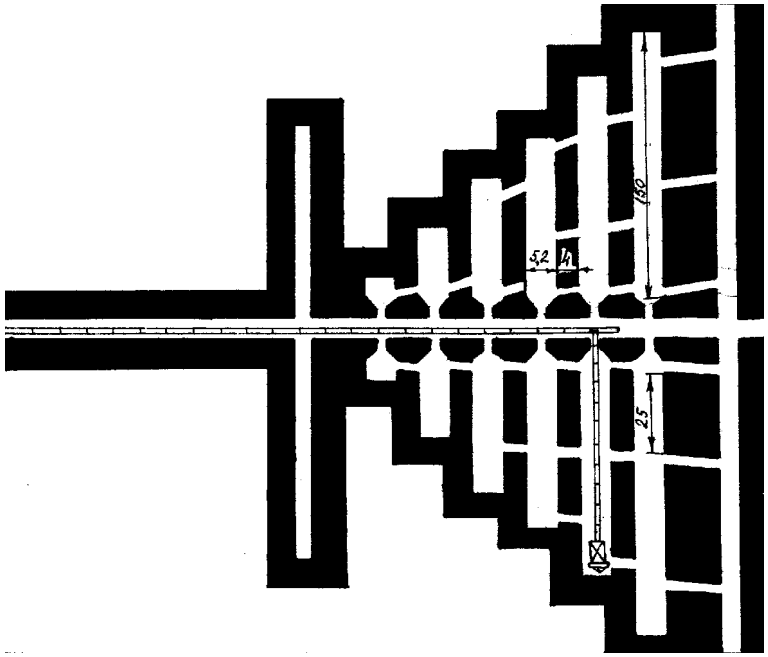


Рис. 1.5 - Двухсторонняя отработка выемочного участка камерами

Через каждые 20 м для целей вентиляции камеры соединяются сбойками. Отработку панели начинают от ее границ. Данная система нашла широкое применение при разработке угольных пластов на севере Аппалачского каменноугольного бассейна в штате Огайо. При отработке пласта мощностью 1,8 м, залегающего горизонтально на глубине 40 м, с кровлей, представленной глинистыми сланцами средней мощности, были установлены следующие параметры камерной системы: длина камер 150 м, ширина 5,2 м, ширина междукамерных целиков 4 м. После отработки шести камер оставлялся барьерный целик, что характеризовало расположение целиков как периодическое.

Выемка угля производилась комбайнами, транспортировка телескопическими ленточными конвейерами. Камеры закреплялись рамами из стоек и металлических верхняков с расстоянием между ними 1,3-1,4 м. Расстояние между стойками в раме 3,6-3,7 м. После отработки камеры крепь полностью извлекалась и использовалась в новой камере. Штреки крепили анкерной крепью.

Другим вариантом камерной системы разработки является двухстадийная выемка угля из камеры (рис. 1.6). Сущность ее заключается в выемке широких камер (8,6 м) в два приема - прямым ходом комбайна на ширину 4,9 м и обратным - на 3,7 м. При этом условии работа комбайна в забое значительно облегчается. Между камерами оставляют невынимаемые целики угля размером 3,4 м. Как при прямом, так и при обратном ходе комбайн грузит уголь на конвейер, установленный посредине камеры.

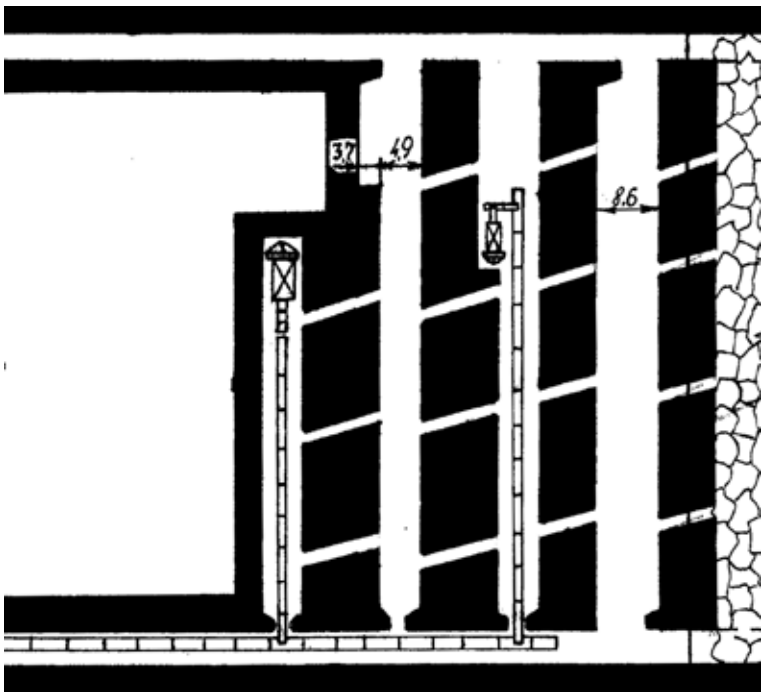


Рис. 1.6 - Камерная система разработки с расширением камер обратным ходом

При этом варианте разработки были достигнуты наивысшие технико-экономические показатели, производительность труда рабочего по бригаде на выход составляла 85-100 т, что в 1,5-2,0 раза выше, чем при отработке камерами прямым ходом.

При отработке горизонтального пласта Питтсбург мощностью 1,68 м с непосредственной кровлей, представленной сланцем мощностью 0,3 м, была применена камерная система с расположением камер под углом 45° к выемочным штрекам, что объяснялось необходимостью использования для доставки угля самоходных вагонеток. При этом длина камер составляла 91 м, ширина 5 м, а ширина междукамерных целиков 1,7 м. Крепление осуществлялось стойками с металлическими верхняками длиной 3,6 м, что обеспечивало беспрепятственное движение вагонеток по камерам. Производительность труда рабочего на выход составила около 46 т. В принципиальном отношении (кроме доставки вагонетками) этот вариант камерной системы разработки существенных отличий от первого (см. рис. 1.5) не имеет, что и показали относительно равные темпы выемки.

В нашей стране также известны случаи отработки пологих угольных пластов камерными системами. В частности, в начале 60-х годов на шахте "Полысаевская-3" в Кузнецком бассейне производилась разработка пологого пласта Красноорловского мощностью 2,45 м. Непосредственная кровля была представлена алевролитами мощностью 5-6 м, основная - песчаниками. В почве залегал слабый аргиллит. Работы велись на глубине 45-65 м от поверхности.

Всего на участке было отработано 9 камер длиной по 130-175 м (рис. 1.7). Ширина камер составляла 3,5-4,5 м, высота 2,25 м, так как в связи с неустойчивостью нижних слоев кровли в верхней части выработки сохранялась защитная пачка угля, при этом потолочина

приобретала форму свода. Ширина междукамерных целиков равнялась в среднем 2-3 м. Сбойки между камерами проводились нерегулярно. Выемку угля в камерах проводили проходческими комбайнами ПК-3.

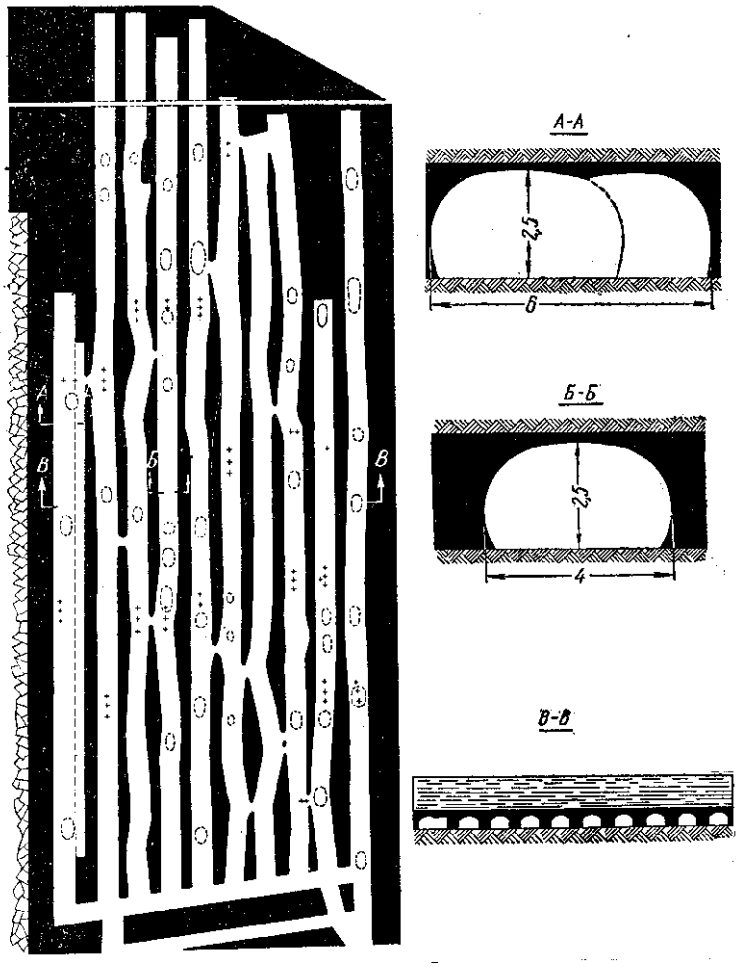


Рис. 1.7 - Камерная система разработки по пласту Красноорловскому на шахте "Полысаевская-3"

Уголь по камере транспортировался конвейерами типа СКР. Крепление осуществлялось только позади комбайна на длину 15-20 м с использованием одной гидравлической стойки и верхняка длиной 2,2 м. Камеры проветривали с помощью вентилятора частичного проветривания.

Работа на участке была организована в 3 шестичасовые смены с числом рабочих 6-9 человек. Среднесуточная добыча по участку

составляла 185-200 т, что определило производительность труда рабочего на выход в 10,4-12,7 т. Потери угля составили около 50 %, из них 10-12 % по мощности пласта.

Главной причиной невысоких технико-экономических показателей являлась низкая производительность комбайна ПК-3 (30-35 т/час) и низкий коэффициент использования рабочего времени, равный 0,4-0,5. Однако, в некоторые дни максимальная добыча угля при работе двух комбайнов достигала 450 т/сут. при максимальной скорости проведения камеры одним комбайном 25 м/сут., что позволяло поднимать производительность рабочего по участку на выход до 25 т.

В настоящее время использование камерных систем направлено главным образом на отработку ограниченных участков угольных пластов. Опытная эксплуатация таких систем на шахтах “Бутовская” в Донбассе и на ш. Октябрьская в Кузбассе выявила необходимость более тщательного подхода к выбору геометрических параметров камер и целиков, т. к. в одном случае в процессе отработки потребовалось не предусмотренное проектом увеличение размеров предохранительных целиков с 3 до 6 м, в результате чего значительно возросли потери полезного ископаемого, а в другом - недостаточное обоснование параметров разработки привело к разрушению междукамерных целиков и остановке очистных работ.

С 1994 года в условиях АО “Шахта им. В.И. Ленина” в Кузнецком бассейне при доработке ограниченных запасов по пласту XVII прошли эксплуатационные испытания 4 варианта технологических схем выемки угля с расширением камер. Первые два варианта (рис. 1.8) основывались на расширении камер диагональными заходками и отличались друг от друга средствами крепления и транспортировки полезного ископаемого из забоев. В одном случае применялась рамная крепь с подхватом из СВП17 и стойками типа

ИПК, а для доставки угля из забоя использовался скребковый конвейер С-50.

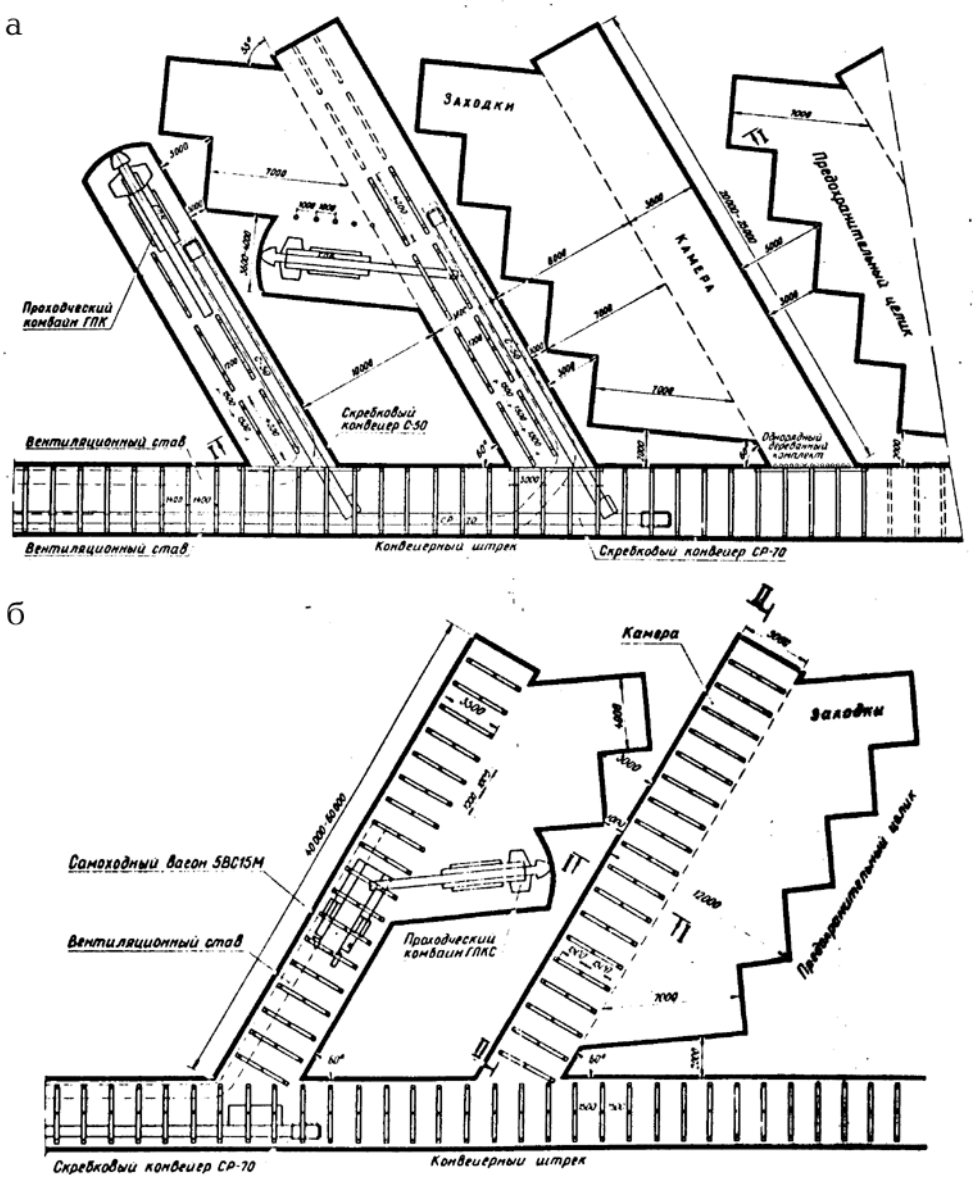


Рис. 1.8 - Варианты камерной системы разработки с диагональными заходками по пласту XVII АО "Шахта им. В.И. Ленина":

а) с доставкой угля конвейером С-50; б) с доставкой угля вагоном 5ВС15М

В другом - крепление производилось с помощью анкеров с подхватами ПП-3,5, а уголь грузился в самоходный вагон 5ВС15М. Очистные работы велись комбайном ГПКС. В первом варианте камеры имели пролет 3,8 м, во втором - 5,0 м. Заходки в обоих случаях были одинаковыми - 4×7 м. Между выработанными пространствами оставлялись целики угля, размеры которых периодически изменялись от 1-3 до 3-5 м. Длина камер варьировалась в пределах 20-60 м.

Средняя производительность труда рабочих и потери составили: в первом варианте - 10-15 т/вых. и 40-50 %; во втором - 12-18 т/вых. и 35-40%. Применение коротколавных технологий было в данных ситуациях невозможно из-за постоянного изменения ширины отрабатываемых участков. Два других варианта технологии (рис. 1.9) отличались от предыдущих параллельным расширением камер, после отработки которых суммарная ширина выработанного пространства составляла 10 м, а между камерами оставлялись целики угля поперечным размером 4 м. Крепление осуществлялось стойками ИПК с подхватами СВП17. При расширении камеры в одном из вариантов рамная крепь была заменена экспериментальным безразгрузочным комплектом передвижных гидроопор (БКПО).

Технико-экономические показатели, достигнутые при данных технологических схемах, не имели существенных отличий от предыдущих вариантов, а применение крепи БКПО, обладающей более высоким удельным сопротивлением позволило сделать вывод о возможности отработки запасов с труднообрушаемыми кровлями. При использовании камерных технологий было добыто более 200 тыс. т высококачественного коксующегося угля на участках сложной конфигурации и с ограниченными запасами, ранее списанными с баланса шахты, что привело к получению дополнительной реальной

прибыли, которая была направлена на развитие производства и социальной инфраструктуры.

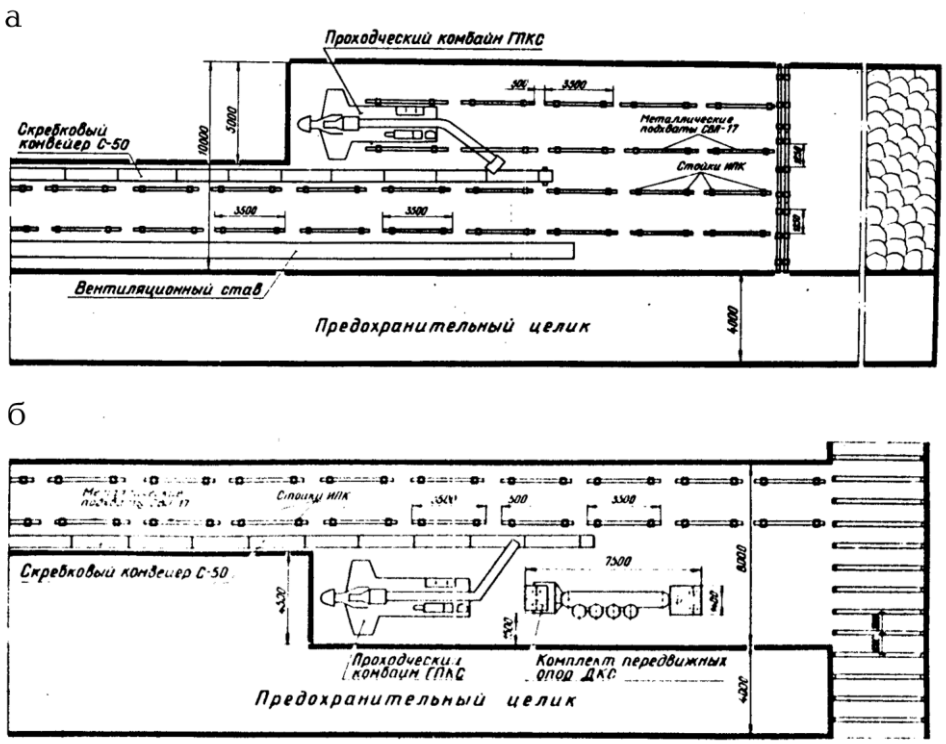


Рис. 1.9 - Варианты камерной системы разработки с параллельными заходками по пласту XVII АО "Шахта им. В.И. Ленина":

а) с рамным креплением; б) с креплением комплектом БКПО

На основании вышесказанного отметим, что основными достоинствами камерных систем разработки является высокий коэффициент использования времени на выемку полезного ископаемого, что достигается за счет существенного сокращения работ по креплению. Кроме того, широкие возможности скрыты в простоте организации работ, а применение отработки камерами в различных условиях делает ее универсальной. Камерные системы предполагают большие потери угля в недрах, однако при этом наиболее эффективно решаются вопросы управления горным давлением за счет целиков угля

и значительно снижаются нарушения вмещающих массивов, что предопределяет извлечение запасов из охранных целиков.

Анализируя схемы разработки, необходимо отметить, что основными параметрами, характеризующими эффективность использования камерных систем в конкретных условиях, являются размеры и число камер и целиков в пределах выемочных участков, размеры самих участков и междуучастковых целиков, при корректном обосновании которых может быть достигнута безопасная отработка запасов с учетом минимума потерь.

Сам опыт применения камерных систем как у нас в стране, так и за рубежом показывает, что при незначительной трансформации данные технологические схемы могут быть успешно адаптированы к разработке пластов в любых условиях, а достижение высоких технико-экономических показателей представляется возможным за счет рационального использования современной техники и организации труда по выемке и креплению.

Камерно-столбовые системы разработки. К настоящему времени известно достаточно большое количество разновидностей комерно-столбовой системы разработки, параметры которой изменяются в зависимости от свойств полезного ископаемого и вмещающих пород, мощности и угла падения пласта, глубины разработки и применяемых средств механизации. Так, например, камеры могут располагаться под прямым или острым углом к штреку, по одной или по обе стороны от него. Как правило, очистная выемка полезного ископаемого производится первоначально в камерах, после чего междукамерные столбы извлекают в обратном направлении, причем погашение их осуществляется либо по непрерывной схеме, что напоминает технологии с обратным расширением при камерной системе, либо с использованием прямых или косых заходок. Кроме

того, междукамерные столбы могут нарезаться как парными, так и одиночными камерами.

Необходимо отметить, что в отличие от камерных систем ширина междукамерных столбов при данных технологиях значительно больше, что не отражается на полноценности извлечения. Наоборот, при оставлении узких столбов потери бывают существенно выше, так как они сильнее подвержены давлению вышележащей толщи, что приводит к их разрушению и затрудняет их погашение.

Рассмотрим одну из классических схем камерно-столбовой системы разработки с использованием буровзрывной выемки, применяемую с середины 30-х годов на Черемховском месторождении. Породы кровли пологого пласта представлены аргиллитами и песчаниками средней устойчивости и легко обрушающимися. Глубина залегания 60-70 м. Мощность пласта около 4 м. От двух подготовительных выработок с обеих сторон выемка первоначально осуществлялась камерами шириной 4,5-5,0 м при длине 50-60 м и ширине междукамерных целиков 5 м. Целики погашались обратным ходом заходками глубиной до 4-5 м. Ширина оставляемой части междукамерного целика 1,2 м. Камеры и заходки крепились деревянными рамами с расстоянием между ними 0,8-1,0 м. Для предохранения рабочего пространства от завала перед посадкой кровли в камере устанавливали однорядную органную крепь. Уголь транспортировался из камер скребковыми конвейерами.

Опыт разработки с применением камерно-столбовой системы уже в то время выявил значительные преимущества в технико-экономических показателях по сравнению с длинными лавами. Однако, выбранное в горной промышленности нашей страны направление на максимальное извлечение полезного ископаемого с применением механизированных комплексов в длинных очистных забоях

практически полностью вытеснило дальнейшее использование камерно-столбовых систем разработки. На это повлияло также и вовлечение в отработку запасов с высокой степенью загазованности пластов и большой глубиной их залегания.

Наибольшее распространение эта технология получила за рубежом: США, Канада, Австралия, ЮАР, Индия. Прототипом основных разновидностей камерно-столбовых систем стала разработанная в середине 60-х годов в США схема, сущность которой заключается в проведении двух пар узких камер и в последующем частичном погашении обратным ходом широкого целика между ними.

Камеры шириной 3,7 м проводят по одну сторону штреков на длину 150-180 м. Ширина целика между двумя камерами, проводимыми вместе, 1,8 м. Ширина погашаемого обратным ходом угольного целика между соседними парами камер 21-24 м. Широкий целик извлекают закрытыми косыми заходками (под углом 45° к камере), отделяемыми друг от друга "ножками" шириной 1,5 м. После выемки заходки комбайн прорезает "ножку" в нескольких местах в целях полноты извлечения угля. При работе по такой схеме извлекается до 85 % полезного ископаемого. При увеличении ширины "ножки" извлечение значительно снижается.

Транспортирование угля по камере производится раздвижным ленточным конвейером, на который уголь грузится комбайном или из самоходных вагонов. Добыча на один в среднем составляет около 625 т, а производительность труда рабочего на выход - 90 т.

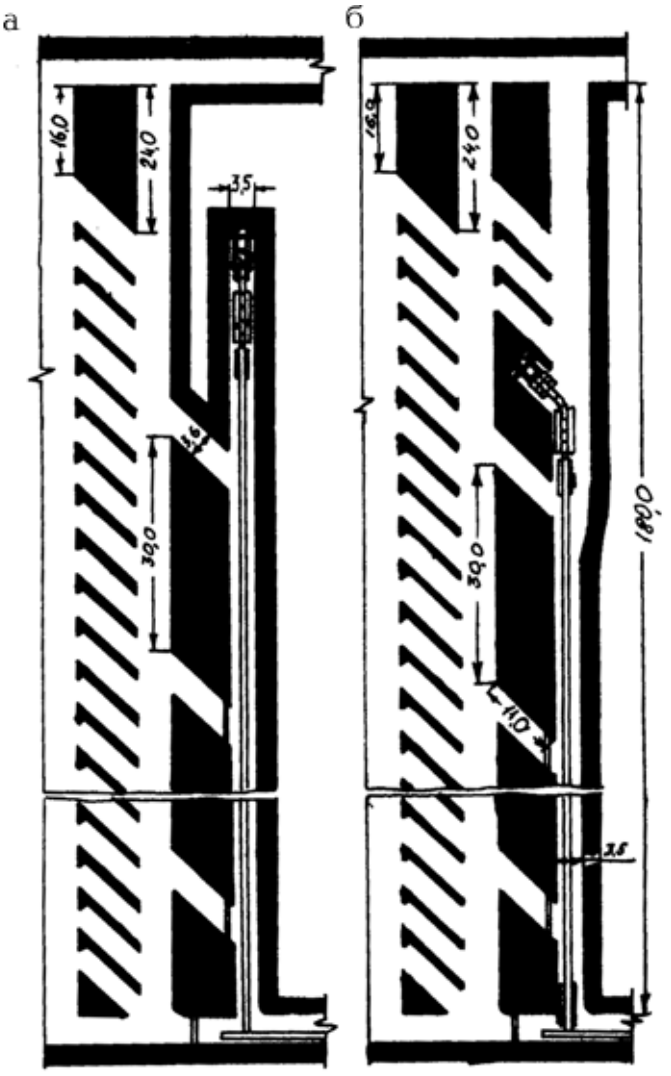
Дальнейшая интенсификация добычи угля при камерно-столбовой (как и при камерной) системе осуществлялась за счет внедрения в производство непрерывной (поточной) технологии, основанной на применении высокоэффективных комплексов оборудования, одним из которых стал американский комплекс "Джой",

применявшийся на угольных месторождениях Украины (шахта им. XXI съезда КПСС в Донбассе) и России (шахта им. В.И. Ленина в Кузбассе). Комплекс состоит из комбайна, телескопического ленточного конвейера, самоходной вагонетки и станка для бурения шпуров под анкерную крепь (рис. 1.10). Исполнительный орган комбайна обеспечивает проведение выработки шириной от 3,6 до 4 м и высотой от 1,1 до 2,4 м.

Выемка начинается с проведения камеры шириной 3,6-3,8 м (см. рис. 1.10, а) от конвейерного до вентиляционного штрека. При движении комбайна от конвейерного штрека до отметки 20 м транспортировка осуществляется самоходными вагонетками, после чего монтируется ленточный телескопический конвейер. По окончании проведения камеры начинают выемку угля заходками (см. рис. 1.10, б). Крепь в заходках не устанавливают. Камеры поддерживают анкерной крепью. Управление кровлей не производится. Кровля постепенно опускается на оставленные между заходками целики угля. Потери в целиках составляют около 20 %. При такой технологии работ средняя производительность труда по участку колебалась от 15 до 25 т на выход.

В течение 1962-64 гг. на шахте “Томь-Усинская-1/2” в Кузнецком бассейне на базе такого же оборудования было добыто 400 тыс. т угля и пройдено свыше 20 км пластовых выработок с анкерной крепью. Вариант технологии представлен на рис. 1.11.

Сравнение камерно-столбовой системы разработки с традиционными технологиями длинными столбами показало увеличение производительности труда в 1,5 раза, равноценность потерь (до 20 %), снижение времени перемонтажа оборудования не менее чем в 10 раз. Также была отмечена целесообразность применения камерно-столбовой системы при отработке участков ограниченных размеров.



комбайн

Рис. 1.10 - Вариант камерно-столбовой системы разработки с оборудованием фирмы "Джой" на ш. им. В.И. Ленина в Кузбассе:

а) проведение камеры; б) отработка межкамерного столба

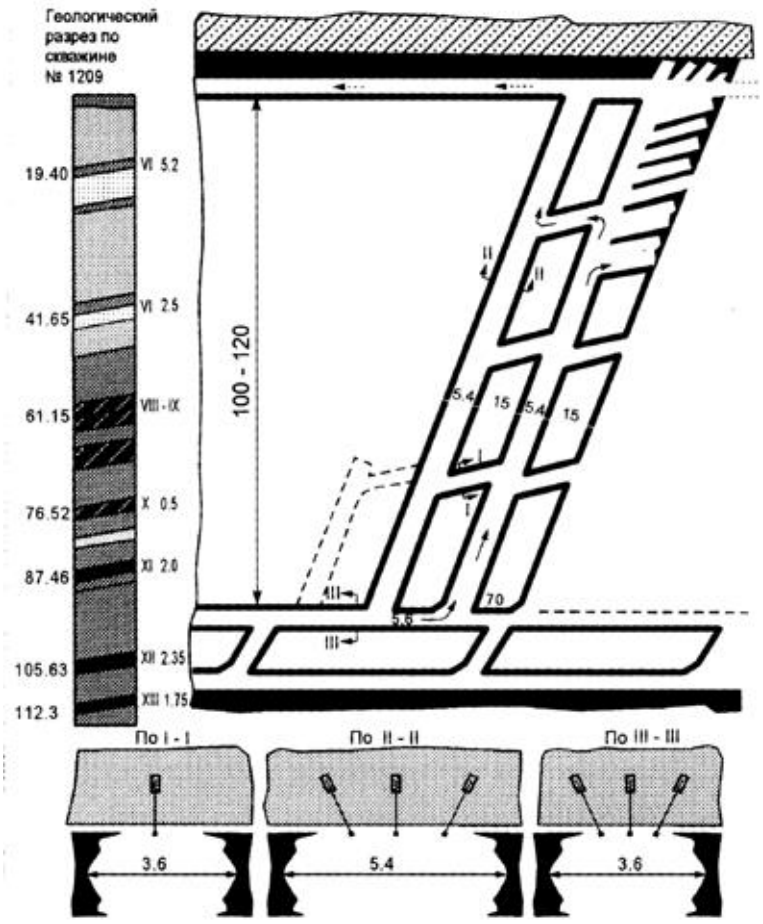


Рис. 1.11 - Вариант камерно-столбовой системы разработки с оборудованием фирмы "Джой" на ш. "Томь-Усинская 1/2" в Кузбассе

Одно из эффективных направлений совершенствования технологий камерно-столбовой системы, позволяющее существенно расширить область ее применения, заключается в использовании новых видов крепей по типу самоходных, самодвижущихся, комплектных, работающих в автономном режиме и обеспечивающих перекрытие кровли без снижения темпов очистных работ и высокую скорость перемонтажа самой крепи. Так, на шахтах ЮАР успешно применяют вариант камерно-столбовой системы (рис. 1.12) с использованием самоходных секций механизированной крепи, в результате чего

извлекается до 90 % запасов при отработке 3-х сближенных пластов на глубине до 200 м.

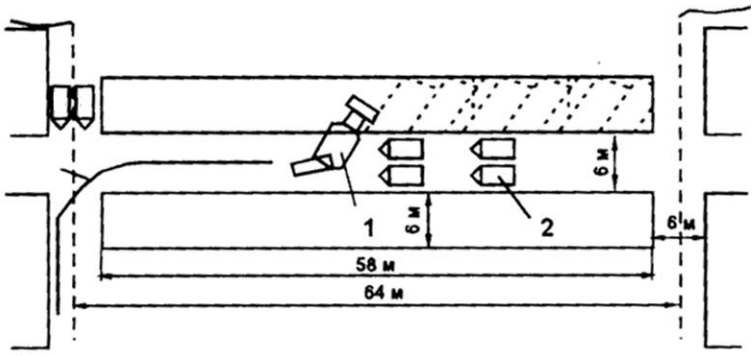


Рис. 1.12 - Вариант камерно-столбовой системы разработки на ш. "Сигма" ЮАР:

1 - комбайн; 2 - самоходная секция крепи

При проектировании очистных работ для отработки ограниченных запасов в условиях ЗАО "Ш. Октябрьская" при участии автора был разработан ряд технологических схем на базе камерно-столбовых систем при использовании новейших крепежных конструкций, созданных ОАО "ПНИУИ" и представляющих из себя рамные гидрофицированные и комплектные самодвижущиеся крепи, обеспечивающие сокращение потерь угля в целиках. При этом часть из этих схем, базирующаяся на гидрофицированных крепях усиления типа КШУ (рис. 1.13), позволяет производить отработку загазованных запасов за счет применения для проветривания выработок общешахтной депрессии. Другие схемы, базовым вариантом которых является технологическая схема на основе крепи КСК (рис. 1.14), обеспечивают высокие технико-экономические показатели, минимальный объем перемонтажа оборудования, простоту и малооперационность очистных работ.

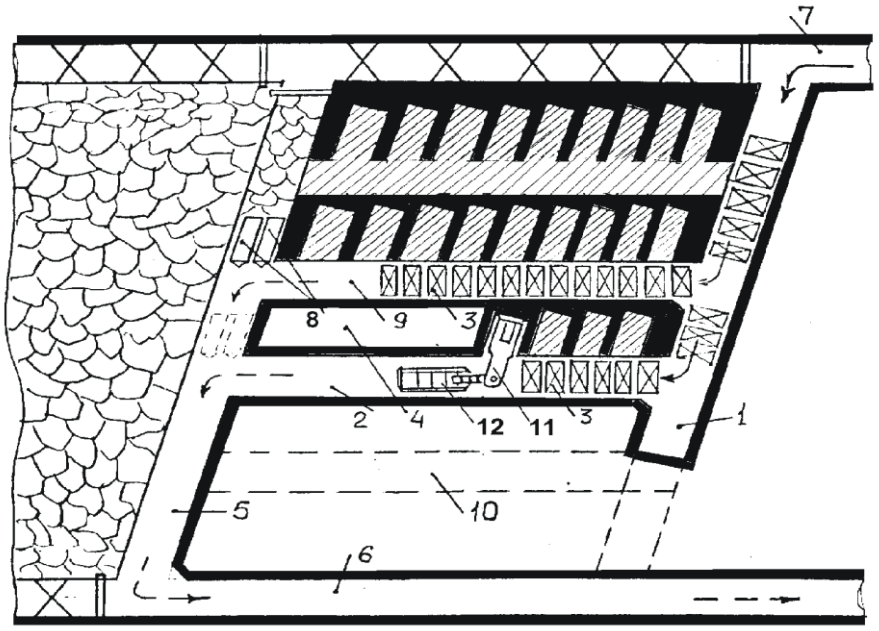


Рис. 1.13 - Принципиальная технологическая схема камерно-столбовой системыразработки на базе гидрофицированной крепи усиления КШУ:

1 - формируемый штрек; 2 - сохраняемая камера; 3 - крепь усиления КШУ; 4 - межкамерный столб; 5 - выемочный штрек; 6 - транспортный штрек; 7 - вентиляционный штрек; 8 - механизированная крепь; 9 - демонтажная камера; 10 - проектируемая камера; 11 - комбайн ГПКС; 12 - самоходный вагон

С начала 90-х годов на шахте “Распадская” применяются в зависимости устойчивости кровли 2 варианта технологии, базирующиеся на камерно-столбовой системе: с оставлением и без оставления целиков угля - “ножек” - между диагональными заходками. Для ведения очистных работ по пласту 7-7а мощностью 3,25-4,00 м используется комплекс оборудования фирмы “Джой”. Применяемые технологии ведения очистных работ позволили достичь среднемесячной нагрузки на очистной забой в 23 тыс. т угля, а средняя производительность составила 69,6 т/вых. позволяет производить

отработку загазованных запасов за счет применения для проветривания выработок общешахтной депрессии.

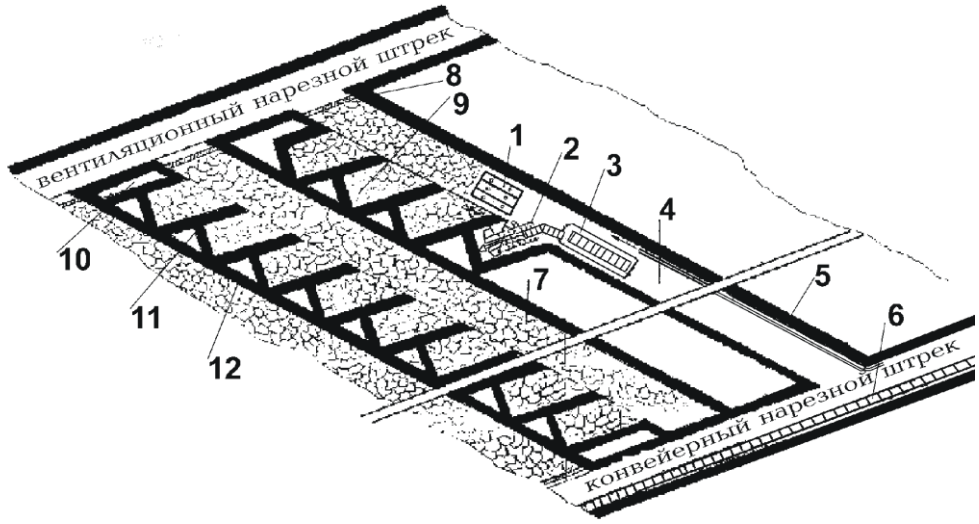


Рис. 1.14 - Принципиальная технологическая схема камерно-столбовой системы разработки на базе комплектной механизированной крепи КСК:

1 - крепь самодвижущаяся камерная КСК; 2 - проходческий комбайн ГПКС; 3 - самоходный вагон; 4 - камера; 5 - вентиляционный став; 6 - скребковый конвейер; 7 - погашенная камера; 8 - глухая перемычка; 9 - заходка; 10 - предохранительный целик; 11 - целик между заходками; 12 - завальный целик

Рассмотренные варианты разработки камерно-столбовой системой отличаются высокими технико-экономическими показателями и, относительно камерных, характеризуются меньшими потерями полезного ископаемого. Существенным недостатком является усложнение технологии очистных работ, что при недостаточном опыте применения систем с короткими забоями имеет решающее значение при выборе той или иной технологии. Высокий разброс

показателей потерь говорит о необходимости более тщательного подхода к проектированию геометрических параметров системы разработки с учетом конкретных крепежных конструкций и характеристик кровли. В противном случае основное достоинство системы, заключающееся в снижении потерь угля, существенно занижается.

Бурошнековая выемка. Бурошнековая технология является промышленно освоенным способом выемки угля и в наибольшей степени соответствует комплексу современных требований к технологиям угледобычи. Прежде всего, данная технология относится к категории "безлюдных", т. е. не требующих присутствия (даже эпизодического) в опасных местах. По своей структуре технология достаточно проста и, в то же время, обладает весьма значительной гибкостью в плане адаптации к изменению горно-геологических и горнотехнических условий. Особенно следует выделить такие возможности технологии, как способность отрабатывать выемочные поля неправильной формы, пласты сложной структуры, вести выборочную, селективную выемку по мощности и по простиранию. Весьма важным является отсутствие ограничений по устойчивости кровли и почвы, возможность погашения целиков угля, отсутствие процессов крепления, водоотлива и (частично) проветривания выемочных скважин.

Бурошнековая технология может быть принята как базовая для разработки универсальных совмещенных технологических схем очистных и подготовительных работ на пологих пластах тонких и средней мощности в составе проходческих и буро-закладочных комплексов для выборочной и селективной отработки месторождений, аналогичных месторождениям Мосбасса, а также для отработки забалансовых запасов.

Бурошнековая выемка и отработка целиков угля в США, Германии, Англии, Франции осуществлялась с достаточно высокими технико-экономическими показателями: производительность установки 120-150 т/смену при производительности труда рабочего очистного забоя 60-65 т/вых., рабочего по участку - 30-40 т/вых., коэффициент извлечения - 0,4-0,6.

На территории СНГ работы по бурошнековой технологии (в т. ч. и на шахтах Мосбасса) были начаты в 1960 г. Опыт применения отечественных бурошнековых установок БУГ3 и БУГ3М показал их высокую эффективность при отработке тонких пластов с углами падения до 15° в сложных горно-геологических условиях. При этом бурошнековая технология признается конкурентоспособной даже по сравнению с механизированными комплексами.

Прогрессивными технологическими схемами при применении базовых бурошнековых машин предусматривается панельная подготовка шахтного поля с делением его штреками на выемочные участки. Размеры двухсторонних панелей 1600-1800 м на 800-900 м. Выемочные участки подготавливаются штреками трапециевидной или арочной формы сечением не менее 7,5 $м^2$ в свету. .

Наиболее широкое распространение получила одно- или двухскважинная выемка угля с управлением кровлей путем ее удержания на целиках шириной около 0,2 м. Так, например, исполнительный орган установки БУГ3М, состоящий из спаренного шнекового бура, в который входят буровые коронки и сдвоенный шнековый став, обеспечивает выбуривание скважин диаметром 0,525; 0,625 и 0,700 м. При этом ширина сдвоенной скважины изменяется от 1,08 до 1,34 м.

Институтами ПНИУИ и Мосбассгипрогормаш были созданы конструкции дистанционно расширяющихся коронок, позволяющих

при прямом ходе выбуривать скважины ∅ 0,6 м, а при обратном - разбуривать до ∅ 1,3 м. Одним из эффективных направлений совершенствования бурошнековой выемки является применение многошпиндельных установок, обеспечивающих ширину выбуривания до 1,5 м.

Использование технологических схем с горизонтальным расположением скважин для пластов тонких и средней мощности предполагает значительные потери по мощности. Эта особенность оптимальным образом учтена в конструкции машины разработанной ТулГУ и фирмой НИТЕП. Вертикальное расположение основной и коммуникационной скважин позволяет увеличить рабочую высоту выбуривания до 1,24 м при максимальном диаметре буровой коронки 0,75 м, что предопределяет снижение потерь по мощности на 20-30 % .

Одним из главных недостатков, снижающих эффективность применения бурошнековой выемки, является необходимость оставления междускважинных целиков значительных размеров, приводящих к большим потерям (до 45-50 %, иногда до 70 %) угля. Таким образом, дальнейшие исследование должны быть направлены на решение задачи геомеханического обоснования рациональных параметров разработки угольных пластов при бурошнековой выемке, важнейшими из которых являются размеры выемочных участков, скважин и междускважинных целиков, их количество в пределах участков, а также размеры междуучастковых целиков. В качестве критерия оптимального выбора выступает сравнение напряженного состояния междускважинных целиков с их предельной несущей способностью, при достижении которой целики разрушаются и происходит заклинивание бурового става в скважинах, приводящее к аварийной остановке очистных работ.

1.5 Физико-химические основы и технологические принципы подземного сжигания углей для получения горючих газов и тепловой энергии

Процесс подземной газификации угля (ПГУ) заключается в превращении угля на месте его залегания в горючие газы путем теплового и химического воздействия на угольный пласт. При этом в качестве продуктов получаются газ, смола и фенольные воды. ПГУ как бы заменяет собой два процесса, обычно осуществляемых раздельно: добычу угля и его газификацию. При нагревании без доступа кислорода до температуры 250...900 ^{o}C органическая масса угля начинает интенсивно разлагаться с выделением газов и паров смолы. В зависимости от типа угля и других факторов в газо- и парообразные продукты может быть переведено от 5 до 40% тепловой энергии угля.

После выделения из угля летучих веществ остается коксовый остаток, состоящий в основном из углерода. Посредством химического соединения углерода с кислородом и водяным паром при высоких температурах его переводят в газообразные продукты. Тепловая энергия, выделяющаяся в процессе экзотермических реакций, поддерживает необходимый температурный уровень для протекания процесса газификации, компенсируя расход тепла на эндотермические реакции, испарение влаги, нагрев угля пласта и выделение из него летучих веществ, а также теплопотери, обусловленные процессами теплообмена разрабатываемого угольного пласта с окружающими породами. При ПГУ кислород дутья не прямо реагирует с углеродом коксового остатка, а взаимодействует с горючими летучими веществами, выделившимися из угольного пласта, и с оксидом углерода. С углеродом коксового остатка угольного пласта вступают в

реакции водяной пар и углекислый газ. При ПГУ важное значение имеет химическая реакция конверсии оксидом углерода.

Основное значение при ПГУ имеют гетерогенные химические реакции между углеродом коксового остатка и газообразными окислителями - кислородом дутья, водяным паром и углекислым газом. Важнейшая задача при ПГУ - обеспечение непрерывного контакта дутья с горящим угольным пластом на определенной длине канала газификации подземного газогенератора. Подземным газогенератор представляет собой совокупность устройств и горных выработок, позволяющих осуществить под землей газификацию определенного участка угольного пласта. Каналом газификации называют канал в подземном газогенераторе, по которому движется основная масса дутья и газа и в котором происходят главные процессы газообразования.

В процессе ПГУ газ образуется не только из органической части угля, но также и за счет газообразования и газовыделения из горных пород, непосредственно прилегающих к угольному пласту, а также за счет выделения из угольного пласта содержащихся в нем горючих газов. Количество и состав газов, выделяющихся из горных пород, зависят от содержания в них органических веществ и состава их минеральной массы, а также от глубины прогрева этих пород. Горные породы, содержащие известняк, нагреваясь при газификации угольного пласта, выделяют углекислоту, а содержащаяся в породах органическая масса - источник тех же компонентов газа CO_2, CO, CH_4, H_2O и других, которые получаются при газификации органической части угольного пласта.

Количество и состав горючих газов, выделяющихся из угольного пласта, зависят от его свойств. Бурые угли выделяют в основном углекислый газ, каменные - метан. Процесс ПГУ осуществляется в недрах земли в разных природных условиях, и для его правильной

организации следует учитывать ряд факторов: гидрогеологические условия залегания угольного пласта, свойства пород кровли и почвы, глубину и характер залегания, структуру и свойства угольного пласта. ПГУ можно осуществлять, применяя различные технологические схемы, которые различаются по направлениям движения дутья, газа и огневого забоя (участок угольного пласта, на котором газифицируется уголь или коксовый остаток), а также по ведению газификации в порах угольного пласта или в канале, с предварительным дроблением угля или без него и тому подобное.

Основа всех схем ПГУ - неполное сжигание угля под землей на месте его залегания. Для этого пласт угля должен быть зажжен (создан огневой забой). Затем к огневому забою подводят с поверхности кислород (дутье) по специально созданному каналу, а по другому каналу отсасываются продукты неполного сжигания (горючие газы). Процесс ПГУ можно проводить без предварительного дробления угольного пласта (поточный метод), а угольный пласт можно подготавливать к газификации без применения подземных горных работ (бесшахтный метод). На участке угольного пласта, предназначенном к газификации, создают канал, в который подают с поверхности земли по скважине необходимое количество воздуха (дутья). Угольный пласт на участке канала зажигают. Регулируя подачу дутья, достигают неполного сгорания угля, то есть его газификации. Образующийся газ выводят из канала газификации по скважине на поверхность земли. Теоретические исследования, лабораторные и промышленные эксперименты показали, что область горения угольного пласта, расположенную между рядом нагнетательных и вытяжных скважин можно разделить на следующие составные части - это зольный остаток; объем угольного пласта, реагирующий с кислородом воздуха; зона термической подготовки

угольного пласта. Объем угля, контактирующий с зольным остатком, имеет наибольшую температуру в области горения. Учитывая, что линейный размер этой зоны на несколько порядков меньше расстояния между скважинами будем считать, что область горения состоит из двух полуплоскостей - зольного остатка и термически подготовленного угля, которые разделены линией огневого забоя.

В качестве физической модели процесса подземного сжигания угольного пласта принята модель, в соответствии с которой горение угля определяется интенсивностью двух различных по своей природе процессов: химической реакции кислорода с углем на поверхности огневого забоя, сопровождающейся выделением тепла; конвективно-диффузионным переносом кислорода к огневому забою и отводом газообразных продуктов реакции. Таким образом, в рассматриваемом процессе следует выделить в качестве лимитирующей (сдерживающей) стадии тепломассоперенос в зоне химического реагирования. При определенном сочетании параметров тепломассообмена устанавливается постоянная скорость химической реакции, и горение протекает в устойчивом режиме.

В зависимости от мощности и свойств угольного пласта и вмещающих горных пород, схем подвода дутья и вывода газа, а также расположения канала газификации в пласте и других факторов на единицу длины канала газификации может быть выгазовано различное количество угля. По мере выгазовывания угольного пласта образующееся выгазованное пространство заполняют обрушающимися породами кровли, шлаком и подземными водами. Заполнению выгазованного пространства способствуют также горные породы, способные увеличивать свой объем в процессе газификации пласта. Но при этом возможность подвода дутья к горящему угольному пласту

должна сохраняться для продолжения интенсивного процесса газификации.

Иногда часть дутья, подаваемого в подземный газогенератор, проходит по выгазованному пространству, минуя огневой забой, и частично дожигает газ. то есть снижает его теплотворность. В настоящее время ведутся исследования по разработке способов направленной подачи дутья и закладки выгазованного пространства. Создание экономически приемлемых способов закладки выгазованного пространства при ПГУ имеет в ряде геологических условий важное значение для сохранения земной поверхности и целости буровых скважин, применяющихся при ПГУ. Для увеличения расстояния между дутьевыми и газоотводяшими скважинами, расположенными по падению пласта, а также для равномерности выгазовывания участка пласта процесс газификации можно вести реверсивно, то есть периодически менять направление движения - 6 - дутья и газа.

Для производства газа в заданных объемах подземный газогенератор оборудуют несколькими дутьевыми и газоотводящими каналами и подают в него соответствующее количество дутья. При бесшахтном методе ПГУ угольный пласт вскрывают скважинами, пробуриваемыми с поверхности земли на пласт. В зависимости от геологических условий залегания угольных пластов и их мощности скважины могут быть вертикальными, наклонными или криволинейными, Затем производят бесшахтную сбойку скважин, проходят по угольному пласту каналы газификации или соединительные каналы между скважинами.

При бесшахтном прожиге канала газификации воздухом в одну из скважин подают под давлением воздух. Воздух распространяется по породам и трещинам угольного пласта, и часть его начинает

выходить в другую скважину, отстоящую на некотором расстоянии от дутьевой скважины. Из скважины, через которую выводится дутье, зажигают угольный пласт. Образовавшийся огневой забой распространяется в направлении дутьевой скважины, со временем достигает ее, и происходит соединение скважин каналом, сечение которого во много раз больше природных пор и трещин, так как при движении по ним огневого забоя часть угля была выгазована. Если природные пористость и трещиноватость угольного пласта малы, а вмещающие пласт породы обладают малой газопроницаемостью, применяют такое давление дутья, которое превышает давление горных пород на глубине сбойки. В результате в угольном пласте как бы раздвигаются природные трещины («гидравлический» разрыв угольного пласта) и его газопроницаемость увеличивается.

Скорость сбойки скважин при прожиге канала газификации воздухом зависит главным образом от влажности угля и его газопроницаемости. При электросбойке в скважины, которые необходимо соединить каналом, опускают электроды, по которым в угольный пласт поступает электрический ток. Под влиянием образующегося в канале тепла уголь просыхает, и из него выделяются летучие вещества. В результате между электродами постепенно образуется соединительный канал, заполненный угольным коксом, который обладает большей газопроницаемостью, чем угольный пласт. Газы, получаемые при ПГУ, могут служить для энергетических и технологических целей.

Энергетический газ получали при работе подземных газогенераторов на воздушном дутье. Низшая теплотворная способность такого газа 3360 ... 4200 кДж/м^3. Этот газ вследствие небольшой теплотворности невыгодно транспортировать на значительные расстояния. Его применяли непосредственно на месте

производства или на предприятиях, расположенных вблизи от станции «Подземгаз». Энергетический газ использовали как топливо для паровых и водяных котлов, газовых турбин и газовых двигателей, а также для промышленных печей, не требующих очень высокой температуры. Выгодность производства энергетического газа определяется себестоимостью единицы энергии в нем и теми преимуществами, которые дает применение газа вместо другого вида топлива (повышение мощности агрегата и производительности труда, снижение удельного расхода тепла и тому подобное).

При этом следует отметить, что даже при теплотворности 3000 ... 3200 кДж/м^3 энергетический газ превосходит в теплотехническом отношении любой уголь, так как к.п.д. топок и печей при сжигании газа выше, чем при сжигании угля. Технологический газ получали при работе подземных газогенераторов главным образом на дутье, обогащенном кислородом, или способом периодического чередования работы подземных газогенераторов с подачей в них дутья и без подачи дутья - за счет использования в качестве дутья водяного пара, образующегося при испарении подземных вод.

В зависимости от состава дутья, свойств угольного пласта и режима газификации можно получать технологический газ с различным содержанием оксида углерода, водорода и азота. Содержание компонентов технологического газа (H_2, CO, N_2) изменяется в зависимости от того, перерабатывается ли он в аммиак, спирт, бензин или другие продукты. Окончательную доводку состава технологического газа до заданного достигают путем регулировки процесса ПГУ, а также посредством соответствующей обработки газа на земной поверхности - конверсии CO, отмывки CO_2 и CH_4 и так далее.

Главные преимущества ПГУ по сравнению с другими способами подземной разработки угольных месторождений:

* меньшая трудоемкость процесса получения топлива из угля;

* меньшая стоимость тепловой энергии;

* получение более качественного вида топлива и технологического сырья - газа;

* расширение возможностей использования геологических запасов угля за счет разработки угольных пластов на больших глубинах, а также за счет разработки угольных пластов малой (нерабочей) мощности и пластов, сильно загрязненных золой;

* резкое повышение производительности труда при разработке угольных месторождений и при использовании газа вместо угля;

* легкая автоматизация процессов добычи угля и процессов использования газа.

Чтобы осуществить прямой процесс подземной газификации, в первую очередь были использованы физико-химические свойства целика угля и, главным образом, его естественная газопроницаемость. Это свойство угольных пластов было выявлено при проведении первых опытов по подземной газификации углей. Общеизвестно, что при нагревании целика угля из него удаляется вода, летучие, в результате чего пористость его увеличивается и газопроницаемость резко возрастает. На свойстве газопроницаемости пластов основан ряд предложенных систем огневых работ, базировавшихся на шахтном, бесшахтном и комбинированном способах подготовки угля к газификации.

Бесшахтный способ подготовки получил самостоятельное название «фильтрационного метода». При этой технологической схеме газификация угля осуществлялась в так называемом фильтрационном канале. Простейшим элементом фильтрационного метода является

любая пара скважин, пробуренных с земной поверхности в пласт угля на некотором расстоянии. Пробуренные скважины закрепляются трубами до пласта угля, после чего угольный пласт перебуривается и оставляется без обсадки трубами. Если в оформленную таким образом скважину подавать воздух под давлением, то в силу газопроницаемости пласта через некоторый промежуток времени часть воздуха будет выходить из другой скважины такой же конструкции. По мере насыщения пласта угля воздухом при постоянном давлении устанавливается постоянство расхода воздуха в скважину. Затем одним из известных способов в нагнетательной скважине производится зажигание пласта угля, горение которого затем поддерживается подачей воздуха в эту же скважину.

Продукты горения и газификации с высокой температурой проходят по порам и трещинам в пласте угля, разогревают массив угля, в результате чего производится подсушка, растрескивание (разрыхление) пласта и повышение его газопроницаемости. Расход воздуха, подаваемого в скважину, повышался до определенных пределов, после чего должен был устанавливаться нормальный процесс газификации пласта угля. В Подмосковном бассейне использовались различные системы огневых работ по схеме прямого процесса при фильтрационном методе.

В процессе подземной газификации углей расположение зоны подготовки топлива специфично. В районе, примыкающем к кислородной зоне, подготовка топлива происходит за счет теплоотвода по угольному пласту (излучением и теплопроводностью), распространяющегося на сравнительно малое расстояние в силу малой теплопроводности угольного пласта и ограниченной поверхности реагирования. На остальном протяжении огневого забоя, где теплоотвод по угольному пласту сохраняется за счет конвективного

переноса тепла, область углеподготовки еще меньше, соответственно снижению температуры по длине пути газового потока.

Выделение летучих пропорционально степени термической обработки топлива, а в условиях подземной газификации - степени нагрева поверхности угля по длине огневого забоя. Максимальное выделение летучих имеет место в районе, примыкающем к зоне горения, но притекающие сюда летучие здесь же и сгорают. Выделение летучих уменьшается по направлению движения газового потока, причем там, где оно еще более или менее значительно, выделяющиеся летучие, вынужденные пройти через высоко нагретую поверхность угольного пласта, подвергаются (в части газообразных и жидких углеводородов) термическому разложению. В целом выполненные эксперименты показали, что интенсификация дутья не является однозначным средством повышения теплотворности газа, как это подчас предполагалось.

Этот технологический параметр оказывает влияние на качество газа, но характер зависимости между ними имеет области перегиба, что согласуется с физическими представлениями. Оптимальный расход дутья в нагнетательную скважину выявился при экспериментах на уровне 3 ... 7 тыс.м^3/ч, в зависимости от конкретных условий протекания процесса. Поддерживая интенсивность дутья в оптимальном диапазоне, следует при эксплуатации подземного газогенератора считаться с возможностью некоторых отклонений в ту и в другую сторону в соответствии с запасом угля по каждой скважине и временем, необходимым для сбойки скважин следующего ряда (в целях соблюдения системы эксплуатации). В зависимости от создающихся конкретных условий заполнения выгазованного пространства прямое протекание части дутья через выгазованное пространство к газоотводящей скважине либо постепенно увеличивается и тогда

теплотворность получающегося газа постепенно снижается, либо после некоторого периода мало заметного снижения теплотворности наступает прогрессивно увеличивающийся прорыв дутья через выгазованное пространство с резким ухудшением качества газа.

Очевидно, что расстояние между скважинами в ряду должно быть таково, чтобы ко времени снижения теплотворности газа ниже определенного предела был выгазован весь или почти весь приходящийся на скважину запас угля. Если же расстояние между скважинами больше рационального, то либо должны оставаться невыгазованные полосы угольного пласта между соседними скважинами, либо процесс выгазования должен продолжаться с получением некондиционного газа. В первом случае помимо большой потери угля происходит разрыв сплошности огневого забоя по линии расположения газогенератора, нарушаются условия равномерной посадки кровли, ухудшаются тепловые и аэродинамические условия работы газогенератора и, в результате, ухудшается качество газа.

Во втором случае ухудшение качества газа происходит за счет непосредственного примешивания недоброкачественного газа от одних скважин к теплотворному газу из других скважин. Следовательно, расстояние между скважинами в ряду необходимо сообразовывать с действительными условиями протекания процесса ПГУ на разных участках и по мере надобности корректировать его в ходе эксплуатации с учетом изменяемости горно-геологических условий для обеспечения сплошности выгазования угольного пласта по фронту расположения скважин.

Однако очевидные перспективы при эффективной реализации технологии подземной газификации углей в угольном бассейне, расположенном в Центральном регионе России, послужили основой для возобновления научных исследований и промышленных

экспериментов. По инициативе ректора Московского горного института академика В.В. Ржевского в восьмидесятые годы была предложена технология подземного сжигания угольных пластов для выработки и использования тепловой энергии - технология «Углегаз». Промышленные эксперименты, выполненные на шахте «Киреевская-3» ОАО «Тулауголь», вновь подтвердили эффективность термических способов отработки угольных месторождений Подмосковного бассейна, что с учетом современных достижений науки и техники позволит решить проблемы развития одного из наиболее перспективных направлений геотехнологии - подземной газификации углей.

1.6 Перспективы и основные направления использования гуминовых препаратов из бурых углей

Теоретические исследования и практическое применение гуминовых веществ (ГВ) природного происхождения и производимых на опытно-промышленных установках возрастают с каждым годом. Сырьем для их производства сейчас служат различные малоиспользуемые природные тела - торфа, угли, вермикомпосты, сапраппели и др., - запасы которых достаточны для опытно-промышленного и промышленного производства ГВ в течение сотен лет. Среди разнообразных субстратов, являющихся источником ГВ большой интерес представляют окисленные каменные и особенно бурые угли, т.к. содержат значительные количества особых органических веществ гуминовых кислот (ГК) и поэтому могут служить исходным сырьем для получения ценных углегуминовых препаратов. Многолетними полевыми и лабораторными испытаниями доказано, что наиболее эффективно применение углегуматов в качестве ценных органических удобрений и стимуляторов роста растений в разнообразных почвенно-климатических условиях. Применяемые в небольших количествах они способствуют накоплению в почве

органического вещества, улучшению поступления элементов минерального питания в растения, концентрации углекислоты вокруг корней. Соли одновалентных металлов ГК, поступая в клетку при низких концентрациях, стимулируют всхожесть и энергию прорастания семян, образование и рост корней и подземной массы растений, ускоряют сроки их созревания, положительно влияют на рост и жизнедеятельность почвенных организмов. В настоящее время накоплен большой фактический материал о количественном и качественном повышении урожая различных сельскохозяйственных культур при использовании углегуматов в сочетании с минеральными удобрениями. Помимо этого отмечено, что углегуматы позволяют уменьшить дозы внесения традиционных удобрений, инсектицидов, пестицидов и гербицидов и, обладая высокой физиологической активностью, снижают токсическое действие избыточных доз азотных и других минеральных удобрений, ядохимикатов, тяжелых металлов, радионуклидов. Углегуматы не токсичны, не канцерогенны, не мутагенны, не характеризуются эмбриологической токсичностью, обладают хорошо выраженным пролонгированным действием, их остаточные количества в растениях не обнаруживаются. Препараты используются в очень низких концентрациях, быстро включаются в процесс метаболизма, т. е. являются экологически чистыми. Учитывая, что в производстве углегуматов употребляют дешевый, малопригодный в энергетике уголь, а технология их получения проста, экономична и экологически безопасна, - эффективность их применения не вызывает сомнений. Сырьевым источником гуминовых препаратов могут быть бурые и окисленные в пласте бурые и каменные угли, содержащие в значительных количествах гуминовые вещества. Особое значение для получения углегуматов имеют сильноокисленные угли (так называемые сажистые угли), т.к. они содержат наибольшее количество

извлекаемых ГК, а получаемые из таких углей ГВ имеют повышенную физиологическую активность. Кроме того, сажистые угли являются дешевым, иногда бесплатным сырьем из-за того, что вследствие потери ими при окислении технологических свойств и кондиционной температуры сгорания, они, как правило, не используются, при угледобыче подземным способом такие угли из недр вообще не извлекаются, а при добыче топлива разрезами они представляют собой вскрышу и идут в отвал. Запасы сажистых углей при геологоразведочных работах не подсчитываются и на баланс угледобывающих предприятий не ставятся (Селятцкий, 1988, 1990).

Как известно, к бурым углям относят горючие ископаемые с содержанием углерода 60-75%, водорода 4,5-6,0%, кислорода 29-30%. Бурые угли подразделяются на: а) землистые, содержащие до 85% ГК; б) плотные; в) блестящие, в которых ГК составляют всего 5-10% (Порфирьев, 1987). Бурые угли различаются также по степени зольности и содержанию влаги. В бурых углях присутствуют вещества негуминового характера: жиры, воска, смолы, белки, углеводы, липиды, целлюлоза, гемицеллюлозы, пектиновые вещества и продукты их распада; не разложившиеся растительные остатки отсутствуют (Кухаренко, 1972). Наибольший интерес с практической точки зрения представляют ГК бурых углей. Их выход составляет 17-80% в зависимости от типа угля, стадии углеобразования, степени выветривания и способа экстракции (Наумова, 1993). ГК бурых углей отличаются от почвенных в деталях строения, однако эти отличия не носят принципиальный характер. В целом, они представляют собой смесь высоко молекулярных аморфных кислот, объединенных общим принципом построения. Вопрос об их химическом строении и образовании в природных условиях до настоящего времени остается во

многом спорным, а их предположительные формы носят статистический характер.

По современным представлениям, ГК принадлежат к классу соединений переменного состава и имеют двучленное строение: негидролизуюмую часть из слабо конденсированных бензоидных фрагментов, образующих с участием $-C=C-$ мостиков непрерывную цепь сопряженных двойных связей, и гидролизуемую часть из компонентов типа моно- и полисахаридов, полипептидов, азотистых и кислородных гетероциклов. Важная особенность ГК насыщенность молекул функциональными группами: карбоксильными, фенольными и спиртовыми гидроксилами, хиноидными группировками, метаксилами, амино- и амидогруппами. Реакционную способность ГК обычно связывают с содержанием и составом функциональных групп (Орлов, 1974, 1990, 1993). Строение буроугольных ГК соответствует этой схеме, однако их молекулы отличаются несколько повышенной обуглероженностью и конденсированностью углеводородных цепей (Орлов, Кулаков и др., 1993, Покуль, Парамонова и др., 1993). ГК бурых углей не растворяются в воде, поэтому их извлечение производится растворами щелочей, а образующиеся при этом соли одновалентных металлов - гуматы - являются физиологически активными углегуминовыми препаратами.

При изучении физиологической активности ГВ обычно возникает вопрос: почему малые дозы препаратов ГК и гуматов оказывают мощное стимулирующее действие на развитие растений, хотя практически любые пахотные почвы содержат аналогичные ГК и гуматы в значительно больших количествах, но сходного стимулирующего влияния не проявляют? Предположительно, в почве ГВ находятся в неактивной или малоактивной форме, т. к, активно реагируют с минеральными компонентами, и их активные центры

функциональные группы оказываются связанными, блокированными. Кроме того, почвы, особенно верхних горизонтах подвергаются периодической дегидратации, что ведет к конформационным изменениям молекул ГВ, а учитывая их взаимодействие с минеральными фазами, становится очевидным, что в таком состоянии ГВ теряют реакционную способность. При выделении препаратов ГК освобождаются от минеральных составляющих, функциональные группы «разблокируются», молекулы как бы распрямляются и таким образом получают возможность участвовать в химических и биохимических процессах (Орлов, 1993). По поводу физиологической активности препаратов ГВ существуют различные мнения. Согласно гипотезе Л.А. Христовой, стимулирующее действие ГВ обусловлено их влиянием на энергетический метаболизм клетки, что ведет к активации процессов окислительного и фотосинтетического формирования и усилению белоксинтезирующей системы. Существует мнение, что физиологическая активность ГК связана с парамагнетизмом (Комиссаров и др. 1981). Л.Ф. Бобырь (1984) объясняет ее электронно-донорно-акцепторными свойствами ГК. По данным Г.А. Баталкина и др. (1982), физиологическая активность связана с мембранотропными свойствами ГВ. Flaig (1967) объяснял ее наличием в составе ГК ортохинонов, Пивоваров - особенностями строения ядерной части ГК, Piccolo (1990) содержанием функциональных групп.

Сырьевым источником для производства гуминовых препаратов являются бурые и окисленные при залегании в пласте бурые и каменные угли. Бурые угли отличаются от каменных, находящихся на более высокой стадии углеобразовательного процесса содержанием ГК. Химическая обработка бурых углей при помощи растворителей позволяет разделить на битумы, ГК и остаточный уголь. В зависимости от типа бурого угля выход экстрагируемых веществ и их состав

различны. Землистые бурые угли, находящиеся на низкой стадии углеобразования, отличаются высоким содержанием ГК и битумов. Наиболее углефицированными являются блестящие бурые угли, для которых характерно низкое содержание этих компонентов (Селятицкий, Жданова, 1990).

Бурые угли различаются между собой также по содержанию влаги, которое в значительной мере зависит от содержания ГК и колеблется от 15 до 40%. Выход ГК углей составляет в среднем 40-50% и увеличивается до 70-75% для сильно окисленных сажистых углей (Екатеринина и др., 1989). Буроугольные месторождения расположены по всей территории СНГ, среди них наиболее важными являются Подмосковный, Днепровский, Челябинский, Канско-Ачинский, Ангренский бассейны а также отдельные месторождения Казахстана, Среднего Урала и Дальнего Востока. В основном они принадлежат к третичной и юрской системам, самыми древними являются угли Подмосковного бассейна. Крупнейший из угольных бассейнов Канско-Ачинский, в котором сосредоточено до 70% всех добываемых в стране углей. Оценку бурых углей как сырья для получения гуминовых препаратов производят в первую очередь по выходу ГК. В промышленных условиях технология получения ГВ сводится к однократной экстракции угля щелочным раствором (обычно NaOH), в результате чего образуются растворы гуматов. В настоящее время промышленность выпускает гуматы двух типов - балластные, содержащие до 40% золы угля, и безбалластные. Эти препараты, полученные из глубоко окисленных углей, характеризующиеся низкими теплотехническими свойствами, и используются затем в качестве органоминеральных удобрений, стимуляторов роста растений, углегуминовых реагентов, рекультиваторов отвалов, структурообразователей почв, кормовых добавок и др.

Однако выход «свободных» ГК и экономические показатели (себестоимость сырья и некоторые другие, зависящие от горно-геологических условий) - не единственные факторы, определяющие целесообразность использования углей в качестве сырья для получения ГВ. Большое значение имеют стадия углефикации, зольность, химический состав минеральной части, постоянство состава, наличие активных функциональных групп, микроэлементный состав и т. п. Помимо этого использованию буроугольного сырья должна предшествовать тщательная экологическая экспертиза, т.к. угли могут содержать токсичные химические элементы, радионуклиды, тяжелые металлы, бенз(а)пирен (Лозановская, Луганская, 1991). Сопоставление их содержания в углях и фоновой почве позволяет прогнозировать возрастание их количества после внесения буроугольных гуминовых препаратов.

Таким образом, бурые угли являются ценным сырьем для производства гуминовых препаратов, т.к. в энергетике они используются мало, технология получения ГП проста и экономична, конечные продукты производства обладают уникальными свойствами, позволяющими использовать их в различных сферах деятельности. Однако применению углегуматов должна предшествовать тщательная экономическая, химическая и экологическая экспертиза, которая осложняется большим количеством неясностей в отношении строения и свойств ГВ углей и их физиологической активности.

Нехватка традиционных форм органических удобрений заставляет изыскивать новые источники органических материалов, один из которых - углегуматы. В настоящее время их применяют, в основном, в виде органо-минеральных удобрений, когда в экстрагированные ГВ вводят различные минеральные и органические наполнители для усиления их эффекта, и в виде растворов гуматов с

концентрацией 0,001 -0,01% для предпосевного замачивания и опрыскивания растений. Стимулирующее действие углегуминовых препаратов обусловлено несколькими, возможно одновременно протекающими процессами (Христева 1975, Попов, 1988) [95-96]: гормональное воздействие; улучшение проникновения элементов минерального питания через корни растений в виде гуминово-минеральных соединений; активное участие в окислительно-восстановительных процессах растительной клетки; предварительное ферментативное расщепление с образованием стимулирующих соединений.

Перспективным направлением использования буроугольных ГП является также их применение для очистки почвы, грунтовых вод и атмосферы при загрязнении тяжелыми металлами, токсичными летучими веществами и фенолами. Установлено, что ГП связывают их в нетоксичные, малоподвижные комплексы (хелаты) медь и никель, а при промышленных выбросах S-содержащих соединений и фенолов поглощают их, восстанавливают поврежденные листья вплоть до прекращения листопада в промышленных зонах, нормализуют состояние фотосинтетического аппарата, интенсифицируют азотный, фосфорный, калийный и углеводный обмен (Козюкина, 1983). Таким образом, буроугольные ГП в нормальных условиях стимулируют, а в экстремальных нормализуют рост и развитие растений и положительно воздействуют на различные компоненты экосистем.

Интенсификация сельскохозяйственного производства сопровождается увеличением антропогенной нагрузки на почву, что приводит к ее дегумификации и отрицательно влияет на ее физические свойства. Наблюдается уплотнение почвы, разрушение структуры, ухудшение водно- физических свойств, а в аридных районах - вторичное засоление. Проведенные в нашей стране и за рубежом

исследования показали, что полученные на основе бурых углей ГП способны оказывать существенное мелиорирующее действие на почвы, изначально обладающие плохими водно-физическими свойствами и деградировавшие в результате интенсивного использования. Большой опыт по применению углегуминовых препаратов в качестве мелиорантов орошаемых черноземов накоплен в Ростовском университете (из-за орошения увеличивается глыбистость черноземов, снижается пористость, наблюдаются процессы оглинивания и слитизации пахотного горизонта). В 1990-1991 г.г. были полевые испытания бурого угля Днепровского бассейна и удобрений на его основе с целью изучения их влияния на водно-физические свойства и продуктивность черноземов. Дозы внесения составили для бурого угля (БУ) 0,5-2,0 т/га, для аммонизированного бурого угля (АБУ) 0,25-1,0 т/га, аммонизированного окисленного бурого угля (АОБУ) - 0,125-0,75 т/га.

Оценку бурых углей как сырья для получения гуминовых препаратов производят в первую очередь по выходу ГК. В промышленных условиях технология получения ГВ сводится к однократной экстракции угля щелочным раствором (обычно NaOH), в результате чего образуются растворы гуматов. В настоящее время промышленность выпускает гуматы двух типов - балластные, содержащие до 40% золы угля, и безбалластные. Эти препараты, полученные из глубокоокисленных углей, характеризующиеся низкими теплотехническими свойствами, и используются затем в качестве органе-минеральных удобрений, стимуляторов роста растений, углегуминовых реагентов, рекультиваторов отвалов, структурообразователей почв, кормовых добавок и др. Выход свободных ГК из бурых углей некоторых месторождений показан в табл. .1.1.

Таблица 1.4

Выход свободных ГК из бурых углей некоторых месторождений

№ п/п	Бассейн, месторождение	Выход свободных ГК, %
1.	Днепровский бассейн, Александрийское месторождение	55,2
2.	Канско-Ачинский бассейн, Абанское месторождение	25,2-28,2
3.	Канско-Ачинский юассейн, Хандинское месторождение	17,5
4.	Подмосковный бассейн, шахта Бельковская	42,4

Однако выход свободных ГК и экономические показатели (себестоимость сырья и некоторые другие, зависящие от горно-геологических условий) - не единственные факторы, определяющие целесообразность использования углей в качестве сырья для получения ГВ. Большое значение имеют стадия углефикации, зольность, химический состав минеральной части, постоянство состава, наличие активных функциональных групп, микроэлементный состав и т. п. Помимо этого использованию буроугольного сырья должна предшествовать тщательная экологическая экспертиза, т. к. угли могут содержать токсичные химические элементы, радионуклиды, тяжелые металлы, бенз(α)пирен (Лозановская, Луганская, 1991). Сопоставление их содержания в углях и фоновой почве позволяет прогнозировать возрастание их количества после внесения буроугольных гуминовых препаратов.

Развитие представлений о химической природе и свойствах ГВ вместе с назревшей необходимостью рационального их использования в различных сферах деятельности людей позволяют рассматривать бурый уголь как ценное сырье для производства ГЛ. Технология их получения проста и экологически безопасна, а конечные продукты обладают большим набором ценных качеств. Вне всякого сомнения наиболее эффективно их использование в сельском хозяйстве в качестве стимуляторов роста растении и органо-минеральных удобрений, которые помимо удобрительных свойств обладают протекторными и мелиорирующими способностями.

В последнее время область применения углегуматов расширилась: положительный эффект от их использования отмечен в различных отраслях медицины, животноводства, техники. Широкое использование ГП тормозит отсутствие однозначных представлении о структуре, химических свойствах и природе физиологической активности их действующего начала ГК. Исследования в области химии ГВ будут открывать новые, оригинальные пути применения углегуматов, т.к. несмотря на уже имеющийся опыт, возможности их изучены далеко не полностью.

Выводы по главе 1

1. Анализ ТЭО на закрытие шахт свидетельствует о недостаточной глубине проработки вопросов использования основных фондов ликвидируемых предприятий. В первую очередь это относится к использованию горных выработок и оставленных запасов.

2. Подземное захоронение и обезвреживание отходов производится в виде глубокого захоронения отходов в скважины или в виде захоронения в естественные или искусственные пустоты в горных

выработках на различных глубинах. Значительный опыт захоронения отходов в соляных рудниках или искусственных пустотах в соли накоплен в Германии. Подземное пространство шахт и железных рудников используется в гораздо меньшей степени.

3. Из существующих методов обезвреживания отходов, исключая особо токсичные, наиболее перспективными являются термические методы обезвреживания. В России эти методы составляют только 4%, что намного ниже, чем в наиболее развитых странах мира.

4. Современное состояние вопросов размещения отходов в подземном пространстве горных предприятий определяет задачи исследований, включающие разработку и оценку варианта использования подземного пространства для размещения отходов в закрываемых шахтах на примере Подмосковного бассейна с термическим их обезвреживанием непосредственно в шахте.

5. Обобщение мирового опыта систем разработки угольных пластов короткими забоями и анализ условий их применения в сопоставлении с особенностями Подмосковного бассейна позволяют выделить среди них камерную систему разработки и бурошнековую выемку, отличающиеся простотой реализации и организации работ, малым периодом адаптации в новых условиях и высокими темпами добычных работ.

6. Одним из главных критериев эффективности применения камерной системы являются корректно выбранные размеры выемочных участков в пределах подготовленных к отработке запасов, что существенно влияет на состояние основной кровли, а, значит, и всей вышележащей толщи пород до поверхности. Ширина выемочного участка предопределяет количество и поперечные размеры камер, скважин, междукамерных и междускважинных целиков. При определении оптимальных параметров участка необходимо

предусмотреть размеры междуучастковых целиков. Правильный выбор параметров обеспечивает работоспособность технологических схем, предохраняя выработанное пространство от обрушения пород непосредственной и основной кровли.

7. Выбор параметров отработки ограниченных запасов для условий Подмосковного бассейна на основании накопленного мирового опыта не представляется возможным. Обилие самых разнообразных горно-геологических ситуаций, отличающихся в каждом конкретном случае большим набором влияющих факторов, предполагает к тому же постоянную корректировку этих параметров. Все это предопределяет необходимость использования дополнительных методов расчета.

8. Процесс технологического сжигания угля, осуществляющегося в недрах земли в разных природных условиях, необходимо правильно реализовывать, поэтому следует учитывать следующие факторы: гидро-геологические условия залегания угольного пласта, свойства пород кровли и почвы, глубину и характер залегания, структуру и свойства угольного пласта.

9. Подземное сжигание угля можно осуществлять, применяя различные технологические схемы, которые различаются по направлениям движения дутья, газа и огневого забоя, а также по ведению газификации в порах угольного пласта или в канале, с предварительным дроблением угля или без него и тому подобное.

10. В Подмосковном бассейне использовались различные системы огневых работ по схеме прямого процесса при фильтрационном методе.

11. В качестве физической модели процесса подземного сжигания угольного пласта может быть принята модель, в соответствии с которой горение угля определяется интенсивностью двух различных по своей природе процессов: химической реакции

кислорода с углем на поверхности огневого забоя, сопровождающейся выделением тепла; конвективно-диффузионным переносом кислорода к огневому забою и отводом газообразных продуктов реакции.

12. В процессе подземного горения следует выделить в качестве лимитирующей (сдерживающей) стадии тепломассоперенос в зоне химического реагирования. При определенном сочетании параметров тепломассообмена устанавливается постоянная скорость химической реакции и горение протекает в устойчивом режиме.

13. В состав торфа, почв, углей и сапропелей входят гуминовые вещества. Гуминовые кислоты содержатся в торфах (до 50%), землистых бурых углях (до 60%), а в выветрившихся бурых и каменных углях их количество колеблется от 0 до 100% органической массы.

14. Гуминовые вещества имеют высокомолекулярную природу, включают слабо конденсированные и замещенные ароматические ядра, связанные между собой участками неароматического характера. В состав макромолекул входят различные функциональные группы (фенольные, хиноидные, карбоксильные, спиртовые, простые, сложноэфирные и др.), определяющие склонность гуминовых веществ к ионообменным реакциям.

15. Широкий спектр областей применения гуминовых веществ, свидетельствует о целесообразности исследований бурых углей Подмосковного бассейна, и, прежде всего, определения содержания в них данной группы соединений и изучения особенностей их химического состава.

ГЛАВА II. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ВЫЕМКИ УГЛЯ С УЧЕТОМ РАЗМЕЩЕНИЯ ПУСТЫХ ПОРОД В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ. СЕЛЕКТИВНАЯ ОТРАБОТКА УЧАСТКОВ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ С ОГРАНИЧЕННЫМИ ЗАПАСАМИ

2.1. Общие требования к технологическим схемам

Требования к технологическим схемам ведения очистных и подготовительных работ, позволяющие в наибольшей степени учитывать горно-геологические условия эксплуатации угольных шахт Подмосковного бассейна можно сформулировать следующим образом.

1. Для практической реализации систем разработки короткими очистными забоями необходимо обеспечить рациональную увязку выемочного, транспортного и иного оборудования по всему комплексу горных работ.

2. Использовать в технологических схемах как серийно выпускаемые, так и опытные образцы оборудования с относительно низкими стоимостными характеристиками и перспективой использования местных и региональных производственных и ремонтных баз.

3. Исключить из технологических схем трудоемкие, материалоемкие, многоступенчатые и опасные процессы и операции и параллельно осуществить максимальную унификацию оборудования (многофункциональность).

4. Снизить до минимума, определяемого порогом экономической целесообразности, потери полезного ископаемого.

5. Обеспечить высоких показатели надежности технологических схем в целом и ее структурных элементов.

6. Ориентироваться на относительно простые схемы организации труда с высокими темпами ведения очистных и подготовительных работ.

7. Обеспечить возможность включения в структуры технологических схем процессов размещения различных веществ, с учетом их агрегатного состояния, в выработанном пространстве.

При ранжировании требований в современных условиях доминирующим требованием является обеспечение минимальной ресурсоемкости(без снижения требований безопасности и охраны недр). Это требование позволяет выделить следующие группы технологических схем выемки ограниченных запасов угля в условиях форсированного сокращения производственных мощностей при ограниченных ресурсах, меняющихся требованиях к качеству угля и функциональному диапазону технологий.

1. Технологические схемы выемки угля проходческими комбайнами при камерных системах разработки.

2. Технологические схемы на основе специального оборудования.

3. Технологические схемы бурошнековой выемки.

Технологической основой указанных групп является структурное сочетание средств выемки, вентиляции, транспорта и водоотлива, которое можно легко обеспечить в настоящее время на действующих и строящихся шахтах ООО "Тулауголь".

2.2. Технологические схемы выемки угля проходческими комбайнами при камерной системе разработки

Технология выемки и транспортирования угля на основе проходческого оборудования может быть реализована в широком

диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий и включает следующие рациональные варианты.

Вариант 1. Выемка и транспортирование угля в периодически или не периодически располагаемых камерах протяженностью до 100 м (конкретные параметры системы разработки устанавливаются геомеханическими расчетами) сечением вчерне 5,3-15 кв.м прямоугольной или арочной формы, шириной 2,6-5,05 м. Камеры могут проходиться без крепления с последующим погашением или закладкой сыпучими, пластообразными, габаритными материалами, либо с применением штанговой, индивидуальной, рамной или передвижной крепей.

Количество одновременно отрабатываемых камер на участке, их длина, взаиморасположение очистных забоев, форма камер, размеры междукамерных и участковых целиков, а также размеры и форму участков и параметры охраны камер и управления кровлей определяются по методикам стандартных геомеханических расчетов.

Если технологическая схема предполагает погашение камеры с извлечением крепи, либо последующее размещение габаритных заполнителей (контейнерных систем) целесообразно вместо крепеустановщика включить в комплект оборудования машину универсальную "Штрек". Основным достоинством однокомбайнового варианта технологической схемы является ее соответствие технологическим схемам ведения подготовительных работ на основе штатного оборудования, высокая гибкость, возможность как попутной (при выемке), так и последующей закладки пространства камеры с возможностью включения процессов закладки в структуру самой схемы.

Технологические процессы по выемке и транспортированию горной массы в камере осуществляет звено из 5 человек. Из четырех

шестичасовых смен три рабочие и одна является ремонтно-подготовительной. Для условий контрольного расчета по шахте "Сеченская" ООО "Тулауголь" при мульдообразном залегании пласта на участке списания запасов была принята система разработки с периодическим расположением камер и следующими параметрами: ширина камеры 4,5 м; ширина междукамерного целика 4,0 м; ширина участкового целика 9,0 м; прочность сечения камеры арочной формы без подрывки пород кровли 8,5 кв.м; ширина выемочного участка 21,5 м; ширина выемочного поля 560 м; длина камер 80 м.

При геомеханическом обосновании системы разработки предполагалось наличие трех одновременно вынимаемых камер на выемочном участке. При этом была выявлена возможность обхода (и перехода) многочисленных геологических нарушений, наличие которых на участке было установлено геологической и сейсмической разведкой. Транспортирование угля в пределах выемочного поля осуществляется как конвейером типа 1ЛТ-80, так с помощью и локомотивной откатки (более целесообразной при селективной выемке).

Вариант 2. При этом варианте осуществляется отработка периодически камер шириной 2,6-8 м прямоугольного сечения двумя комбайнами типа ГПКС с транспортированием угля самоходными вагонетками ВС-15. Выемка угля может осуществляться по следующим схемам.

1. Камера отрабатывается одновременно двумя комбайнами с отставанием одного от другого на 7-12 м. Первый комбайн прямым ходом первый проходит камеру шириной до 4 м, второй расширяет ее до 7-8 м. По достижении проектной длины камеры начинается отработка обратным ходом соседней камеры тем же комплектом оборудования одновременно с погашением отработанной камеры и повторным использованием средств крепления.

2. Камера отрабатывается двумя комбайнами аналогично предыдущей схеме, но с параллельным погашением расширенной части камеры, что позволяет поддерживать выработанное пространство камеры шириной до 4 м при ширине забоя до 8 м.

3. Камера шириной до 4 м отрабатывается одним комбайном; после достижения проектной длины и перевода первого комбайна в соседнюю камеру (отрабатывается обратном ходом) первая камера расширяется вторым комбайном и одновременно погашается прямым ходом.

Крепление камер осуществляется специальной крепью быстроразборной конструкции и затяжкой из стальных или пластиковых материалов.

Вариантные расчеты технико-экономических показателей компоновочных схем продемонстрировали возможность достижения нагрузки на камеру до 400 т/сутки при 8 циклах в смену и темпах проведения камеры до 24 м/сутки. Минимальные потери в ленточных междукамерных целиках оцениваются в 50 %.

2.3. Технологические схемы на основе специального оборудования

Селективная выемка запасов со сложными условиями залегания на участках неправильной формы, в том числе, при доработке запасов, выборочной выемке, отработке целиков различной конфигурации может осуществляться на базе оборудования, не применяемого ранее в Подмосковном бассейне или не рассматриваемого в качестве основного. Не являясь конкурентоспособным по сравнению с традиционными, специальные средства выемки и транспорта могут

применяться в гораздо большем диапазоне условий, в котором обычные технологии неприемлемы в принципе.

Для селективной выемке пластов со сложной структурой перспективной является флангово-фронтальная и короткозабойная фронтальная технология с применением машины фронтально-избирательного действия ВМФ-2.

Машина имеет телескопическую стрелу с дисковым рабочим органом, снижающим динамические удары. Применение самоходной платформы в конструкции машины весьма перспективно для создания выемочного механизма в рамках короткозабойной технологии.

Технологические схемы выемки угля на базе машины ВМФ-2 адаптируются для работы как с гидрофицированными, так и с индивидуальными крепями, искусственными целиками или вакуумными блоками. Кроме того, технология может быть единственно приемлемой при выемке в зоне отжима угля на участках с карстовыми и дизъюнктивными нарушениями, а также при сложной гипсометриии пласта.

В качестве технической базы эффективной короткозабойной технологии может рассматриваться скреперо-струговая выемка угля, обширный опыт эксплуатации которой накоплен в странах Западной Европы и на шахтах Украины. Применение в очистном забое предельно простого в конструктивном исполнении оборудования, обеспечивающего механизацию отбойки и доставки угля без наличия в очистной выработке конвейера позволяет достигнуть высокой надежности технологической схемы без постоянного присутствия людей. Периодический выход скреперострогов в подготовительные выработки создает благоприятные условия для контроля за их техническим состоянием.

Управление кровлей и охрана призабойного пространства осуществляются с применением спецкрепей, блоков, искусственных целиков или закладочных конструкций, оставляемых в выработанном пространстве или применяемых вслед за подвиганием очистного забоя.

С учетом требований в технологических схемах скреперо-струговой выемки целесообразно использование крепей, оставляемых в выработанном пространстве, имеющих низкую стоимость изготовления и обладающих предельной конструктивной простотой. Подобными качествами обладают клиновые комплектные крепи и крепи из вакуумных блоков. Геомеханически обоснованный паспорт установки крепей должен обеспечиваться крепеустановщиками также предельно простой конструкции.

Технология отработки короткими столбами с управлением кровлей удержанием на целиках реализуется на базе комплекса конструкции ДонУГИ, включающего буровое оборудование и раздвижной скреперо-струг.

2.4. Технологические схемы бурошнековой выемки угля

Бурошнековая технология является промышленно освоенным способом выемки угля и в наибольшей степени соответствует комплексу современных требований к технологиям угледобычи. Прежде всего, данная технология относится к категории "безлюдных", т.е. не требующих присутствия (даже эпизодического) в опасных местах. По своей структуре технология достаточно проста и, в то же время, обладает весьма значительной гибкостью в плане адаптации к изменению горно-геологических и горнотехнических условий. Особенно следует выделить такие возможности технологии, как способность отрабатывать выемочные поля неправильной формы, пласты сложной структуры, вести выборочную, селективную выемку по

мощности и по простиранию. Для условий Подмосковного бассейна весьма важным является отсутствие ограничений по устойчивости кровли и почвы, возможность погашения целиков угля, отсутствие процессов крепления, водоотлива и (частично) проветривания выемочных скважин.

Бурошнековая технология может быть принята как базовая для разработки универсальных совмещенных технологических схем очистных и подготовительных работ на пологих пластах тонких и средней мощности в составе проходческих и буро-закладочных комплексов для выборочной и селективной отработки месторождений, аналогичных месторождениям Мосбасса.

Бурошнековая выемка и отработка целиков угля в США, Германии, Англии, Франции осуществлялась с достаточно высокими технико-экономическими показателями: производительность установки 120-150 т/смену при производительности труда рабочего очистного забоя 60-65 т/вых., рабочего по участку 30-40 т/вых., коэффициент извлечения 0.4-0.6. В СССР работы по бурошнековой технологии (в т.ч. и на шахтах Мосбасса) были начаты в 1960 г. Опыт применения отечественных бурошнековых установок БУГ-3 и БУГ-3М показал их высокую эффективность при отработке тонких пластов с углами падения до 15 град. в сложных горно-геологических условиях. При этом бурошнековая технология признается конкурентоспособной даже по сравнению с механизированными комплексами.

Прогрессивными технологическими схемами при применении базовых бурошнековых машин предусматривается одно или двухскважинная выемка угля с управлением кровлей удержанием на целиках шириной около 0,2 м. Подготовка шахтного поля панельная с делением на ярусы или магистральными штреками. Размеры

двухсторонних панелей 1600-1800 м х 800-900 м. Выемочные участки подготавливаются штреками трапециевидной или арочной формы сечением не менее 7,5 кв.м в свету. При этом весьма важной является проблема изменения стандартных конструкций крепей выемочных штреков, решение которой позволит сократить время на извлечение и восстановление крепи на участке выемки и, соответственно, увеличить производительность установки и снизить трудоемкость работ.

Основными направлениями адаптации технологии бурошнековой выемки к условиям Подмосковного бассейна являются:

включение в технологические схемы процессов бурения опережающих (направляющих) скважин;

разработку конструкций исполнительных органов с регулируемым переменным диаметром (например, диафрагменного типа);

введение в конструкцию исполнительных органов жестких невращающихся элементов и датчиков контроля положения конструкции в пласте, а также устройств для погашения межскважинных целиков;

геомеханическое обоснование параметров охраны скважин, выемочных участков, а также формы, размеров, расположения в пространстве отрабатываемой части пласта;

разработку технологических схем, позволяющих сократить объемы подготовительных работ и осуществлять совмещенные во времени с выемкой процессы проведения выемочных выработок и процессы размещения сыпучих или пульпообразующих компонентов в выработанное пространство специальными установками или с использованием шнекового става.

При применении бурошнековых установок типовой технологический цикл включает следующие операции: подачу буровых

коронок и шнекового става на забой, отбойку и транспортирование угля, наращивание шнекового става, расштыбовку скважин, извлечение и демонтаж шнекового става, концевые операции, передвижку установки, подготовку места забуривания, ориентирование установки, монтажные операции со средствами участкового транспорта.

На надежность принципиальной технологической схемы в наибольшей степени влияет состояние механизмов подачи, вращения, маневрирования исполнительным органом, закладка.

В качестве базовой для применения на шахтах Подмосковного бассейна предлагается технологическая схема с групповым расположением бурошнековых установок (четное число) без разделения выемочного участка на части в составе буро-закладочного комплекса или закладочно-проходческого комплекса. При этом установки передвигаются одна за другой на расстоянии 50-70 м (уточняется геомеханическими расчетами) и выбуривают массив в одну сторону от выработки каждая.

Основными преимуществами такой схемы является следующее:

1. Отсутствие необходимости барьерного целика на границе отрабатываемых частей выемочного участка;

2. Сокращение длительности технологического цикла примерно на 13%;

3. Высокая степень адаптивности схемы, позволяющая на ее основе вести буровые, закладочные работы и работы по проведению выемочного штрека в индивидуальном и совмещенном вариантах.

Использование схемы в составе бурозакладочного комплекса предполагает размещение в отработанных скважинах пустой породы крупностью до 80 мм, получаемой при проведении выемочной выработки или из других выработок либо источников. Закладка скважин может производиться сжатым воздухом по закладочному

трубопроводу либо гидравлическим способом. При этом технология бурения и конструкция исполнительного органа должны обеспечивать (при совмещении процессов извлечения шнеков и закладочных работ) пространство для размещения закладочного трубопровода. Возможен вариант закладки скважин самой буровой установкой, для чего необходимо совершенствование конструкции буровой коронки. Дальнейшую детализацию технологических схем бурошнековой выемки в направлении рационализации рабочих процессов необходимо осуществлять с учетом обоснования параметров закладки.

Опытные испытания показали, что возможность достижения высокой плотности закладочного массива с коэффициентом закладки до 0.8, следствием чего может явиться исключение потерь в межскважинных и междуучастковых целиках. Однако использование технологических схем с горизонтальным расположением скважин для угольных пластов Подмосковного бассейна при максимальном диаметре рабочего органа 750 мм предполагает значительные потери по мощности пластов (до 70%). Эта особенность оптимальным образом учтена в конструкции буро-закладочной машины (разработка НИТЕП г. Тула). Вертикальное расположение основной и коммуникационной скважин позволяет увеличить ее высоту до 1.13-1.24 м, что, в свою очередь, позволяет снизить потери по мощности на 20-30%. Контрольно-управляющее оборудование позволяет регулировать силовые характеристики в районе рабочего органа, достигая при этом удовлетворительного состояния скважин при их значительной длине.

Бурошнековую установку обслуживает звено рабочих численностью не менее пяти человек: машинист установки, помощник, двое рабочих, выполняющих операции по подготовке рабочего места, наращиванию (укорачиванию) скребкового конвейера, маневрированию и погрузке угля.

На точке выбуривания рабочие подводят под верхняки шести соседних арок металлическую балку длиной 4,5 м из профиля СВП-19 и соединяют ее с верхняками при помощи специально изготовленных для этой цели хомутов. Затем удаляют затяжки и обирают породу в трех межрамных просветах от почвы выработки до замковых соединений, чтобы предотвратить обрушение пород кровли после снятия стоек. Затем снимают замки и удаляют две стойки крепи.

Далее защищают выработку на точке бурения и готовят БШУ к переводу на новую скважину. В устье предыдущей скважины из породы и глины при необходимости выкладывается изолирующая перемычка шириной 1,2 м, после чего межрамное пространство затягивается материалами при подготовке новой скважины.

После подготовки БШУ к работе ее необходимо сориентировать по отношению к вынимаемому пласту. Ориентируют БШУ по мощности пласта при помощи подъемных домкратов; затем ориентируют машину параллельно предыдущему положению при помощи ходовой части и распорных домкратов. Далее БШУ фиксируется.

Перед началом выбуривания угля необходимо установить рукоятку переключателя скоростей приводного вала в рабочее положение, нажать кнопку "сигнал", затем "Бурение".

Забуривание производится при скорости вращения шпинделей 45 об/мин и малой скорости подачи (до 0,5 м/мин). Затем снимается приспособление для забуривания и ведется дальнейшее бурение скважины. В процессе бурения машинист ведет наблюдение за работой БШУ, осуществляет управление и принимает участие в выполнении операций по наращиванию шнековых буров.

Режим бурения (скорость вращения шнеков и скорость подачи) выбираются машинистом в зависимости от конкретных условий. После

забуривания очередной пары шнеков необходимо остановить шнековый бур в таком положении, чтобы проушины в шнеках для транспортировки находились в верхнем положении. Затем редуктор перемещается в крайнее положение для приемки очередной пары шнеков. Одновременно с этим помощник машиниста доставляет к месту наращивания очередную пару шнеков. Подачу на забой необходимо включать только при вращающихся шнековых бурах. Отключать электродвигатель режущей части разрешается только после установления нулевой скорости подачи. После забуривания последней пары шнеков для лучшей очистки скважины необходимо в течение 2-3 мин провернуть шнековые буры без подачи.

При достижении проектной глубины скважины машинист реверсированием редуктора бурения возвращает шпиндель в исходное положение и выключает установку. Затем совместно с помощником отсоединяет шнеки от шпинделя и шнекового става, а далее помощник транспортирует шнеки к месту складирования. Оператор включением установки подает шпиндели к колоннам шнеков, реверсированием установки извлекает из скважины следующие шнеки, и процесс повторяется до извлечения всех шнеков.

После извлечения шнеков машинист и помощник снимают и складывают распор с домкратов. Затем машинист включает ходовую часть, передвигает установку на новое место и устанавливает ее в необходимое положение.

После извлечения шнеков и передвижки БШУ на новое место рабочие восстанавливают удаленные стойки крепи, соединяют их хомутами с верхняками и снимают поддерживающую балку.

Шнеки для выбуривания угля должны складироваться в специально отведенном месте на почве штрека впереди БШУ. Транспортирование шнеков от места складирования к БШУ при

выбуривании угля и от БШУ к месту складирования при извлечении шнеков производится тельфером из комплекса оборудования БШУ. Монорельс тельфера переносится по мере подвигания фронта работ.

2.5 Геомеханическое обоснование технологических схем

Камерные системы разработки. Как известно в общем случае наибольший эффект по обеспечению естественного состояния природного ландшафта при ведении подземных горных работ может быть достигнут только при сохранении целостности толщи пород в кровле угольного пласта. Наиболее приемлемым в таких условиях является применение для отработки угольных пластов систем разработки короткими забоями, в частности, камерных систем и короткими забоями скважинами (бурошнековая выемка). Такой вывод был получен в результате исследований процесса сдвижения земной поверхности и оценки устойчивости основной кровли, представленной, как правило, прочными известняками и плотными глинами, склонными к зависанию над выработанным пространством. Эти исследования позволили установить такие размеры предельных пролетов основной кровли, при которых оседания поверхности достигают безопасных величин. С другой стороны, по величине предельного пролета было предложено определять ориентировочную ширину выемочного участка, включающего в каждом конкретном случае короткие забоя, целики между ними и часть междуучастковых целиков. Для определения рациональных размеров этих горнотехнических объектов были проведены дополнительные исследования.

Исследования проводились с использованием пакета прикладных программ "STEMMA" на основе численного моделирования на ЭВМ различных геотехнических ситуаций. Часть

таких исследований по определению влияния жесткости непосредственной кровли на изменение нагрузки на междукамерные целики при трех типовых схемах отработки была проведена ранее.

Исследовано совместное влияние размеров камер, междукамерных и междуучастковых целиков. Критерием оптимизации при выборе этих параметров являлось напряженное состояние междукамерного целика. При этом определение нагрузки на целик производилось с учетом совместного режима работы основной и непосредственной кровель, представленных разными слоями пород, целиков угля и очистных выработок в пределах моделируемого участка шахтного поля. В общем случае на ЭВМ моделировалась наиболее просто реализуемая на практике типовая схема, при которой выемка угля в пределах участка осуществляется парными камерами.

Пролет камеры изменялся в пределах от 2.5 до 5 м (шаг 0.5 м), что соответствует габаритам проходческих комбайнов типа ПК-3Р и ГПКС без дополнительных маневровых операций (т.е. при отбойке угля с одной установки). Для каждого конкретного пролета размер междукамерного целика (Lк.ц.) принимался, исходя из отношения его ширины к пролету, равном 0.2; 0.4; 0.6; 0.8 и 1. Ширина междуучасткового целика ($L_{у.ц}$) изменялась от величины, соответствующей минимальной в данной ситуации величине междукамерного целика, до 32 м, где кривые нагрузки во всех случаях полностью стабилизировались. Мощность пласта угля была принята равной 2 м, а модуль упругости 840000 кПа. Основная кровля представлена пластом известняка с изгибной жесткостью 4,57 кПа·м^4, непосредственная глиной с жесткостью слоя 106 кПа·м^4. Такой набор пород соответствует тяжелой кровле по классификации, принятой для Подмосковного бассейна. Влияние слоя известняка и выше лежащей

породной толщи моделировалось распределенной нагрузкой q, а пригрузка от слоя глин реализовывалась через ее объемный вес.

Для реализации такой геотехнической ситуации на ЭВМ была предварительно разработана общая расчетная схема, которая в каждом конкретном случае (в зависимости от исходных данных размеров объектов моделирования) имитировалась соответствующими параметрами: числом связей между стержнями-слоями. Общим для всех случаев является наличие на схеме только трех объектов разработки: одной камеры и двух половин целиков. Возможность такого подхода обеспечена симметрией схем отработки как относительно центральной оси, проведенной через междукамерный целик, так и относительно оси, проведенной через междуучастковый целик.

Вычислительный эксперимент для схемы, соответствующей отработке камерами с пролетом $L_{к.} = 5$ м, шириной целика между ними $L_{к.ц.} = 5$ м и шириной междуучасткового целика $L_{у.ц.} = 24$ м, показал, что ширина выемочного участка при этом равна $L_{к.} + L_{к.ц.} + L_{у.ц.} = 39$ м. В процессе моделирования было проведено около 180 типовых расчетов на ЭВМ, по результатам которых были построены графические зависимости изменения средней нагрузки на междукамерные целики угля от величины междуучасткового целика при варьировании пролетов камер и различных размерах опорных целиков между ними.

Графическая интерпретация результатов моделирования показывает общую для всех вариантов тенденцию изменения средней нагрузки при увеличении размеров междуучастковых целиков. При этом минимум нагрузки приходится на диапазон изменения ширины междуучасткового целика от 8 до 16 м. Кроме того, данные зависимости показывают существенное снижение как разброса, так и самой величины нагрузок при снижении размеров камер, что обуславливает выбор схем отработки участков шахтных полей с

меньшими размерами камер в условиях тяжелых кровель, так как оставляемые междукамерные целики воспринимают меньшую нагрузку. Так, при пяти метровом пролете камер диапазон изменения нагрузки после ее стабилизации находится в пределах от 1,9gH до 5,2gH, а при ширине камеры 2,5 м от 1,6gH до 2,1gH, где g - ускорение свободного падения, м/с; H - глубина залегания разрабатываемого угольного пласта, м.

Таким образом, полученные зависимости позволяют определить усредненную нагрузку на междукамерные целики для условий тяжелых кровель, что дает возможность выбрать оптимальные параметры камерной системы разработки в пределах выемочного участка.

Бурошнековая выемка. Если для выбора параметров камерной системы разработки весьма важным является установление нагрузок на междукамерные целики с целью расчета их устойчивости, то на выбор параметров бурошнековой выемки существенной влияние оказывает корректное определение размеров междускважинных целиков для обеспечения процесса выбуривания угля из скважин при исключении возможности сдавливания шнекового става.

Таким образом, сохранение целостности скважин в процессе их эксплуатации полностью зависит от устойчивости междускважинных целиков. Проведение многовариантных расчетов на ЭВМ ставило своей целью определение нагрузок на междускважинные целики угля при изменении технологических схем выемки. В частности, к моделированию были приняты схемы, при которых диаметр скважин изменялся от 0,5 до 1,2 м при постоянной величине междускважинного целика, равной 0,2 м. Кроме того, исследовалось изменение нагрузки также при применении парных и строенных скважин. Все расчеты проводились для условий тяжелых кровель. При этом в кровле

выработанного пространства предполагалось сохранение защитной пачки угля размером от 0,1 до 0,3 м.

Результаты вычислительных экспериментов свидетельствуют о том, что существенные изменения нагрузки на междускважинные целики связаны с увеличением общего числа скважин, причем, чем больше их количество, тем круче кривая изменения нагрузки. Так, например, при 16-и скважинах средняя нагрузка практически независимо от величины междуучасткового целика увеличивается более, чем в 3 раза при возрастании общего размера скважин от диаметра, равного 0,5 м, до суммарного диаметра трех скважин, равного 1,9 м. Результаты расчетов также показали, что изменение мощности подкровельной пачки угля незначительно влияет на итоговую нагрузку (не более 3-5%).

Кроме того, были проведены исследования изменения нагрузки при следующих параметрах бурошнековой выемки: диаметр скважины 0,75 м, ширина междускважинного целика 0,45 м при суммарной высоте выработанного пространства 1,2 м, что характеризует вертикальное расположение основной и вспомогательной скважин. Здесь также в пределах выемочного участка было принято 2, 4, 8 и 16 скважин. Полученные нагрузки для данной схемы существенно ниже, но при этом увеличение числа скважин до 16 приводит почти к максимальному значению нагрузок для данной технологической схемы.

Необходимо отметить, что, выбрав количество скважин и определившись с размерами междускважинного целика можно ориентировочно рассчитать потери угля в пределах выемочного участка. Так, например, без учета оставляемого угля в подкровельной пачке при 8-и скважинах и 4-х метровом междуучастковом целике потери составят около 54 %, а при 12-и скважинах уже около 50 %. Нагрузка же на целики изменится от 2,17gH до 2,32gH.

Выводы по главе 2

1. При ранжировании геотехнологических требований в современных условиях доминирующим требованием является обеспечение минимальной ресурсоемкости (без снижения уровня промышленной и экологической безопасности).

2. Миниминизация ресурсоемкости позволяет выделить группы технологических схем выемки ограниченных запасов угля в условиях форсированного сокращения производственных мощностей при ограниченных ресурсах, меняющихся требованиях к качеству угля и функциональному диапазону технологий.

3. Технология выемки и транспортирования угля на основе проходческого оборудования может быть реализована в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий Подмосковного бассейна и для этих условий разработаны различные рациональные варианты.

4. Для селективной выемке пластов со сложной структурой перспективной является флангово-фронтальная и короткозабойная фронтальная технология, например, с применением машины фронтально-избира-тельного действия, которая имеет телескопическую стрелу с дисковым рабочим органом, снижающим динамические удары. Применение самоходной платформы в конструкции машины весьма перспективно для создания выемочного механизма в рамках короткозабойной технологии.

5. Бурошнековая технология может быть принята как базовая для разработки универсальных совмещенных технологических схем очистных и подготовительных работ на пологих пластах тонких и средней мощности в составе проходческих и буро-закладочных

комплексов для выборочной и селективной отработки угольных месторождений Подмосковного бассейна.

ГЛАВА III. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СЖИГАНИЯ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ С УГЛЕМ В ПОДЗЕМНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ОТРАБОТАННЫХ ШАХТ

3.1. Геотехнологические положения сжигания ТБО совместно с углем в подземном пространстве отработанных шахт

Сущность варианта заключается в размещении затаренных ТБО в камерах, создаваемых в технологических целиках у парных выработок, и сжигании их совместно с междукамерными целиками в направлении от наиболее удаленной камеры к стволам.

Вариант наиболее приемлем при малом объеме горных выработок на момент ликвидации шахты.

После закрытия шахты проходятся камеры в технологических целиках у парных выработок, объединяемые в блоки сжигания. Одновременно на блок бурятся продуктивные и вентиляционные скважины, по которым тягодутьевым оборудованием типа дымососов будут выдаваться продукты подземного сжигания ТБО и угля. После подготовки очередного блока начинают прием ТБО на поверхности, их захоронение и спуск по стволу. Затаренные отходы после обезвоживания конвейерами доставляются до камер, разгружаются и закладываются в камеры, а после их заполнения – в примыкающие к ним участки горных выработок. После розжига начинается процесс подземного сжигания ТБО и междукамерных целиков в пределах блока. Свежая струя подается за счет разрежения по одной из скважин к очагу горения, исходящая струя выдается по продуктивной скважине с установленным по ней тягодутьевым оборудованием. Здесь же устанавливается передвижной теплоэнергетический комплекс для утилизации тепловой энергии.

Во время сжигания очередного блока готовится соседний блок, отделенный от первого камерой, не заполненной ТБО, или другими изоляторами. По мере сжигания ТБО и угля в пределах блока процесс повторяется.

Технология бурения скважин, проходки камер, затаривания отходов и ряда других процессов хорошо известна известна и поэтому в данной работе не рассматривается.

Важнейшим процессом является сжигание ТБО совместно с углем, параметры которого определяют, по сути, параметры прочих шахтных процессов и организацию работ.

Поэтому определению параметров процесса горения ТБО и угля в подземном пространстве шахты в работе уделяется основное внимание.

3.2. Геотехнологические принципы подземного сжигания ТБО

Геотехнологические параметры определяются для схемы, при которой производится совместное сжигание отходов, размещенных в камерах (дополнительных полостях), и угля в междукамерных целиках.

Ширину каждой из сооружаемых камер принимаем равной 4 м, а длина определяется размерами угольных целиков по линии расположения камер и составляет до 50 м.

При таком способе фронт горения угля и ТБО наиболее рационально ориентировать перпендикулярно длинной оси камер и межкамерных угольных целиков шириной 4 м. Такая ориентировка фронта горения гарантирует относительно стабильные поперечные размеры канала горения по всей его длине, а также наиболее полное выгорание угля и ТБО. В последнем случае достигается наиболее

полная экологическая безопасность остатков ТБО, получаемых в результате их сжигания в смеси с бурым углем. В качестве базового объекта исследований была использована шахта «Смирновская» ОАО «Тулауголь».

Бурый уголь шахты «Смирновская» является типичным для бурых углей Подмосковного угольного бассейна. Марка угля - Б2, состав угля на рабочую массу ~ W_t=33%, A =23,5%, S -2,9%, C = 29,1%, H = 2,2%, N =0,6%, 0 = 8,7%, низшая теплота сгорания угля на рабочую массу Q = 10500 кДж/кг [49]. Согласно [50], средняя теплота сгорания ТБО на рабочую массу составляет Q_i = 6300 кДж/кг.

Состав ТБО на рабочую массу вариабелен, поэтому их влажность, которая является одной из важнейших характеристик топлива при теплотехнических расчетах, примем равной влажности на рабочую массу угля, т.е. $W_{ТБО} = W_t$ = 33%.

Вероятность того, что $W_{ТБО}$ будут равны W_t, угля довольно большая, т.к. до процесса сжигания ТБО могут находиться в камерах довольно длительное время (порядка 1 года) и между ними и углем в межкамерных целиках установится, весьма вероятно, равновесное состояние как по температуре, так и по влажности.

Для теплотехнической оценки процесса сжигания смеси бурого угля и ТБО необходима низшая теплота сгорания этой смеси на рабочую массу. она определяется как:

$$Q_i = m'(Q_i)' + (1 - m') (Q_i)'' \quad (3.1)$$

где m' - массовая доля одного из топлив, в нашем случае угля.

Величину m' определим следующим образом.

Учитывая определение массовой доли компонента в смеси, имеем

$$m' = M' /(M' + M''), \quad (3.2)$$

где М' и М" - масса угля и ТБО в 1 п.м. соответственно межкамерного угольного целика и камеры.

Величины М' и М" определяются следующим образом:

$$M' = \rho_у a\, m\,, \qquad (3.3)$$

$$M'' = \rho_{ТБО} K_з\, am, \qquad (3.4)$$

где $\rho_у$ и $\rho_{ТБО}$ - объемная и насыпная масса соответственно угля и ТБО, $\rho_у$ = 1300 кг/м^3, $\rho_{ТБО}$ = 1000 кг/м^3; $K_з$ - коэффициент заполнения объема камеры ТБО, $K_з$~0,8; а - ширина камеры и межкамерного целика, а= 4 м; m - мощность угольного пласта, m = 2.м.

Подставив исходные данные в формулу (3.2), получим, что m'=0,62. Следовательно, величина Q_i будет рассчитываться как Q_i= =0,62·10500 +0,39·6300 = 8900 кДж/кг. Учитывая величину m', можно определить плотность смеси «уголь-ТБО» $\rho_{см}$, которая применительно к условиям ш. «Смирновская» равна 1186 кг/м^3.

Для обеспечения полного захоронения ТБО в зависимости от обслуживания того или иного количества промышленных предприятий и коммунальных служб необходимо размешать в подземном пространстве шахты и в последующем сжигать от 10585 до 36500 т ТБО в год. Принимая во внимание, что на 1 кг ТБО при рассматриваемой схеме их размещения в угольном целике приходится 1,625 кг угля (М'/'М" = $\rho_у/\rho_{ТБО}\cdot K_з$= =1300/800 = 1,625) , получаем, что при сжигании 10585 т ТБО в год, необходимо будет одновременно сжечь 17200 т угля, а при сжигании 36500 т ТБО в год - 59312 т угля в год. Таким образом, за 1 год будет сжигаться от 27785 до 95812 т смеси угля и ТБО.

Для размещения 10585 и 36500 т ТБО в год необходимо обеспечить создание соответственно объема камер от 1650 до 5700 м^3/год. камер. Для их образования необходимо обеспечить выемку угля в количестве соответственно равном от 17160 до 59280 т/год.

3.3. Анализ материального и теплового баланса процессасжигания смеси бурого угля и ТБО

Анализ сделан применительно к процессу получения продуктов полного сгорания. К такому процессу необходимо стремиться при сжигании смеси угля и ТБО, так как он является наиболее эффективным и экологически более чистым в связи с тем, что при сжигании смеси угля и ТБО на шахте «Смирновская» подачу воздуха планируется осуществлять либо в режиме чистого отсоса с одновременным нагнетанием воздуха под небольшим давлением (не более 5 кПа). При анализе статей материального баланса подсосы и утечки воздуха в аэродинамическую сеть в подземного участка сжигания не учитывались ввиду их незначительности.

Теоретически объем сухого воздуха для обеспечения полного сжигания 1 кг рабочей массы этой смеси определим по формуле, предложенной Д.И. Менделеевым $V^o_{с.в.} = 2{,}65 \cdot 10^{-4} \cdot Q_i = 2{,}65 \cdot 10^{-4} \cdot 8900 =$ 2,36 нм^3/кг смеси. Здесь и в дальнейшем объем и объемные расходы различных газов, имеющие размерности нм^3, отнесены к нормальным физическим условиям, т.е. к T_o=273,15 К и P_o= 101325 Па. Объем реального атмосферного воздуха для полного сжигания 1 кг рабочей массы рассматриваемой смеси будет: $V^o_в = V^o_{с.в.}(1 + 1{,}243 \cdot d_в) = 2{,}36 \cdot (1 +$ $1{,}243 \cdot 12{,}928 \cdot 10^{-3}) = 2{,}4$ нм^3/кг смеси, где $d_в$ - абсолютное влагосодержание атмосферного воздуха, для нормативных расчетов в теплотехнике рекомендовано принимать $d_в = 12{,}928 \cdot 10^{-3}$ кг паров воды/нм^3 сухого воздуха.

Принимая во внимание, что при полном сжигании рабочей массы твердого топлива между $V^o_{с.в.}$ и $V^o_{с.г.}$, где $V^o_{с.г.}$- теоретический объем продуктов полного сгорания 1 кг рабочей массы топлива, нм^3/кг,

существует взаимосвязь $V^o_{с.г.} \approx 0{,}28 \cdot V^o_{с.в.} = 0{,}98 \cdot 2{,}36 = 2{,}31$ нм^3/кг смеси, величину теоретического объема влажных продуктов полного сгорания определим как $V^o_г = V^o_{с.г.} + 0{,}01243 W_t + 1{,}243 \cdot q_в$, где $q_в$ - удельный внешний водоприток в зону горения, т.е. масса воды, приходящаяся на 1 кг рабочей массы сгораемой смеси, кг воды/кг смеси.

При определении величины $q_в$ условно примем, что весь внешний водоприток приходится непосредственно в зону горения смеси угля и ТБО. Большой ошибки в конечных результатах расчетов это не вызовет, т.к. практика подземного сжигания угля показывает, что основная часть внешнего водопритока приходится на зону обрушенных после выгорания угольных запасов пород. Из обрушенных пород большая часть воды попадает в канал (или каналы) горения. Данные гидрогеологов показывают, что при общем внешнем водопритоке в шахту порядка 300 м^3/час в район расположения угольных целиков, где будут размещаться ТБО, занимающие площадь порядка 558000 м^3, будут попадать порядка 60 м^3/ч воды внешнего водопритока. Запасы смеси угля и ТБО в количестве 27785 т будут занимать площадь порядка

$$S_{min} = 27785/(m\rho_{см})^{-1} = 27785/\ (2 \cdot 1{,}186) = 11700$$

м^2, а в количестве 95812 т $S_{max} = 40400$ м^2.

Составляя соответствующие пропорции, найдем, что при сжигании 27785 т в год смеси угля и ТБО в пределы участка сжигания будет поступать вода внешнего водопритока с массовой скоростью g_b = 1200 кг/ч, а при сжигании 95812 т в год - g_b = 4400 кг/ч . Определив $q_в$ как $q_в = g_в / g_{см}$, где $g_{см}$ - массовая скорость сжигания смеси угля. и ТБО получим, что в условиях шахты "Смирновская" $g_{см}$ = 0,4 кг воды /кг смеси. Следовательно, величина $V^0_г$ будет $V^0_г$ = 2,31 + 0,01243·33 + 1,243·0, 4 = =328 нм^3/кг смеси. Влажность продуктов полного

сгорания на выходе из аэродинамической сети участка подземного сжигания составит $W_г$=100(3,28-2,31)/3,28=29,6%, а их влагосодержание будет

$$d_г = \rho_{п.в} \cdot \cdot (V^o_г - V^o_{с.г}) / V^o_{с.г} = 0,8041(3,21-2,31)/2,31 = 0,33814$$

кг п.в./нм^3 сухого газа.

Чтобы выявить общие закономерности изменения показателей сжигания смеси угля и ТБО в условиях шахты «Смирновская» в зависимости от величины $g_{см}$, что в дальнейшем поможет выбрать наиболее эффективный режим сжигания этой смеси, рассмотрим материальный, а затем и тепловой баланс процесса сжигания при нескольких величинах $g_{см}$, располагающихся в диапазоне от $g_{см.\ min}$ = 27785 т/год до $g_{см.\ max}$ = 95812 т/год. Конкретно рассмотрим следующие величины $g_{см}$: 27785, 40000, 60000, 80000, 95812 т/год.

Результаты расчетов необходимых объемных расходов атмосферного воздуха, обеспечивающих полное сгорания сжигаемой смеси ($Q_в=V^0_в \cdot G_{см}$), а также объемных расходов получаемых при этом влажных продуктов полного сгорания ($Q_г= V^0_г \cdot G_{см}$) приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Результаты расчетов $Q_в$ и $Q_г$ при рассматриваемых $g_{см}$

$G_{см}$		$Q_в$, нм^3/с	$Q_г$, нм^3/с
т/год	кг/с		
27785	0,881	2,11	2,89
40000	1,268	3,04	4,16
60000	1,903	4,57	6,24
80000	2,537	6,09	8,32

95812	3,038	7,29	9,96

Анализ теплового баланса выполнен в соответствии с методическими рекомендациями, с привлечением справочных данных и рекомендаций по расчетам теплофизических свойств продуктов сгорания, разработанных в МГГУ проф. Янченко Г. А.

Расчет температуры продуктов полного сгорания на выходе из угольного канала $T_г$ выполнен с использованием следующего уравнения:

$$T'_г = \frac{q_у + q_{воз} + Q_i + q_1 + q_2 + q_3 + q_4 + q_5}{V^o_г \cdot C_г} + 273{,}15 \quad К, \qquad (3.12)$$

где $q_у$ и $q_{воз}$ - физическое тепло 1 кг рабочей массы сжигаемой топливной смеси и воздуха, подаваемого для ее полного сжигания, кДж/кг смеси; q_1 - затраты тепла на нагрев золы и шлаков, образующихся при сгорании 1 кг рабочей массы сжигаемой смеси, кДж/кг смеси; q_2 - затраты тепла на нагрев и испарение воды внешнего водопритока, приходящейся на 1 кг рабочей массы сжигаемой смеси, кДж/кг смеси; q_3 - количество тепла, находящегося в продуктах неполного сгорания, входящих в продукты сгорания 1 кг рабочей массы сжигаемой смеси, кДж/ кг смеси; q_4 и q_5 - затраты тепла на нагрев окружающих пород за счет излучения и конвективного теплообмена, отнесенные к I кг рабочей массы сжигаемой смеси, кДж/кг смеси; $C_г$ - усредненная в диапазоне температур 273,15 ... $T'_г$ объемная изобарная теплоемкость продуктов сгорания, кДж/(нм^3·К).

При отсутствии предварительного подогрева сжигаемой топливной смеси и подаваемого для сжигания воздуха и получении только продуктов полного сгорания $q_у = q_{воз} = 0$. Можно пренебречь и

величиной q_1, т.к. по абсолютной величине она не превышает 1% от Q_i . Однако, даже с учетом этих упрощении (3.12) не решается напрямую относительно $T'_г$, т.к. некоторые из оставшихся в правой части уравнения членов (q_4, q_5, $C_г$) зависит от средней температуры продуктов сгорания $T_г$ в угольном канале. С точностью, вполне пригодной для практических расчетов, величину $T_г = 0,5 (T'_г + T_{воз})$, где $T_{воз}$ - начальная температура подаваемого для сжигания воздуха, среднегодовая температура атмосферного воздуха для Подмосковного угольного бассейна составляет порядка $T_{воз}$= 274 К.

Поэтому для решения уравнения (3.12) воспользуемся графическим методом. При графическом методе величины q_4, q_5, $C_г$ рассчитываются для ряда наперед заданных температур на выходе из угольного канала, например, $(T'_г)_{зад}$ = 526; 726; 926; 1126 К. Это позволяет получить зависимость $T'_г = f [(T'_г)_{зад}]$, которая и позволяет найти истинное значение $T'_г$. При заданных величинах $(T'_г)_{зад}$ = 426; 626; 926; 1226 К величины $T_г$ соответственно будут $T_г$ = 400; 500; 700 К. Величины $(T'_г)_{зад}$ взяты таким образом, чтобы истинная $T'_г$ попала внутрь диапазона $(T'_г)_{зад}$. Величина q_2 определяется довольно просто $q_2 = 2463 \cdot q_6 = 2463 \cdot 0,4 = 985$ кДж/кг смеси. Величины $\overline{C}_г$ определим как $\overline{C}_г = (1 - 0,01W_г)(1,3114 + 1,7973 \cdot 10^{-4} T_г) + 0,01W_г (1,4070 + 2,4688 \cdot 10^{-4} T_г)$.

Результаты расчетов $\overline{C}_г$ представлены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Значение $\overline{C}_г$ продуктов полного сгорания смеси бурого угля и ТБО при рассматриваемых $\overline{T}_г$

$\overline{T}_г$, К	400	500	600	700
$\overline{C}_г$, кДж/нм^3·К	1,42	1,44	1,46	1,48

Суммарную величину $q_4+ q_5$ можно определить как $q_4+ q_5 = q \cdot S_n \cdot \cdot (G_{см} \cdot \tau_1)^{-1}$, где τ_1 - время выгорания слоя смеси бурого угля и ТБО на ширину угольного канала "а", с; q - средний за время τ_1 тепловой поток, поступающий в 1 $м^2$ площади соприкосновения породных стенок S_n о продуктами сгорания, $кДж/м^2$.

Используя рекомендации проф. Д.Д. Агроскина , величину S_n определим как $S_n=К(2a+h)l_к$, где $l_к$, h - длина и высота угольного канала, м; К - коэффициент, учитывающий увеличение S_n за счет того, что часть поверхности породных стенок образована обрушенными породами, К $\approx$1,25.

Высоту угольного канала рекомендуется принимать в пределах 45% от мощности пласта, т.е. h = 0,45m = 0,45-2 = 0,9M, где M - мощность пласта бурого угля, составляющего сжигаемые угольные целики. Ширину угольного канала при этом рекомендуется брать равной мощности пласта, т.е. а = М = 2 м.

Величину $l_к$, согласно рекомендациям С.А. Гольденберга, для канала горения и газификации с одной топливной стенкой можно определить из выражения: $l_к =16 \cdot Re^{0,14} \cdot d^{2h+a}$, где d - эквивалентный диаметр канала горения, d = 1,24 м; Re - критерий Рейнольдса движущегося в канале горения потока продуктов сгорания, $Re= V_г d /\nu_г$; $V_г$ - средняя скорость движения продуктов сгорания в канале сгорания, м/с; $\nu_г$ - средний коэффициент кинематической вязкости продуктов сгорания, $м^2/с$.

Величины $V_г$ и $\nu_г$ необходимо определить при $\overline{T}_г$. Для расчета величины $\nu_г$ использовалась следующая формула $\nu_г=6,973 \cdot 10^{-10} \cdot T^{1,753}$, где $T=\overline{T}_г$; [T]=К.

Результаты расчетов $\nu_г$ представлены в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Результаты расчетов $\nu_г$

$\overline{T}_г$, К	400	500	600	700
$\nu_г \cdot 10^6$, м^2/с	1,42	1,44	1,46	1,48

Величины $\nu_г$ для рассматриваемого случая можно определить по формуле $V_г = Q_г T_г /(273{,}15ha)$. Чтобы иметь представление, хотя бы в первом приближении, о эффективности сжигания угля и ТБО одновременно в нескольких параллельно работающих блоках сжигания $n_б$, рассмотрим одновременно работу 1-го, 2-х и 4-х блоков сжигания. В этом случае в (3.18) необходимо использовать соответственно: $Q_г$; 0,5 $Q_г$; и 0,25 $Q_г$. Результаты расчетов $l_к$ приведены в табл. 3.4.

Используя величины $l_к$, рассчитаем величины S_n и τ_1. Вычисление τ_1 произведем по формуле:

$$\tau_1 = \frac{m^2 l_к \rho_7}{G_y}. \qquad (3.19)$$

Результаты расчетов величин S_n и τ_1 приведены в табл. 3.5, величины S_n в числителе, а τ_1 в знаменателе. Величину q можно определить из выражения:

$$\bar{q} = \frac{\lambda_n \tau_1 \sqrt{1 + \frac{1{,}52}{d}\sqrt{a_n \tau_1}}\left(\overline{T_г} - \overline{T_п}\right)}{0{,}89\sqrt{a_n \tau_1} + \frac{1{,}13\lambda_n}{\alpha_и + \alpha_к}\sqrt{1 + \frac{1{,}52}{d}\sqrt{a_n \tau_1}}}, \qquad (3.20)$$

Таблица 3.4

Величина $l_к$, м, обеспечивающая полное сгорания угля и ТБО в воздухе при рассматриваемых $G_{см}$, $T_г$ и n_σ

n_σ	**$T_г$=400 К**				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	94,6	99,6	105,4	109,7	112,5
2	85,9	90,4	95,8	99,6	102,1
4	77,9	82,0	86,8	94,0	92,7
n_σ	**$T_г$=500 К**				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	92,4	97,1	102,9	107,2	109,2
2	83,9	88,3	93,4	97,2	99,7
4	76,1	80,1	84,8	88,3	90,5
n_σ	$T_г$=600 К				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	90,7	95,4	100,9	109,1	107,8
2	82,3	86,6	91,6	95,4	97,8
4	74,7	78,6	83,2	86,6	88,8
n_σ	**$T_г$=700 К**				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	89,2	93,9	99,4	103,7	106,1
2	80,9	85,2	90,2	93,9	96,3
4	73,5	77,3	81,8	85,2	87,4

Таблица 3.5

Величины $S_п$, м^2, и τ_1, с, при рассматриваемых $G_{см}$, $T_г$ и n_σ

n_σ	**$T_г$=400 К**				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	579,4 / 586697	610,1 / 408454	645,4 / 288008	671,9 / 224848	689,1 / 192561
2	526,1 / 1014030	553,4 / 741451	585,6 / 522459	610,1 / 408293	625,4 / 349519
4	477,1 / 1839183	502,3 / 1345110	531,7 / 948733	553,7 / 741159	567,8 / 634681
n_σ	**$T_г$=500 К**				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	566 / 545380	595,4 / 398612	630,3 / 281177	656,6 / 219724	673,1 / 188111
2	513,9 / 990420	540,8 / 724227	572,1 / 510436	595,4 / 398455	610,7 / 341303
4	466,1 / 1796686	490,6 / 1313943	519,4 / 926873	540,8 / 724227	554,3 / 619618
n_σ	**$T_г$=600 К**				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	555,5 / 535346	584*б*3 / 391230	618,0 / 275712	643,7 / 215420	660,3 / 184516
2	504,1 / 971532	530,4 / 710284	561,1 / 500600	584,3 / 391076	599,0 / 334800
4	457,5 / 1763632	481,4 / 1289337	509,6 / 909385	530,4 / 710004	543,9 / 607979
n_σ	**$T_г$=700 К**				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	546 / 526492	575,1 / 385078	608,8 / 271613	633,9 / 212140	649,9 / 181606
2	495,5 / 955053	521,9 / 698801	552,5 / 492948	575,1 / 384927	589,8 / 329664

4	450,2 / 1735300	473,5 / 1268013	501,0 / 894083	521,9 / 698526	535,3 / 598394

где [q] = кДж/м^2; $\lambda_п$, $a_п$ - коэффициент теплопроводности и температуропроводности вмещающих горных пород, для углевмещающих пород $\lambda_п$ = 1,65 ·10^{-3}кВт/м·К, $a_п$= 0,75 ·10^{-6}м^2/с; $T_п$ - начальная температура вмещающих пород, $T_п$ =283 К; $\alpha_и$ и $\alpha_к$ - усредненные по длине канала горения коэффициенты теплоотдачи от продуктов сгорания углевмещаюшим породам за счет излучения и конвекции, кВт/м^2 ·К.

Выполненный в [54] анализ (3.20) показал, что при выходе процесса горения на стационарный режим, а это достигается при $\tau \approx \tau_1$, вторым слагаемым в знаменателе этого выражения можно пренебречь. Ошибка в расчетах q при этом не превысит 5%. Величины $\alpha_и$ и $\alpha_к$ позволяют исследовать динамику процесса выхода и процесса горения в канале, на стационарный процесс.

Результаты расчетов q и q_4+q_5 представлены в табл. 3.6, величины q в числителе, а q_4+q_5 в знаменателе.

Исследования процесса сжигания угля в подземных условиях на стендовых моделях и в натурных условиях показывают, что в подземных условиях невозможно добиться идеального процесса сгорания и получать на выходе из канала горения идеальные продукты полного сгорания. В самом лучшем случае продукты подземного сжигания угля содержат на сухое состояние CO=1%, H_2=0,25%,, CH_4=0,25%. Такое небольшое количество горючих газов практически не изменяет материальный баланс процесса горения угля и теплофизические свойства получаемых при этом продуктов. Величина же q_3 будет определяться следующим образом: q_3 = $V^0_{с.г.}$

$(108[H_2]+126[CO]+358[CH_4])$ = 2,31·(108· ·0,25+0,25 ·126+ 358 ·0,25) = 560 кДж/кг смеси. Используя результаты расчетов $C_г$, $V^0_г$, Q_i, q_1, q_2, q_3, q_4, q_5, были рассчитаны искомые температуры $T'_г$, которые получаются при соответствующих $(T'_г)_{зад}$.

Таблица 3.6

Величины $\bar{q}$, *кДж/м*^{2}, *и* $q_4 + q_5$, *кДж/кг, при рассматриваемых* $G_{см}$, $T_г$ *и* n_σ

n_σ	$T_г$=400 К				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	258152 / 489	207250 / 444	168304 / 398	145536 / 371	132991 / 356
2	362526 / 627	298173 / 551	240515 / 486	207201 / 444	188792 / 422
4	530136 / 8625	433580 / 710	347683 / 610	298100 / 551	270902 / 522
n_σ	$T_г$=500 К				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	457900 / 739	378798 / 646	307761 / 562	266320 / 513	243342 / 486
2	662490 / 981	545035 / 841	439813 / 718	378708 / 646	345225 / 606
4	968482 / 1242	792234 / 1133	635497 / 950	54490 / 840	495086 / 783
n_σ	$T_г$=600 К				
	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	661393 / 978	547188 / 844	444413 / 723	384590 / 653	351536 / 614
2	956152 / 1328	786692 / 1127	634943 / 948	547059 / 844	498572 / 787
4	1397906 / 1648	1143469 / 1546	917349 / 1282	786500 / 1027	714872 / 1042
n_σ	$T_г$=700 К				

	$G_{см}$, кг/с				
	0, 881	1,268	1,903	2,537	3,038
1	861243 / 1214	712997 / 1039	579471 / 883	501412 / 790	498572 / 614
2	1244309 / 1667	1024492 / 1406	827469 / 1175	712829 / 1040	649847 / 965
4	1819750 / 2345	1488308 / 2053	1193995 / 1408	1024243 / 1407	931270 / 1298

Из полученных при этом графиков $T'_г = f\ (T'_г)_{зад}$ были определены температуры продуктов сгорания на выходе из канала горения для рассмотренных величин $G_{см}$ и n_σ. Полученные результаты позволили построить зависимости $T'_г = f\ (G_{см})$ для n_σ.= 1: 2; 4. Анализ результатов вычислительных экспериментов показывает, что наибольшая эффективность, с точки зрения получения тепловой энергии, имеет место при сжигании угля и ТБО в одном канале горения (один очаг сжигания). Сжигание угля и ТБО с такой же суммарной массовой скоростью, как и в одном очаге сжигания, в одновременно работающих двух и четырех очагах сжигания дает меньший выход тепловой энергии, в первом случае на 6%, а во втором - на 13%. Принимая также во внимание, что длина канала горения в одном работающем очаге ненамного (на 9% и 17%) больше длины канала горения в каждом из двух или четырех одновременно работающих очагов сжигания, следует признать наиболее целесообразным осуществлять сжигание угля и ТБО с необходимой массовой скоростью в одном канале горения, т.е. при одном работающем очаге. Увеличение $G_{см}$ приводит к росту $T'_г$, т.е. для получения максимального выхода тепловой энергии необходимо стремиться к сжиганию угля и ТБО с максимально возможной скоростью.

Результаты расчетов $T'_г$ позволяют найти точные величины $l_к$ при рассматриваемых величинах $G_{см}$. Результаты этих расчетов приведены ниже в табл. 3.7.

Таблица 3.7

Величины $_к$ при сжигании угля и ТБО с рассматриваемыми $G_{см}$

$G_{СМ}$,кг/с	0,881	1,268	1,903	2,537	3,038
$l_к$, м	88	93	99	102,5	107,5

Температура продуктов сгорания на выходе из газоотводящей скважины $T'_г(l)$ определим по формуле:

$$\theta = \frac{T_г(l) - 273{,}15}{T'_г - 273{,}15} = \exp\left[-\frac{\pi\left(l - \upsilon'_г \tau\right) k_i \bar{d}}{C_г G_{см} V_г^o} \right], \qquad (3.22)$$

где l, d - длина и средневзвешенный диаметр газоотводящей сети, м; k_i - коэффициент нестационарного теплообмена, кВт/м^2·К; τ - текущее время функционирования газоотводящей сети; C, $C_г$ - усредненная в диапазоне температур $T'_г \ldots T_г(l)$ объемная теплоемкость продуктов сгорания, К; θ - безразмерная температура; $\upsilon'_г$ - линейная скорость перемещения фронта горения, м/с.

Уравнение (3.22) в принципе так же как и (3.12) является трансцендентным, т.к. $C_г = f(T)$. Однако приведенные выше расчеты $C_г$ показали, что изменения $C_г$ в широком диапазоне применения температур не очень значительные, порядка 3%. Поэтому вполне возможно для практичес-ких расчетов принять $C_г$ постоянной величиной, равной $C_г$ = 1,46 кДж/нм^{3}К.

Газоотводящая сеть блока сжигания, согласно плана горных работ, будет представлять из себя газоотводящую выработку, пройденную по угольному целику длиной порядка 120 м, и газоотводящую скважину длиной 60 м. Газоотводящая выработка будет проходиться тем же способом, что и камеры для размещения ТБО. Поэтому газоотводящая выработка будет иметь такие же поперечные размеры как и камеры, т.е. ширина - 4 м, а высота -2м. Диаметр газоотводящей скважины $d_{ск}$ = 0,5 м. Следовательно, l = 120 + 60 = 180 м. Величины $\upsilon_г^{'}$ определим как $\upsilon_г^{'} = a/\tau_1$. Результаты расчетов $\upsilon_г^{'}$ представлены в табл. 3.8.

Таблица 3.8

Величины линейной скорости перемещения фронта горения при рассматриваемых G_{CM} и n_σ = 1

G_{CM}, кг/с	0,881	1,268	1,903	2,537	3,038
$\upsilon_г^{'} \cdot 10^6$, м^2/с	3,4	4,9	6,9	8,9	10,4

Средневзвешенный диаметр газоотводящей сети определим как

$$\bar{d} = \frac{d_1^2 l_1 + d_2^2 l_2}{d_1 l_1 + d_2 l_2} = \frac{2,7^2 \cdot 120 + 0,5^2 \cdot 60}{2,7 \cdot 120 + 0,5 \cdot 60} = 2,5 \text{ м},$$

где d_1 и d_2 - эквивалентный .диаметр газоотводящих выработки и скважины; d_1 = 2-4-2/(4+2) = 2,7 м, d_2 = 0,5 м; l_1 и l_2 - длина газоотводящих выработки и скважины l_1=120 м, l_2=50 м.

Величину k_τ определим из выражения:

$$k_\tau = \frac{\lambda_n \sqrt{1 + \frac{3,2}{d}\sqrt{a_n \tau}}}{1,77\sqrt{a_n \tau} + \frac{\lambda_n}{\alpha_и}\sqrt{1 + \frac{3,2}{d}\sqrt{a_n \tau}}}, \text{ кВт/м}^2 \cdot \text{К} \qquad (3.24)$$

Для $\tau > \tau_1$ при практических расчетах k_τ вторым слагаемым в знаменателе (3.24) можно пренебречь.

Максимальная величина τ в (3.23) и (3.24) будет равна времени полной отработки блока. Это время определяется довольно просто: $\tau_{max} = 120/\upsilon_г'$. Значения τ_{max} приведены в табл. 3.9. в числителе в секундах, а в знаменателе в часах. Результаты расчетов k_τ предоставлены в табл.3.10.

Таблица 3.9

$G_{см}$, кг/с	0,881	1,268	1,903	2,537	3,038
τ_{max}	$\frac{3,5\cdot10^7}{1,12}$	$\frac{2,4\cdot10^7}{0,78}$	$\frac{1,7\cdot10^7}{0,55}$	$\frac{1,3\cdot10^7}{0,43}$	$\frac{1,2\cdot10^7}{0,37}$

Таблица 3.10

Величины k_τ при движении продуктов сгорания смеси угля и ТБО в газоотводящей сети при разных τ

τ, с	10^5	$2,5\cdot10^5$	$5\cdot10^5$	$7,5\cdot10^5$	10^6	$2,5\cdot10^6$
$k_\tau\cdot10^3$, кВт/м^2·К	4,0	2,7	2,0	1,7	1,6	1,1
τ, с	$5\cdot10^6$	$7,5\cdot10^6$	10^7	$1,2\cdot10^7$	$1,3\cdot10^7$	$1,7\cdot10^7$
$k_\tau\cdot10^3$, кВт/м^2·К	0,9	0,8	0,7	0,68	-6,7	0,62
τ, с	$2,4\cdot10^7$	$2,5\cdot10^7$	$2,7\cdot10^7$	$3\cdot10^7$	$3,2\cdot10^7$	$3,5\cdot10^7$
$k_\tau\cdot10^3$, кВт/м^2·К	0,55	0,55	0,54	0,52	0,51	0,50

Результаты расчетов величин $T_г(l)$ для рассматриваемых $G_{СМ}$ представлены в табл. 3.11. Одновременно в табл. 3.11 приведены также результаты расчетов величин мощности на устье газоотводящей

скважины по: физическому теплу $N_{Ф.Т,}$ химическому теплу $N_{Х.Т.}$, теплоте парообразования находящихся в продуктах сгорания паров воды $N_{ИС}$, а также КПД извлечения энергии по указанным выше теплотам, соответственно$\eta_{ф.т.}$, $\eta_{х.т.}$, $\eta_{ис}$. Кроме того, в этой же таблице приведены и суммарные величины мощности N и КПД извлечения энергии η на устье газоотводящей скважины. Все вышеуказанные величины определялись следующим образом:

$$\left.\begin{aligned} N_{ф.т.} &= \overline{C}_г G_{см} V_г^o \left[T_г(l) - 273{,}15 \right], \\ N_{х.т} &= q_3 G_{см}, \\ N_{ис} &= 24{,}63 W_г G_{см} V_г^o, \\ N &= N_{ф.т} + N_{х.т} + N_{ис}. \end{aligned}\right\} \qquad (3.25)$$

где $N = N_{Ф.Т}$, $N_{Х.Т.}$, $N_{ИС}$, N; $\eta_I = \eta_{Ф.Т.}$, $\eta_{Х.Т.}$, $\eta_{ИС}$,η.

Анализ результатов расчетов, приведенных в табл. 3.11, показывает следующее. Сжигание смеси бурого угля и ТБО в очагах рассмотренной конструкции с выдачей продуктов сгорания из оконтуривающей блок газоотводящей выработки сразу в газоотводящую скважину позволяет на протяжении практически всего периода отработки очага получать продукты сгорания с довольно высокими температурами. Величины $T_г$ (l) на устье газоотводящей скважины могут достигать 1000-1300 К, причем более высокие величины $T_г$ (l) характерны для больших $G_{см}$.

Таблица 3.11

Основные показатели эффективности при сжигании угля и ТБО

$G_{см}$ = 0,881 кг/с									
τ, сут.	$T_г(l)$, К	N_i, кВт				$\eta_{ф.т.}$	$\eta_{х.т.}$	$\eta_{ис}$	η
		$N_{ф.т.}$	$N_{х.т.}$	$N_{ис}$	N				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
10	860	2500	490	1895	4885	0,32	0,06	0,24	0,62
100	1080	3490	490	1895	5875	0,44	0,06	0,24	0,74
200	1160	3850	490	1895	6235	0,49	0,06	0,24	0,79
300	1200	4000	490	1895	6385	0,51	0,06	0,24	0,81
410	1240	4200	490	1895	6585	0,54	0,06	0,24	0,84
$G_{см}$ = 1,268 кг/с									
10	1010	4600	710	2727	8037	0,40	0,06	0,24	0,70
100	1200	5780	710	2727	9217	0,51	0,06	0,24	0,81
200	1240	6000	710	2727	9437	0,53	0,06	0,24	0,83
285	1300	6400	710	2727	9837	0,56	0,06	0,24	0,86
$G_{см}$ = 1,903 кг/с									
10	1010	7740	1060	4090	12920	0,46	0,06	0,24	0,76
75	1200	8800	1060	4090	13950	0,52	0,06	0,24	0,82
150	1240	9200	1060	4090	14350	0,54	0,06	0,24	0,84
201	1300	9600	1060	4090	14750	0,57	0,06	0,24	0,87
$G_{см}$ = 2,537 кг/с									
10	1160	11070	1420	5450	17940	0,49	0,06	0,24	0,79
50	1230	12000	1420	5450	18870	0,53	0,06	0,24	0,83
100	1290	12700	1420	5450	19570	0,56	0,06	0,24	0,86
150	1340	13400	1420	5450	20270	0,59	0,06	0,24	0,89
$G_{см}$ = 2,537 кг/с									
10	1190	13800	1700	7200	22700	0,51	0,06	0,24	0,83
48	1250	14700	1700	7200	23600	0,54	0,06	0,24	0,87
80	1300	15450	1700	7200	24350	0,57	0,06	0,24	0,88
135	1350	16200	1700	7200	25100	0,60	0,06	0,24	0,92

Такие высокие температуры продуктов сгорания дают основание утверждать о полном сгорании ТБО, размещенных в камерах. Оставшиеся после сжигания ТБО твердые остатки будут представлять из себя экологически безопасные продукты, удовлетворяющие условиям их

длительного хранения в подземных шахтных условиях. Высокие температуры продуктов сгорания позволяют осуществлять из них извлечение, причем довольно эффективное, высокопотенциальной тепловой энергии, которую можно использовать не только для получения горячей воды и перегретого пара, но и для выработки электрической энергии.

3.4. Разработка схем переоборудования транспорта и вентиляции шахты «Смирновская» при размещении и сжигании отходов в горных выработках

Исходными данными для выбора транспортных средств является производительность по бытовым отходам - 100 т/сут. При организации транспортирования отходов целесообразно для этих целей выделить одну из рабочих схем, поэтому производительность транспортных средств должна быть не менее 100 т/см или с учетом неравномерности работы откатки - около 20-30 т/ч.

По гранулометрическому составу бытовые отходы следует отнести к среднекусковым. Это позволяет использовать для их перемещения традиционные транспортные средства, используемые для перемещения угля или породы, которые имеют аналогичную кусковатость.

По производительности существующие транспортные средства шахты намного превосходят необходимую производительность. Так, производительность ленточного конвейера Л80 равна в среднем 250 т/ч, а производительность электровозной откатки при ее длине 2 км -125 т/ч, что примерно в 3-4 раза выше требуемой. Для транспортирования затаренных отходов с поверхности шахты до места закладки можно использовать различные транспортные средства, однако наиболее целесообразно с экономической и технической точек зрения

максимально использовать имеющуюся на шахте традиционную технику, совмещая транспортирование угля, породы и отходов.

Так как на шахте для транспортирования угля используются ленточные конвейеры, а для транспорта вспомогательных грузов электровозная откатка, то рассмотрим возможность использования данных транспортных средств для перемещения отходов. Рекомендована схема транспорта отходов с использованием электровозной откатки. В настоящее время на шахте используются контактные электровозы типа К10 и вагонетки УВГ-2,5, т.е. угольные вагонетки с глухим кузовом вместимостью 2,5 $м^3$.

В участковом штреке механизированная разгрузка глухих вагонеток вместимостью 2,5 $м^3$ практически невозможна, т.к. габариты выработки не позволяют разместить в ней стандартный опрокидыватель, причем этот опрокидыватель должен перемещаться по мере выполнения закладочных работ. Поэтому для транспортирования шлаков и отходов рекомендуется принять вагонетки с донной разгрузкой типа ВДК-3,3 вместимостью 3,3 $м^3$ (эти вагонетки разгружаются через дно без ее вращения). При размещении этих вагонеток узел разгрузки можно разместить в участковом штреке и сделать передвижным .

Следовательно, при использовании вспомогательного электровозного транспорта для перевозки отходов целесообразно использовать имеющиеся электровозы типа К10 и вагонетки типа ВДК-3,3. Загрузка вагонеток ВДК осуществляется на поверхности либо при помощи крана. Загруженные вагонетки электровозом доставляются к клетевому подъему, в клетях опускаются на нужный горизонт и поступают в околоствольный двор, где и формируется состав.

При массовой производительности Q = 30 т/смену объемная производительность составляет $V = Q/\gamma = 30/11 \sim 28$ $м^3$/см, где γ -

насыпная плотность шлака, т/м^3. Количество вагонеток в составе равно $n = V_{см} / V_{ваг} = 28/3{,}3 \sim 9$ шт. Как показывают расчеты, состав такого веса может перемещать электровоз со сцепным весом всего 45 кН, следовательно, электровоз К10 со сцепным весом 100 кН может перевезти состав из 9 вагонеток за один рейс. Здесь возможны два варианта: электровоз заезжает по участковой выработке до камеры, в которой происходит закладка, или разгружает вагонетки на магистральной выработке. Разгрузка вагонеток осуществляется при их продвижении через эстакаду специальным канатным толкателем в бункер емкостью на одну вагонетку, расположенный под эстакадой. На дне буккера расположена секция изгибающегося скребкового конвейера типа СП63, производительностью 250 т/ч, т.е. около 4 т/мин. Следовательно, бункер, в который разгрузилась вагонетка, будет разгружен в течение одной минуты, а состав из 9 вагонеток примерно за 20 минут с учетом времени проталкивания их по эстакаде.

Для случая, когда разгрузка вагонеток осуществляется в магистральном штреке, груз при помощи перегрузочного скребкового конвейера подается на нижнюю ветвь участкового ленточного конвейера. Подобное транспортирование затаренных отходов принципиально возможно на современных типовых ленточных конвейерах, поскольку нижняя ветвь оборудована желобчатыми трехроликовыми опорами, аналогичными роликовым опорам верхней грузовой ветви. Производительность конвейера по нижней ветви такая же, как и по грузовой, и составляет около 250 т/ч. Здесь необходимо отметить, что установка перегрузочного скребкового конвейера потребует проходки небольшой дополнительной выработки длиной около 10 м и сечением 4 м^2. Далее по нижней ветви ленточного конвейера отходы доставляются до выработки, в которой происходит закладка. В этом месте лента на нижней ветви выполаживается и при

помощи плужкового сбрасывателя затаренные отходы перегружаются на лавовый скребковый конвейер, подающий его для закладки; затем производится закладка. Необходимо отметить, что этот же участковый конвейер используется для перемещения и угля, добываемого при проведении дополнительных полостей (камер). Это реализуется традиционной схемой путем изменения направления движения забойного скребкового конвейера и перегружателя, осуществляющего погрузку угля на верхнюю ветвь участкового конвейера, затем уголь поступает на магистральные конвейеры и транспортируется до околоствольного двора.

Предложенная конструкция сопряжения позволяет легко наращивать или сокращать длину участкового конвейера и перемещать место разгрузки, поскольку в участковом штреке примененный участковый конвейер должен быть телескопическим. Если же основной схемой предусмотрен заезд электровоза с вагонетками в участковый штрек, то разгрузочная эстакада размещается непосредственно против закладываемой выработки и реализуется вариант, описываемый ранее.

Наряду с вариантом, когда для транспортирования отходов используется электровозная откатка, возможен вариант, когда для транспортирования отходов используется только конвейерный транспорт. Этот вариант целесообразно использовать в случае, когда магистральный конвейер имеет длину става, по крайней мере, от околоствольного двора до участкового штрека.

В этой схеме загрузка вагонеток на поверхности происходит так же, как и ранее, затем вагонетки поступают на горизонт в клети. Разгрузка вагонеток осуществляется на эстакаде в бункер и затем на скребковый конвейер, который подает груз на нижнюю ветвь магистрального конвейера. Магистральный конвейер должен быть оборудован на нижней ветви желобчатыми трехроликовыми опорами.

По нижней ветви конвейера груз транспортируется практически до хвостового барабана. У хвостового барабана лента выполаживается и сбрасывателем тара с отходами перегружается на перегрузочный скребковый конвейер, который подает его на нижнюю ветвь участкового конвейера. Далее реализуется вариант транспортирования, описанный выше. Перегрузочный скребковый конвейер устанавливается в специальной выработке длиной 5-7 м и сечением около 4 м^2.

Отличие данной схемы от предыдущей схемы заключается в том, что в ней отсутствует передвижная разгрузочная эстакада, размещенная в участковом или магистральном штреках. Данная схема, так же как и предыдущая, позволяет максимально использовать существующий транспорт шахты для перемещения угля и отходов, причем это может происходить и одновременно, и в разное время.

Одним из возможных вариантов утилизации отходов является закладка выработанного пространства незатаренными отходами.

Твердые бытовые отходы, подлежащие транспортированию, содержат бумагу (~30%), пищевые отходы (~30%), шлаки (~8-10%), стекло (~5-10%), текстиль (~5%), камни, керамику (~5%), кожу, резину и др. (~5%).

Принципиальных трудностей с транспортированием подобной массы электровозным транспортом нет, необходимо только удалить из нее негабариты и металлы. Необходимо учесть, что загружаемые в вагонетки отходы будут иметь малую плотность и это приведет к увеличению числа рейсов электровоза. Так при плотности γ=0,5 т/м^3 необходимый для перемещения объем составит $V = Q/\gamma = 100/0,5 \sim 200$ м^3.

При емкости вагонеток ВДК –3,3 $V_в$=3,3 м^3 необходимое их число равно $n = V/V_В = 200/3,3 \sim 65$ шт. Если использовать состав из

пятнадцати вагонеток, то за смену электровоз должен совершить не менее четырех рейсов. При длине откатки около 2,5 км продолжительность рейса с учетом времени разгрузки и загрузки составит около 60 минут, т.е. электровоз сможет совершить за смену необходимое число рейсов.

Уплотнение отходов известными методами вряд ли целесообразно, поскольку полная разгрузка вагонеток может быть затруднена.

Применение ленточных конвейеров для транспортирования непереработанных бытовых отходов будет крайне затруднительно, т.к. хорошо сформировать поток груза на ленте из бумаги, картона, различных кусков и обрезков вряд ли удастся. Движение плохо сформировавшегося потока вдоль става сопровождается, как правило, просыпами и заштыбовкой подконвейерного пространства, поэтому через некоторое время работы придется очищать подконвейерное пространство, что является трудоемкой работой.

Кроме того, лента будет постоянно загрязняться пищевыми отходами, потребуется ее очистка и уборка этих загрязнений, что непросто реализовать технически. Все эти недостатки делают транспортирование бытовых отходов ленточными конвейерами малоэффективным. При применении электровозного транспорта для транспортирования бытовых отходов практически полностью сохраняется схема, описанная выше. Однако, непосредственно для закладочных работ ни метательная машина, ни пневматический комплекс использован быть не могут. В данном случае, наиболее приемлемым транспортным средством является скреперная установка. Тип применяемого скрепера зависит от геометрических размеров закладываемой выработки. В нашем случае наиболее целесообразно

применить скреперы совкового или гребкового типа вместимостью 0,5 $м^3$.

В качестве лебедок необходимо использовать специальные трех- или двухбарабанные тягальные лебедки. Лебедки, как правило, монтируют на салазках и перемещают по мере ведения закладочных работ. Можно рекомендовать бутовые скреперные лебедки, выпускаемые заводом им.15-летия ЛКСМУ. Достоинством скреперной закладки являются: простота оборудования, монтажа и демонтажа, транспортирование крупнокускового материала, простая организация закладочных работ. К недостаткам следует отнести невысокую производительность, малую плотность закладочного массива и невозможность закладки верхнего слоя массива.

Скорость движения груженого скрепера составляет обычно от 1 до 1,3 м/с, за чистое время работы такая скорость позволяет обеспечить производительность около 20 $м^3$/ч или 120 $м^3$/смену, что недостаточно. При скреперной закладке усадка закладочного массива составляет примерно 30-40% при использовании мелкокусковых закладочных материалов, в нашем случае она будет гораздо выше, что с учетом сказанного выше говорит о малой эффективности закладки незатаренных бытовых отходов. Таким образом, как для транспорта, так и для закладочных работ вариант непосредственного захоронения незатаренных бытовых отходов бытовых отходов является более сложной и менее эффективной технической задачей.

Что касается схем вентиляции, то при размещении отходов в дополнительных полостях (камерах) и горных выработках изменения схем вентиляции не требуется. Также не возникает сложностей при проведении камер, требуется только обеспечить местное проветривание. В варианте при одновременном сжигании отходов в камерах и

выработках и междукамерных угольных целиков участки секционируются, проветривание не требуется.

3.5. Разработка теплотехнического комплекса на поверхности и схем утилизации тепла для условий шахты «Смирновская»

Состав теплотехнического комплекса должен определяться заданной теплопроизводительностью, составом парогазовой смеси и ПДК.

Технические требования

Теплопроизводительность ……..	не менее 3 Гкал/ч
Основные теплоносители ……...	вода
Температура теплоносителя ……..	70-110^{0}С, 110-130^{0}С
Источник тепла ……	паровая смесь, получаемая при подземном сжигании отходов или угля совместно с отходами
Диапазон производительности подачи паровой смеси ……	2,5-10 нм^3/с
Влагосодержание в паровой смеси	400 г/м^3
Содержание O_2 …….	12%
Содержание CO ……...	10%
Содержание CH_4 ……..	1,5%
Содержание H_2 …….	10%
Теплотворная способность парогазовой смеси ……..	1,68 МДЖ/м^3 (400 Гкал/м^3)
Температура парогазовой смеси …	600 ^{0}С
Содержание твердых частиц при выбросе в атмосферу ……..……..	не более 0,1 г/м^3
Содержание окислов серы при выбросе в атмосферу ……..	не более 0,3 г/м^3
Содержание окислов азота при	

выбросе в атмосферу ……...	не более 0,2 г/м^3
Схема водооборотной системы …..	замкнутый цикл
Сточные воды ……..	подвергаются очистке
Обеспечение пожаровзрывобезопасности процессов	Оборудование комплекса должно быть полустационарного, модульного типа (блочного)

Все устройства и аппараты, входящие в комплекс, должны быть увязаны между собой по всем параметрам и подчинены общей технологии утилизации физического тепла газов подземного сжигания угля и их очистки. В состав теплотехнического комплекса должны входить следующие основные устройства и аппараты: контрольно-регулиру-ющая и управляющая аппаратура; обвязка скважины (ствола) исходящих газов; аппараты предварительной мокрой очистки газов и регулировки их температуры и производительности; система очистки газов от сернистых соединений; система котлов-утилизаторов тепла; система пылеулавливания газов, выбрасываемых в атмосферу; вентилятор-дымосос; система трубопроводов парогазовой смеси; система циркуляции теплофикационной воды (от котлов-утилизаторов до потребителя) в виде насосов, трубопроводов , аппаратуры управления; система химической подготовки подпиточной воды и ее магнитной обработки; дымовая труба и газовые задвижки.

Учитывая данные расчетов, температура газа - теплоносителя может достигать 1000^0С, что требует защиты обсадных колонн скважин. Кроме того, следует учитывать требования, предъявляемые к оборудованию ($T_г \leq 6OO\ ^0$С). Один из вариантов решения данного вопроса представлен на рис. 3.7. Использования данного устройства позволяет сохранить скважину и полезно использовать извлекаемое при этом тепло.

В качестве котлов-утилизаторов может быть использован теплообменник типа ТО-ПСУ.

Для очистки газов от твердых частиц следует применять мокрые золоуловители следующих типов: центробежные скрубберы (ЦС ВТИ) или мокротрубковые золоуловители (МП ВТИ), работающие в комплексе с оросительными устройствами производительностью 2,1-3,25 $м^3$ воды в час.

Для повышения степени очистки дымовых газов при установка. центробежных скрубберов типа. ЦС ВТИ перед скруббером рекомендуются применять аппараты типа МВ-УО ОРГОЭС или МПР-50, включающие трубы Вентури с системой орошения, обеспечивающие удельный расход воды в пределах 50-200 $г/м^3$ газа. При этом эффективность пылеулавливания составляет 57-99%.

Потери давления в таких аппаратах находятся в пределах 150-180 даПа.

Для обеспыливания газов перед выбросом их в атмосферу рекомендуется применение пылеуловителей батарейных циклонных типа ПБП2 конструкции института «Гипромашуглеобогащение» и института обогащения твердого топлива (ИОТТ). Эффективность пылеулавливания составляет 96-99%. Потери давления сотавляют 130-150 даПа.

С целью снижения выбросов SO_2 в атмосферу и интенсивности коррозии низкотемпературных элементов котла-утилизатора, пылеулавливающих устройств. деталей вентиляторов-дымососов и дымовых труб, а также поддержания на более низком уровне температуры уходящих газов (точки росы) в состав оборудования ПТТК должна быть включена установка для очистки газов от SO_2 (аммиачно-циклическим методом, магнезитовым методом - с получением серной кислоты,

методом озонирования - доокислением SO_2 до SO_3 с последующим получением серной кислоты или методом известкования с последующим получением гипса). С целью утилизации химического тепла парогазовой смеси с низкой теплотой с одновременным огневым обезвреживанием выбросом в атмосферу в состав ПТТК может быть включен котел на отходящих газах (КОГ) типа СКУ-1,7/4 или СКУ-7,6/4, работающий в водогрейном режиме, оборудованный специальными топочными устройствами.

Еще одной схемой, позволяющей упростить схемы очистки газов и стоков, а также утилизировать горючие компоненты, присутствующие в газах в виде H_2, CH_4, CO и SO_2, является использование каталитических окислителей. Для создания бесперебойной, и надежной работы оборудования в технологической схеме ПТТК должен быть заложен принцип резервирования устройств и аппаратов.

Так, в качестве основного котла-утилизатора на тепловых трубах должен быть принят котел типа ТО-ПСУ, а в качестве резервного должен быть установлен газотрубный котел-утилизатор типа Г-345.

В качестве резерва должны быть предусмотрены вентилятор-дымосос и циркуляционные сетевые насосы в системе горячего теплоснабжения. Для контроля параметров теплотехнического оборудования следует предусмотреть установку показывающих»регистрирующих и сигнализирующих приборов, в том числе контроль: на котле-утилизаторе температуры входящих и выходящих газов, а также входящей и выходящей воды теплоснабжения; в системе теплоснабжения - давления воды на прямом и обратном трубопроводах; в системе мокрой очистки газов - температуры и давления орошающей воды; на вентиляторе-дымососе -

температуры и расхода уходящих газов; на дымовой трубе - статического давления, температуры и расхода уходящих газов.

Котлы-утилизаторы должны быть оборудованы всеми необходимыми контрольно-измерительными приборами (ЕИП) и средствами автоматики. На площадке промышленного участка тепловые газовые сети прокладываются бесканально в битумноперлитовой изоляции. На участке от котельной до теплопотребителя тепловые водяные сети прокладываются наземно (на низких опорах) с минераловатным покрытием.

Для очистки газов от пыли и сернистого ангидрида в технологической схеме следует предусмотреть атарейные циклоны с эффективностью очистки не менее 85-30%, и устройство, использующее метод известкования (с получением гипса) или серные котлы-утилизаторы, использующие метод воспламенения. Для обеспечения рассеивания в атмосфере вредных веществ с целью соблюдения норм ПДК в приземном слое атмосферы (для обеспечения величины суммарных приземных концентраций вредных веществ с учетом фоновых загрязнений не более ПДК) необходимо установить дымовую трубу с высотой не менее 30 м. При обслуживании оборудования ПДК необходимо соблюдать «Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт», «Правила безопасности в нефтегазодобывающей промышленности» и «Правила устройства и безопасной эксплуатации сосудов, работающих под давлением».

Выводы по главе 3

1. Уточнена структура варианта размещения затаренных ТБО в подземном пространстве шахты, включая дополнительные полости, с последующим сжиганием совместно с углем.

2. Определены исходные данные и выполнен расчет материального и топливного баланса процесса сжигания смеси бурого угля и твердых бытовых отходов, позволяющих выявить общие закономерности изменения показателей сжигания от скорости горения смеси и выбрать наиболее эффективный режим горения, увязанный с технологическими возможностями (проведение камер, транспортные схемы и т.п.).
3. Установлено, что на 1 кг ТБО, сжигаемого в подземном пространстве, приходится 1,625 кг, что при размещении в шахте от 10,5 до 36,5 т ТБО требует подготовки для сжигания соответственно 17,2 тыс.т и 59,3 тыс.т угля. Тепловая мощность, выделяющаяся при сжигании смеси ТБО и бурого угля, составляет соответственно 6,75 и 23,25 Гкал/ч.
4. При заданных производительностях подземного пространства по размещению ТБО необходимая минимальная скорость горения смеси $G_{см}$ составит 0,881 кг/с, максимальная – 3,038 кг/с. Температура смеси на выходе из угольного канала в зависимости от $G_{см}$ - от 400 до 700 К. Величина угольного канала, обеспечивающего полное сгорание угля при рассматриваемых $G_{см}$, $T_г$ и количестве одновременно сжигаемых блоков ($n_{бл}$ =1,2,4) находится в диапазоне от 73,5 м до 112,5 м.
5. Доказано, что отклонения от идеального режима горения и связанные с ними добавление горючих газов в продукты подземного сжигания угля и ТБО практически не изменяет материальный баланс процесса и теплофизические свойства продуктов сжигания.

6. Доказано, что наиболее целесообразной схемой сжигания смеси угля и ТБО является сжигание угля и ТБО с необходимой массовой скоростью в одном канале горения (одном блоке).
7. Существующие на шахте транспортные схемы позволяют без их серьезной реконструкции обеспечить доставку потребного объема затаренных ТБО в течение непосредственно в месте закладки камеры и магистральном штреке. Транспортирование незатаренных ТБО признано нецелесообразным.

8. Установлено, что существующая схема вентиляции шахты не требует корректировки.

9. Разработаны технические требования к теплотехническому комплексу поверхности и предложены компоновочная схема и основной состав.

ГЛАВА IV. ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО УЧАСТКА «УГЛЕГАЗ» В ПОДМОСКОВНОМ УГОЛЬНОМ БАССЕЙНЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ

4.1. Горно-геологические условия залегания забалансовых запасов угля и результаты их технического анализа

К моменту выбора шахты, на которой планировалось строительство экспериментального участка "Углегаз", ПО "Тулауголь"

включало в свою структуру 12 шахт, одно шахтоуправление и 4 угольных разреза. Эти предприятия размещены в Тульской, Калужской и Смоленской областях. Общая годовая добыча угля по производственному объединению составляла около 10 млн. т. Основной шахтный фонд представлен предприятиями, где оставшиеся промышленные запасы составляют не более 2 млн. т. и находятся в большинстве случаев в охранных целиках и приконтурных зонах. В качестве основного объекта натурных исследований была принята шахта "Киреевская-3". Выбор экспериментального участка "Углегаз" на шахте "Киреевская-3" обусловлен следующими соображениями:

- во-первых, после отработки основных запасов и прекращения подземных работ в целиках и списанных участках осталось более 3 млн. т. угля при относительно благоприятных горно-геологических условиях;
- во-вторых, сохранились здания и оборудование действующих стволов, вентиляторная установка, котельная;
- в-третьих, на промплощадке создано довольно крупное подсобное хозяйство, которое имеет постоянную потребность в тепловой энергии.

Экспериментальный участок расположен в центральной части практически отработанного поля шахты №3 Киреевского месторождения, которое является естественным продолжением на Западе большого Дедилово-Узловского месторождения. Поле шахты №3 и все Киреевское месторождение находится на междуречьи Шиворони и ее левого притока речки Олени. Экспериментальный участок приурочен к водораздельной территории с абсолютными отметками поверхности 200-220 м. Непосредственно к северу от него берут начало пологие ложбины, соединяющиеся в единую балку

(система долины реки Шиворони), где глубина среза достигает отметок порядка 185 м и меньше.

По геологическому строению Киреевское месторождение и участок, в частности, являются типичными для центральных районов южного крыла Подмосковного бассейна. При разведке шахтного поля изучение геологического разреза на глубину ограничивалось вскрытием скважинами "известнякового фундамента".

У п и н с к и й г о р и з о н т ($C_{1ир}$), слагающий верхнюю часть "известнякового фундамента", представлен здесь обычными светло-серыми трещиноватыми известняками, мощность которых по данным водопонижающих скважин изменяется от 9.5 до 25 м.

Кровля Упинского горизонта неровная. Абсолютные отметки ее изменяются в пределах 131-162 м. В северной части экспериментального участка наблюдается полоса повышенного залегания кровли известняков, являющаяся продолжением Дубовского поднятия. Отметки кровли здесь составляют 152-162 м. На остальной территории, относящейся к окраине Дедиловского прогиба, абсолютные отметки снижаются до 145-152 м и местами даже меньше (скв. N 23314).

Б о б р и к о в с к и й г о р и з о н т ($C_{1вв}$), залегающий на эродированной и закарстованной поверхности "известнякового фундамента", является угленосной толщей. В его составе выделяется два литологических комплекса: нижний - песчано-глинис-тый и верхний - углисто-глинистый.

Глины бобриковского горизонта серые и темно-серые, слабо алевритистые и иногда песчаные (больше в нижнем комплексе). Пески серые и светло-серые мелко- и тонко зернистые. Максимальное распространение песков на юго-западе участка.

Общая мощность горизонта изменяется от 10 до 50 м. Преобладающие значения находятся в пределах 15-28 м.

Т у л ь с к и й г о р и з о н т (C_{1tl}) состоит из двух толщ. В нижней части горизонт повсеместно представлен мелко- и тонко зернистыми песками с линзами глин, к которым приурочен угольный пласт нерабочей мощности (менее 1 м). Мощность песчаной толщи 5-10 м, местами до 15 м.

Верхняя толща состоит из глин и известняков. Глины серые изеленовато-серые, преимущественно тонко дисперсные. На данном участке в разрезе толщи прослежено до трех пластов известняка мощностью до 2-3 м каждый (местами до 5-6 м). Наиболее устойчивым распространением пользуются первый и второй снизу.

Общая мощность тульского горизонта составляет 20-25 м, максимальная - 35, 50 м.

Присутствие более молодых отложений нижнего карбона (окских)на шахтном поле не установлено, хотя на прилегающих площадях они выделяются.

Мезозойские отложения (M_{4z}), залегающие на эрозированной поверхности нижнекарбоновых пород, имеют повсеместное распространение на водораздельных пространствах. В их составе преобладают пески светло-желтые и желто-бурые мелкозернистые (реже до средне-зернистых) неравномерно глинистые. Мощность песчаной толщи, соответствующей нижнему мелу (неоком), составляет на восточной части шахтного поля и экспериментального участка 5-6 м, на западе достигает 11-17 м. Не исключается, что мезозойский возраст (верхняя юра) имеет часть глинистых пород, отнесенных в геологических отчетах к тульскому горизонту. В отношении физико-механических свойств эти глины в районе существенно отличаются

от тульских наличием признаков выветривания и трещиноватости (следовательно, возможной более высокой проницаемостью).

Четвертичные отложения (Q) сплошным чехлом покрывают все более древние породы. В составе четвертичной толщи преобладают покровные и делювиальные бурые, пористые суглинки мощностью 2-4 м. Ниже их довольно широко распространены тяжелые красно-бурые суглинки с обломками кремня, песчаника. Общая мощность четвертичных суглинков составляет 5-8 м.

В составе угленосной толщи (бобриковский горизонт) выделяется до 9 угольных пластов и пропластков. Промышленное значение имеет один - основной угольный пласт (второй по общей бассейновой индексации). Из других мощности до 1 м достигают лишь три и то в единичных пересечениях.

Основной угольный пласт на шахтном поле в общем имеет довольно выдержанную мощность, преобладающие значения которой составляют 1,80-2,60 м при минимальной в рабочем контуре 1,05 и максимальной 4,10 м.

Пласт имеет преимущественно сложное строение и состоит из двух - трех пачек, местами даже из четырех. Угольные пачки разделены прослоями глин мощностью 0,05-0,25 м, а участками (максимально до 0,70 м).

Непосредственно на экспериментальном участке угольный пласт отличается большей изменчивостью мощности. На западном фланге его с юга в частности по штреку №26 - Западному она остается характерной для всего шахтного поля. Здесь обычная мощность составляет 2,0-2,50 м. Снизу прослеживается прерывистая угольная пачка мощностью около 0,30 м, затем через прослой глины (0,10-0,20 м) залегает основная угольная пачка мощностью 1,50-2,0 м и через

один прослой глины (0,15-0,25) третья угольная пачка мощностью 0,30-0,50 м.

На севере Западного фланга участка вдоль границы карстовых нарушений, по данным горных работ, мощность угольного пласта значительно меньше (0,60-1,50 м).

В центральной части экспериментального участка в районе около ствольных выработок мощность угольного пласта также небольшая. Хотя по шахтным стволам разрез в целом обычный при суммарной мощности угольных пачек около 2,70 м.

В юго-восточной части экспериментального участка протягивающегося через шахтное поле субширотной полосой, ширина которой 200-400 м и протяженность 1500 м, наблюдается уменьшение мощности угольных пачек и увеличение мощности породных прослоев наряду с также явной повышенной карстовой нарушенностью. По данным горных работ эксплуатационной разведки, мощность угольного пласта здесь часто уменьшается до нерабочей, и он представлен преимущественно разобщенными пачками, основная из которых составляет 0,60-1,50 м.

Гипсометрия угольного пласта характеризуется в общем пологоволнистым залеганием. Общий размах изменения гипсометрических отметок составляет 22 м (минимальная - 152 м, максимальная - 174 м). Преобладающие абсолютные отметки почвы угольного пласта на участке изменяются в пределах 160-167 м. Повышенное залегание угольного пласта прослеживается на юго-западе (до 170 м). Абсолютные высоты меньше 160 м отмечаются в основном в локальных понижениях карстового характера.

По разрезам штреков повсеместно прослеживается значительная локальная изменчивость гипсометрии с амплитудами в несколько

метров на фоне более пологих крупных морфологических элементов протяженностью в сотни метров.

Угольный пласт залегает преимущественно в глинах.

Глины, залегающие в почве угольного пласта, имеют мощность 2-4 м, максимальная до 10 м. Но в Западной и отчасти в центральной частях шахтного поля и описываемого участка в почве угольного пласта непосредственно или через прослой глин менее 1 м залегает толща бобриковских песчаных осадков, мощность которых достигает 20м и которые непосредственно залегают на упинском горизонте.

Глины, залегающие в кровле угольного пласта, обычно имеют мощность 1,5-3 м, но местами она существенно больше. В восточной части шахтного поля и участка в кровле угольного пласта отчасти непосредственно залегают надугольные пески, обладающие, как известно, малой устойчивостью.

Глубина залегания угольного пласта в целом на шахтном поле изменяется от 33 до 56 м. Преобладающая глубина в том и на описываемом участке составляет 40-52 м.

По шахтному полю имеются ограниченные данные о составе и качестве углей. Указывается, что макроскопически основной пласт представлен бурыми, гумусовыми, в основном плотными разновидностями и состоит из переслаивания матовых и полуматовых углей. Но в юго-восточной части шахтного поля по единичным скважинам в нижней части пласта встречены сапропелевые угли прослоями от 0,15 до 0,30 м.

Зольность углей по пластопересечениям (скважинам) изменяется от 24% до 43% и обычно составляет 25-35%.

Содержание серы общей (без учета крупных включений серного колчедана, не включавшихся в пробу) изменяется от 1,38 до 3,35% и обычно составляет 1,5-2,5%.

Выход летучих компонентов на сухое топливо составляет 25-35% (изменяется от 22,67 до 46,16%).

Теплота сгорания в пересчете на сухое топливо обычно составляет 16000-20000 кДж/ч.

Более полные данные о качестве углей имеются по расположенному в нескольких километрах юго-восточнее Южно-Высоцкого участка, который по геологическим особенностям аналогичен полю шахты №3 - Киреевской. Эти данные могут быть использованы для ориентировочной оценки углей для подземного сжигания и приводятся ниже (обычные и средние значения): влага рабочая - 31-35% (33,1%); зольность чистого угля 22-32% (28,6%); зольность горной массы 24-34% (30,6%); сера общая в обогащенном угле (без крупных включений) - 3-4% (3,29%); содержание серного колчедана (в конкрециях 6 мм) - 1-2% (1,8%); содержание серы в не обогащенном угле (с пересчетом на включения серного колчедана) - (4%).

В результате анализа объединенной технологической пробы с этого участка установлено, что содержание сульфатной серы в углях незначительной, а другие разновидности серы (органическая и сульфидная) присутствуют почти в равных соотношениях, а именно: при общем содержании серы 3,26% на долю сульфатной приходится 0,07%, органической – 1,47%, колчеданной – 1,72%.

По Южно-Высоцкому участку имеется также результаты изучения состава золы. По 15 пробам из 7 скважин зола содержит следующие основные компоненты: SiO_2 38,31...58,5% (42,28%); Al_2O_3 – 27,56...39,39% (34,57%); Fe_2O_3 - 2.16...17,99 (7,05%). Температура плавления золы в 57% проб превышает 1773 К, по остальным 1613-1753 К.

Это в общем типичные для центральных районов данные. Известно, что основным золообразующим компонентом в углях является каолинит соединения железа в углях практически полностью связаны с окислением серного колчедана. Описываемый участок и шахтное поле по гидрогеологическим условиям являются обычными для большинства угольных шахт центральных районов южного крыла Подмосковного бассейна. Поле шахты характеризуется средней степенью обводненности.

Здесь выделяются повсеместно распространенные водоносные горизонты, из которых на ведение горных работ оказывали влияние и, вероятно, могут оказывать влияние на процессы подземного сжигания углей следующие геологические особенности:

- мезозойский (неокомаптский) водоносный горизонт, приуроченный к пескам нижнего мела;
- верхнетульский водоносный комплекс (разобщенные пласты известняков и линзы песков);
- надугольный водоносный горизонт (нижнетульская песчаная толща);
- бобриковский водоносный горизонт (изменчивая по мощности толща песков, а также сами угольные пласты прослои);
- упинский водоносный горизонт (известняки одноименного стратиграфического горизонта).

В результате систематических мер по осушению горных пород и связанного с выемкой угля, обрушения залегающих выше толщ режим всех перечисленных водоносных горизонтов нарушен. Общие черты подобных изменений фиксировались при работе шахты. Но по мере прекращения горных работ и осушения, несомненно, происходит

частичное восстановление обводненности, и о таких изменениях судить труднее без специальных режимных наблюдений.

Основное значение для ведения горных работ имели упинский и бобриковский водоносные горизонты, обладавшие повсеместными напорами на почву угольного пласта до 10-20 м и более.

Фильтрационные свойства упинских известняков изменчивы. В целом на Киреевском месторождении (отработанные шахты №№1,2,4.5.6) коэффициент фильтрации этого водоносного горизонта изменяется от 1 до 36 м/сут. Но и здесь, несомненно, существуют более проницаемые трещиноватые и закарстованные зоны. Мощность водоносного горизонта обычно 18-20 м.

В результате предварительного осушения практически на всем шахтном поле уровни упинского горизонта были снижены ниже почвы угольного пласта (абсолютные отметки 160-162 м). В настоящее время в пределах шахтного поля и непосредственно за его границами (шахта №6) используется несколько скважин для водоснабжения, которые могут в определенной мере поддерживать сниженные уровни, но частичный подъем их является вполне возможным.

Использование водоносного горизонта необходимо учитывать сточки зрения возможности его загрязнения продуктами сжигания углей.

Бобриковский водоносный горизонт, представленный песками и углем, гидравлически взаимосвязан с упинским горизонтом. Они имели единые пьезометрические уровни, которые снижались в результате водопонижения на упинский горизонт.

Бобриковские отложения, разделяющие угольный пласт и упинские известняки, имеют равный состав. Местами в их составе преобладают пески мощностью до 20 м. Пески тонко- и

мелкозернистые. Коэффициент фильтрации песков по одиночным откачкам составляет 0,2-1,1 м/сут.

Надугольный водоносный горизонт также обладал напорным характером. Статические уровни его составляли 184-196 м. При ведении горных работ этот горизонт осушался преимущественно с помощью забивных фильтров из нарезных штреков. Из водоносного горизонта происходили прорывы воды (20-100 $м^3$/ч) с выносом песка до 90 $м^4$. При этом в некоторых случаях отмечалось образование вороное на поверхности, что свидетельствует о нарушении при прорывах всей залегающей толщи пород.

Пески, слагающие надугольный горизонт, имеют обычно мощность 5-10 м, по гранулометрическому составу они тонко- и мелкозернистые.

Коэффициент фильтрации их по ограниченному числу лабораторных определений 0,1-3,5 м/сут. По опыту изучения других шахтных полей, можно ожидать распространение более крупных (до среднезернистых) и более проницаемых песков, особенно залегающих непосредственно на угольном пласте (в зонах размыва). По мере прекращения горных работ обводненность песков, несомненно, восстанавливается. Но первоначальные напоры, по-видимому, не будут достигнуты из-за локальной нарушенности водоупоров и перетока воды в нижележащие слои.

Воды в верхнетульских известняках при ведении горных работ почти полностью дренировались водопонижающими и восстающими скважинами. Известняки обладают довольно высокой проницаемостью. По определениям на соседнем поле шахт №5 коэффициент фильтрации их изменяется от 3 до 53 м/сут. Но статические ресурсы этих горизонтов невелики и восполнение их затруднено (залегают в глинах). Вместе с тем нарушение вследствие процессов сдвижения нижних

слоев глин обычно приводит к перетоку воды из известняков в подстилающие породы.

В целом верхнетульская толща с преобладающими в ее составе глинами представляет довольно надежный экран сверху, который должен предохранять нарушение технологического процесса подземного сжигания от рассеивания продуктов сжигания. Но в этой толще имеются карстонарушенные зоны (от провалов в упинском горизонте) и нарушения, обусловленные сдвижением и прорывами плывунов в горные выработки. Выявить их довольно трудно. Но учесть подобные проявления, отмеченные горными выработками, необходимо.

Мезозойский водоносный горизонт. удаленный от угленосной толщи, на расстоянии не менее 20-30 м, оказывал некоторое влияние на ведение горных работ. Были отмечены прорывы из него, очевидно, связанные с нарушением глинистых толщ при сдвижении массивов. Для условий подземного сжигания углей этот горизонт очевидно не будет иметь значения, тем более, что он имеет спорадической распространение и дренируется эрозионной сетью.

4.2. Результаты физического моделирования различных схем отработки пласта по технологии «Углегаз»

Сотрудниками МГГУ совместно с исследовательской группой "Углегаз" ТулГУ проведена серия опытов на лабораторной установке для исследования процесса сжигания пласта бурого угля при различных способах подачи воздуха в модель.

При первом способе подачи воздуха, его движение происходило по возвратноточной схеме. Результаты этой серии опытов показали, что при горении в свободном канале устойчивого горения бурого угля не происходит. Это объясняется тем, что вследствие озоления угольной

поверхности доступ кислорода к огневому забою резко сокращался по мере его удаления вглубь пласта и горение прекращалось.

Фильтрационная схема подачи воздуха позволила реализовать горение пласта в фильтрационном канале. Розжиг осуществлялся у термопары №1, далее розжиговая скважина изолировалась и воздух проходил через пласт. Скорость фильтрации по данным холодных испытаний составляла $(2\text{-}3)\cdot10^{-2}$ м/с. Горение модели пласта длилось 18 ч. Следует отметить, что направление движения границы совпадало с направлением фильтрационного потока. Причиной прекращения горения угля явилась резкое уменьшение количества воздуха, вызванное увеличением аэродинамического сопротивления воздухоподающего штрека после обрушения кровли.

Комбинированная схема, разработанная в МГГУ, обеспечивает начальное горение в свободном канале с последующей интенсификацией процесса за счет фильтрационного подвода воздуха к огневому забою. Этот способ обеспечил устойчивое горение, с высокой температурой газообразных продуктов горения.

Горение в свободном канале длилось 36 ч, при этом через 26 ч была отмечена тенденция к затуханию горения. Дополнительная подача воздуха через скважины вызвала обрушение кровли и интенсифицировала горение, которое происходило уже в фильтрационном канале. Аналогичные результаты были получены в последующем опыте.

Вскрытие модели отработанного пласта показало, что при комбинированной схеме практически вся масса угля вступала в реакцию с кислородом воздуха.

Установлено, что в начальный период, после дополнительной подачи воздуха, огневой забой продвигался навстречу фильтрационному потоку, то есть горение происходило в противотоке.

Далее огневой забой проходил скважину и горение продолжалось в прямотоке. Характер озоления поверхности кусков угля после сжигания подтверждает, что в области активного горения процесс протекает в диффузионном режиме и для обеспечения устойчивой реакции кислорода с углем необходимо обеспечить достаточно интенсивный массообмен в сжигаемом угольном пласте.

Таким образом, физическое моделирование показало следующее:

- устойчивое горение угольного пласта обеспечивается стабильным подводом кислорода атмосферного воздуха к огневому забою;
- в условиях Подмосковного бассейна обрушение кровли, сложенной рыхлыми породами, приводим к тому, что свободные каналы перекрываются, а дальнейшее горение угля происходит вследствие фильтрационного движения воздуха через термически подготовленный уголь;
- температура в очаге горения составляет от 773 до 1273 К, поэтому реакция кислорода с углем происходит в диффузионной области с, практически, постоянной скоростью.

4.3. Анализ результатов стендовых испытаний газотеплогенератора

Стендовые испытания проводились на участке №3 - "Киреевская" совместно с сотрудниками МГГУ. Полученные массивы данных - температура продуктов горения Т, концентрации кислорода $С_к$, углекислого газа $С_{у.г}$ и водорода $С_в$ в 163 временных отсчетах с интервалом в 1сутки обрабатывались методами корреляционного и регрессионного анализа. Матрица коэффициентов парной корреляции

этих параметров свидетельствует о сравнительно низком уровне корреляции температуры с другими факторами.

Сравнительно низкие значения коэффициентов множественной корреляции объясняются тем, что в число анализируемых величин не включен расход воздуха. Однако определяющее влияние этого фактора подтверждают результаты мероприятий по интенсификации воздухообмена в зоне горения, которые привели к увеличению температуры газообразных продуктов горения до 523-573 К. В целом данные стендовых испытаний подтверждают, выводы, полученные при физическом моделировании.

4.4. Факторы, определяющие устойчивость работы газотеплогенератора

Результаты физического моделирования и стендовых испытаний свидетельствуют о том. сто процесс сжигания пласта может протекать различно в зависимости от физических условий, определяющих химическую реакцию кислорода с углем. Физические условия, представляют собой тепломассообменные процессы, которые условно можно разделить на фильтрационную транспортировку кислорода к реагирующим поверхностям, диффузионный поток кислорода к активным центрам реагирующих поверхностей, распространение тепла в угольном пласте и вмещающих породах.

Химическое взаимодействие кислорода с углем характеризуется константой скорости реакции окисления, которая в свою очередь, зависит от интенсивности перечисленных физических процессов.

При фиксированном перепаде давления фильтрационный поток воздуха будет зависеть от проницаемости и трещиноватости угольного пласта, на которые существенное влияние оказывает влажность угля.

Если плотность фильтрационного потока будет недостаточна, то процесс горения будет затухать. Плотность диффузионного потока, таким образом, определяется с одной стороны интенсивностью фильтрации, а с другой скоростью поглощения кислорода воздуха углем.

Распространение тепла в угольном пласте осуществляется за счет теплофизических свойств угля и скорости фильтрации воздуха. Теплообмен с окружающими породами малой проницаемости протекает, главным образом, за счет теплопроводности, если же проницаемость пород и угля одинакова, то будут иметь место и конвективные потоки тепла.

Взаимосвязь физико-химических процессов, возникающих при горении угля, с физическими, химическими, горно-геологическими и технологическими факторами доказана и из которой следует, что в качестве параметров оптимизации следует принять технологические факторы расстояния между скважинами и рядами скважин; количество свежего воздуха, подаваемого в нагнетательные скважины; перепад давления, развиваемый источниками тяги.

Эти параметры должны быть определены таким образом, чтобы обеспечивался максимальный к.п.д. теплообменника при устойчивом горении угольного пласта. Применительно к теплообменникам типа ГПА температура газообразных продуктов горения должна составлять 473-523 К, а расход 20000-50000 $м^3$/ч. Для такого режима работы теплообменника необходимо прогреть угольный пласт на линии всасывающих скважин до температуры 573 К.

Таким образом, полученные результаты свидетельствуют о следующем:

- Параметрами оптимизации газотеплогенератора являются расстояния между скважинами и рядами скважин; количество

воздуха, подаваемого в нагнетательные скважины; перепад давления, развиваемый источниками тяги.

- Параметры оптимизации зависят от физических, химических и горно-геологических факторов, определяющих интенсивность физико-химических процессов сопровождающих горение угольного пласта.
- Устойчивое горение бурого угля происходит в фильтрационном канале и зависит от интенсивности фильтрационного потока воздуха, поступающего к огневому забою.
- Физико-химическими факторами, определяющими интенсивность физико-химических процессов горения угля являются проницаемость, трещиноватость и влажность угля и вмещающих пород; коэффициент диффузии кислорода; энергия активации, константа скорости окисления угля и тепловой эффект реакции кислорода с углем.

Горно-геологическими факторами, определяющими значения физико-химических факторов являются обводненность месторождения, тип угля и вмещающих пород, гипсометрия и глубина залегания угольного пласта, наличие карстовых нарушений.

Выводы по главе 4

1. Горно-геологическими факторами, определяющими значения физико-химических факторов, влияющих на устойчивость подземного горения угольного пласта, являются обводненность месторождения, тип угля и вмещающих пород, гипсометрия и глубина залегания угольного пласта, наличие карстовых нарушений.

2. Максимальный КПД теплообменника при устойчивом горении угольного пласта обеспечивается если температура

газообразных продуктов горения составляет 473-523 К, а расход 20000-50000 $м^3$/ч. Для такого режима работы теплообменника необходимо прогреть угольный пласт на линии всасывающих скважин до температуры не менее 573 К.

3. При фиксированном перепаде давления фильтрационный поток воздуха к огневому забою будет зависеть от проницаемости и трещиноватости угольного пласта, на которые существенное влияние оказывает влажность угля. Если плотность фильтрационного потока будет недостаточна, то процесс горения будет затухать.

4. Горно-геологические условия Подмосковного бассейна позволяют эффективно использовать как технологию подземной газификации угля, так технологию «Углегаз», на базе существующего оборудования.

5. Устойчивое горение бурого угля происходит в фильтрационном канале и зависит от интенсивности фильтрационного потока воздуха, поступающего к огневому забою.

6. Физико-химическими факторами, определяющими интенсивность физико-химических процессов горения угля являются проницаемость, трещиноватость и влажность угля и вмещающих пород; коэффициент диффузии кислорода; энергия активации, константа скорости окисления угля и тепловой эффект реакции кислорода с углем.

7. Параметрами оптимизации газотеплогенератора являются расстояния между скважинами и рядами скважин; количество воздуха, подаваемого в нагнетательные скважины; перепад давления, развиваемый источниками тяги.

ГЛАВА V. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОДЗЕМНОГО ГОРЕНИЯ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

5.1. Физическая модель и математическое описание подземного горения угольного пласта

Теоретические исследования, лабораторные и промышленные эксперименты показали, что технология комплексной постадийной отработки угольных месторождений «Углегаз», разработанная в Московском горном университете по руководством академика В.В. Ржевского, позволяет резко снизить нагрузки на окружающую среду по сравнению с традиционными способами угледобычи. Однако положительный экологический эффект достигается при устойчивом процессе подземного горения угольного пласта. Поэтому на стадии проектных решений необходимо иметь корректное математическое описание этого процесса, являющегося одним из основных в технологии «Углегаз».

Область горения угольного пласта, расположенную между рядом нагнетательных и вытяжных скважин можно разделить на следующие составные части - это зольный остаток; объем угольного пласта, реагирующий с кислородом воздуха; зона термической подготовки угольного пласта. Объем угля, контактирующий с зольным остатком, имеет наибольшую температуру в области горения. Учитывая, что линейный размер этой зоны на несколько порядков меньше расстояния между скважинами будем считать, что область горения состоит из двух полуплоскостей - зольного остатка и термически подготовленного угля, которые разделены линией огневого забоя.

В качестве физической модели процесса подземного сжигания угольного пласта принята модель, в соответствии с которой горение угля

определяется интенсивностью трех различных процессов: химической реакции кислорода с углем на поверхности огневого забоя, сопровождающейся выделением тепла; конвективно-диффузионным переносом кислорода к огневому забою и отводом газообразных продуктов реакции. Очевидно, что в общем процессе подземного горения угольного пласта лимитирующей стадии является тепломассоперенос в зоне химического реагирования.

При определенном сочетании параметров тепломассообмена устанавливается состояние динамического равновесия, которое характеризуется постоянной скоростью химической реакции и горение протекает в устойчивом режиме.

В рамках этой физической модели справедливо следующее уравнение, теплового баланса:

$$Q_x - Q_T - Q_{Г.П.} = 0, \qquad (5.1)$$

где Q_x - количество тепла, выделяющегося в результате химической реакции; Q_T - количество тепла, уходящего из зоны химической реакции за счет теплопроводности; $Q_{Г.П.}$ - количество тепла, уносимого из зоны химической реакции газообразными продуктами горения.

Количество тепла, выделяющегося в результате химической реакции, равно q·w, где q - тепловой эффект физико-химического взаимодействия кислорода с углем, Дж/м^3; w - скорость химической реакции, м^3/с.

Тепловой эффект взаимодействия кислорода с углем складывается из тепла процесса хемосорбции, которое при высоких температурах изменяется в интервале от 18 до 37 Мдж/м^3 и в среднем составляет 28 Мдж/м^3, и тепла реакции окисления углерода угля кислородом воздуха, которое равно 10 Мдж/м^3.

Поэтому этот параметр можно считать постоянным и в среднем равным 38 Мдж/м^3.

Скорость гетерогенной химической реакции описывается уравнением Аррениуса:

$$w = K_0 V_k \exp\left(-\frac{E}{RT}\right), \qquad (5.2)$$

где K_0 – предэкспоненциальный множитель, 1/с; V_k - объем кислорода, поступающего к поверхности огневого забоя, м^3; E - энергия активации, Дж/моль; R - универсальная газовая постоянная, Дж/моль·К; T - абсолютная температура, К.

Тогда можно записать, что

$$Q_x = qwV_B^{-1} = qK_0C\exp\left(-\frac{E}{RT}\right),$$

где V_B - объем воздуха, поступающего к поверхности огневого забоя, м^3/с; C - концентрация кислорода на поверхности огневого забоя.

Тепло, уходящее из зоны химической реакции за счет теплопроводности, расходуется на термическую подготовку угольного пласта и нагрев вмещающих пород. С достаточной степенью точности можно считать, что тепловые потоки перпендикулярны поверхностям, отдающим тепло, тогда, совмещая начала координатных осей с этими поверхностями, получим

$$-Q_T = \lambda_y \frac{\partial^2 T(x,t)}{\partial x^2} - \sum_{i=1}^{2} \lambda_{Пi} \frac{\partial^2}{\partial y_i^2} T_l(x,\ y_i,\ t)\Big|_{y_i=0}, \qquad (5.3)$$

где $\lambda_у$ - теплопроводность термически подготовленного угля, Вт/м·К; $\lambda_{Пi}$ - теплопроводность вмещающих пород (индекс i=1 относится к породам кровли, i=2 к породам почвы), Вт/м·К; $T_i(x,y_i,t)$ - функция, описывающая поле температур во вмещающих породах, К.

Знак минус перед вторым слагаемым равенства (5.3) показывает, что количество тепла, уходящего во вмещающие породы, является необратимыми потерями тепла.

Количество тепла, уносимого из зоны химической реакции газообразными продуктами реакции

$$Q_{Г.П.} = \rho_г V C_у \frac{\partial T(x,t)}{\partial x}, \qquad (5.4)$$

где $\rho_г$ - плотность газообразных продуктов горения, кг/м; V - скорость фильтрации, м/с; $C_г$ - теплоемкость газообразных продуктов горения, Дж/кг·К.

Следовательно, слагаемые уравнения (5.1) определяются соотношениями (5.2) - (5.4). В случае нестационарного теплообмена уравнение (5.1) примет вид:

$$\frac{dQ}{dt} = Q_Х - Q_Т - Q_{ГП}, \qquad (5.5)$$

где dQ/dt - скорость изменения теплосодержания единичного объема реагирующей системы: $dQ/dt = \rho_у C_у \cdot \partial T(x,t)/\partial x$.

Таким образом, используя уравнение (5.5) и соотношения (5.2) - (5.4) математическое описание процесса можно представить в следующем виде:

$$\rho_y C_y \frac{\partial}{\partial t} T(x,t) = \lambda_y \frac{\partial^2}{\partial x^2} T(x,t) - \sum_{i=1}^{2} \lambda_{Пi} \frac{\partial^2}{\partial y^2} T_i(x,\ y_i,\ t)\Big|_{y_i=0} -$$

$$-\rho_y V C_y \frac{\partial}{\partial x} T(x,t); \qquad (5.6)$$

$$\frac{\rho_{Пi} C_{Пi}}{\lambda_{Пi}} \frac{\partial}{\partial t} T_i(x_i,\ y_i,\ t) = \frac{\partial^2}{\partial y_i^2} T_i(x_i,\ y_i,\ t) =$$

$$= \frac{\partial^2}{\partial y_i^2} T(x_i, y_i, t) + \frac{\partial^2}{\partial x_i^2} T(x_i, y_i, t), \quad i=1,2; \qquad (5.7)$$

$$T(x,0) = T_i(x,\ y_i,\ 0) = T_0 = \text{const}; \qquad (5.8)$$

$$T_i(x,\ 0,\ t) = T(x,t); \qquad (5.9)$$

$$-\lambda_y \frac{\partial}{\partial x} T(0,t) = qK_0 l_{П.С.} C(0,t) \exp\left[-\frac{E}{RT(0,t)}\right]. \qquad (5.10)$$

Уравнения (5.6) и (5.7) описывают нестационарное поле температур угольного пласта и вмещающих пород соответственно. Равенство (5.8) характеризует начальную температуру горного массива. Равенство (5.9) является условием сопряжения температур на контакте угольного пласта и вмещающих пород.

Условие (5.10) характеризует интенсивность образования тепла при физико-химическом взаимодействии кислорода с углем на поверхности огневого забоя. Математическая модель процесса, представленная уравнениями (5.6) - (5.7) и условиями (5.8) - (5.10) является теоретическим обобщением результатов физического

моделирования и стендовых испытаний, проведенных сотрудниками МГГУ и ТулГУ. Полученная модель позволяет решить следующие практические задачи:

- определить расстояние между рядами нагнетательных и всасывающих скважин, которое обеспечит эффективную работу теплообменника;
- определить физические условия, обеспечивающие устойчивую реакцию горения;
- оценить химический состав газообразных продуктов подземного сжигания угольного пласта и мощность выбросов загрязнителей в водоносные горизонты, и приземные слои атмосферы.

5.2. Оптимальное расположение скважин при огневой отработке угольного пласта

Забалансовые запасы целого ряда угольных месторождений Подмосковного бассейна целесообразно отрабатывать по скважинной технологии, которая аналогична известных технологическим схемам подземной газификации угля. Это позволяет использовать в качестве математического описания распределение воздуха в угольном пласте и вмещающих породах модели, предложенные И.А. Чарным. Адаптация этих моделей к рассматриваемым физическим условиям сводится к следующему. Пусть в однородном пласте расположены два параллельных ряда скважин, расстояние между которыми 2h, расстояние между скважинами в ряду s, глубина каждой скважины одна и та же и равна H. Установившееся течение газовой смеси в пористой среде описывается уравнением Лапласа:

$$\nabla^2\Phi = 0; \qquad (5.11)$$

где Ф - потенциал массовой скорости фильтрации газа; k - коэффициент газовой проницаемости, м^2; μ - коэффициент динамической вязкости воздуха, Па·с; ρ_0 - плотность воздуха, кг/м^3; p_0 - атмосферное давление, Па; p - давление воздуха в данной точке пористой среды, Па;

$$\nabla^2 = \frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2}; \; \Phi = \frac{gk}{2\mu}\frac{\rho_0}{p_0}(p^2 - p_0^2). \qquad (5.12)$$

Так как на земной поверхности $p=p_0=0$, следовательно, Ф=0 при z=0. Для решения этой задачи применим метод отраженных источников.

Если ввести в рассмотрение два ряда фиктивных источников, расположенных симметрично основным относительно земной поверхности, то тогда будет выполняться граничное условие Ф=0.

При этом вновь введенные источники окажут небольшое влияние на распределение потенциалов в плоскости z=H, так как расстояние от них до этой плоскости 2H значительно больше расстояния между скважинами 2σ. В этом случае потенциал массовой скорости фильтрации будет иметь вид:

$$\Phi = \pi^{-1}\left\{q_1\sum_{n=1}^{N}\ln\left\{\left[\left(x-2\sigma(n-1)\right)^2+\left(y-h\right)^2+\left(z-H\right)^2\right]\times\right.\right.$$

$$\left.\left.\times\left[\left(x-2\sigma(n-1)\right)^2+\left(y-h\right)^2+\left(z+H\right)^2\right]^{-1}\right\}+\right.$$

$$+\sum_{n=1}^{N}q_{2n}\ln\left\{\left[\left(x-2\sigma(n-1)\right)^2+\left(y+h\right)^2+\left(z-H\right)^2\right]\times\right.$$

$$\times\left[\left(x-2\sigma(n-1)\right)^2+\left(y+h\right)^2+\left(z+H\right)^2\right]^{-1}\Bigg\}\Bigg\}, \qquad (5.13)$$

где q_1, q_{2n} - мощность стоков и источников, на единицу длины скважины, Н/м·с; N - число скважин.

Массовые дебиты скважин источников находятся из условий равенства нулю потенциалов на их контурах:

$$\Phi\left\{\text{при } (x-x_n)^2+(y+h)^2+(z-H)^2=r^2\right\}=0,\ n=\overline{1,\ N}, \qquad (5.14)$$

где r - радиус скважины.

Условия (5.14) представляют собой систему N линейных уравнений. Учитывая, что радиус скважины значительно меньше расстояний между ними, эту систему уравнений можно записать в следующем виде:

$$\left.\begin{array}{l} B_1q_{21}+d_{12}q_{22}+\ ...\ +d_{1N}q_{2N}=-A_1-C_1, \\ d_{21}q_{21}+B_1q_{22}+\ ...\ +d_{1N}q_{2N}=-A_1-C_2, \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\ d_{N1}q_{21}+d_{N2}q_{22}+\ ...\ +B_1q_{2N}=-A_1-C_N, \end{array}\right\} \qquad (5.15)$$

где

$$A_1=\frac{q_1}{\pi}\ln\frac{r^2+4h^2}{r^2+4h^2+4H^2};$$

$$B_1 = \frac{1}{2\pi}\ln\frac{r}{(r^2+4H^2)^{0,5}};$$

$$d_{1n} = \frac{1}{2\pi}\ln\frac{2(i-n)\sigma}{\left[4\sigma^2(i-n)+4H^2\right]^{0,5}};$$

$$C_1 = \frac{q_1}{2\pi}\ln\frac{\left[4\sigma^2(i-n)^2+4h^2\right]^{0,5}}{\left[4\sigma^2(i-n)^2+4h^2+4H^2\right]^{0,5}}.$$

Подставляя полученные мощности стоков и источников в выражение (5.13) можно рассчитать значения потенциала фильтрации газовой смеси в плоскости угольного пласта.

Учитывая тот факт, что массовая скорость фильтрации газовой смеси пропорциональна градиенту потенциала фильтрационного течения, получим:

$$\left.\begin{aligned}\rho_0 V_X &= -\frac{\partial\,\Phi}{\partial\,x},\\ \rho_0 V_X &= -\frac{\partial\,\Phi}{\partial\,x},\\ \rho_0 V_X &= -\frac{\partial\,\Phi}{\partial\,x}.\end{aligned}\right\} \qquad (5.16)$$

Тогда из (5.13) и (5.16) следует справедливость соотношений:

$$\rho_0 V_x = -\frac{q_1}{2\pi}\sum_{n=1}^{N}\left[x-2\sigma(n-1)\right]\left[(S_{1n})^{-1}-(S_{2n})^{-1}\right]-$$

$$-\frac{1}{2\pi}\sum_{n=1}^{N} q_{2n}\left[x-2\sigma(n-1)\right]\left[(S_{3n})^{-1}-(S_{4n})^{-1}\right];$$

$$\rho_0 V_y = -\frac{q_1}{2\pi}\sum_{n=1}^{N}(y-h)\left[(S_{1n})^{-1}-(S_{2n})^{-1}\right]-$$

$$-\frac{1}{2\pi}\sum_{n=1}^{N} q_{2n}(y+h)\left[(S_{3n})^{-1}-(S_{4n})^{-1}\right];$$

$$\rho_0 V_z = -\frac{q_1}{2\pi}\sum_{n=1}^{N}\left[(z-H)(S_{1n})^{-1}-(z+H)(S_{2n})^{-1}\right]-$$

$$-\frac{1}{2\pi}\sum_{n=1}^{N} q_{2n}\left[(z-H)(S_{3n})^{-1}-(z+H)(S_{4n})^{-1}\right];$$

где

$$S_{1n} = \left(x-2\sigma(n-1)\right)^2+(y-h)^2+(z-H)^2;$$

$$S_{2n} = \left(x-2\sigma(n-1)\right)^2+(y-h)^2+(z+H)^2;$$

$$S_{3n} = \left(x-2\sigma(n-1)\right)^2+(y+h)^2+(z-H)^2;$$

$$S_{4n} = \left(x-2\sigma(n-1)\right)^2+(y+h)^2+(z+H)^2.$$

$$V = (\rho_0)^{-1}\left(V_x^2+V_y^2+V_z^2\right)^{0,5}. \qquad (5.17)$$

Расчет по формуле (5.17) позволил определить минимальные скорости фильтрации V_{min} в плоскости угольного пласта (при z = H) в зависимости

от соотношения линейных размеров сетки скважин и числа скважин в ряду. Установлено, что оптимальной по критерию $V_{min} \rightarrow max$ является квадратная сетка скважин с $h/\sigma = 1$. С ростом числа числа скважин в ряду V_{min} монотонно возрастает, но, начиная с N = 13 - 15 прирост минимальной скорости фильтрации незначителен.

Решение уравнений (5.15) показывает, что общий дебит скважин-источников всегда меньше дебита стоков. Это объясняется тем, что кровля угольного пласта не является абсолютно непроницаемой и поэтому неизбежен подсос воздуха через аэродинамически активные зоны покрывающих пород. Расстояние между рядами скважин определяется из условия прогрева угольного пласта до температуры равной расчетной температуре газообразных продуктов горения. При этом рассматривается стационарный процесс теплообмена, который установится через некоторый период после возникновения устойчивого горения. Для того, чтобы поддерживалось устойчивое горение необходим устойчивый диффузионный поток кислорода к реагирующей поверхности, который соответствует состоянию динамического равновесия процесса окисления угля в интервале температур горения. Тогда с учетом принятых допущений и математического описания процесса тепломассообмена, получим:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a\frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + b\frac{\partial T}{\partial x}, \qquad (5.18)$$

где V - скорость фильтрации воздуха, м/с; $V_{ОЗ}$ - средняя скорость подвигания огневого забоя, м/с;

$$a = \left(\lambda_y + \sum_{i=1}^{2}\lambda_{Пi}\right)\left(\rho_y C_y + \sum_{i=1}^{2} C_{Пi}\rho_{Пi}\right)^{-1};$$

$$b = \rho_y C_y V\left(\rho_y C_y + \sum_{i=1}^{2} C_{\Pi i}\rho_{\Pi i}\right)^{-1} - V_{O3}.$$

При стационарном теплообмене $\partial T/\partial t = 0$ и тогда математическая модель примет вид:

$$a\frac{d^2T}{dx^2} + b\frac{dT}{dx} = 0; \qquad (5.19)$$

$$\left.\begin{aligned} T\big|_{X=0} &= T_{O3} = \text{const}, \\ -\lambda\left.\frac{dT}{dx}\right|_{X=0} &= 2hqK_0C_*\exp\left[-E(RT_{O3})^{-1}\right]. \end{aligned}\right\} \qquad (5.20)$$

где C_* - концентрация кислорода на линии огневого забоя.

Из решения задачи (5.19) - (5.20) следует, что

$$T(x) = T_{O3} - 2hqK_0C_*(b\lambda)^{-1}\times$$

$$\times\exp\left[-E(RT_{O3})^{-1}\right]\left[1-\exp(-xba^{-1})\right]. \qquad (5.21)$$

Анализ выражения (5.21) показывает, что функция T(x) имеет горизонтальную асимптоту $\tau_\infty < T_{O3}$, которая определяется по формуле:

$$T_\infty = \lim_{x\to\infty} T(x) = T_{O3} - 2hqK_0C_*(b\lambda)^{-1}\exp\left[-E(RT_{O3})^{-1}\right]. \qquad (5.22)$$

При этом в зависимости от расстояния 2h асимптота может находиться как выше изотермы $T_г$, так и ниже ее. Принимая $T_\infty = T_г$ найдем оптимальное расстояние между рядами скважин

$$2h = \lambda b\left(T_{O3} - T_{\Gamma}\right)\left(aqK_0C_*\right)^{-1}\exp\left[-E(RT_{O3})^{-1}\right]. \qquad (5.23)$$

Чтобы воспользоваться формулой (5.23) необходимо рассчитать C_*, для решения этой задачи достаточно рассмотреть стационарный конвективно-диффузионный перенос кислорода к огневому забою. Математическая модель диффузионного переноса в этом случае имеет вид:

$$D\frac{d^2C}{dx^2} + V\frac{dC}{dx} = 0, \qquad (5.24)$$

$$\left.\begin{aligned} C\big|_{X=0} &= C_* = \text{const}, \\ D\left.\frac{dC}{dx}\right|_{X=0} &= KC_* \cdot 1, \end{aligned}\right\} \qquad (5.25)$$

где K - константа скорости химического взаимодействия кислорода с углем при температуре T_{O3}, 1/c; $K = K_0\exp\left[-E(RT_{O3})^{-1}\right]$.

Решение задачи (5.24) - (5.25) можно записать следующим образом:

$$C(x) = C_*\left\{1 + KV^{-1}\left[1 - \exp(-xVD^{-1})\right]\right\}. \qquad (5.26)$$

Функция C(x) также имеет горизонтальную асимптоту $C_\infty > C_*$, которая определяется по формуле: $C\big|_{X=0} = \lim\limits_{x\to\infty} C(x) = C_*\left(1 + KV^{-1}\right)$.

Принимая, что $C_\infty = C_o$, где C_o - начальная концентрация кислорода в воздухе, поступающем в нагнетательные скважины, получим следующее соотношение: $C_* = C_0\left(1 + KV^{-1}\right)$

Исходя из оптимальных режимов работы серийно выпускаемых теплообменников, принимаем средний расход газообразных продуктов горения равным $5 \cdot 10^4$ м^3/ч и их температуру $T_г$=578К, при этом средняя скорость фильтрации воздуха будет составлять $3{,}5 \cdot 10^2$ м/с.

Температура огневого забоя принимается исходя из опыта подземной газификации угля и результатов физического моделирования равной 788К, тогда К = 0,19 1/с. Значения коэффициентов: а = $5{,}9 \cdot 10^{-7}$ м^2/с; b = $7{,}44 \cdot 10^{-3}$ м/с (при расчете b, значение $V_{о.з.}$ принято из опыта подземной газификации угля равным 0,5 м/сут). Расчетная концентрация кислорода на огневом забое 3,1%, тогда по формуле найдем 2h = 28,9 м.

Учитывая возможные отклонения, связанные с временными флуктуациями температуры, оптимальным следует считать расстояние между рядами скважин равное 20 - 30 м.

5.3. Математическая модель динамики теплообмена при подземном сжигании оконтуренных целиков угля

Сотрудниками ОАО «Тулауголь» и МГГУ совместно с исследовательской группой «Углегаз» ТулГУ проведена серия опытов на лабораторной установке, созданной на базе технологического комплекса шахты № 3 – «Киреевская», для исследования процесса сжигания пласта бурого угля при различных способах подачи воздуха в модель. Исследования показали, что при огневой отработке оконтуренных целиков угля, комбинированная схема, разработанная в МГГУ, обеспечивает начальное горение в свободном канале с

последующей интенсификацией процесса за счет фильтрационного подвода воздуха к огневому забою. Этот способ обеспечил устойчивое горение, с высокой температурой газообразных продуктов горения. Результаты натурного эксперимента свидетельствовали о том, что в целом для условий Подмосковного бассейна эта технологическая схема является наиболее эффективной при отработке оконтуренных выработками целиков угля (такая ситуация наиболее часто наблюдается в околоствольных дворах отрабатывающихся шахт и подлежащих закрытию).

В качестве расчетной схемы рассматривался плоский объект произвольной формы, оконтуренный выработками. Пусть воздух подается в произвольно расположенные скважины.

Система уравнений тепломассообмена решается, исходя из следующих предположений:

- фильтрационное поле является стационарным;
- давление воздуха в выработках, оконтуривающих целик - постоянно;
- газовая проницаемость угля, плотность и вязкость воздуха не зависят от других параметров модели рассматриваемого процесса;
- утечка воздуха на дневную поверхность учитываются решением трехмерной фильтрационной задачи;
- тепловые свойства угля: теплоемкость, теплопроводность, теплота сгорания - выбираются как среднеинтегральные значения по всему возможному интервалу температур;
- отдача тепла вмещающим породам учитывается изменением параметров теплопереноса;

- на границе целика происходит теплообмен с газовой смесью по закону Ньютона, при этом коэффициент теплообмена является величиной постоянной;
- температура газа на выходе считается равной температуре пласта на контуре.

Математическая модель процессов тепломассопереноса при отработке оконтуренных выработками целиков угля с учетом принятых допущений имеет вид:

$$\nabla^2\Phi = 0; \qquad (5.27)$$

$$c\rho\frac{\partial}{\partial t}T(x, y, t) = \lambda\left[\frac{\partial^2}{\partial x^2}T(x, y, t) + \frac{\partial^2}{\partial y^2}T(x, y, t)\right] -$$

$$-V_x(x, y)\frac{\partial}{\partial x}T(x, y, t) - V_y(x, y)\times$$

$$\times\frac{\partial}{\partial y}T(x, y, t) + f(x, y, t); \qquad (5.28)$$

$$V_x = -\frac{1}{g\rho_в}\frac{\partial\Phi}{\partial x}; \qquad (5.29)$$

$$V_y = -\frac{1}{g\rho_B}\frac{\partial\Phi}{\partial y} \qquad (5.30)$$

$$\frac{\partial\left[V_x(x, y)C_k(x, y)\right]}{\partial x} + \frac{\partial\left[V_y(x, y)C_k(x, y)\right]}{\partial y} = 0. \qquad (5.31)$$

Начальные и граничные условия имеют вид:

$$T\big|_{t=0} = T_0 = \text{const};\qquad (5.32)$$

$$\Phi\big|_{(X,Y)} = \Phi_0 = \text{const};\qquad (5.33)$$

$$\lambda \frac{\partial T}{\partial x}\bigg| = \alpha\left(T - T_B\right);\qquad (5.34)$$

$$C\big|_{(X,Y)} = C_0 = \text{const};\qquad (5.35)$$

где Φ - потенциал скорости фильтрации; ∇^2 - оператор Лапласа; c, ρ, λ - удельная теплоемкость, плотность, теплопроводность угля; Дж/кг·К, кг/м^3, Дж/с·м·К; V_x, V_y - проекции скорости фильтрации на оси координат, м/с; f(x, y, t) - функция источника; $T_{гор}$ - минимальная температура горения, К; K_o, E, R - предэкспонента, энергия активации для реакции окисления угля, универсальная газовая постоянная (размерности соответственно 1/с, Дж/моль, Дж/моль·К); $C_k(x, y)$ - концентрация кислорода в точке (x,y); $\rho_в$ - плотность воздуха, кг/м^3; α - коэффициент теплообмена, Дж/(с·м^2·К); $T_в$ - температура воздуха в выработках, оконтуривающих целик, К.

$$f(x,y,T) = \begin{cases} 0 \text{ при } T(x,y) < T_{гор}, \\ q_0 K_0 \exp\left(-\dfrac{E}{RT_{оз}}\right)\cdot C_K(x,y) \text{ при } T(x,y) \geq T_{гор}. \end{cases}$$

Потенциал скорости фильтрации имеет вид:

$$\Phi = \frac{K}{2\mu}\frac{g\rho}{P_0}P^2, \qquad (5.36)$$

где К - проницаемость пласта, м^2; μ - вязкость воздуха, кг/м·с; Р - давление, Па; P_o - атмосферное давление, Па.

Решение задачи (5.27) с условием (5.33) получено методом отраженных источников.

Для удовлетворения условиям на границе вводятся фиктивные стоки вдоль всей ее протяженности.

Мощности фиктивных стоков находят из системы линейных уравнений:

$$\mathbf{A}\cdot\mathbf{Q_2} = \mathbf{B}, \qquad (5.37)$$

где $\mathbf{A} = \{a_{ij}\}, i, j = \overline{1, N_\Phi}$; $\mathbf{Q_2} = \{q_{2i}\}$, $i = \overline{1, N_\Phi}$; N_Φ - число фиктивных стоков;

$$a_{ij} = \pi^{-1}\ln\left\{\left[\left(x_i^\Phi - x_j^\Phi\right)^2 + \left(y_i^\Phi - y_j^\Phi\right)^2\right]\times\right.$$

$$\left.\times\left[\left(x_i^\Phi - x_j^\Phi\right)^2 + \left(y_i^\Phi - y_j^\Phi\right)^2 + 4H^2\right]^{-1}\right\} \quad i \neq j;$$

$$a_{ij} = \frac{1}{2x}\ln\frac{r}{4H}, \quad i = j;$$

где $x_i^{Ф}$, $x_j^{Ф}$ - координаты x фиктивных стоков, м; $y_i^{Ф}$, $y_j^{Ф}$ - координаты y фиктивных стоков, м; H - глубина залегания пласта, м; r - расстояние между соседними стоками, м; q_{2i} - дебит i-го фиктивного стока, кг/с^3;

$$b_i = \pi^{-1} \sum_{j=1}^{N_{ИСТ}} q_{1i} \ln \left\{ \left[\left(x_i^{Ф} - x_j \right)^2 + \left(y_i^{Ф} - y_j \right)^2 \right] \times \right.$$

$$\left. \times \left[\left(x_i^{Ф} - x_j \right)^2 + \left(y_i^{Ф} - y_j \right)^2 + 4H^2 \right]^{-1} \right\}.$$

Потенциал массовой скорости фильтрации в плоскости пласта определяется по формуле:

$$\Phi\big|_{z=H} = \pi^{-1} \left\langle \sum_{i=1}^{N_{ИСТ}} q_{1i} \ln \left\{ \left[\left(x - x_i \right)^2 + \left(y - y_i \right)^2 \right] \times \right. \right.$$

$$\left. \times \left[(x - x_i)^2 + (y - y_i)^2 + 4H^2 \right]^{-1} \right\} +$$

$$+ \sum_{j}^{N_{Ф}} q_{2i} \ln \left\{ \left[(x - x_i^{Ф})^2 + (y - y_i^{Ф})^2 \right] \times \right.$$

$$\left. \left. \times \left[(x - x_i^{Ф})^2 + (y - y_i^{Ф})^2 \right] + 4H^2 \right\} \right\rangle. \qquad (5.38)$$

Компоненты скорости фильтрации получим из формулы (5.38) с учетом соотношений (5.29) и (5.30)

$$V_x = -0,5 \left(g \rho_B \right)^{-1} \left\langle \sum_{i=1}^{N_{ИСТ}} q_{1i} \left(x - x_i \right) \left\{ \left[\left(x - x_i \right)^2 + \left(y - y_i \right)^2 \right]^{-1} - \right. \right.$$

$$-\left[\left(x-x_i\right)^2+\left(y-y_i\right)^2+4H^2\right]^{-1}\Big\}-\sum_{j=1}^{N_\Phi}q_{2i}\left(x-x_i^\Phi\right)\times$$

$$\times\Big\{\Big[\left(x-x_i^\Phi\right)^2+\left(y-y_i^\Phi\right)^2\Big]^{-1}-$$

$$-\left[\left(x-x_i^\Phi\right)^2+\left(y-y_i^\Phi\right)^2+4H^2\right]^{-1}\Big\}\Big\rangle; \qquad (5.39)$$

$$V_y=-0,5\left(g\rho_B\right)^{-1}\Big\langle\sum_{i=1}^{N_{ИСТ}}q_{1i}\left(y-y_i\right)\Big\{\Big[\left(x-x_i\right)^2+\left(y-y_i\right)^2\Big]^{-1}-$$

$$-\left[\left(x-x_i\right)^2+\left(y-y_i\right)^2+4H^2\right]^{-1}\Big\}-\sum_{j=1}^{N_\Phi}q_{2i}\left(y-y_i^\Phi\right)\times$$

$$\times\Big\{\Big[\left(x-x_i^\Phi\right)^2+\left(y-y_i^\Phi\right)^2\Big]^{-1}-$$

$$-\left[\left(x-x_i^\Phi\right)^2+\left(y-y_i^\Phi\right)^2+4H^2\right]^{-1}\Big\}\Big\rangle. \qquad (5.40)$$

Для решения уравнения (5.28) с условием (5.36) и (5.35) использовался методом конечных разностей.

Для этого на рассматриваемой плоскости моделируемый объект произвольной формы аппроксимируют сеткой. Тогда можно записать разностный аналог уравнения (5.28) в следующем виде:

$$A_{ij}u_{i-1,\,j}^{t+\tau/2}-C_{ij}u_{ij}^{t+\tau/2}+B_{ij}u_{i+1,\,j}^{t+\tau/2}=-F_{ij},\quad j=0,N_2; \qquad (5.41)$$

$$A_{ij}u_{i-1,\,j}^{t+\tau/2} - C_{ij}u_{ij}^{t+\tau/2} + B_{ij}u_{i+1,\,j}^{t+\tau/2} = -F_{ij}, \quad i = 0, N_1; \qquad (5.42)$$

где

$$A_{ij} = \tau\left[0,5\lambda\left(c\rho\right)^{-1}h_1^{-2} + 0,25h_1^{-1}\right]V_{xij};$$

$$B_{ij} = \tau\left[0,5\lambda\left(c\rho\right)^{-1}h_1^{-2} - 0,25h_1^{-1}\right]V_{xij};$$

$$F_{ij} = \left[0,5\lambda\left(c\rho\right)^{-1}h_2^{-2} + 0,25h_2^{-1}\right]\tau V_{yij}u_{i,\,j-1}^{t} + \left[1 - \lambda\tau\left(c\rho\right)^{-1}h_2^{-2}\right]u_{i,\,j}^{t} +$$

$$+\left[0,5\lambda\left(c\rho\right)^{-1}h_2^{-2} - 0,25h_2^{-1}\right]\tau V_{yij}u_{i,\,j+1}^{t} + \tau f\left(x_i,\, y_j,\, u_{ij}^{t}\right);$$

$$c_{ij} = 1 + \tau\lambda h_1^{-2}\left(c\rho\right)^{-1};$$

$$A_{ij} = \tau\left[0,5\lambda\left(c\rho\right)^{-1}h_2^{-2} + 0,25h_2^{-1}\right]V_{yij}^{t+\tau/2};$$

$$B_{ij} = \tau\left[0,5\lambda\left(c\rho\right)^{-1}h_2^{-2} - 0,25h_2^{-1}\right]V_{yij}^{t+\tau/2};$$

$$c_{ij} = 1 + \tau\lambda h_2^{-2}\left(c\rho\right)^{-1}.$$

Разностный аналог граничных условий (5.34) и (5.35) запишется в виде:

$$u_{0,\,j}^{t+\tau/2} = \chi_1 \cdot u_{1,\,j}^{t+\tau/2} + \nu_1;\; u_{n,\,j}^{t+\tau/2} = \chi_2 \cdot u_{n-1,\,j}^{t+\tau/2} + \nu_2; \qquad (5.43)$$

где

$$\chi_1 = \chi_2 = \left[\lambda \cdot \tau + 0,5h_1^2 + \alpha \cdot h_1 \cdot \tau\right]^{-1} \lambda\tau;$$

$$\nu_1 = 0,5h_1^2 u_{0,\,j}^t - \tau h_1 \left[\alpha T_{‰} + 0,5h_1 f\left(x_0,\ y_j,\ u_{0,\,j}^t\right)\right];$$

$$\nu_1 = 0,5h_1^2 u_{N,\,j}^t - \tau h_1 \left[\alpha T_{‰} + 0,5h_1 f\left(x_N,\ y_j,\ u_{N,\,j}^t\right)\right];$$

$$u_{i,\,0}^t = \chi_1 u_{i,\,1}^t + \nu_1';$$

$$u_{i,\,N}^t = \chi_2 u_{i,\,N-1}^t + \nu_2';$$

$$\chi_1' = \chi_2' = \left[\lambda \cdot \tau + 0,5h_2^2 + \alpha \cdot h_2 \cdot \tau\right]^{-1} \lambda\tau;$$

$$\nu_1' = 0,5h_2^2 u_{i,\,0}^{t+\tau/2} - \tau h_2 \left[\alpha T_{‰} + 0,5h_2 f\left(x_i,\ y_0,\ u_{i,\,0}^{t+\tau/2}\right)\right];$$

$$\nu_2' = 0,5h_2^2 u_{i,\,N}^{t+\tau/2} - \tau h_2 \left[\alpha T_{‰} + 0,5h_2 f\left(x_i,\ y_N,\ u_{i,\,N}^{t+\tau/2}\right)\right].$$

В этих формулах: τ - шаг по времени, с; h_1, h_2 - шаги по координатам x и y; u_{ij}^t - разностный аналог $T(x_i, y_j, t)$. Последовательно решая задачи (5.41) с условиями (5.43) и (5.42) с условиями (5.44) методом прогонки, получим значение температуры в любой точке сетки в очередной момент времени.

Задача (5.31) - (5.35) также решена методом конечных разностей. Формула для вычисления концентрации кислорода в этом случае запишется в виде:

$$C_{Kij} = \frac{h_1^{-1} V_{Xi-1,\,j} C_{Ki-1,\,j} + h_2^{-1} V_{Yi,\,j-1} C_{Ki,\,j-1}}{h_1^{-1} V_{Xi,\,j} + h_2^{-1} V_{Yi,\,j}},\ 0 < i < N_1,\ 0 < j < N_2.$$

Комплексное решение системы (5.27) - (5.31) описанными выше методами позволило получить на выходе всю информацию, необходимую для обоснованного выбора параметров подземного газотеплогенератора, в том числе и дебит окислителя, а также рассчитать возможный выброс тепловой энергии в окружающую среду.

В целом на основе экспериментальных и теоретических исследований уточнены существующие закономерности физико-химических процессов, протекающих при подземном сжигании бурых углей Подмосковного бассейна, для получения тепловой энергии. Полученные результаты, на наш взгляд, могут быть использованы для решения проблем диверсификации и технологической реструктуризации, действующих и строящихся шахт ООО "Тулауголь" и способствовать созданию экологически рациональных и экономически конкурентоспособных энерго-сырьевых предприятий.

Основными техническими характеристиками технологического процесса подземного сжигания углей Подмосковного бассейна, необходимыми для разработки технических заданий на проектирование производственных объектов, являются следующие выводы и рекомендации:

- Параметрами оптимизации газотеплогенератора являются расстояния между скважинами и рядами скважин; количество воздуха, подаваемого в нагнетательные скважины; перепад давления, развиваемый источниками тяги.
- Параметры оптимизации зависят от физических, химических и горно-геологических факторов, определяющих интенсивность физико-химических процессов сопровождающих горение угольного пласта.

- Устойчивое горение бурого угля происходит в фильтрационном канале и зависит от интенсивности фильтрационного потока.
- Физико-химическими факторами, определяющими интенсивность физико-химических процессов горения угля являются проницаемость, трещиноватость и влажность угля и вмещающих пород; коэффициент диффузии кислорода; энергия активации, константа скорости окисления угля и тепловой эффект реакции кислорода с углем.
- Горно-геологическими факторами, определяющими значения физико-химических факторов являются обводненность месторождения, тип угля и вмещающих пород, гипсометрия и глубина залегания угольного пласта, наличие карстовых нарушений.
- Процесс подземного горения угольного пласта моделируется системой уравнений тепломассообмена с учетом закономерности Аррениуса для константы скорости хемосорбции кислорода в огневом забое.
- Критерием оптимальности при оценке расположения скважин для условий бесшахтной отработки запасов является максимум минимальных значений минимальной скорости фильтрации воздуха в плоскости угольного пласта. Это условие выполняется при квадратной сетке расположения скважин.
- С ростом числа скважин значение минимальной скорости фильтрации монотонно возрастает, но, начиная с 13-15 скважин, его прирост незначителен.

- Устойчивое горение угольного пласта достигается, если концентрация кислорода в огневом забое равна $C_0(1+KV)^{-1}$.
- Оптимальное расстояние между рядами скважин составляет 20-30 м.
- Математическая модель комбинированной схемы «Углегаз» должна учитывать трехмерность процесса тепломассообмена и скорость движения огневого забоя. При этом вмещающие породы можно рассматривать как однородную, изотропную пористую среду.
- Оптимальная влажность угля, обеспечивающая максимальную величину константы скорости химического взаимодействия угля с кислородом воздуха, составляет 7,8 -10,5%.
- Гидроразрыв угольного целика в трех направлениях повышает газовую проницаемость угля на 3 - 4 порядка. При газовой проницаемости около 10^{-8} м^2 обеспечивается устойчивое горение угля при всасывающей схеме удаления газообразных продуктов подземного сжигания угольного целика, оконтуренного с четырех сторон горными выработками.

Математическое моделирование технологической схемы огневой отработки угольного целика ш. «Киреевская – 3» показало, что комбинированная воздухообмена схема позволит обеспечить потребителя необходимым количеством тепла. Для нормального функционирования рассмотренной технологической схемы необходимо провести технические мероприятия по осушению подготовленных запасов.

Выводы по главе 5

1. В целом на основе экспериментальных и теоретических исследований уточнены существующие закономерности физико-химических процессов, протекающих при подземном сжигании бурых углей Подмосковного бассейна, для получения тепловой энергии. Полученные результаты могут быть использованы для решения проблем диверсификации и технологической реструктуризации, действующих и строящихся шахт ООО "Тулауголь" и способствовать созданию экологически рациональных и экономически конкурентоспособных энерго-сырьевых предприятий.

2. Параметрами оптимизации газотеплогенератора являются расстояния между скважинами и рядами скважин; количество воздуха, подаваемого в нагнетательные скважины; перепад давления, развиваемый источниками тяги.

3. Параметры оптимизации зависят от физических, химических и горно-геологических факторов, определяющих интенсивность физико-химических процессов сопровождающих горение угольного пласта.

Устойчивое горение бурого угля происходит в фильтрационном канале и зависит от интенсивности фильтрационного потока.

4. Физико-химическими факторами, определяющими интенсивность физико-химических процессов горения угля являются проницаемость, трещиноватость и влажность угля и вмещающих пород; коэффициент диффузии кислорода; энергия активации, константа скорости окисления угля и тепловой эффект реакции кислорода с углем.

5. Горно-геологическими факторами, определяющими значения физико-химических факторов являются обводненность месторождения, тип угля и вмещающих пород, гипсометрия и глубина залегания угольного пласта, наличие карстовых нарушений.

6. Процесс подземного горения угольного пласта моделируется системой уравнений тепломассообмена с учетом закономерности Аррениуса для константы скорости хемосорбции кислорода в огневом забое.

7. Критерием оптимальности при оценке расположения скважин для условий бесшахтной отработки запасов является максимум минимальных значений минимальной скорости фильтрации воздуха в плоскости угольного пласта. Это условие выполняется при квадратной сетке расположения скважин.

8. С ростом числа скважин значение минимальной скорости фильтрации монотонно возрастает, но, начиная с 13-15 скважин, его прирост незначителен.

9. Устойчивое горение угольного пласта достигается, если концентрация кислорода в огневом забое равна $C_0(1+KV)^{-1}$, а оптимальное расстояние между рядами скважин составляет 20-30 м.

10. Математическая модель комбинированной схемы «Углегаз» должна учитывать трехмерность процесса тепломассообмена и скорость движения огневого забоя. При этом вмещающие породы можно рассматривать как однородную, изотропную пористую среду.

11. Оптимальная влажность угля, обеспечивающая максимальную величину константы скорости химического взаимодействия угля с кислородом воздуха, составляет 7,8 -10,5%.

12. Гидроразрыв угольного целика в трех направлениях повышает газовую проницаемость угля на 3 - 4 порядка. При газовой проницаемости около 10^{-8} м^2, обеспечивается устойчивое горение угля при всасывающей схеме удаления газообразных продуктов подземного сжигания угольного целика, оконтуренного с четырех сторон горными выработками.

ГЛАВА VI. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ СЛАБЫХ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

6.1. Основные факторы, влияющие на выбор параметров разработки в условиях слабых вмещающих пород

Системы разработки короткими очистными забоями, как отмечалось выше, отличаются большой универсальностью, что позволяет применять их в самых разнообразных условиях, но в любом случае основополагающим при определении конкретных параметров является характеристика устойчивости подрабатываемого массива. Для анализа главных, влияющих на выбор параметров разработки, горно-геологических и горнотехнических факторов были взяты условия Подмосковного угольного бассейна, строение и состав массивов и физико-механические характеристики пород на месторождениях которого являются наиболее типичными при отождествлении со слабыми вмещающими породами. Необходимо также отметить, что среди существующих систем разработки короткими забоями в таких условиях наиболее реальное воплощение могут найти камерные системы, которые по своей сути, при определенных параметрах, весьма близки к одиночным подготовительным выработкам, проводимым по пласту и разделяемым между собой целиками угля. Не исключается и бурошнековая выемка, прошедшая на ряде шахт бассейна опытную апробацию [21,56,98,128]. В связи с этим в последующем акцент будет сделан именно на данные системы разработки.

В Подмосковном бассейне непосредственная кровля согласно классификации ПНИУИ по устойчивости разделяется на четыре класса. Принципиальная важность данной классификации заключается в размерах допустимых обнажений кровли призабойного пространства,

которые позволяют ориентировочно или определить величину подвигания очистного забоя без крепления, или выявить комплекс мероприятий по креплению при выбранном сечении камеры. Камерная система разработки обеспечивает высокие технико-экономические показатели в тех случаях, когда непосредственно над пластом залегают устойчивые и средней устойчивости породы. При породах ниже III-го класса по устойчивости эффективность ее применения несколько снижается, так как в этих условиях во избежание обрушения кровли приходится уменьшать пролет камер. Такой подход к решению данной проблемы не является единственным. Очень часто при разработке пластов с неустойчивыми кровлями для повышения безопасности работ в забое оставляют подкровельную пачку угля, которая согласно классификации позволяет перевести выработку в более легкие условия.

Опыт разработки угольных пластов в бассейне Сидни (Канада), где боковые породы представлены мягкими нарушенными глинистыми сланцами, доказал возможность применения камерной системы в условиях неустойчивой непосредственной кровли. При этом технология выемки угля из камер производилась в два этапа: прямым и обратным ходом, при котором уголь вынимали со стороны нетронутого массива. Обрушение пород производилось при обратном ходе комбайна (расширение камеры) и не препятствовало ведению горных работ.

Большое значение при применении камерной системы разработки имеет правильное определение размеров выемочных участков в пределах подготовленной панели, которые характеризуются длиной и суммарной шириной чередующихся между собой камер и целиков угля. При этом имеется в виду, что размеры междукамерных целиков в пределах участка постоянны. Необоснованный выбор размеров выемочного участка на некоторых шахтах приводил к преждевременному массовому раздавливанию целиков, обрушению

кровли и значительным деформациям земной поверхности. В основном такие явления происходят при больших площадях подработки. Так, например, при отработке 30-и камер длиной 105-120 м на пласте Верхняя Мариана в Карагандинском бассейне произошло интенсивное сдвижение кровли и массовое разрушение целиков. Ширина выработанного пространства при этом достигла 430 м. Опытная апробация камерной системы при отработке ограниченных запасов 9-ю камерами в ЗАО "Шахта "Октябрьская" также подтвердила необходимость более тщательного подхода к обоснованию размеров целиков и пролетов камер. Недостаточная ширина целиков вызвала их разрушение, а последующее увеличение размеров привело к недопустимым потерям (более 50%) угля в недрах, что сделало отработку неэффективной, из-за чего она была прекращена.

Причина подобных явлений заключается в потере устойчивости основной кровли угольного пласта, после которой в процесс сдвижения вовлекается вся подрабатываемая толща породного массива, что приводит к значительному увеличению давления на междукамерные целики и их последующему разрушению. Для предотвращения массового обрушения кровли панель должна быть разделена на несколько выемочных участков, между которыми оставляют более широкие целики угля.

На шахтах Подмосковного бассейна повсеместное распространение получила еще одна важная классификация, по которой кровля в зависимости от состава и строения пород разделяется на три типа: легкую, среднюю и тяжелую. При определении размеров выемочных участков существенным в данной классификации является наличие и расстояние до ближайших к пласту угля известняков, которые за счет высоких прочностных характеристик представляют основную кровлю. Сохранение ее целостности в процессе отработки

ограниченных запасов должно стать главной задачей при проектировании параметров разработки, так как разрушение известняковой толщи практически всегда приводит к запредельным нарушениям земной поверхности. Разделение панели на отдельные участки, кроме того, позволяет упростить схему проветривания выработок и обеспечить более надежную и быструю изоляцию участков при отработке угольных пластов, склонных к самовозгоранию.

Размеры междукамерных и междуучастковых целиков в значительной степени зависят от прочностных свойств угля и мощности пласта. При достаточно прочных углях целики имеют небольшие размеры, и затруднений с поддержанием кровли не возникает. В противном случае приходится оставлять целики больших размеров. Как правило, угли бассейнов со слабыми вмещающими породами характеризуются достаточной прочностью, средняя величина которой колеблется в пределах 8,5-14,2 Мпа, что не имеет существенного влияния на определение размеров целиков. Оценивая влияние мощности пласта на размеры целиков, отметим, что при отношении ширины целика к его высоте, большем 1, прочность целика асимптотически приближается к природной характеристике угля с учетом его трещиноватости. Если отношение меньше 1, то для определения показателя прочности можно воспользоваться формулой:

$$\sigma_{\text{пр.}} = \sigma_{\text{куб}} \sqrt{b/h}\,, \qquad (6.1)$$

где $\sigma_{пр.}$ - предел прочности тела призматической формы на сжатие; $\sigma_{куб}$ - предел прочности на сжатие тела кубической формы и одинакового с призматическим телом поперечного сечения; $\sqrt{b/h}$ - коэффициент Церна, в котором b - размеры призмы по основанию, h - высота призмы.

С увеличением глубины разработки напряженное состояние горных пород растет, горное давление проявляется все в большей степени: усиливается давление со стороны кровли, интенсифицируется отжим угля, растрескивание и раздавливание целиков. Опыт разработки различных угольных месторождений системами с короткими забоями показывает, что их целесообразно применять до определенных глубин и обязательно с учетом прочностных свойств угля и устойчивости вмещающих пород.

При камерной системе разработки очистная выемка ведется без обрушения кровли: междукамерные целики при больших размерах выемочных участков должны выдерживать вес всей покрывающей толщи. Как показал опыт камерной отработки угольных пластов в ряде европейских стран, уже на глубине 150-250 м размеры оставляемых целиков возрастают настолько, что потери полезного ископаемого делают абсолютно нецелесообразным возможность ее применения на больших глубинах. Так, по данным проф. В.Д. Слесарева в США с ростом глубины с отметки 90 м на каждые 60 м при постоянном пролете камеры 6 м ширина междукамерных целиков, начиная с 4,5 м, увеличивалась на 1,5 м.

Месторождения со слабыми вмещающими породами характеризуются небольшой глубиной залегания угольных пластов, которая, однако, колеблется в пределах значительного диапазона - 30-120 м. Такой разброс глубин существенно повлияет на изменение основных параметров камерной системы разработки в целях выбора оптимальных значений.

Часто, специфической особенностью является высокая обводненность месторождений. Наличие воды значительно снижает прочностные свойства пород, они становятся вязкими и более пластичными, легко выдавливаются внутрь выработки, уменьшая при

этом ее рабочее сечение и разрушая крепь. Особенно сильному влиянию на изменение физико-механических свойств подвержены пластичные и песчаные глины, часто представляющие боковые породы и прослойки угольного пласта. Кроме того, наличие дополнительной влаги в подошве выработок приводит к быстрому ее разрушению гусеницами проходческих машин. Реальным методом борьбы с переувлажнением с точки зрения эффективности применения камерной системы являются высокие темпы отработки выемочных участков.

Проведенный анализ основных горно-геологических и горнотехнических факторов показал, что выбор параметров систем разработки короткими забоями угольных месторождений со слабыми вмещающими породами только на основании имеющегося опыта не представляется возможным. Обилие самых разнообразных геотехнических ситуаций, отличающихся в каждом конкретном случае большим набором влияющих факторов, предполагает к тому же превентивное изменение этих параметров. Все это предопределяет необходимость использования современных теоретических методов исследования поведения вмещающих массивов, обеспечивающих не только возможность прогнозирования геотехнических ситуаций, но обоснованный выбор параметров систем разработки, опыт применения которых является весьма недостаточным.

С другой стороны, проведенный анализ позволил сделать вывод о том, что эффективность применения короткозабойных технологий в условиях слабых вмещающих пород зависит главным образом от корректно установленных размеров выемочного участка, в пределах которых отработка осуществляется короткими забоями, а размеры этих участков лимитируются устойчивым пролетом основной кровли. Исходя из этого, цель дальнейших исследований сводится к выявлению закономерностей изменения размеров выемочных участков в

зависимости от прочности, мощности и глубины залегания основной кровли. Главной предпосылкой необходимости данных исследований является работа основной кровли как породного моста, препятствующего оседаниям земной поверхности и разрушению вышележащих пород и обеспечивающего за счет своей более высокой прочности и перераспределения основного давления на междуучастковые целики снижение интенсивности проявлений горного давления в призабойном и выработанном пространствах. При этом в процессе оценки устойчивости основной кровли работу образуемого породного моста необходимо рассматривать как в упругой стадии, так и в предельном состоянии после завершения процесса трещинообразования в нем. Данное решение можно получить только пошаговым методом, при условии геометрической (обусловленной изменением геометрических параметров расчетной схемы) и физической (обусловленной непостоянством свойств материала) нелинейностей, что потребовало применения разработанного метода учета эффекта трения между отдельными слоями.

6.2. Обоснование параметров камерных систем разработки угольных пластов с неустойчивыми кровлями

Обоснование размеров выемочных участков. Как уже отмечалось выше, главным для определения размеров выемочных участков при отработке пластов короткими забоями является четкое обоснование параметров основной кровли, обеспечивающих ее устойчивое состояние. При этом предельная длина породного моста предопределяет такие границы участка, который объединяет очистные камеры, целики угля между ними и части целиков между участками.

Последние и выполняют роль опор, воспринимающих давление как основной кровли, так и всех пород, лежащих выше нее.

Обобщенная схема распределения усилий в подрабатываемом слое основной кровли при предельном состоянии приведена на рис. 6.1. В соответствии со схемой два смежных породных блока *aca'c'* и *ac''a''c*, ограниченные трещинами *a'c'*, *ac* и *a''c''*, под действием вертикальной нагрузки *q*, поворачиваясь вокруг точек *d* и *d'*, распираются горизонтальными силами *N*, приложенными на площадке контакта *ab* в верхней части средней трещины и на площадках контакта *a'b'* и *a''b''* в нижней части крайних трещин. Силы *N* действуют с эксцентриситетом e_0 относительно центральной продольной оси блоков. Существенно, что эксцентриситет изменяется по длине блоков от $-e_0$ до $+e_0$ по криволинейной зависимости (график *dk*). В результате имеем распорную систему *defkf'e'd'*, выдерживающую предельный изгибающий момент $M_{пр.}$, определяемый из соотношения:

$$M_{пр.} = 4\sigma b e_0 \left(\frac{h}{2} - e_0 \right), \qquad (6.2)$$

где σ - прочность горной породы на сжатие; b и h - ширина и высота породного блока; e_0 - максимальный эксцентриситет продольной силы, определяемый из следующего квадратного уравнения:

$$e_0^2 - \frac{1}{2} h e_0 + q \frac{l^2}{32} b\sigma = 0 \qquad (6.3)$$

где l - пролет блока, включающий и зону отжима на опорах (при опоре на целики шириной менее 6 м равен расстоянию между целиками); q -

нагрузка на породный слой от веса вышележащих пород и собственного веса.

Оба последних выражения могут быть использованы для ориентировочного расчета предельного изгибающего момента и приведены выше главным образом для лучшего понимания физической сути изучаемого явления.

Основой для построения искомых зависимостей явились расчеты на ПЭВМ. С этой целью мощный литотип, представляющий основную кровлю, был разделен на 3 слоя, взаимодействие между которыми осуществлялось при помощи дополнительных горизонтальных сил трения dP_i^z и $d\overline{P_i^z}$. В процессе моделирования трещины имитировались фиктивными элементами с близкими к 0 значениями модулей деформации (рис.1).

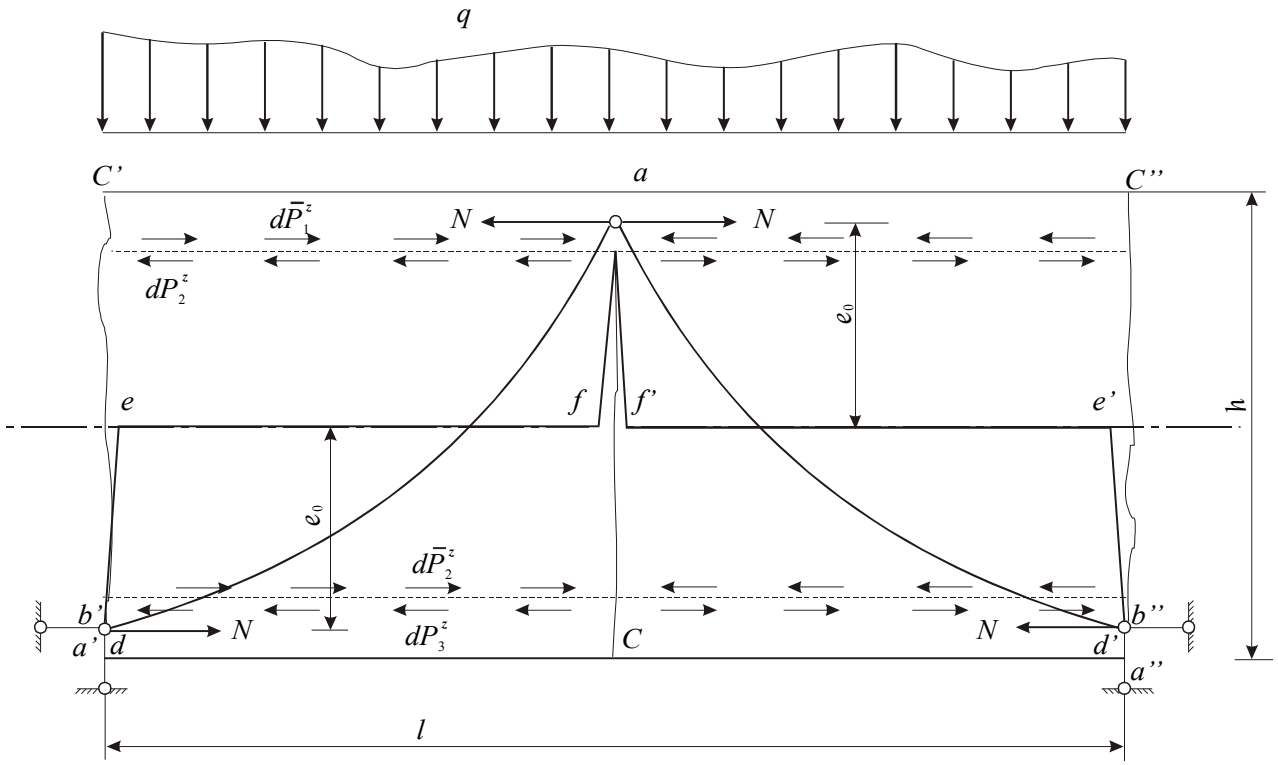


Рис. 6.1 - Схема распределения усилий в основной кровле при предельном состоянии

Устойчивость кровли изучалась на основании исследования напряженно-деформированного состояния литотипов различной мощности при изменении распределенной нагрузки от 0 до 1000 кПа. В результате анализа перемещений (рис. 6.2) и изгибающих моментов (рис. 6.3) было установлено, что при мощности основной кровли более 3 м наблюдается ярко выраженный нелинейный характер изменения этих параметров, который объясняется возрастанием роли горизонтального распора, противодействующего беспрепятственному раскрытию трещин и обеспечивающего высокую жесткость породного моста даже при отсутствии растягивающих напряжений в сечениях с трещинами. Устойчивость кровли при этом регламентируется критическими напряжениями сжатия на площадках контакта в трещинах.

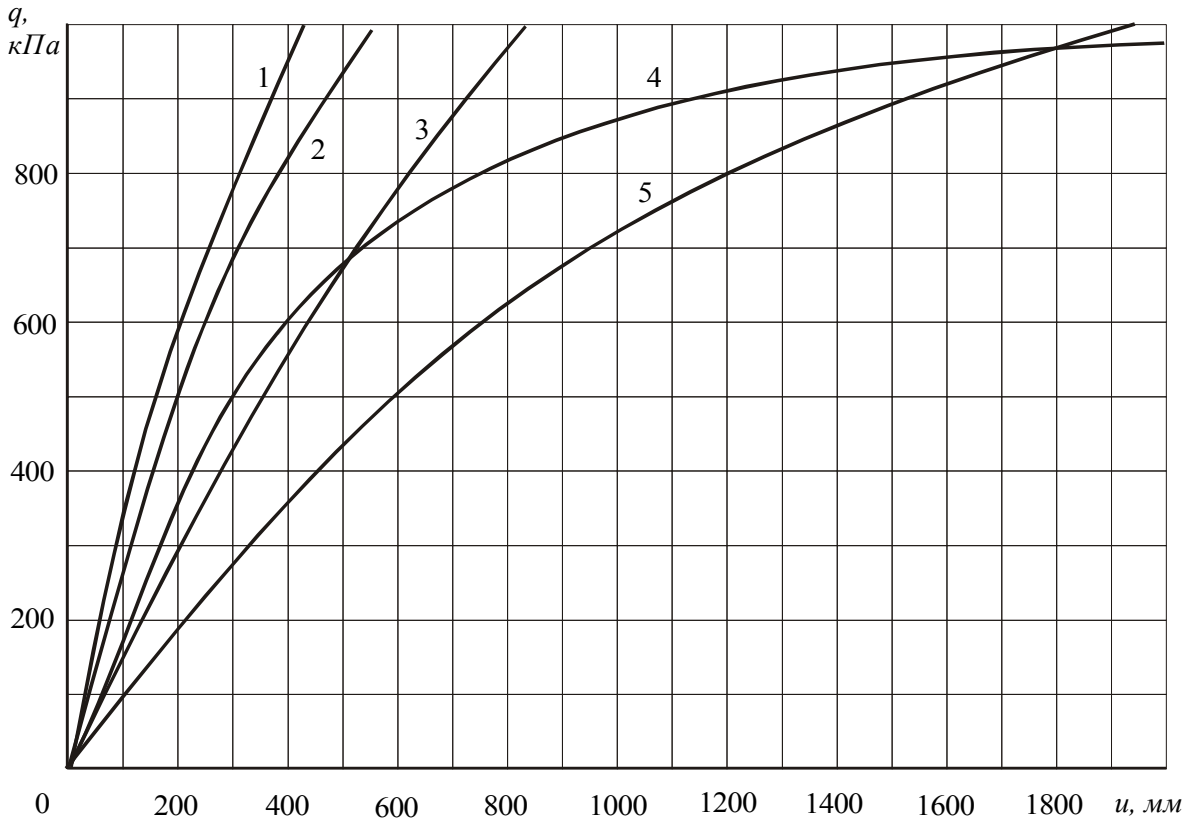


Рис. 6.2 - Схема распределения усилий в основной кровле при предельном состоянии

Для наиболее характерных условий месторождений со слабыми вмещающими породами, но с ярко выраженной основной кровлей (известняки, плотные глины, склонные к зависанию) на базе разработанного методического обеспечения были проведены расчеты величин ее предельного пролета, результаты которых представлены в виде графиков (рис. 6.4), обозначенных номерами от 1 до 10, что соответствует мощности кровли от 1 до 14 м.

Определение предельного пролета осуществляется по расчетной величине обобщенного параметра ξ, отражающего отношение удвоенного предела прочности породы на сжатие к усредненному геостатическому давлению, вызванному весом вышележащих пород и собственным весом основной кровли. Так, например, при мощности основной кровли 4 м величина предельного пролета составляет 44 м, а при 2 м - 21,5 м (для известняков прочностью на сжатие 60 МПа при глубине их залегания 50 м). Эти показатели говорят о том, что опасное оседание поверхности земли и интенсивное разрушение покрывающей толщи может быть предотвращено только в случае существенного снижения действующей линии очистного забоя, что может быть успешно решено при разработке угольного пласта короткими забоями с оставлением целиков. При этом значения пролетов предопределяют максимальную ширину выемочного участка для данной системы разработки.

Таким образом, проведенные исследования показали, что при определенном ограниченном пролете основная кровля хотя и может иметь значительный прогиб, но не разрушается. Это существенно влияет на сдвижение вышележащих толщ горных пород и снижает оседание земной поверхности. На основании сказанного заключаем, что,

ограничивая длину забоев и оставляя целики необходимых размеров, можно, с одной стороны, предотвратить оседание земной поверхности до величин, безопасных для сооружений и природных объектов и, с другой, существенно снизить интенсивность проявлений горного давления в непосредственной близости от очистного забоя. Последнее является весьма важным, так как позволяет с наименьшими потерями угля проектировать размеры междукамерных целиков, обеспечивающих поддержание пород только непосредственной кровли, и сократить время и затраты материалов на крепление очистных выработок.

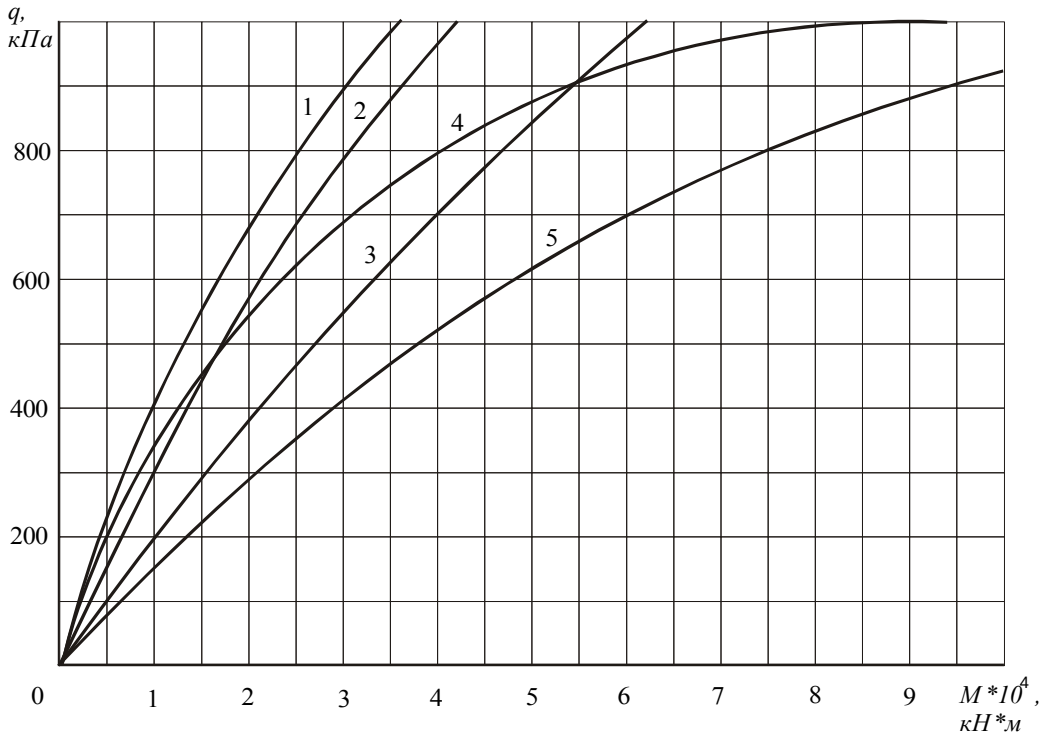


Рис. 6.3 - Графики зависимости изгибающих моментов в основной кровле от веса покрывающей толщи

Обоснование параметров камерных систем в пределах участка. Одним из вариантов успешного решения проблем отработки ограниченных запасов или запасов под охраняемыми объектами, исходя из условия ведения очистных работ под защитой породы-моста, на месторождениях с неустойчивыми боковыми породами являются

камерные системы, которые могут быть представлены регулярно расположенными в пределах выемочного участка протяженными (до 150 м) очистными выработками с максимальной длиной забоев, соответствующей работе проходческих комбайнов с одной установки (в некоторых случаях - с учетом минимума маневровых операций). Камеры разделяются между собой целиками.

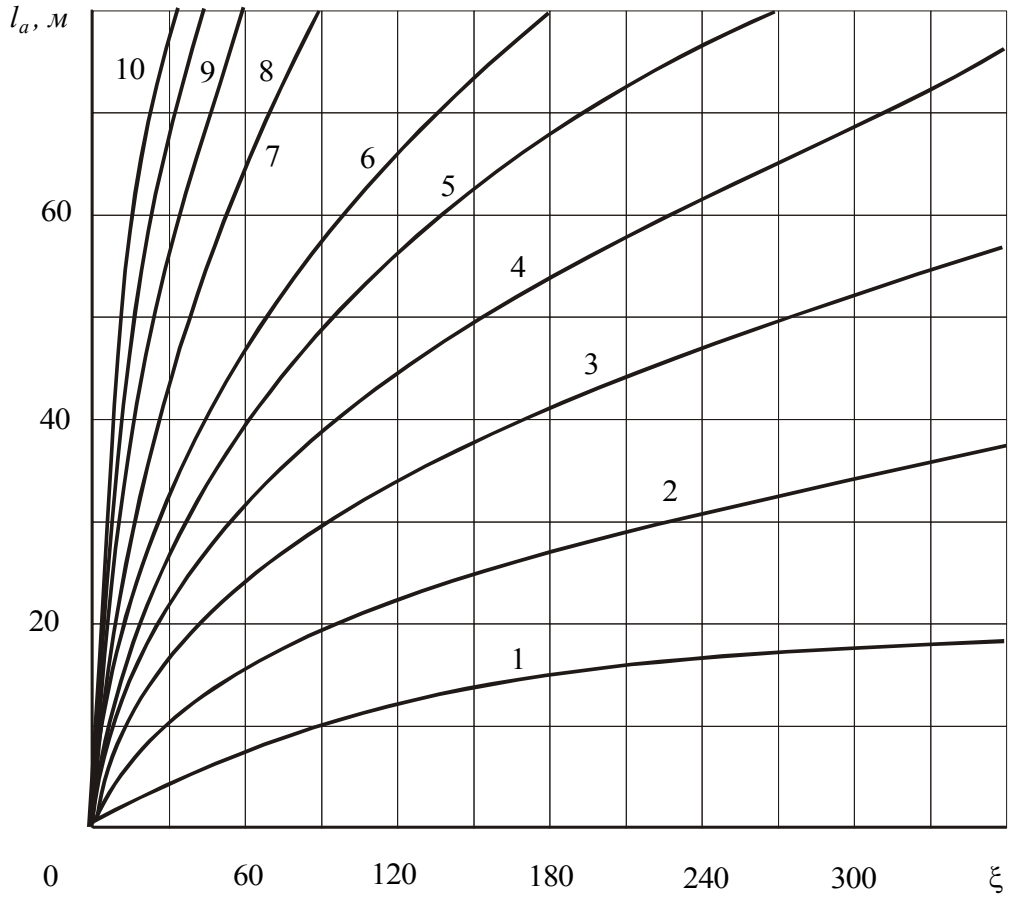


Рис. 6.4 - Графики зависимости предельного пролета l основной кровли от параметра $\xi = 2\frac{\sigma}{\gamma H}$

кривые 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9 и 10 соответствуют мощности кровли 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 12 и 14 м

Устойчивость толщи пород, залегающей ниже основной кровли, при камерных систем разработки зависит главным образом от несущей

способности целиков угля, которые выполняют роль опорных конструкций. С другой стороны, давление на целики является функцией влияния ряда горно-геологических и технологических факторов, к основными из которых следует отнести состав и строение пород непосредственной кровли, соотношение размеров целиков, камер и выемочных участков, физико-механические характеристики боковых пород и угля, мощности пород кровли. Если определение несущей способности целиков не вызывает особых затруднений, то установление величины давления для конкретных условий требует применения более сложных расчетных схем и моделей.

Ширина выемочных участков, включающих чередующиеся между собой камеры и целики, устанавливается, как отмечалось выше, по величине предельного пролета основной кровли, а для обоснования размеров камер и междукамерных целиков на базе разработанной методологии расчета исследовалось напряженно-деформированное состояние геомеханической системы “целики угля - вмещающий массив” при трех типовых ситуациях: отработка участка двумя, тремя и четырьмя камерами при отношении пролета камеры к ширине междукамерного целика $l_{в.}/l_{ц.}$, равном 2 (рис. 6.5). При этом в качестве основных влияющих факторов были приняты суммарные мощность и изгибная жесткость покрывающего угольный пласт комплекса пород непосредственной кровли. В целях не только решения задачи для условий слабых пород, но и для установления общей тенденции взаимодействия целиков с породами покрывающей толщи модуль продольной деформации $E_{н.к.}$ кровли варьировался в широком диапазоне от 10 до 10^{10} кПа, мощность $h_{н.к.}$ изменялась от 1 до 10 м. Модуль деформации угля для всех вариантов расчета был принят равным 10^6 кПа (соответствует бурым углям) при мощности пласта 2,5 м.

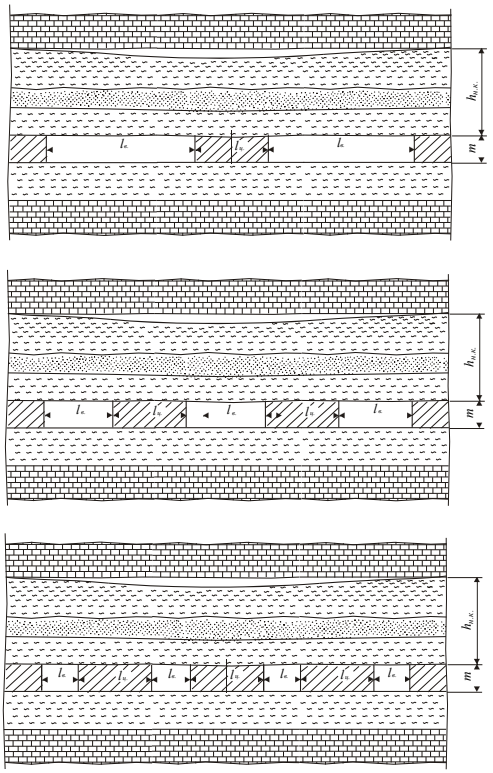


Рис. 6.5 - Схемы взаимодействия целиков угля с массивом неустойчивых пород при трех вариантах отработки камерами выемочного участка

Так как данные варианты камерных систем предполагают выемку полезного ископаемого на значительную длину, при которой ее отношение к общей ширине участка превышает 1,5-2,0 раза, то такая задача может рассматриваться как плоская. При этом взаимодействие пород непосредственной кровли с целиками угля аналогично работе защемленной на концах балки, опирающейся на ряд упругих опор. В общем случае нагрузка в модели имитируется системой сосредоточенных сил, формируемых по реальным объемным весам пород непосредственной кровли.

Исходя из возможностей методического обеспечения, обеспечивающего высокую степень дискретизации объектов моделирования, для всех вариантов геотехнических ситуаций было получено распределение давления на целики угля. В качестве примера на рис. 6.6 под номерами 1, 2, 3 и 4 приведены эпюры давления при

суммарной изгибной жесткости пород непосредственной кровли соответственно 10^4, 10^5, 10^6, 10^7 кПа·м$^{6.}$

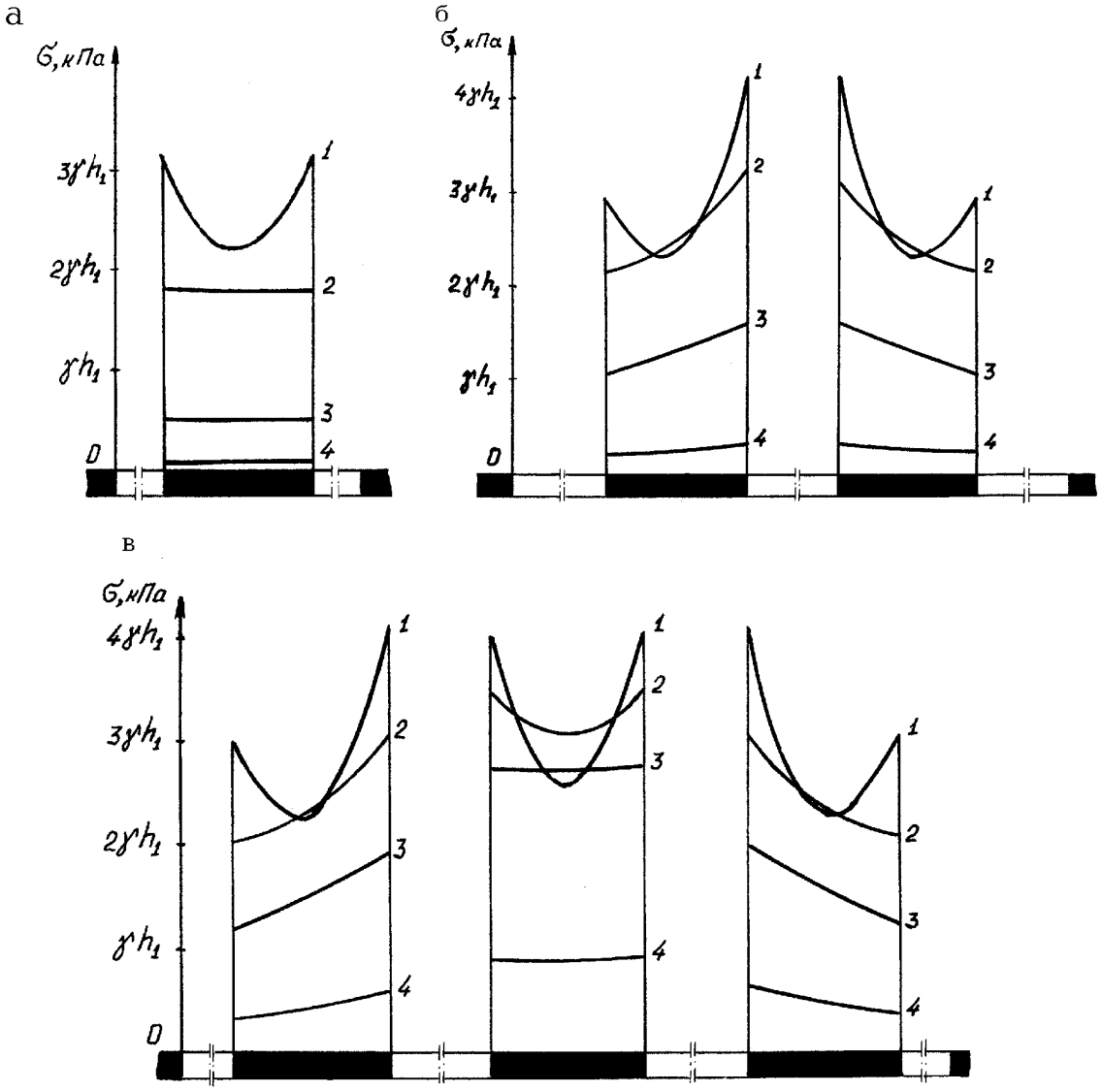


Рис. 6.6 - Эпюры давления на целики угля при отработке выемочного участка

а) 2-мя камерами; б) 3-мя камерами; в) 4-мя камерами

Приведенные эпюры показывают, что наиболее заметное нарушение линейного характера интенсивности давления на целики проявляется при снижении изгибной жесткости кровли до 100000 кПа·м^4 при отработке участка 2-мя и 3-мя камерами и до 500000 кПа·м^4 при отработке 4-мя камерами, что соответствует, например, диапазону

изменения мощностей от 1-2 до 5-8 м при интервале модулей деформации 10^6-10^4 кПа. Кстати, данные границы весьма характерны для месторождений со слабыми породами в кровле.

Ввиду незначительных размеров целиков по ширине и с точки зрения практического использования результатов криволинейным характером распределения давления можно пренебречь. В связи с этим были построены зависимости (рис. 6.7), отражающие изменение среднего давления на целики при изменении суммарной изгибной жесткости комплекса пород непосредственной кровли.

Цифрами 1, 2 отмечено изменение давления на целики при отработке участка 2-мя и 3-мя камерами, при отработке 4-мя камерами цифры 3 и $3'$ указывают изменение давления на центральный и крайние целики.

При анализе результатов многовариантных расчетов было установлено, что максимальное среднее давление на целик превышало начальное (геостатическое) давление комплекса пород непосредственной кровли ($\sum_{i=1}^{n} \gamma_i m_i$, где γ_i и m_i - объемный вес и мощность i-го из n литотипов непосредственной кровли) при отработке участка 2-мя камерами в 2,5 раза, 3-мя камерами - в 2,75 раза; при отработке 4-мя камерами давление на центральный целик возросло в 3,2 раза, а на крайний - в 2,7. При этом максимальных значений среднее давление достигает при жесткости кровли 10^4-10^5 кПа·м$^{6.}$ Дальнейшее снижение жесткости во всех случаях приводило к незначительному (менее 5 %) изменению давления.

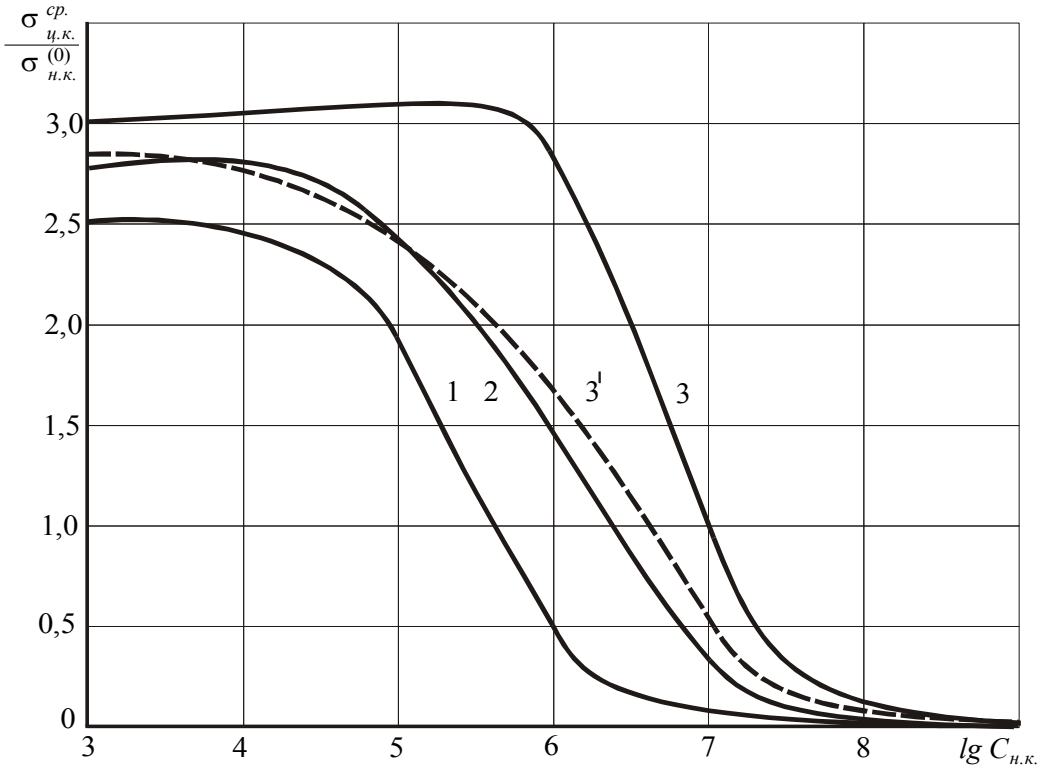


Рис. 6.7 - Графики зависимости среднего давления на целики угля от изгибной жесткости пород непосредственной кровли

В процессе анализа также было установлено, что существенное повышение интенсивности давления пород для первого варианта камерной отработки происходит в интервале снижения изгибной жесткости непосредственной кровли от $4 \cdot 10^5$ до 10^4 кПа·м^4, для второго варианта - от $2{,}5 \cdot 10^6$ до $3 \cdot 10^4$ кПа·м^4 и для третьего варианта - от 10^7 до 10^5 кПа·м$^{6.}$ Причем верхний предел в каждом из интервалов соответствует начальному давлению в массиве.

При выявлении общих тенденций изменения среднего давления на целики было отмечено, что наибольшие его колебания характерны для интервала жесткостей на изгиб непосредственной кровли от $5 \cdot 10^4$ до 10^7 кПа·м$^{6.}$ Выполненная ранее оценка влияющих факторов для месторождений со слабыми вмещающими массивами показала, что абсолютное большинство пород непосредственной кровли с учетом ее суммарной мощности отвечает границам установленного интервала, что

предопределяет возможность прогнозирования параметров целиков в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий

Если ширина выемочных участков, включающих чередующиеся между собой камеры и целики, устанавливается по величине предельного пролета основной кровли по графикам рис. 6.11, то для определения количества и размеров камер и междукамерных целиков необходимо на предварительном этапе воспользоваться зависимостями рис. 6.7, которые являются универсальными, так как по ним определяется величина давления на целики при любых мощностях и составе пород непосредственной кровли с соответствующими им модулями деформации (при разнородном составе пород жесткость кровли находится как сумма жесткостей каждого из слоев). Ограничение накладывается только отношением ширины целика к пролету камеры, которое должно быть равно 0,5, при изменении этого параметра необходимо проводить дополнительные расчеты на базе разработанной методологии расчета.

Необходимо также отметить, что дальнейшее увеличение количества камер не приведет к росту давления на целики, максимум которого может быть найден из условия их большого количества с регулярным расположением. В этом случае давление на целики вычисляется исходя из полного объемного веса пород непосредственной кровли в пределах участка. При отношении $l_{в.}/l_{ц.}$= 2:1 оно будет равно 3 $\sum_{i=1}^{n} \gamma_i m_i$.

6.3. Исследование напряженно-деформированного состояния геомеханической системы «целики угля - породы почвы»

Основные задачи исследований взаимодействия целиков угля с подстилающими породами. Поддержание выработок в условиях

слабых вмещающих массивов часто требует проведения дополнительных мероприятий, направленных на преодоление последствий процесса пучения почв, интенсивность которого зависит главным образом от концентрации горного давления на краевых частях угольных пластов и от видов подстилающих пород. Важными показателями являются их мощности и физико-механические характеристики. На деформированное состояние пород существенное влияние оказывают также схемы расположения и размеры выработок и целиков между ними (факторы наиболее типичны для систем разработки короткими очистными забоями, находящими в последнее время все большее применение). Процессы пучения нередко являлись одной из основных причин, приводящих к аварийной остановке длинных лав с полной или частичной утратой механизированных комплексов (секции садились “насухо” - абсолютная потеря раздвижности гидростойками) в очистных забоях.

Для предупреждения пучения почв или обоснованного выбора способа ликвидации его последствий необходимо не только четкое представление о физической сути происхождения данного явления, но и корректная, полученная на стадии проектирования, количественная оценка напряженно-деформированного состояния пород в различных геотехнических ситуациях. В настоящее время наибольшее распространение получили две, объясняющие причину возникновения пучения, гипотезы: гидротации (за счет увеличения объема пород в результате их набухания) и выдавливания пород из-под целиков под действием горного давления. Наибольший эффект при этом был достигнут при сочетании основных положений данных гипотез и элементов теории предельного равновесия, реализованном в виде экспериментально-аналитического метода прогнозирования устойчивости пород почвы. Задание структурного сцепления,

влажности, угла внутреннего трения, мощности и учет гранулометрического состава глинистых пород позволяли достаточно корректно прогнозировать состояние почвы выработок в условиях Подмосковного угольного бассейна. Основой для определения критерия устойчивости являлось отношение критической нагрузки, получаемой аналитическим путем по данным сцепления C_0 и угла трения φ, к фактической, устанавливаемой в зависимости от типа кровли по результатам экспериментальных исследований (изменяется значения коэффициента концентрации k):

$$K_{уст.} = \frac{P_{\cdot\cdot}}{P_{тм.}} = \frac{P_{\cdot\cdot}}{k\gamma H} = \frac{\pi C_0 \cot\varphi}{k\gamma H\left(\cot\varphi - \frac{\pi}{2} + \varphi\right)}. \qquad (6.4)$$

При $K_{уст.} < 1$ породы почвы считаются неустойчивыми, а величина деформации определяется по дополнительной формуле с учетом времени t эксплуатации выработки. В противном случае почва принимается относительно устойчивой, ее пучение возможно только при возникновении процессов гидротации.

Естественно, гидротация увеличивает пучение и при неустойчивой почве, накладываясь на смещения, развивающиеся в процессе пластических деформаций - после достижения критериев предельного равновесия. Однако, выполненная методика не позволяет установить абсолютную величину выпирания пород при критической нагрузке, которая является начальной точкой отсчета последующих деформаций пород почвы. С другой стороны, предложенный подход не дает возможности определить величину поднятия почвы и до достижения критических нагрузок; основная доля смещений при этом приходится на упруго-вязкие деформации, в особенности характерные для глинистых пород. Таким образом, применение данной методики исключает из

общей схемы пучения этап начальных деформаций подстилающих пород, что не позволяет проводить корректную прогнозную оценку состояния выработок на основе такого важного показателя, как вертикальная конвергенция пород.

Недостаток рассмотренного экспериментально-аналитического метода заключается и в ограниченности горно-геологических и горнотехнических условий его применения: определение коэффициента концентрации лимитировано типовыми схемами проведения и способами охраны подготовительных выработок в Подмосковном бассейне и известной классификацией кровель. При выборе коэффициента не учитываются также строение и структура подстилающих пород, их механические характеристики (в первую очередь, модуль продольной деформации и коэффициент Пуассона), что существенно сокращает область применения данной методики.

Для установления общих закономерностей процесса пучения почвы в горных выработках и в целях устранения отмеченных недостатков было проведено имитационное моделирование на ПЭВМ напряженно-деформированного состояния геомеханических систем, включающих угольные массивы в виде их краевых частей или целиков и подстилающие породы, в различных геотехнических ситуациях. При этом в расчетных схемах за основу были приняты литологические особенности Подмосковного угольного бассейна, где эффект пучения проявляется наиболее интенсивно.

Как правило, подстилающие угольные пласты породы представлены различными типами глин с прослойками песков, слабомощных сопутствующих угольных включений или сланцев, ниже которых располагаются прочные плотные глины или известняки. Почвенные глины имеют низкие механические показатели, склонны к интенсивному выдавливанию внутрь выработок, которое усугубляется

предрасположением их к набуханию. Коэффициент Пуассона таких пород изменяется в диапазоне от 0,35 до 0,43, верхний предел которого в условиях гидротации достигает 0,46-0,47. Модуль продольной деформации при этом снижается до 5000-10000 кПа, что предопределяет низкую степень их сопротивляемости внешним воздействиям.

В связи с вышесказанным проведение исследований с использованием имитационного моделирования было направлено на решение следующих задач:

- выявление общего характера напряженно-деформированного состояния подстилающих пород под воздействием сил горного давления вокруг выработок;
- установление закономерностей, отражающих изменение величин выпирания пород в выработки и просадок целиков угля в условиях отработки пластов короткими очистными забоями в зависимости от размеров выемочных камер и целиков между ними;
- определение степени влияния параметров горного давления на изменение контактных напряжений между слоями подстилающих пород и целиков и их деформированного состояния;
- разработка метода оценки напряженно-деформированного состояния системы “угольные целики - породы почвы” при залегании в почве однородных пород;
- разработка обобщенного метода оценки взаимодействия целиков угля и подстилающих пород, представленных различными литотипами.

Решение подобных задач дает возможность не только прогнозировать особенности поведения пород неустойчивых почв, но и разработать общие подходы к выявлению степени напряженно-

деформированного состояния подстилающих пород в любых горно-геологических условиях, что предопределяет либо корректное проектирование размеров одиночных выработок, либо обоснованный выбор параметров той или иной системы разработки, либо подготовку системы мероприятий, обеспечивающих снижение интенсивности пучения почвы выработок.

Взаимодействие системы целиков угля с породами почвы при регулярном расположении очистных выработок. Данная задача является одной из типовых, частных, в горной геомеханике, позволяющей оценить напряженно-деформированное состояние пород как под целиками угля, так и в почве выработок. Так как целики угля и подготовительные или очистные выработки имеют в пределах участка шахтного поля постоянные размеры, то в расчетной схеме принята эквивалентная геостатическому давлению γH система внешних сил, приложенных к целикам угля, которая имитируется распределенным давлением $q_{s.}^{cp.}$=1000 кПа (рис. 6.8). Схема имитирует регулярно чередующиеся между собой выработки и целики размерами соответственно $l_{в.}$ и $l_{ц.}$, расположенные на двухметровом слое пластичных глин с залегающими ниже весьма прочными и мощными известняками.

Целики угля и выработки аппроксимировались стержнем переменной жесткости: модуль деформации в границах целиков принимался равным 10^6 кПа, что соответствует углям Подмосковного бассейна, а в границах выработок - близким к 0, как и определено методическим обеспечением при имитации пустот в массивах. Слой пластичных глин аппроксимировался 2-я стержнями с модулем деформации 10000 кПа, отождествляющим практически нижний предел механических характеристик для данных пород. Аппроксимация известняков осуществлялась абсолютно жестким стержнем с

защемлением его на границах. Ввиду двухсторонней симметрии граничные условия в расчетной схеме характеризовались жестко смещаемыми по вертикальной оси узлами закрепления.

Одним из важнейших параметров, влияющих на величину деформации пород является коэффициент Пуассона ν. В связи с этим, а также в целях реализации поставленных задач, связанных с установлением общих закономерностей взаимодействия объектов моделирования, исследования проводились при изменении ν в породах почвы от 0 до 0,5 (коэффициента бокового давления $\lambda = \frac{\nu}{1-\nu}$ - от 0 до 1).

Одна из главных задач проводимых исследований заключается в установлении влияния на деформационное состояние пород почвы соотношения между размерами целиков угля и пролетов выработок. Для реализации этой цели в процессе моделирования размеры выработок варьировались в пределах от 2,5 до 10,0 м, а целиков - от 2,5 до 20 м, что позволяло выявить закономерности поведения подстилающих пород при формировании одиночных выработок или группы очистных выработок (камер, камер+заходок).

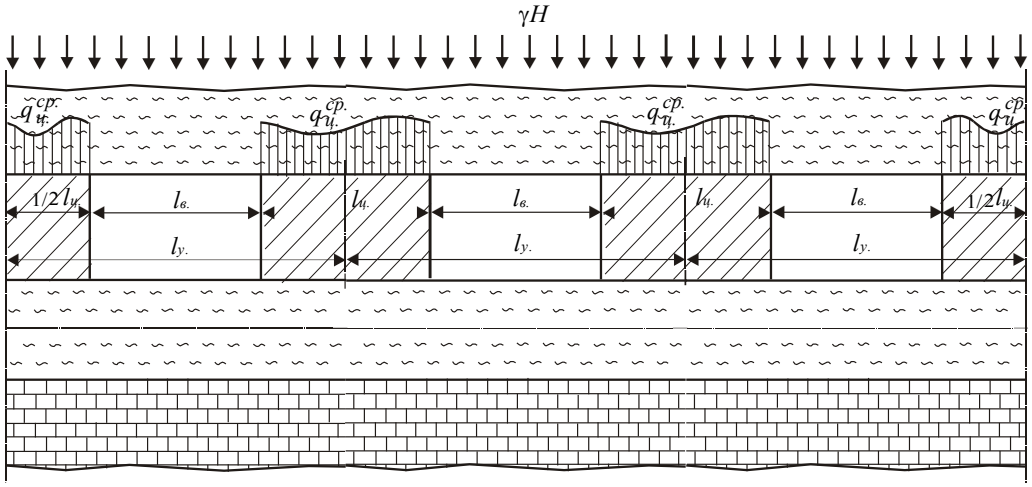


Рис. 6.8 - Обобщенная расчетная схема системы целиков с породами почвы

На рис. 6.9, 6.10 и 6.11 представлены результаты моделирования некоторых частных случаев взаимодействия регулярно расположенных целиков угля с породами почвы при неизменном распределенном давлении на них 1000 кПа. Данные геотехнические ситуации характеризуются отношением пролета очистной выработки $l_{в.}$ к ширине межкамерного целика $l_{ц.}$ 1:2, 1:1 и 2:1. Графики напряжений на контакте целиков и глин, глин и известняков, а также графики перемещений почвы по верхней границе глин построены при пролете камер 2,5, 5,0, 7,5 и 10,0 м. Левая (относительно центральной оси) часть рисунка характеризует напряженно-деформированное состояние объектов при коэффициенте бокового распора пород почвы $\lambda = 1$, правая - при $\lambda = 0$.

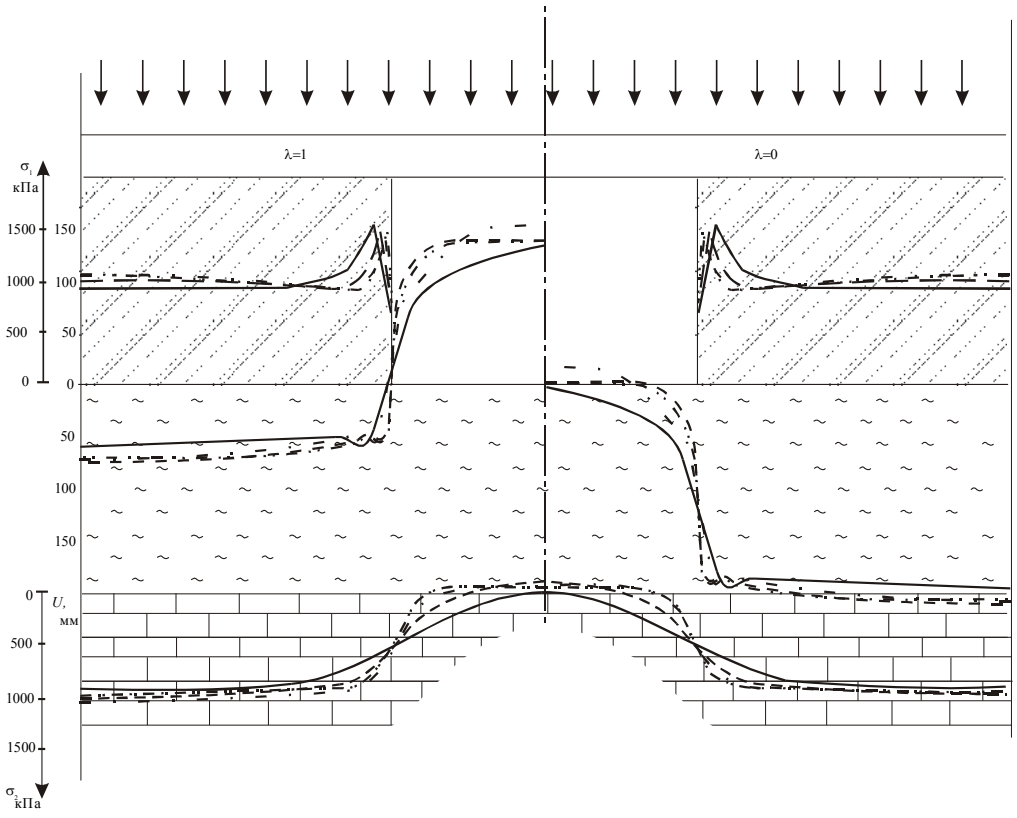


Рис. 6.9 - Напряженно-деформированное состояние системы "целики угля - породы почвы" при $l_{в.}/l_{ц.}$= 1:2

——— $l_{в.}$ = 2,5 м; – – – – $l_{в.}$ = 5,0 м; –·–·– $l_{в.}$ = 7,5 м; –··–··– $l_{в.}$ = 10,0 м

Анализируя напряженно-деформированное состояние и принимая во внимание горизонтальный масштаб, можно отметить идентичность изменения контактных напряжений и перемещений для всех ситуаций независимо от величины давления на целики. Данный фактор оказывает влияние только на количественную характеристику перемещений, предопределяя рост просадок целиков и уменьшение вздутия почвы в камере при увеличении отношения $l_{в.}/l_{ц.}$.

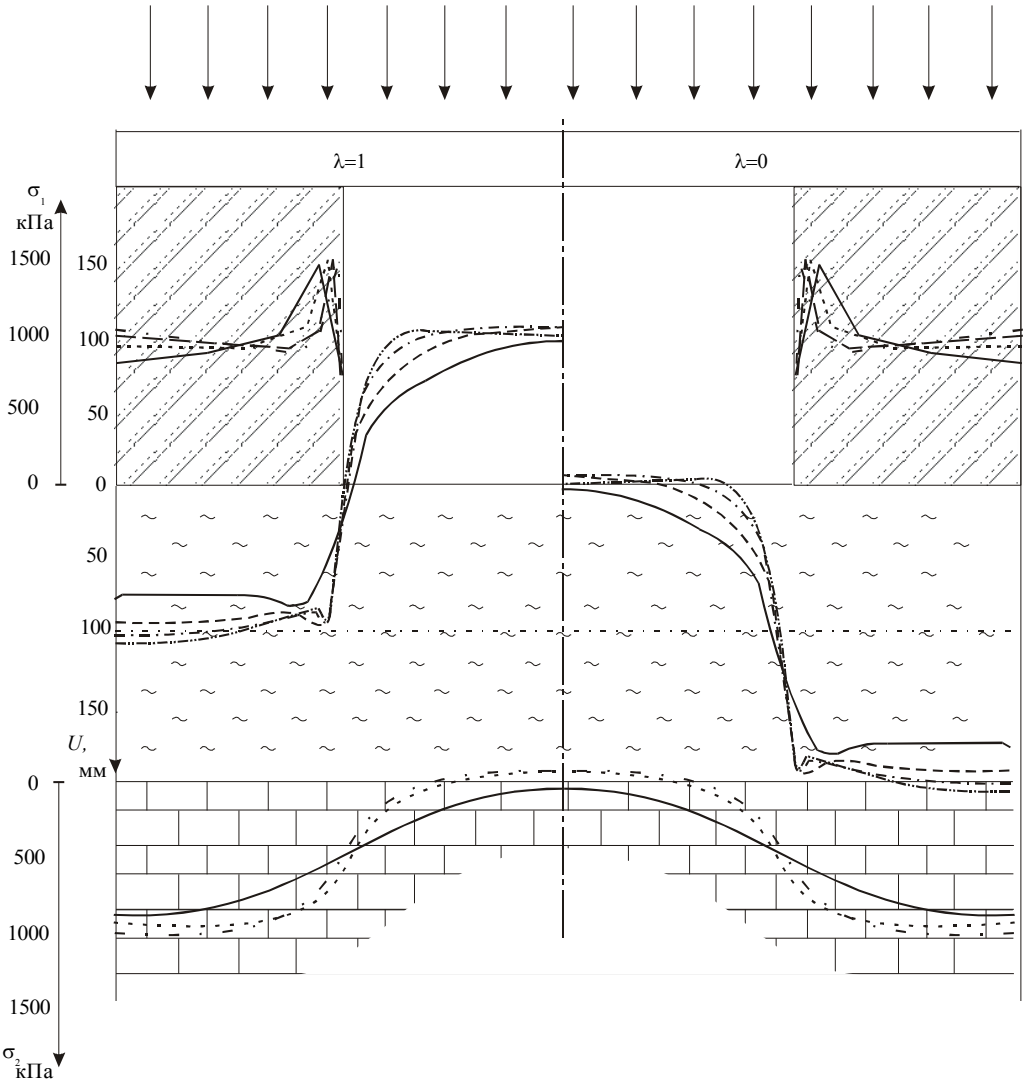


Рис. 6.10 - Напряженно-деформированное состояние системы "целики угля - породы почвы" при $l_{в.}/l_{ц.}$= 1:1

——— $l_{в.}$ = 2,5 м; – – – – $l_{в.}$ = 5,0 м; –·–·–· $l_{в.}$ = 7,5 м; –··–··–·· $l_{в.}$ = 10,0 м

На рис. 6.12 представлены обобщенные результаты имитационного моделирования деформированного состояния подстилающих пород. Графики отражают смещения крайнего волокна верхнего слоя глин. При этом правая от граничной оси часть полученных зависимостей характеризует смещения почвы от края угольного целика до центральной оси выработки (отрицательная величина деформаций показывает пучение), а левая часть - просадку угольного целика. На всех графиках изменение смещений почвы в выработках представлено полностью; просадка целика в отдельных случаях, когда его размеры превышают пролеты выработок, приведена только для участка, равного по величине этому пролету; в других случаях, при меньших размерах целика, просадка приведена целиком - от выработки до его оси симметрии. Цифрами 1 и 2 обозначены группы зависимостей, полученные при коэффициентах бокового давления соответственно 0 и 1.

При анализе характера деформированного состояния пород почвы были выявлены следующие основные закономерности:

1. При отсутствии бокового распора максимальная просадка целиков находится в диапазоне 175-206 мм; рост просадки практически не зависит от пролета выработки, а вызывается увеличением размеров целиков. Пучения почвы в выработке не происходит; однако просадка целика вызывает также сжатие части обнаженных пород подошвы, которое распространяется на длину около 1,25 м от края целика к центру выработки. Качественно данный характер деформаций хорошо согласуется с поведением пород, описываемым методами теории упругости.

2. Изменение коэффициента бокового давления при прочих равных условиях не приводит к искажению характера деформаций подстилающих пород.

3. Диапазон резких колебаний деформаций во всех случаях приходится на участок от края целика до 1,25 м в сторону центра выработки.

4. Предельное для горных пород значение коэффициента бокового давления вызывает наибольшее пучение почвы выработок и меньшую просадку целика. При этом максимум пучения (минимум просадки) при постоянном пролете выработки предопределяется большим размером целика и ,наоборот, минимум пучения (максимум просадки) - меньшим размером целика. С другой стороны, при постоянной ширине целика, с увеличением размеров выработки происходит постепенное снижение пучения с одновременным возрастанием просадок. Для данных соотношений целиков максимальное и минимальное пучение составило 175 и 45 мм, просадка - 139 и 29 мм (при пролете выработки 2,5 м и ширине целика 20 м). Для более четкого представления влияния эффекта распора на деформированное состояние подстилающих пород были получены зависимости максимальных пучений почвы выработок и просадок целиков от коэффициента бокового давления для различных геотехнических ситуаций, графически представленные на рис. 6.13.

Левая и верхняя оси координат являются базовыми для группы графиков А, отражающих изменение просадки целиков в их центральном сечении, а группа графиков Б, характеризующая поведение максимальных пучений, построена на правой и нижней осях координат.

Представленные кривые принципиально не отличаются друг от друга, различие связано лишь с диапазоном изменения деформаций. Характер поведения кривых позволил предположить квадратную зависимость деформаций от коэффициента бокового давления.

В результате обработки результатов численного моделирования методами корреляционного анализа для определения просадки целика была получена эмпирическая формула следующего вида:

$$u_{\text{š}.j} = \sigma_j \frac{h_{\text{ос.}}}{E_{\text{ос.}}}\left(1 - A\lambda^2\right), \qquad (6.5)$$

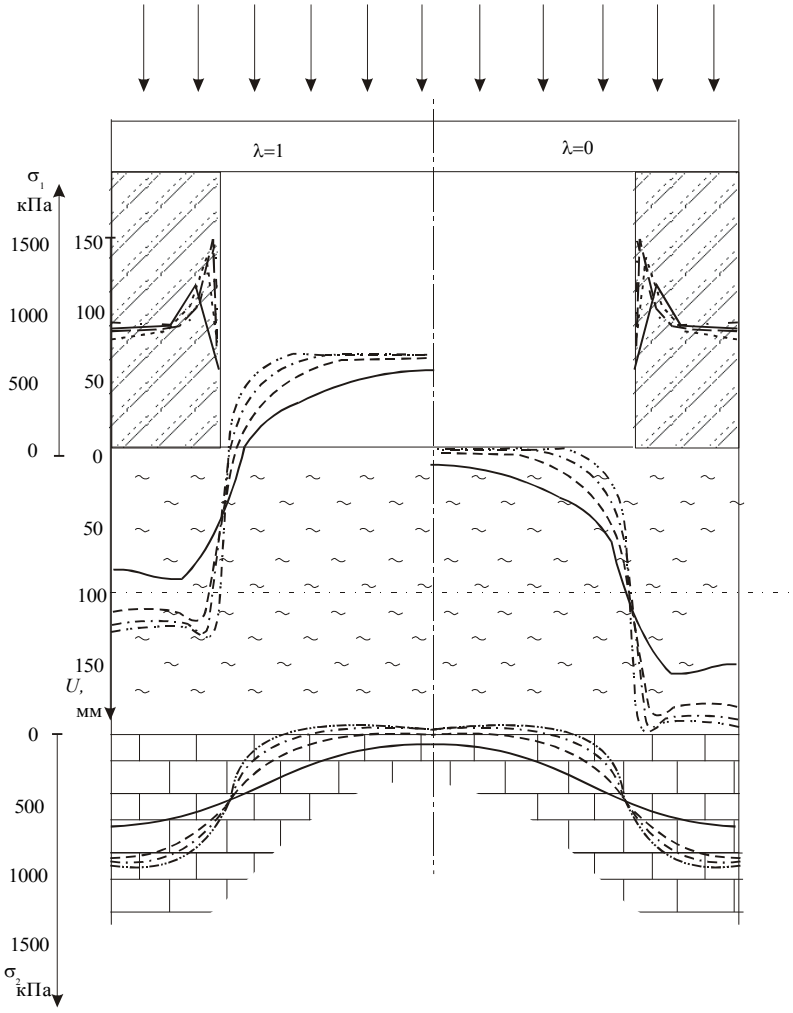


Рис. 6.11 - Напряженно-деформированное состояние системы "целики угля - породы почвы" при $l_в/l_ц$= 2:1

——— $l_в$ = 2,5 м; – – – – $l_в$ = 5,0 м; –·–·–· $l_в$ = 7,5 м; –··–··–·· $l_в$ = 10,0 м

где σ_j - вертикальное напряжение в j-м сечении, определяемое как среднее между напряжениями на контакте целика и подстилающих пород и на контакте подстилающих пород и жесткого основания; $h_{\text{ос.}}$ -

мощность слабых подстилающих пород; $E_{ос.}$ - модуль продольной деформации пород почвы.

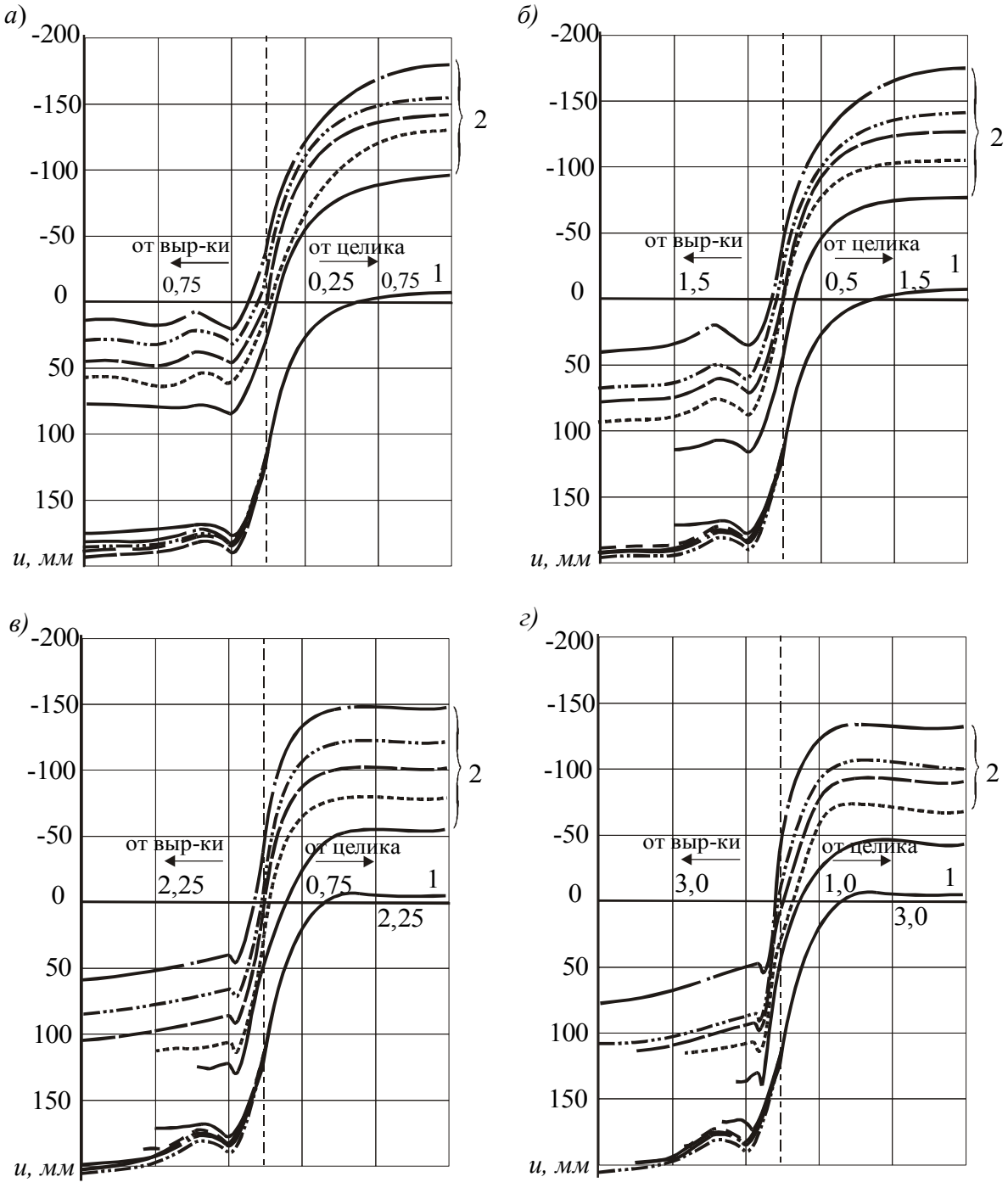


Рис. 6.12. - Деформированное состояние подстилающих пород при пролете выработки:

а) 2,5; б) 5,0; в) 7,5 и г) 10,0 м
——— $l_{ц.}$ = 2,5 м; – – – – $l_{ц.}$ = 5,0 м; –– –– $l_{ц.}$ = 7,5 м;
–··–·· $l_{ц.}$ = 10,0 м; –·–·– $l_{ц.}$ = 20,0 м

Уравнение (6.5) по своей структуре напоминает формулу осадок упругого слоя конечной толщины, расположенного на скальном основании. Действие давления на слой в конкретной точке заменяется контактным напряжением, величина которого зависит от соотношения жесткостей слоев почвы и угольного целика (для принятой расчетной схемы, т. к. величина напряжения является также и функцией концентрации опорного давления в случае ввода в расчетную схему пород кровли). Принципиальное различие заключается также и параметре, характеризующем боковой распор пород.

В формуле теории упругости используется коэффициент Пуассона; в полученном уравнении - коэффициент бокового давления. При этом стоящий перед ним эмпирический коэффициент *A* не предназначен для нейтрализации данного различия.

При анализе числовых значений данного коэффициента была установлена его физическая сущность, отражающая изменение размеров выработок и целиков между ними. Коэффициент *A* может быть получен из выражения:

$$A = \frac{l_{ш.}}{l_{ш.} + l_{‰.}}, \qquad (6.6)$$

в котором параметры идентифицируются в соответствии с обозначениями, принятыми в расчетной схеме.

Пучение почвы выработки в центральном ее сечении может быть найдено по формуле:

$$u_{п.} = -q_{ш.}^{ср.} \frac{h_{ос.}}{E_{ос.}} \frac{l_{ш.}}{l_{ш.} + l_{‰.}} \lambda^2. \qquad (6.7)$$

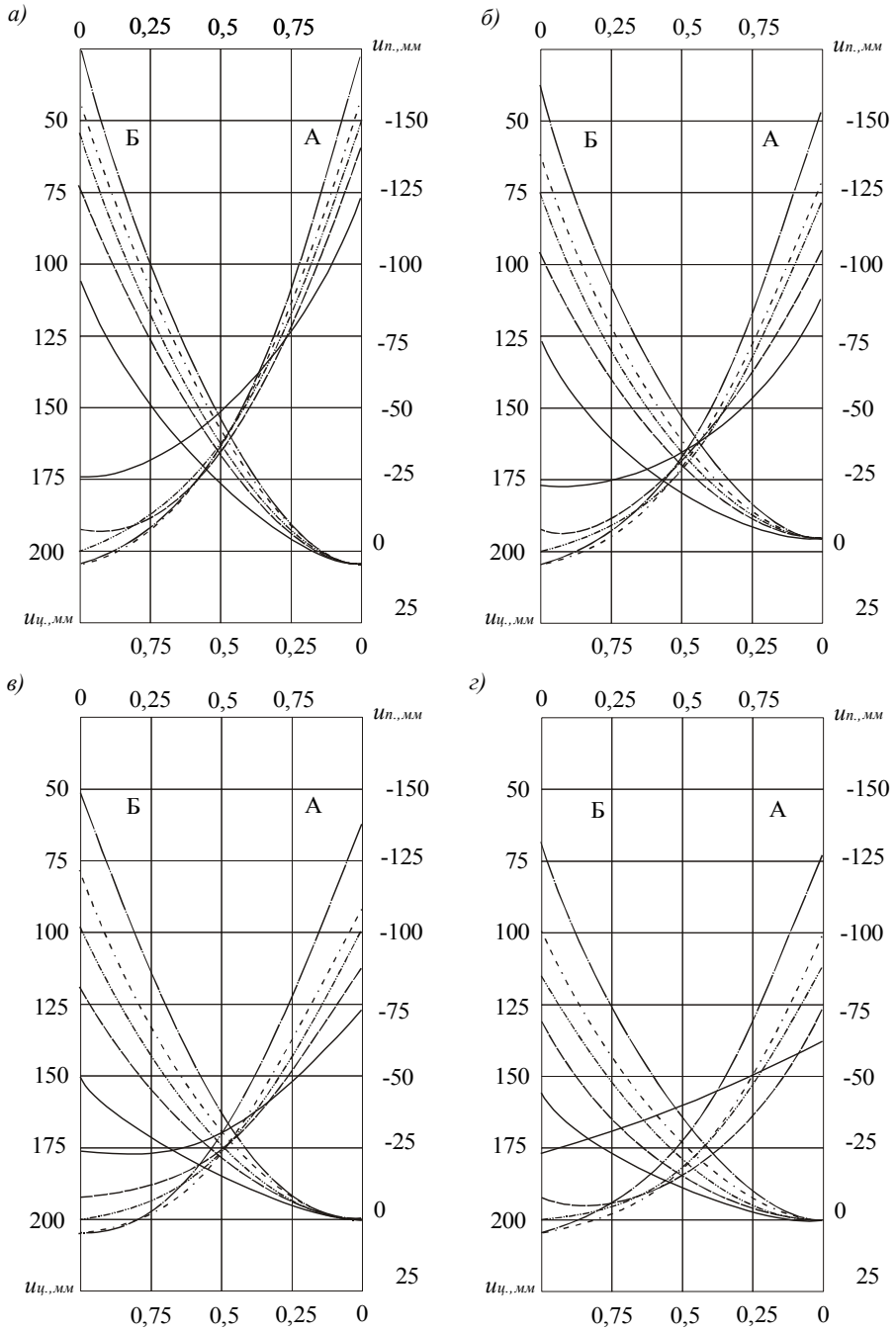


Рис. 6.13 - Зависимости максимальных просадок целиков и пучения почвы от коэффициента бокового давления при пролете выработки

а) 2,5; б) 5,0; в) 7,5 и г) 10,0 м
——— $l_ц$ = 2,5 м; – – – – $l_ц$ = 5,0 м; –··–··– $l_ц$ = 7,5 м;
- · - - - · - $l_ц$ = 10,0 м; — · — $l_ц$ = 20,0 м

Контрольные расчеты, проведенные по установленным эмпирическим зависимостям, показали хорошую сходимость результатов с базовыми, полученными методами численного моделирования. В абсолютном большинстве случаев расхождение не превышало 1,5-2,0 %, и лишь в редких ситуациях достигало 10-12 %.

По результатам численного моделирования и на основании полученной эмпирической зависимости (6.7) была разработана номограмма для определения величины максимального пучения почвы камер между регулярно расположенными целиками в зависимости от размеров целиков и камер (отношение $\frac{l_{ц.}}{l_{ц.}+l_{к.}}$), коэффициента бокового давления λ, упругой характеристики подстилающих пород $\frac{E_{ос.}}{h_{ос.}}$ (в теории упругости - коэффициент упругого отпора) и среднего распределенного давления на целики угля $q_{ц.}^{ср.}$, представленная на рис. 6.14.

Область применения данной номограммы характеризуется следующими параметрами: диапазон для λ - от 0 до 1; коэффициент упругого отпора пучащих пород может изменяться в пределах от 1000 до 10000 кПа, вполне соответствующих группе слабых, склонных к пучению, подстилающих пород; глубина заложения выработок ограничена ≈200 м, что является близким к верхнему пределу условий применения камерных систем разработки. Задаваясь конкретными значения исходных параметров, можно прогнозировать пучение почвы выработок при любом изменении размеров целиков и камер. Необходимо отметить, что предложенное решение не ограничивается только упругими характеристиками пород; зная характер влияния, например, гидротации или наследственной ползучести на свойства пород, в процессе моделирования модули продольной и поперечной деформаций могут быть заменены их временными операторами:

$$E_t = \frac{E}{1+\Phi}; \nu_t = 0{,}5 - \frac{0{,}5-\nu}{1+\Phi},$$

(6.8)

где $\Phi = \frac{\delta t^{1-\alpha}}{1-\alpha}$ - функция ползучести с параметрами α и δ, определяемыми экспериментальным путем или по данным работ [25,50]. Но в любом случае, в связи с незначительной продолжительностью времени поддержания очистных выработок при короткозабойных системах разработки, влияние реологических свойств пучащих пород или их склонности к гидротации является незначительным и не окажет существенного изменения на механические характеристики пород.

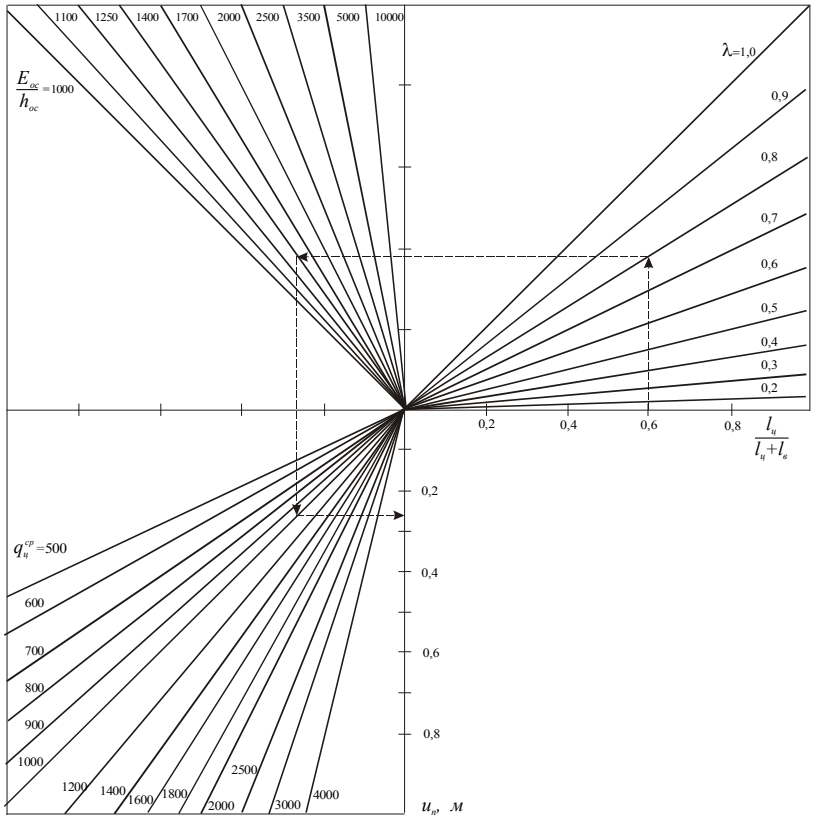


Рис. 6.14 - Номограмма определения максимального пучения почвы камер

Таким образом, в результате проведенных исследований был установлен характер напряженно-деформированного состояния подстилающих пород при взаимодействии с ними системы регулярно расположенных целиков в широком диапазоне горно-геологических условий, а полученные зависимости изменения величины пучения и просадок целиков и построенная номограмма предопределяют возможность корректного проектирования параметров отработки пластов камерами.

Периодическое расположение целиков угля и очистных выработок. Одним из вариантов камерной системы разработки является парное расположение очистных выработок, формирующее выемочный участок, в пределах которого камеры имеют одинаковые пролеты и ограждаются друг от друга междукамерными целиками с размерами меньшими, чем размеры междуучастковых целиков. Для проведения исследований влияния на напряженно-деформированное состояние пород почвы такого расположения очистных выработок воспользуемся расчетной схемой (рис. 6.15), имитирующей аналогичное предыдущим примерам строение пород. Ширину выемочного участка примем постоянной, независимо от размеров целиков и камер, и равной 13 м. Распределенная пригрузка на породы непосредственной кровли 1000 кПа.

К моделированию были приняты две, отличающие внутренними геометрическими размерами объектов, схемы отработки выемочных участков, при которых пролеты камер были равны 3,0 и 4,5 м. Ширина междукамерного целика оставалась постоянной ($l_{ц.к.}$= 1,0 м), а поперечный размер междуучасткового целика $l_{ц.у.}$ принимался равным

6,0 и 3,0 м. Варьирование внутренних габаритов ставило своей целью исследование характера изменения напряженно-деформированного состояния подстилающих пород при прочих равных условиях. Расчеты были проведены с максимальным коэффициентом бокового давления (λ = 1).

На первом этапе в расчетную схему над целиками (в кровле) был введен жесткий фиктивный породный слой (C = $4{,}2 \cdot 10^{13}$ кПа·м^4), вызывающий практически равномерное распределение давления на целики угля. На втором этапе жесткость данного слоя была уменьшена до $4{,}2 \cdot 10^5$ кПа·м^4, что вызвало резкие скачки давления на краевых частях целиков и его существенное снижение в середине (пунктирные линии на рис. 6.16). Как видно из рисунка, коэффициент концентрации на обеих схемах увеличился не менее чем в 2 раза.

При этом практически никаких изменений в контактном напряжении (ни количественно, ни качественно) на границе целика и пород почвы не произошло. Остались неизменными и напряжение отпора жесткого основания, и деформации непосредственной почвы угольного пласта. Все это объясняется высокой распределительной способностью целика угля, обладающего повышенной жесткостью и работающего по принципу просадки прочных фундаментов на слабых грунтах.

Увеличение пролетов камер, а соответственно и уменьшение размеров междуучастковых целиков привело к общему абсолютному росту всех компонентов напряженно-деформированного состояния, что является вполне естественным - за счет повышения давления на целики при неизменной величине первоначальной пригрузки в пределах участка. Так, суммарное сокращение опорной поверхности в 1,75 раза вызвало увеличение максимальной просадки целиков и контактных напряжений в почве соответственно в 2,7 и в 1,6-1,8 раза.

Интересно отметить, что при более высоком среднем давлении на междукамерные целики (при сравнении с давлением на междуучастковые) реактивное напряжение на контакте глин и жесткого основания (известняков) оказывается ниже. Данный вывод подтверждается и исследованиями взаимодействия регулярно расположенных целиков с породами почвы. Отсюда следует, что при сокращении опорной поверхности целика напряжения локализуются ближе к его подошве, значительно интенсивнее убывая вглубь массива.

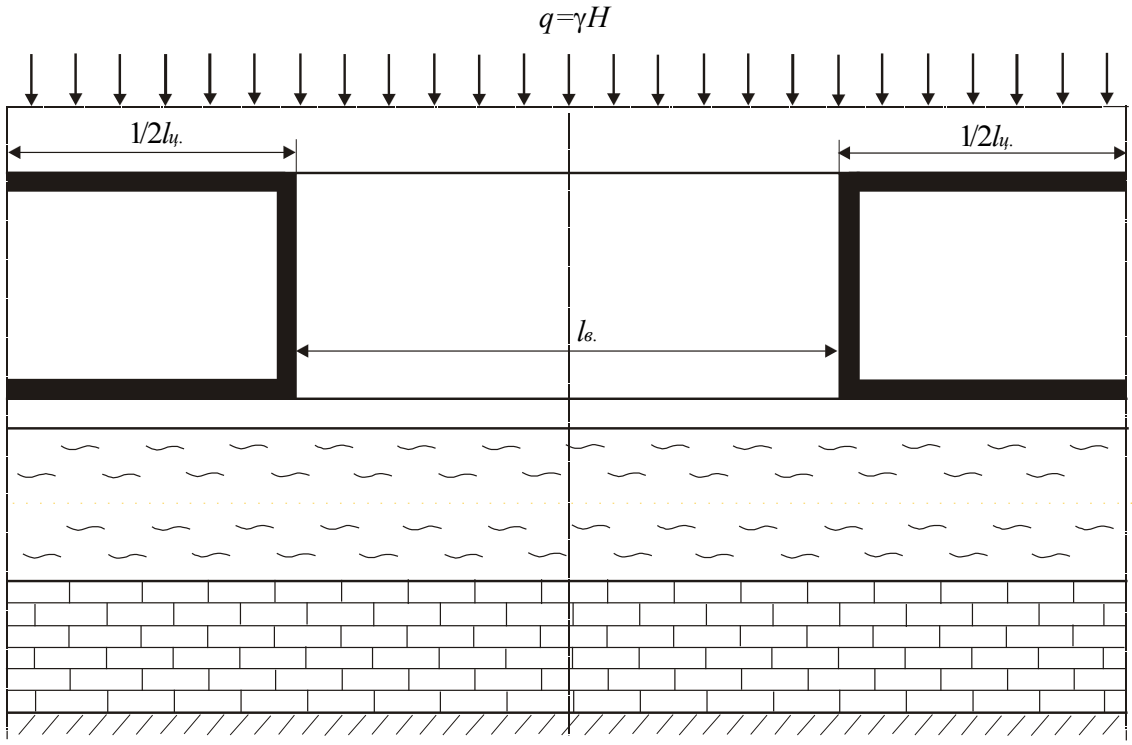


Рис. 6.15 - Номограмма определения максимального пучения почвы камер

Анализ графиков деформаций подстилающих пород в выработке позволяет утверждать о равноценности величин пучения почвы в обеих схемах, что объясняется одинаковым начальным геостатическим давлением в пределах выемочного участка. Таким образом, в пределах границ конкретно взятого выемочного участка при любом соотношении размеров выработанных пространств и целиков угля в нем максимальная

величина пучения остается неизменной и зависит только от механических (если исключить набухаемость) характеристик и мощности пород почвы.

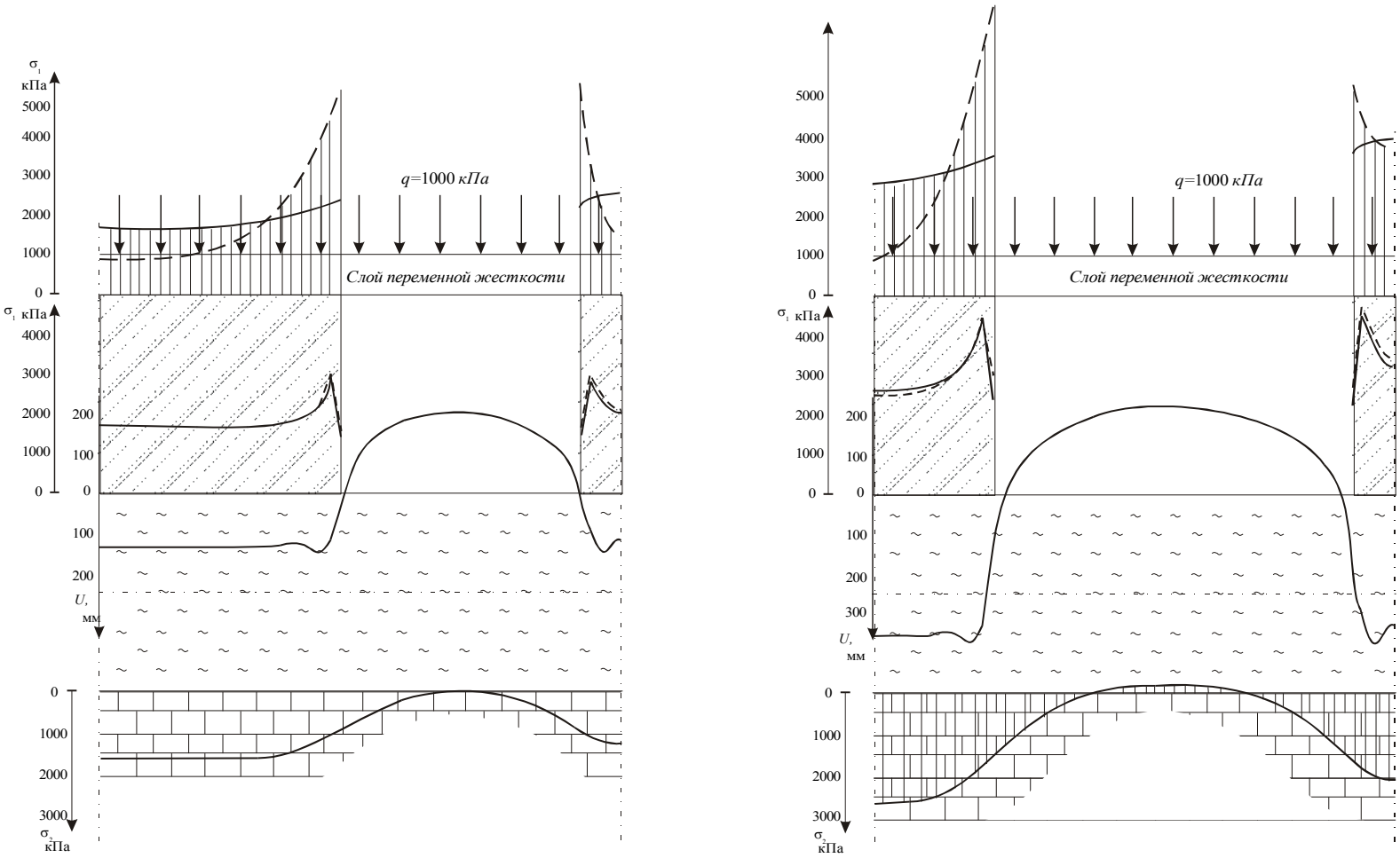


Рис. 6.16 - Напряженно-деформированное состояние системы "целики угля -породы почвы" в пределах выемочного участка

а) 1-й схемы отработки; б) 2-й схемы отработки

Расчет напряженно-деформированного состояния неоднородного массива пород почвы. Целью данных исследований является установление закономерностей изменения напряженного состояния в породах почвы с учетом их неоднородности, а также выявление компонентов перемещений верхних слоев подстилающих пород - просадок целиков и выпирания почвы выработок. Для реализации данной цели была разработана расчетная схема при регулярном расположении целиков угля поперечной шириной 1,5 м. Пролет очистных выработок - камер - был принят равным 3 м. Расчет производился при начальной величине пригрузки 1000 кПа.

Характеристики пород почвы, принятой к моделированию, начиная с верхнего слоя, сведены в табл. 6.1. Необходимо отметить, что выбранное строение и механические характеристики соответствуют реальным показателям подстилающих пород Подмосковного угольного бассейна .

Таблица 6.1

Характеристика пород почвы

№ п/п	Типы пород	Мощ-ность слоя m, м	Модуль продольн. деф-ции E, кПа	Коэф-нт Пуассона ν	Коэф-нт бокового давления λ
1	Обводн. пластичн. глины	0,5	5000	0,46	0,852
2	Углистые сланцы	0,3	500000	0,33	0,493
3	Песчанистые глины	1,0	20000	0,42	0,724
4	Непластичные глины	1,0	100000	0,40	0,667

Результаты расчета, приведенные на рис. 6.17, наглядно отображают характер изменения контактных напряжений с глубиной, заключающийся в постепенном снижении напряжений на границах моделируемой области (с 2700 до 2100 кПа) за счет перераспределения их по длине. Наибольшее влияние здесь оказывает слой углистых сланцев, отличающийся повышенной сопротивляемостью изгибным деформациям. Эпюра напряжений под этим слоем значительно выполаживается, предопределяют тождественное распределение напряжений на контактах слоев, лежащих ниже.

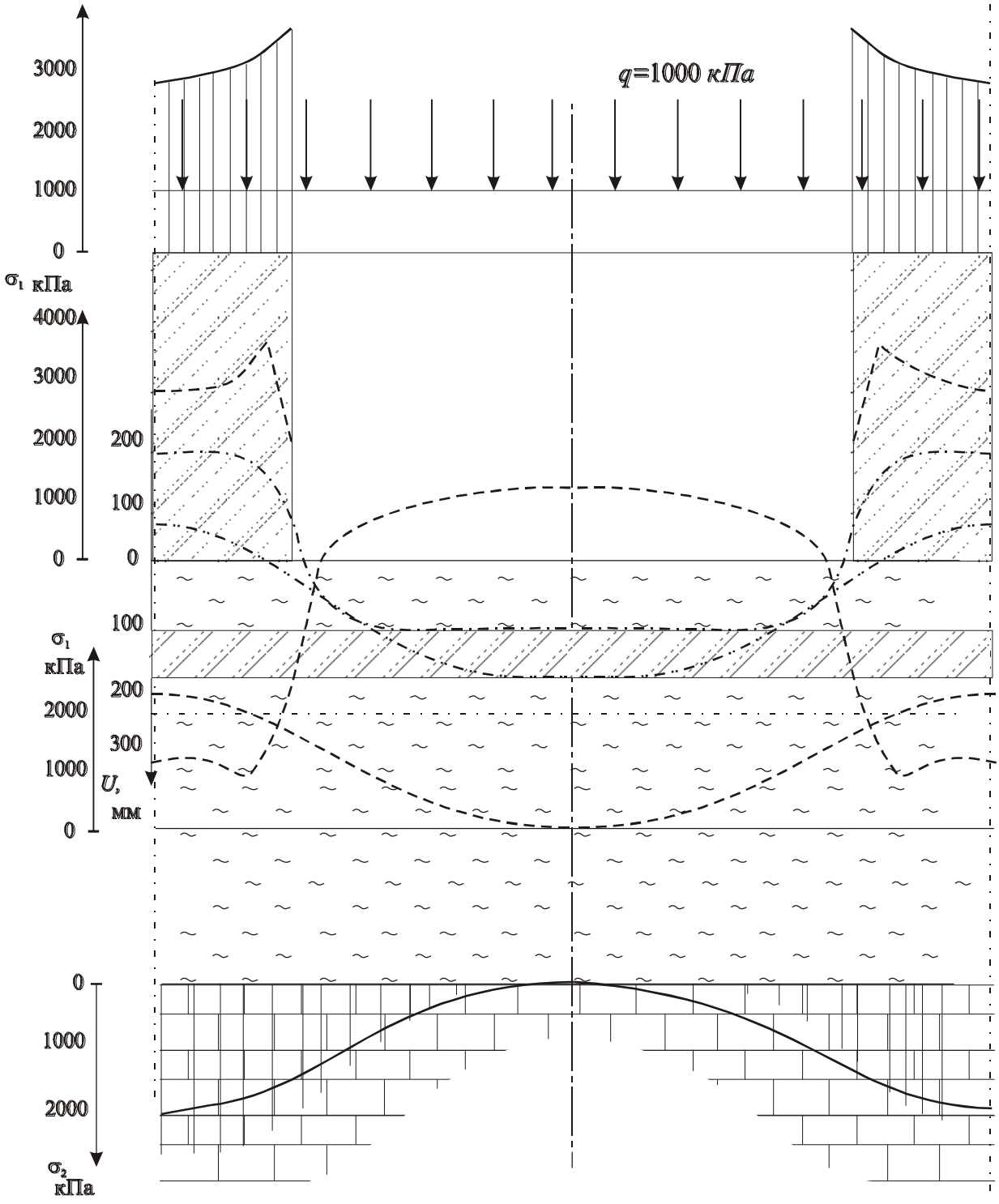


Рис. 6.17 - Напряженно-деформированное состояние слоистого массива пород почвы

Однако совокупной жесткости слоев оказывается недостаточным для формирования сжимающих напряжений под центральной частью выработки, что приводит к свободному выпиранию слоев. Дополнительные исследования показали, что только при увеличении модуля деформации до величин превышающих 10^6 кПа, начинают появляться напряжения сжатия, т. е. усиливается способность подстилающих пород к более ровному перераспределению контактных напряжений; при этом выпирание пород начинает резко снижаться. Анализ механических характеристик показывает, что модули деформации пород, относящихся к слабым, гораздо ниже приведенного выше значения, что предопределяет развитие максимальных смещений почвы внутрь выработки. В общем же случае оценить величину максимального пучения при разнородном составе пород в почве можно на основе следующей эмпирической формулы, отражающей сумму выпирания каждого из *n* слоев:

$$u_{n.} = -q^{ср.}_{ш.} \frac{l_{ш.}}{l_{ш.} + l_{‰.}} \sum_{i=1}^{n} \frac{m_i}{E_i} \lambda_i^2, \qquad (6.9)$$

где m_i, E_i и λ_i - мощность, модуль продольной деформации и коэффициент бокового распора *i*-го слоя в почве.

Если максимальное пучение достаточно просто находится на основании полученной формулы (6.9), то для определения величины просадки целика, в связи с изменением контактных напряжений, в каждой конкретной ситуации необходимо проведение дополнительных расчетов. Механизм изменения напряжений является достаточно сложным, поэтому установить общую эмпирическую зависимость пока не представляется возможным, хотя просадка целика в любом из сечений, найденная

численным методом, хорошо согласуется с результатами, получаемыми по формуле (6.10) на основе известных контактных напряжений:

$$u_{š.j} = \sum_{i=1}^{n} \sigma_{ji}^{ср.} \frac{m_i}{E_i} \left(1 - \frac{l_{š.}}{l_{š.} + l_{‰.}} \lambda_i^2 \right), \qquad (6.10)$$

где $\sigma_{ji}^{ср.}$ - среднее (из верхнего и нижнего) напряжение в i-м породном слое j-го сечения.

Проведенные исследования напряженно-деформированного состояния слоистых массивов в почве выработок показали, что существующий диапазон механических характеристик слабых пород всегда предопределяет максимальное пучение, при котором массив под центром выработки полностью разгружается. При этом для оценки величины пучения достаточно воспользоваться эмпирической формулой (6.9).

6.4. Геомеханические процессы при отработке угольных пластов парными камерами

Исследование давления на междукамерные целики при изменении параметров систем разработки. Одним из вариантов камерных систем разработки являются системы, базирующиеся на отработке угольных пластов парными камерами: каждая пара камер формирует выемочный участок, отделяющийся от соседнего междуучастковыми целиками, а камеры в пределах участка разделяются междукамерными целиками. При использовании данных систем в условиях устойчивых пород, когда ширина выемочных участков практически не регламентируется пролетом основной кровли, особую важность приобретает решение вопросов оптимального выбора размеров целиков и камер исходя из максимально возможного, по условию прочности, давления на целики. Второй аспект заключается в реализации проектных заданий, связанных с требованием минимальных

потерь полезного ископаемого в пределах участка. В связи с этим целью проводимых исследований стало изучение влияния варьирования параметров систем разработки парными камерами на среднее давление на междукамерные целики.

Имитационное моделирование на ПЭВМ проводилось при условии совместного взаимодействия системы целиков с покрывающими породами, характеризующимися в соответствии с классификацией кровель Подмосковного бассейна как тяжелые. Основная кровля была представлена пластом известняка с жесткостью на изгиб $4{,}5 \cdot 10^7$ кПа·м^4, непосредственная - глинами с жесткостью слоя 10^6 кПа·м$^{6.}$

Моделировались геотехнические ситуации, когда пролет камеры $l_{в.}$ изменялся от 2,5 до 5,0 м с шагом 0,5 м; ширина междукамерного целика $l_{к.ц.}$ принималась исходя из отношения $l_{к.ц.}/l_{в.}$, равного 0,2; 0,4; 0,6; 0,8 и 1,0; а максимальный размер междуучасткового целика $l_{у.ц.}$ составлял 32 м. Для исследований был принят комбинированный метод задания сил, когда влияние веса основной кровли и вышележащих пород имитировалось равномерно распределенной пригрузкой, приложенной к верхнему контуру расчетной схемы, а влияние веса непосредственной реализовывалось через систему сосредоточенных сил, при этом все расчеты проводились с учетом исключения растягивающихся связей, обеспечивающих формирование зон дивергенции между слоями кровли.

Для реализации таких геотехнических ситуаций на ситуаций на ПЭВМ был разработан ряд расчетных схем, отличающихся параметрами дискретизации (в зависимости от размеров объектов). Общим для всех схем является наличие только трех объектов системы разработки: одной камеры и двух целиков (междуучасткового и междукамерного), представленных половинами. Возможность такого подхода обеспечена симметрией расположения камер и целиков как относительно центральной оси, проведенной через междукамерный целик, так и относительно оси,

проведенной через междуучастковый целик. При этом условия на границах адекватно характеризуются жестко смещаемыми по вертикальной оси узлами закрепления трех верхних стержне. Третий стержень - переменной жесткости, при задании отдельных участках механических характеристик, близких к 0, он имитирует камеры. Нижний - 4-й стержень - является абсолютно жестким, обеспечивающим устойчивость всей расчетной схемы.

В процессе моделирования было проведено около 180 типовых расчетов, по результатам которых получен ряд групповых зависимостей [123], имеющих общую тенденцию и характеризующих изменение давления на междукамерные целики от размеров целиков и пролетов камер, приведенных на рис. 6.18.

Анализ графиков показывает, что минимум давления на междукамерные целики приходится на диапазон изменения ширины междуучасткового целика $l_{у.ц.}$ от 6 до 16 м; при меньших значениях происходит резкое увеличение давления на целики, а при достижении верхнего предела давление возрастает незначительно, постепенно стабилизируясь на одной величине. Так, в этой зоне при пятиметровом пролете камер $l_{в.}$ интервал изменения давления находится в пределах от 1,9γH ($l_{к.ц.}$= 5,0 м) до 5,2γH ($l_{к.ц.}$= 1,0 м), а при пролете камеры 2,5 м - от 1,6γH ($l_{к.ц.}$= 2,5 м) до 2,1γH ($l_{к.ц.}$= 0,5 м). Кроме того, данные зависимости показывают существенное снижение как разброса, так и самой величины давления при уменьшении размеров камер, позволяя ориентироваться на параметры системы разработки при проектном пролете камер.

Использование полученных зависимостей может вызвать определенные трудности при задании промежуточных проектных пролетов камер при известных значениях $l_{у.ц.}$. В этом случае необходимо построить дополнительные номограммы по типу представленной на рис. 6.19, позволяющей определять давление на междукамерные целики при постоянной ширине междуучасткового целика 2 м.

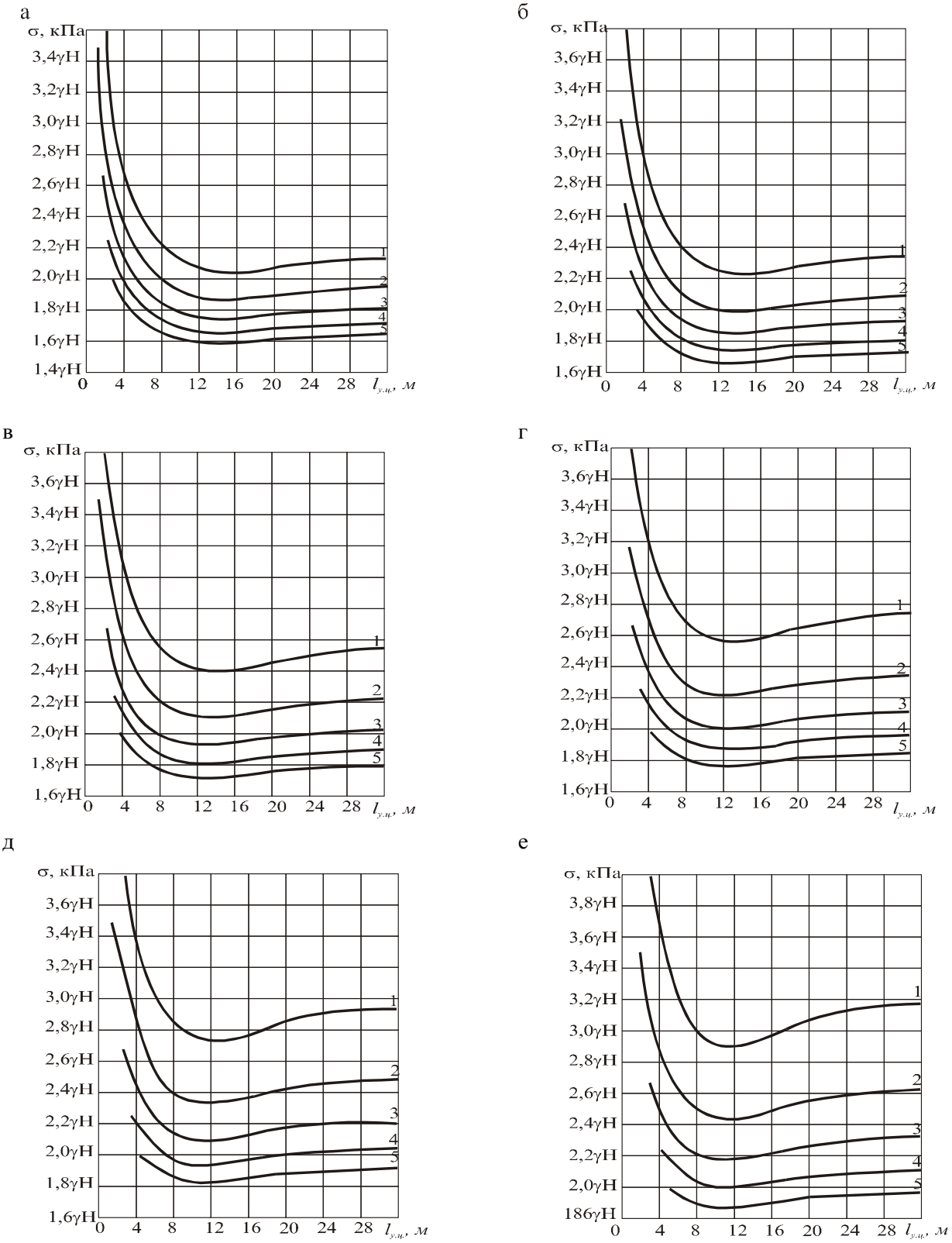


Рис. 6.18 - Напряженно-деформированное состояние слоистого массива пород почвы

при пролете камеры 2,5 (а); 3,0 (б); 3,5 (в); 4,0 (г); 4,5 (д) и 5,0 м (е):
1 - $l_{к.ц.}/l_{в.}$ = 0,2; 2 - $l_{к.ц.}/l_{в.}$ = 0,4; 3 - $l_{к.ц.}/l_{в.}$ = 0,6; 4 - $l_{к.ц.}/l_{в.}$ = 0,8;
5 - $l_{к.ц.}/l_{в.}$ = 1,0

При этом необходимо для отдельных ситуаций применять методы простой интерполяции между соответствующими кривыми. Например, необходимо установить значение среднего давления на междукамерные целики размером 1,2 м при пролете камеры 3,5 м. При помощи вспомогательных кривых, характеризующих отношение размера целика к пролету камеры $l_{к.ц.}/l_{в.}$, строится зависимость давления при заданном пролете (пунктирная линия, на которой), затем по ширине целика $l_{к.ц.}$= 1,2 м устанавливается истинное значение, равное 3,4γH. Все полученные зависимости позволяют определять среднее давление на междукамерные целики для условий тяжелых кровель Подмосковного бассейна, что дает возможность выбирать параметры системы разработки парными камерами с учетом размеров камер и целиков. Необходимо отметить некоторую степень универсальности графиков, так как изменение мощности или типа пород для другой комбинации устойчивых кровель, но при соответствии выбранным жесткостным характеристикам, не отрицает использование полученных зависимостей.

Условия разработки угольных месторождений отличаются большим разнообразием слагающих вмещающий массив литотипов с весьма широким диапазоном физико-механических характеристик пород, что существенно отражается на изменении проявлений горного давления. Поэтому дальнейшие исследования были направлены на установление закономерностей изменения давления на опорные целики в зависимости от состава и строения пород кровли. При этом главным варьируемым параметром для расчетных схем, имитирующих конкретные горнотехнические ситуации, стало соотношение C_1/C_2 изгибных жесткостей породных слоев, представляющих основную и непосредственную кровли.

Исследование давления на целики при изменении состава и строения пород в кровле. Горнотехническая ситуация, положенная в основу расчетной схемы, представлена двумя камерами с пролетами, равными 3 м.

Камеры разделены междукамерным целиком шириной 2 м. Ширина междуучастковых целиков равна 4 м. Кровля включает два слоя, жесткость на изгиб которых изменяется в пределах от 10^2 до 10^{10} кПа·м^4 при различных соотношениях между собой. Столь широкий диапазон объясняется необходимостью установления наиболее общих тенденций изменения искомых параметров в целях сокращения количества последующих расчетов при изменении геометрических размеров в расчетной схеме (имеются в виду другие ситуации, отличающиеся размером камер или целиков). Формирование расчетных схем осуществлялось аналогично рассмотренному выше методу.

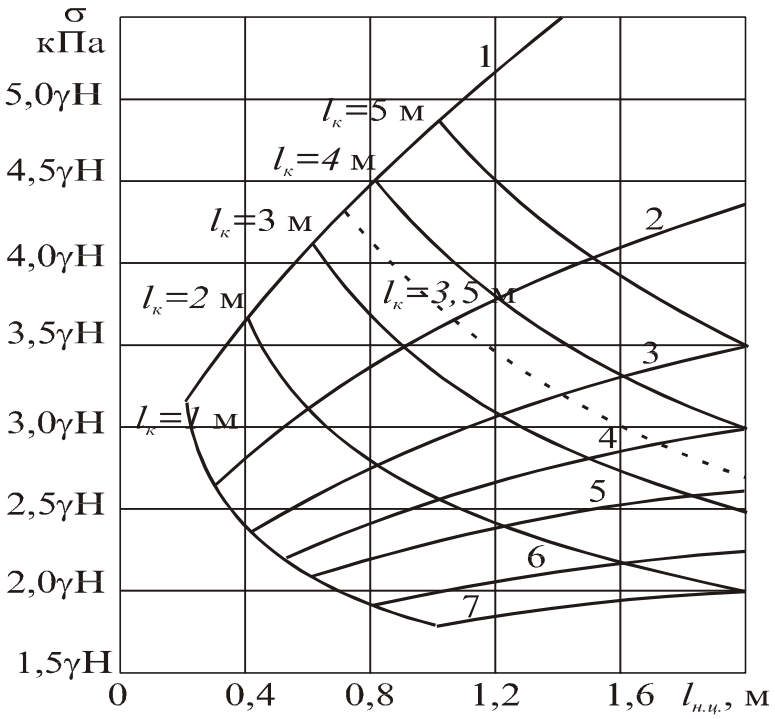


Рис. 6.19 - Номограмма для определения среднего давления на междукамерные целики при ширине междуучасткового целика 2 м

В качестве исходной принималась нагрузка от собственного веса вышележащих породных слоев (γH), распределенная по верхней границе расчетной схемы. Равновесие обеспечивалось за счет нижнего абсолютно жесткого слоя при условии защемления его на концах. Корректность

результатов была установлена на предварительной стадии при изменении параметров дискретизации расчетной схемы, когда при сравнении среднего давления на целики его значения отличались не более чем на 1-2 %.

Для получения наиболее полной картины формирования давления на междукамерный целик при данной технологической схеме было произведено около 100 расчетов, результаты которых представлены в виде 10 зависимостей на рис. 5.3. Каждая из них отражает изменение среднего давления от отношения жесткостей (C_1/C_2) слоев при постоянных значениях жесткостей на изгиб (C_2) нижнего слоя. В порядке возрастания нумерации кривых жесткости на изгиб нижнего слоя равны $2{,}5\cdot10^3$; 10^4; 10^5; $3{,}0\cdot10^5$; 10^6; $2{,}0\cdot10^6$; $4{,}0\cdot10^6$; 10^7; $2{,}0\cdot10^7$ и 10^8 кПа·м$^{6.}$ Отношение жесткостей, откладываемое по оси абсцисс, ввиду весьма значительного диапазона принимаемых значений, переопределено через натуральный логарифм - $\ln(C_1/C_2)$.

Анализ результатов расчета показывает, что для принятых к моделированию геометрических параметров технологической схемы диапазон изменения давления лежит в пределах 31 %, а максимум его приходится на величину $2{,}614\gamma H$, при которой $\ln(C_1/C_2) = -1{,}1$ (жесткости соответственно - 100000 и 300000 кПа·м^4). Для пород слоя непосредственной кровли жесткость, равную 300000 кПа·м^4, можно охарактеризовать как критический минимум, ниже которого изменение давления при любой жесткости основной кровли имеет полную аналогию, о чем говорят кривые 1, 2, 3 и 6. Например, при жесткости основной кровли $9{,}0\cdot10^6$ кПа·м^4 и жесткостях непосредственной кровли 2500, 10000, 100000 и 300000 кПа·м^4 давление на целик остается постоянным и составляет $2{,}1\gamma H$. Аналогичным критерием для основной кровли является жесткость 100000 кПа·м$^{6.}$ Штрихпунктирной линией (см. рис. 6.20) показана кривая, слева от которой давление на целик не зависит от изменения жесткости основной кровли при постоянной жесткости непосредственной.

В реальных условиях породные слои, слагающие вмещающие массивы, имеют различные механические характеристики. Так, например, у весьма крепких пород Кузнецкого или Донецкого бассейнов (песчаников или алевролитов) модуль упругости может достигать 100-200 тыс. МПа, а для некоторых типов глин исчисляется всего несколькими десятками тысяч кПа. Таким образом, полученные зависимости полностью отражают изменение искомого параметра при любой комбинации пород кровли.

Основы графоаналитического метода определения давления на целики. Однако, для конкретных условий практическое использование полученных выше графических зависимостей вызывает определенные трудности, связанные с необходимостью применения методов интерполяции при переменных значениях жесткостей на изгиб второго слоя, влияние которых на конечные результаты, к тому же, является нелинейным. В связи с этим по итогам проведенных исследований были разработаны основы графоаналитического способа определения давления на междукамерные целики, позволяющие, с одной стороны, применить его алгоритм для установления искомых параметров в данной ситуации, а с другой, использовать отработанные приемы обработки результатов моделирования в других геотехнических ситуациях.

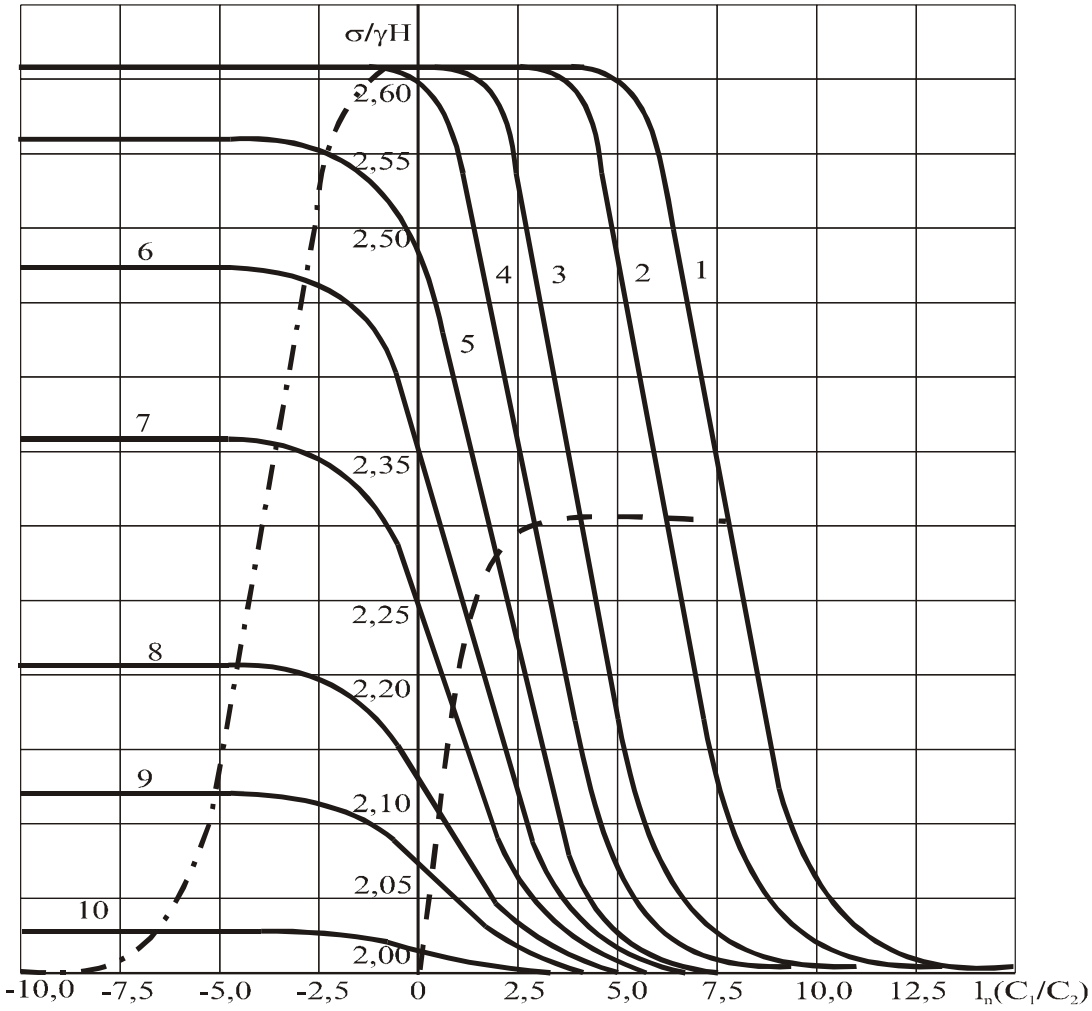


Рис. 6.20 - Зависимости среднего давления на междукамерный целик от отношения жесткостей основной и непосредственной кровель

Для этого на основании методов математической статистики был проведен регрессионный анализ, позволивший установить общую функциональную зависимость показательного вида (6.11) с высокой степенью связи (корреляционное отношение не ниже 0,99), характеризующую изменение среднего давления на целик от соотношения жесткостей породных слоев.

$$\sigma = A_1 \pm A_2\left(1-0{,}5^{|\ln(C_1/C_2)-A_3|}\right), \qquad (6.11)$$

где A_1, A_2 и A_3 - коэффициенты регрессии; 0,5 - основание показательной функции, являющееся постоянным для данной технологической схемы.

Пунктирная линия (рис. 6.20) соединяет между собой точки, определяющие координаты центров симметрии кривых. При этом ординатами являются средние значения кривых давления, входящие в уравнение (6.11) в качестве коэффициента A_1, а абсциссами - постоянные для каждой кривой значения отношений жесткостей $\ln(C_1/C_2)$, равные A_3. Коэффициент A_2 равен по абсолютной величине половине всего диапазона изменения давления при конкретном значении изгибной жесткости непосредственной кровли и связан с A_1 формулой:

$$A_1 = A_2 + 2\gamma H, \qquad (6.12)$$

где $2\gamma H$ - предельная величина, к которой асимптотически приближается значение среднего давления при возрастании изгибной жесткости одного из слоев. Определение коэффициентов регрессии A_2 и A_3 осуществляется графически по кривым 1 и 2 (рис. 6.21) в зависимости от изгибной жесткости нижнего слоя, переопределенной через десятичный логарифм. При $\lg C_2 < 5{,}4$ A_2 остается постоянным и равным $0{,}307\gamma H$, а для нахождения A_3 необходимо использовать график, приведенный на отдельном фрагменте.

В итоге был разработан алгоритм определения среднего давления на междукамерный целик при отработке угольных пластов парными камерами, который сводится к следующим процедурам:

определяется десятичный логарифм жесткости на изгиб второго слоя;

- по графикам находятся коэффициенты регрессии A_2 и A_3;
- рассчитывается коэффициент A_1;
- определяется натуральный логарифм соотношения жесткостей слоев между собой;

- по формуле (6.11) рассчитывается значение среднего давления; при этом знак “-” принимается, если $\ln(C_1/C_2) > A_3$ (в противном случае - “+”), а величина, получаемая из выражения, представляющего степень, всегда берется по модулю.

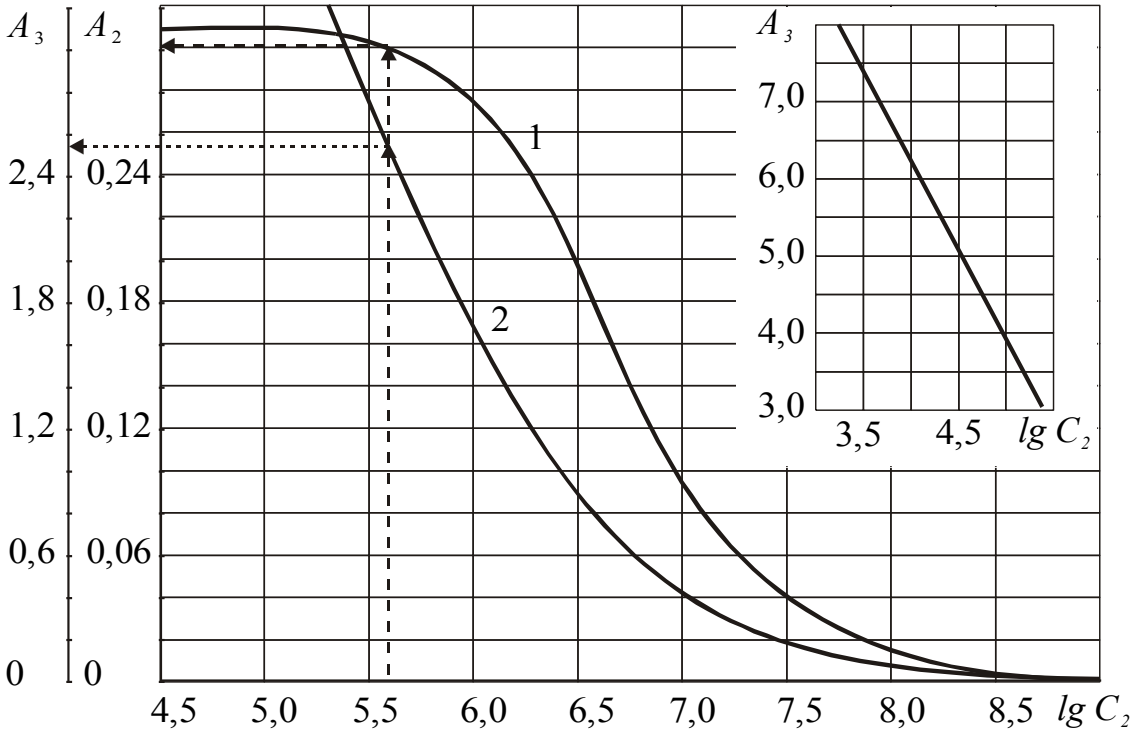


Рис. 6.21 - Графики для определения коэффициентов регрессии

В качестве примера определим величину среднего давления на междукамерный целик при залегании в кровле слоя глины мощностью 2,4 м (модуль упругости равен 350000 кПа) и слоя известняка мощностью 3 м (модуль упругости - 14000000 кПа). Жесткости на изгиб слоев равны: для известняка - $C_1 = 31{,}5 \cdot 10^6$ кПа·м^4; для глины - $C_2 = 0{,}4032 \cdot 10^6$ кПа·м^4 ($\lg C_2 = 5{,}606$; $\ln(C_1/C_2) = 4{,}358$). По графикам (см. рис. 6.21) находим значения коэффициентов регрессии: $A_2 = 0{,}304\gamma H$, $A_3 = 2{,}55$. Используя уравнение (6.12), находим: $A_1 = 2{,}304\gamma H$. Так как $\ln(C_1/C_2) > A_3$, то формула (6.11) используется со знаком "-". Подставив в нее все необходимые значения, получим величину среднего давления на целик σ, равную $2{,}087\gamma H$.

Контрольные расчеты показали высокую степень сходимости результатов, полученных прямым методом имитационного моделирования на ПЭВМ и при использовании эмпирических формул. Погрешность не превышала 3 %.

Таким образом, установленные закономерности напряженного состояния целиков (на основе известного давления на них) позволяют оптимизировать параметры систем разработки парными камерами в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических факторов, характерных для условий отработки месторождений с устойчивыми кровлями.

6.5. Геомеханические процессы при камерно-столбовой системе разработки угольных пластов

Исследование напряженного состояния элементов угольного пласта при отработке междукамерных столбов. Как уже отмечалось выше, основным преимуществом камерно-столбовых систем разработки является существенное сокращение потерь полезного ископаемого. При этом наиболее высокие технико-экономические показатели были получены при отработке участков шахтных полей с устойчивыми боковыми породами. В связи с этим имитационное моделирование на ЭВМ геомеханических процессов вокруг очистных выработок, позволяющее производить обоснованный выбор параметров камерно-столбовой разработки и средств крепления, осуществлялось применительно к условиям залегания угольных пластов в Кузнецком бассейне. К исследованию было принято 4 типовые ситуации, характеризующиеся периодическим расположением одного, двух, трех и четырех выемочных участков, в пределах которых на первом этапе отработка ведется камерами, а на втором - косыми заходками в обратном порядке. Расчетные схемы включали краевые части угольных пластов, междуучастковые целики, выработанные пространства, непосредственную и основную кровли, породы почвы. При этом главной целью моделирования на

ПЭВМ являлось исследование давления на межстолбовые целики угля, обеспечивающие безопасность выемки угля в рабочем столбе.

Каждая из геотехнических ситуаций характеризовалась постепенным расширением выработанного пространства за счет отработки междукамерных столбов заходками. Ширина выемочного участка была принята равной 9,7 м, пролет камеры - 4,2 м, минимальная ширина междуучасткового целика - 1,0 м. Данные геометрические параметры проектировались для условий ЗАО “Ш. Октябрьская” при отработке ограниченных запасов по пласту “Полысаевский-1” средней мощностью 2,5 м, залегающему на глубине около 300 м, основная кровля которого представлена весьма мощными (до 40 м) алевролитами, непосредственная - аргиллитами мощностью до 2 м. В почве алевролиты и крепкий песчаник. Модули деформации основной и непосредственной кровель и угля соответствовали реальным характеристикам и были равны 23000, 20000 и 1000 МПа.

При имитации основной кровли, имеющей весьма большую мощность, в процессе разработки расчетной схемы были применены элементы метода геометрического подобия. Такой подход использовался исходя из соответствия работы кровли гипотезе плоских сечений, что потребовало уменьшения ее реальной мощности при сохранении жесткостных параметров. В результате на основании тождества, характеризующего равенство изгибных жесткостей реального слоя основной кровли и аппроксимирующего его стержня-слоя:

$$E_{р.}^{о.к.} \frac{bm_{р.}^3}{12} = E_{тм.}^{о.к.} \frac{bm_{тм.}^3}{12} \qquad (6.13)$$

при принятой мощности $m_{ф.}$= 1,0 м был получен фиктивный модуль упругости $E_{ф.}^{о.к.}$=1472·10^9 МПа.

Для имитации системы возмущающих факторов был использован комбинированный метод задания внешних сил, включающих снимаемые напряжения на контуре основной кровли над выработанным пространством и объемные веса непосредственной кровли. Полные конечные напряжения получались при суммировании расчетных величин с геостатическим давлением. Граничные условия характеризовались жестко защемленными узлами закрепления стержней на значительном расстоянии от выработанного пространства (общая длина расчетной схемы колебалась в зависимости от типовой ситуации от 160 до 285 м), что с большой степенью достоверности отражало реальную работу углепородного массива.

Изменение давления на целики и краевые части угольного пласта, полученное по итогами моделирования для каждой из типовых ситуаций, с учетом постепенной отработки междукамерных столбов показано на рис. 6.22. Распределение давления построено в относительных единицах, характеризующихся коэффициентом концентрации напряжений. Анализ результатов моделирования позволяет сделать следующие выводы.

1. Напряжения на краевых частях угольных пластов и целиках угля при полной отработке межкамерных столбов относительно центральной оси симметрии моделируемых областей являются эквивалентными, что говорит о надежности получаемых результатов и корректности разработанных расчетных схем.

2. Распределение давления на все элементы объекта весьма близко к линейному, что вызвано высоким сопротивлением на изгиб основной кровли.

3. Минимальные значения концентрации напряжений на краевых частях угольных пластов, сразу после проведения камер, для принятых типовых ситуаций составили соответственно 1,072; 1,220; 1,379 и 1,554; причем наименьшие показатели в каждой из ситуаций были получены на сопряжении угольных массивов с камерами рабочего выемочного столба. В процессе отработки столбов напряжения постепенно увеличивались до максимальных значений: 1,150; 1,327; 1,522 и 1,724; а относительный рост

составил таким образом 7,3; 8,8; 10,4 и 10,9 %, что говорит о интенсивности увеличения напряжений при отработке каждого последующего выемочного столба. Необходимо также отметить увеличение напряжений при переходе к отработке каждого последующего столба, которое возросло (при сравнении с первой ситуацией) соответственно в 1,15; 1,32 и 1,50 раза.

4. В каждой из ситуаций давление на целики угля выше, чем на краевые части угольного пласта; максимум $K_{к.}$ при полной отработке столбов составляет для второй схемы 1,345; для третьей - 1,572; для четвертой - 1,877 (центральный целик).

5. Коэффициент концентрации напряжений на целиках угля, смежных с рабочим выемочным столбом, в процессе их отработки изменяется в интервале: для второй схемы - 1,232-1,345; для третьей схемы - 1,430-1,572; для третьей схемы - 1,651-1,832.

При глубине работ 300 м и среднем объемном весе пород 0,025 МН/м^3 давление на целики составит соответственно 9,24-10,09; 10,73-11,79 и 12,38-13,74 МПа.

6. Так как вопрос устойчивости целиков угля в зоне ведения очистных работ (при отработке заходками) представляет наибольший интерес, то в целях определения давления на них построены графические зависимости изменения концентрации напряжений от размеров целиков (выработанных пространств) в пределах выемочных столбов с учетом потерь полезных ископаемого (рис. 6.23).

По известной прочности целиков зависимости давления на них позволяют определять геометрические параметры камерно-столбовой системы разработки для различных геотехнических ситуаций с учетом проектирования потерь полезного ископаемого на каждом из рабочих участков.

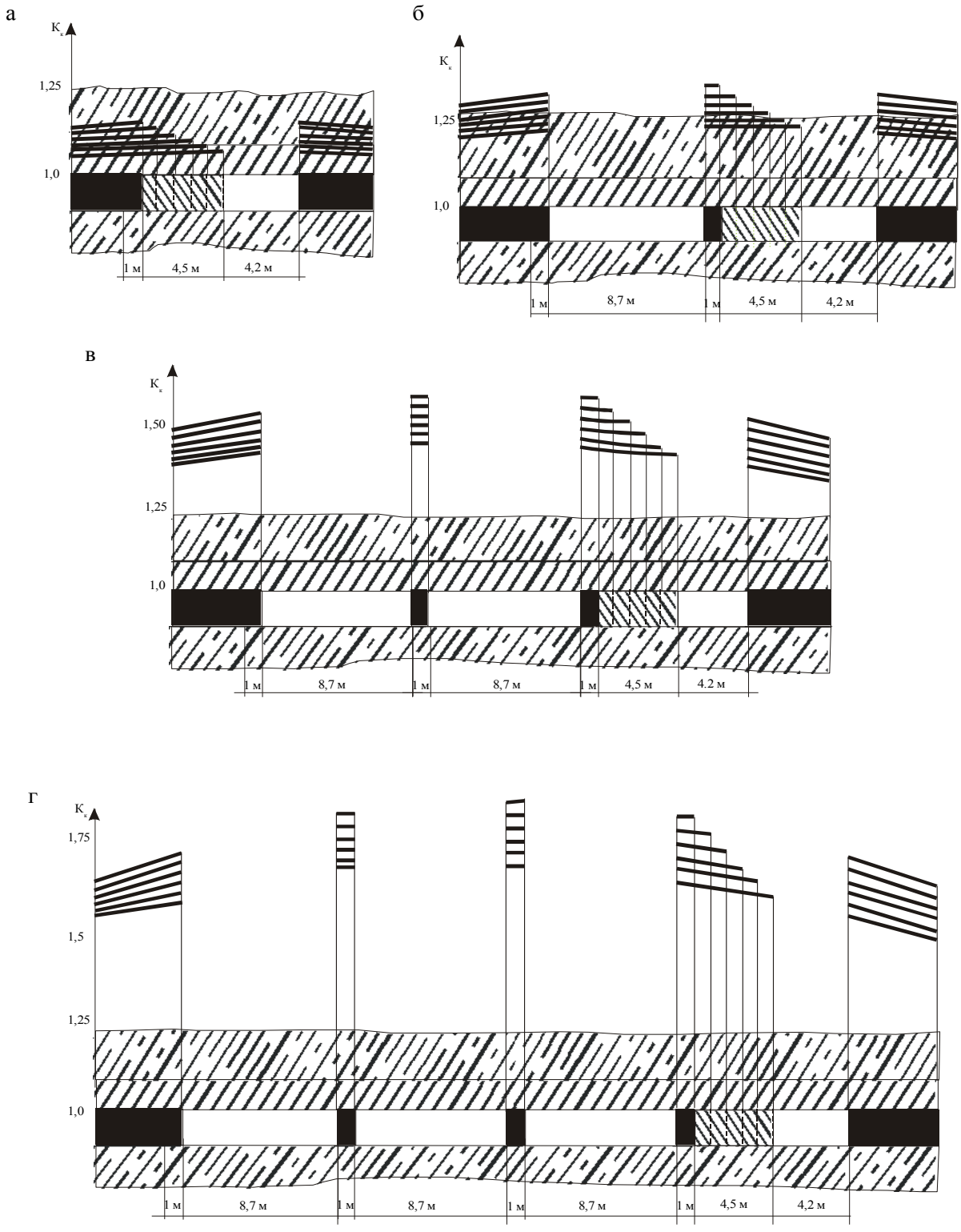


Рис. 6.22 - Изменение напряженного состояния краевых частей пласта и целиков угля при отработке

а) первого выемочного столба; б) второго выемочного столба; в) третьего выемочного столба; г) четвертого выемочного столба

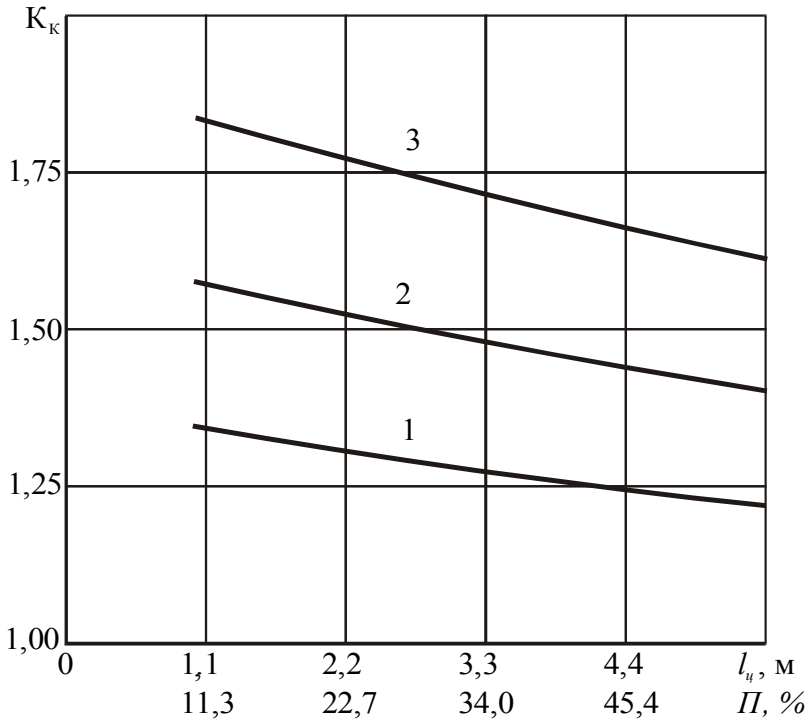


Рис. 6.23 - Изменение напряженного состояния целиков угля в процессе отработки заходками

второго (1), третьего (2) и четвертого (3) межкамерных столбов

6.6. Методика определения параметров камерных разработки в условиях слабых вмещающих пород

Выполненный ранее обзор существующих систем разработки короткими забоями и анализ условий их применения, сопоставление организации и механизации работ по добыче и сравнение технико-экономических показателей, с одной стороны, и исследование горно-геологических особенностей залегания угольных пластов в слабых вмещающих породах, с другой, позволили установить, что наиболее приемлемыми для отработки ограниченных запасов в таких условиях являются камерные системы. Существенное влияние на выбор данной группы систем разработки оказали также простота технологических схем выемки и организации работ, а также возможность оперативной адаптации

технологии очистных работ к изменяющимся горно-геологическим условиям. Главной задачей предлагаемой методики является определение рациональных параметров камерных систем разработки, к которым прежде всего следует отнести:

- ширину выемочного участка с регулярным чередованием камер и целиков угля;
- количество и размеры камер и междукамерных целиков в пределах выемочного участка.

Методикой предусмотрена и оценка начального, на основе деформационных свойств, выпирания пород почвы камер. При необходимости длительной эксплуатации очистных выработок, вызывающей вязкое течение пород или процессы их гидротации, смещение почв может быть определено на основании замены механических характеристик их временными операторами.

Наличие слабых вмещающих пород накладывает определенные ограничения на размеры камеры, в частности на ее пролет, величина которого, с одной стороны, незначительно отличается от размеров проводимых подготовительных выработок, а с другой, в целях обеспечения высоких темпов ведения очистных работ и исходя из условия прочности пород почвы устанавливается на основании минимума маневровых операций проходческого комбайна в процессе извлечения полезного ископаемого. Длина камеры не должна превышать ее классического размера, равного 150-300 м, но в каждой конкретной ситуации выбирается с учетом темпов отработки, физико-механических свойств и структурного строения боковых пород, их обводненности и устойчивости, а также технического потенциала применяемого транспортного оборудования.

Предлагаемая методика ориентирована на обоснование параметров камерных систем разработки в условиях месторождений с наличием в подрабатываемой толще ярко выраженных пород основной кровли при

отработке ограниченных запасов двумя, тремя и четырьмя камерами с отношением пролета камеры к ширине целика, равном 2.

В качестве необходимых исходных параметров используются прочностные и механические характеристики пород, их объемные веса, а также технические показатели горнопроходческого оборудования, на базе которого осуществляется выемка полезного ископаемого.

Для определения величины предельного пролета основной кровли необходимым является задание прочностных показателей составляющих ее пород. В условиях, например, Подмосковного бассейна основную кровлю представляют слои известняков или плотных глин. Пределы прочности образцов на сжатие этих литотипов изменяются в следующих диапазонах: для известняков - от 40 до 120 МПа; для плотных глин – от 5 до 7,5 МПа.

Одним из важных показателей, влияющим на выбор параметров камерной системы разработки, является предел прочности междукамерного целика угля на сжатие, который может быть найден при использовании формулы (6.14) следующим образом:

$$\sigma_{\text{пр.ц.}} = k_{\text{стр.осл.}} \sigma_{\text{куг}} \sqrt{b/m_{\text{у.п.}}}, \qquad (6.14)$$

где $k_{\text{стр.осл.}}$- коэффициент структурного ослабления равен 0,30-0,35), а $m_{\text{у.п.}}$- мощность угольного пласта. Данный коэффициент необходимо применять и при определении прочности пород основной кровли, когда она представлена известняками с высокой степенью трещиноватости.

Объемный вес пород при определении начального геостатического давления, воспринимаемого основной кровлей, в совокупности с объемным весом самой основной кровли принимается во всех случаях усредненным и равным 0,02 МН/м^3. При нахождении начального давления пород непосредственной кровли в любой геотехнической ситуации объемный вес соответствует своему реальному значению.

Перед определением среднего давления на междукамерные целики производится расчет изгибной жесткости комплекса пород, расположенного между пластом угля и основной кровлей и формирующего непосредственную кровлю. При этом слой песка, как не имеющий достаточного сопротивления растяжению при изгибе, из общей формулы исключается. В общем случае жесткость на изгиб находится из выражения:

$$C_{н.к.} = \frac{1}{12}\sum_{i=1}^{n} E_i m_i^3, \qquad (6.15)$$

где E_i и m_i - модуль продольной деформации и мощность i-го из n породных слоев непосредственной кровли.

Для вычисления смещения почв требуется задание коэффициентов Пуассона и модулей деформации подстилающих пород. Кроме того, слабая почва оказывает и существенное ограничение на выбор типа проходческо-очистного оборудования. В итоге в рамках данной методики, необходимые физико-механические характеристики некоторых типов пород, наиболее часто встречающихся в составе слабых вмещающих массивов, по данным [17,70,77,130] сведены в табл. 6.2. Верхний предел прочности на растяжение известняков принят, исходя из критической величины при сопротивлении образцов изгибу.

Таблица 6.2

Обобщенные физико-механические характеристики пород (на примере Подмосковного бассейна)

Тип породы	Объемный вес, кН/м^3	Предел прочности, МПа на сжатие	на растяж.	Модуль деф-ции, МПа	Коэф-нт Пуассона
Глина пластичная	19,5-22,5	1,7-4,4	до 1,1	240-800	0,35-0,40
Глина песчаная	19,6-21,0	1,2-4,0	до 1,0	160-200	0,23-0,28
Глина песчанистая	18,3-20,4	2,4-4,5	до 1,6	380-690	0,3-0,43
Глина	16,0-21,5	3,0-8,0	0,1-0,8	600-800	около 0,33

углистая					
Глина плотная	18,0-22,4	5,0-7,5	0,4-1,6	400-790	0,30-0,40
Известняки	23,0-25,0	48,0-57,1	до 13,1	8400-19200	0,10
Уголь	12,0-14,0	11,5-12,2	до 2,3	800-1000	0,20-0,35
Пески	18,3-22,0	0,1-0,9	-	117-328	0,28

При формировании блока данных для определения смещений пород почвы необходимо характеристики продольной деформации для глинистых пород уменьшать практически на порядок, что связано, как правило, с высокой степенью гидротации глин.

Основой для предварительного выбора длины короткого забоя (пролета камеры) являются технические характеристики горнопроходческого оборудования, к главным из которых относятся диапазоны сечений выработок, проводимых комбайнами с одной их установки - без маневра. В настоящее время среди отечественных комбайнов требованиям отработки короткими очистными забоями в условиях слабых пород отвечают традиционные проходческие комбайны со стреловидным рабочим органом, избирательного действия и с механическим разрушением угля, параметры которых приведены в табл. 6.3.

В общем случае процесс выбора параметров камерных систем разработки в условиях слабых вмещающих пород разделяется на 2 этапа, на первом из которых устанавливается ширина выемочного участка, а на втором - определяются размеры камер и междукамерных целиков с учетом последующей корректировки ширины участка.

Таблица 6.3

Технические характеристики проходческих комбайнов

Показатели	ПКЗР	4ПУ	ГПКС	4ПП2
Размеры выработки, м:				
высота	2,10-3,20	1,50-2,85	1,80-3,60	2,60-4,50
ширина	2,80-5,05	2,60-3,30	2,60-4,70	3,60-6,20
Производительность по углю, т/мин	1,4	1,2	1,8	3,5
Давление на почву, МПа	0,050	0,085	0,065	0,085

Ширина выемочного участка, как отмечалось выше, регламентируется величиной предельного пролета основной кровли. Порядок определения максимального допустимого пролета заключается в последовательном выполнении следующих процедур:

- в общей структуре массива подрабатываемых пород выделяется наиболее прочный слой, который характеризует основную кровлю;
- устанавливается мощность основной кровли и прочность ее на сжатие $\sigma_{пр.осн.}$ с учетом коэффициента структурного ослабления;
- по глубине залегания основной кровли (H) и усредненному объемному весу вышележащих пород находится начальное давление (γH) с учетом собственного веса основной кровли;
- из отношения $2\frac{\sigma_{пр.осн.}}{\gamma H}$ определяется значение показателя ξ;
- находится величина предельного пролета основной кровли.

С учетом вынимаемой мощности угольного пласта и технических характеристик выбранного оборудования устанавливается длина короткого забоя (пролет камеры). При этом ширина междукамерного целика принимается вдвое меньшей пролета камеры (ограничение наложено объемом проведенных исследований). Постепенно увеличивая число камер и суммируя их пролеты с поперечными размерами междукамерных целиков (число камер всегда на единицу больше числа целиков), определяется ширина выемочного участка, по величине максимально приближенная к предельному пролету основной кровли, но не превышающая его. В результате устанавливается общее число камер в пределах выемочного участка.

Другой вариант определения размеров камер и целиков в пределах участка заключается в вычислении необходимых параметров по заданной максимальной ширине участка. При условии, что пролет камеры в 2 раза

больше поперечного размера целика, можно использовать формулу (6.16), устанавливающую связь между числом камер n, длиной короткого забоя $l_{в.}$ и размером участка $l_{в.у.}$.

$$l_{‰.у.} = \frac{1}{2} l_{‰.} (3n - 1). \qquad (6.16)$$

Следующим шагом является проверка прочности междукамерных целиков и при необходимости корректировка выбранных размеров камер. Для этого:

- по формуле (6.14) рассчитывается предел прочности междукамерного целика угля на сжатие;
- по формуле (6.15) находится суммарная жесткость на изгиб комплекса пород непосредственной кровли и вычисляется ее десятичный логарифм;
- определяется величина начального давления на угольный пласт от веса пород непосредственной кровли;
- находится величина среднего давления на междукамерные целики, которая затем сравнивается с их прочностью;
- при величине давления, не превышающей прочности, выбранные размеры камер и целиков сохраняются; в противном случае увеличивается ширина целика, что влечет к соответствующему увеличению пролета камеры, и весь порядок процедур повторяется.

Использование предложенной методики рассмотрено на примере, в котором толща слабых вмещающих пород с необходимыми характеристиками представлена на рис. 6.24. Глубина залегания известняков в кровле по подошве слоя принята равной 40 м. Необходимо решить задачу двумя вариантами. При этом в первом варианте для выемки полезного ископаемого используется комбайн ГПКС с пролетом камеры 4,0 м и шириной междукамерного целика 2,0 м.

Вычисляется величина начального давления на слой известняка с учетом его объемного веса:

$q_{осн.} = \gamma H = 0{,}02 \cdot 40 = 0{,}8$ МПа.

Определяется прочность на сжатие основной кровли:

$\sigma_{пр.осн.} = k_{стр.осл.} \cdot \sigma_{пр.} = 0{,}3 \cdot 60 = 18$ МПа.

Вычисляется показатель ξ: $\xi = 2 \cdot 18/0{,}8 = 45$.

Исходя из мощности основной кровли, равной 3 м, находится величина предельного пролета - 20 м.

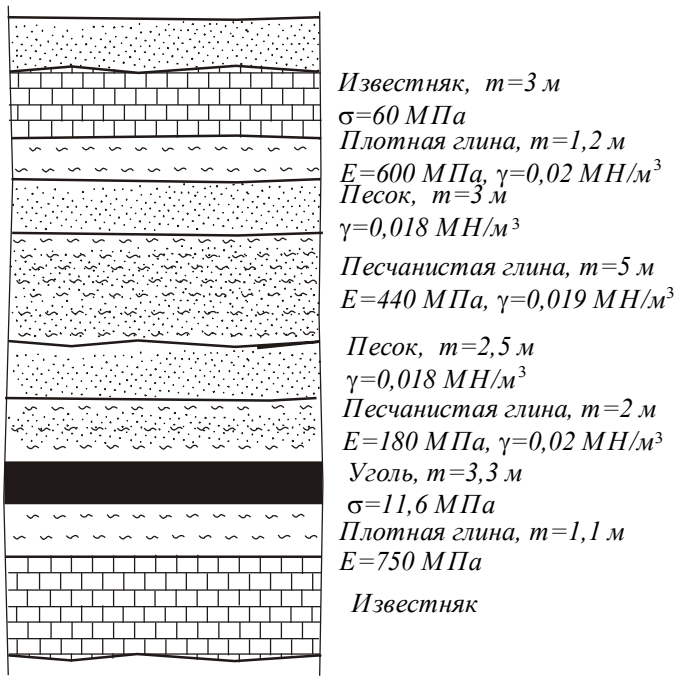


Рис. 6.24 - Фрагмент стратиграфической колонки и характеристики пород слабого вмещающего массива

В соответствии с 1-м вариантом для определения числа камер и целиков на основании выбранного оборудования имеем следующие размеры выемочного участка:

- при двух камерах с целиком между ними - 10 м;
- при трех камерах с двумя целиками - 16 м;
- при четырех камерах с тремя целиками - 22 м.

Ближайшим, но меньшим по величине, к размеру участка является значение 16 м, отождествляющее отработку 3-мя камерами при 2-х целиках.

При использовании формулы (6.3), когда размеры камер не заданы, получаем:

- при отработке двумя камерами пролет камеры $l_{в.}$= 8 м и $l_{ц.}$= 4 м;
- при отработке тремя камерами $l_{в.}$= 5 м и $l_{ц.}$= 2,5 м;
- при отработке четырьмя камерами $l_{в.}$= 3,64 м и $l_{ц.}$= 1,82 м.

Данные размеры камер соответствуют различным типам проходческих комбайнов (см. табл. 6.2), поэтому выбор зависит от существующего парка оборудования.

Для определения устойчивости целиков находим начальное давление от объемного веса комплекса пород непосредственной кровли:

$$\sigma^{(0)}_{...} = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i m_i = 0{,}020 \cdot 1{,}2 + 0{,}018 \cdot 3{,}0 + 0{,}019 \cdot 5{,}0 + 0{,}018 \cdot 2{,}5 + 0{,}020 \cdot 2{,}0 = 0{,}258 \text{ МПа}.$$

При расчете суммарной изгибной жесткости непосредственной кровли необходимо из всего комплекса составляющих ее пород, ввиду малого сопротивления изгибу, исключить слои песка. Тогда, в соответствии с формулой (6.15), находим:

$$C_{...} = \frac{1}{12}\left(600 \cdot 1{,}2^3 + 440 \cdot 5{,}0^3 + 180 \cdot 2{,}0^3\right) = 4789{,}73 \text{ МПа·м}^{6.}$$

Для определения давления на целики угля вычисляем десятичный логарифм найденного значения жесткости, но переведенного в кПа·м^4: $\lg C_{н.к.} = 6{,}68$.

Используя формулу (6.14), находим предел прочности междукамерного целика. Для первого варианта расчета:

$$\sigma_{\text{пр.š.}} = 0{,}3 \cdot 11{,}6 \cdot \sqrt{2{,}0/3{,}3} = 2{,}709 \text{ МПа.}$$

Для трех схем отработки участка при втором варианте расчета имеем следующие предельные значения: 3,48 (выполняется условие неизменности прочности в целике, когда $l_{ц.}/m_{у.п.} \geq 1$), 3,03 и 2,58 МПа.

Определяем величину среднего давления на целики для всех схем отработки, в результате чего имеем: при 2-х камерах - 0,026 МПа; при 3-х - 0,155 МПа; при 4-х - 0,413 МПа. Из сравнения полученных значений с соответствующими критериями прочности можно сделать заключение об устойчивости междукамерных целиков, выполняющих функции опорных конструкций для пород непосредственной кровли угольного пласта. Выбор той или иной технологической схемы зависит от обеспечения соответствующим оборудованием или от минимума потерь.

При прогнозировании величины пучения воспользуемся средним значением коэффициента Пуассона для плотных глин, снизив модуль деформации на порядок. Тогда исходя из максимума давления, когда $q^{\text{ср.}}_{\text{š.}} \dfrac{l_{\text{š.}}}{l_{\text{š.}} + l_{\text{‰.}}} = q_{\text{ос'.}} + \sigma^{(0)}_{\text{'.'.}}$, получим $u_{п.}$= 0,0019 м, что говорит о практически полном отсутствии пучения в камерах.

Представленный алгоритм и методические указания, таким образом, позволяют производить обоснованный выбор параметров камерных систем разработки участков пологих угольных пластов в условиях слабых вмещающих пород. В случае отсутствия ярко выраженной породы-моста данную методику можно использовать, исключив из расчетной схемы основную кровлю, взяв за основу нижний более устойчивый слой и пригрузив его весом всех вышележащих пород.

6.7. Разработка технологических схем очистных работ на базе камерных систем разработки

Базой для разработки данной группы технологических схем являются классические варианты камерной системы, обеспечивающие отработку угольных пластов регулярно или периодически расположенными камерами, соединенными между собой диагональными сбойками для проветривания выработок за счет общешахтной депрессии. При этом организация очистных работ в таких камерах осуществляется независимо друг от друга - по принципу технологии ведения подготовительных работ на основе проходческого оборудования. В целях обеспечения максимального использования времени комбайна на отбойку полезного ископаемого выемку угля в забое камеры предполагается производить без дополнительных маневровых операций, т. е. с одной установки комбайна.

При исследовании взаимодействия целиков угля с породами кровли и почвы в условиях слабых вмещающих пород был установлен ряд геомеханических закономерностей, позволяющих обосновывать параметры камерных систем при отработке участков угольных пластов регулярно располагаемыми камерами и камерами, размещаемыми с определенной периодичностью под защитой породы-моста. Проведенные исследования и анализ технических возможностей проходческих комбайнов показали, что данные системы разработки целесообразно применять на пластах с неустойчивыми кровлями (незначительный пролет камеры, отсюда меньшая площадь обнажения кровли). Общей особенностью организации работ в камерах является необходимость крепления кровли сразу за разделкой забоя (возможно оставление защитной пачки). Поэтому в комплект оборудования для всех схем вводятся комплекты рамных крепей с трапециевидной или прямоугольной формой (типа МИК, ТИК). Наибольший эффект, с точки

зрения трудоемкости возведения, достигается при использовании комбинированной крепи (деревянные стойки и металлические верхняки).

При весьма неустойчивых породах возможно применение механизированных передвижных крепей по типу КМК-3, обеспечивающих полное перекрытие кровли в призабойной зоне - над комбайном, с последующим возведением рамных крепей. Но в любом случае междукамерные целики обеспечивают максимальную разгрузку крепи, позволяя увеличить шаг ее установки.

Для транспортировки отбитой горной массы в зависимости от принимаемой схемы могут использоваться традиционные для проходческих работ конвейеры (ленточные стационарные, ленточные телескопические), скребковые или ленточные перегружатели, самоходные вагоны, вагонетки для откатки лебедками и т. д.

Технологии ведения очистных работ в регулярно располагаемых камерах, один из вариантов которых приведен на рис. 6.25, могут применяться на весьма ограниченных участках, остающихся после отработки угольных пластов длинными комплексно-механизированными забоями, т. к. чрезмерное увеличение количества камер может привести к раздавливанию целиков угля между ними. Указанный вариант технологии работ в одной камере включает следующий комплект оборудования:

- комбайн проходческий типа ГПКС;
- прицепной ленточный перегружатель с опорами типа ППЛ-1К;
- проходческий телескопический ленточный конвейер 1ЛТП-80;
- комплект комбинированной крепи из деревянных стоек и металлических верхняков.

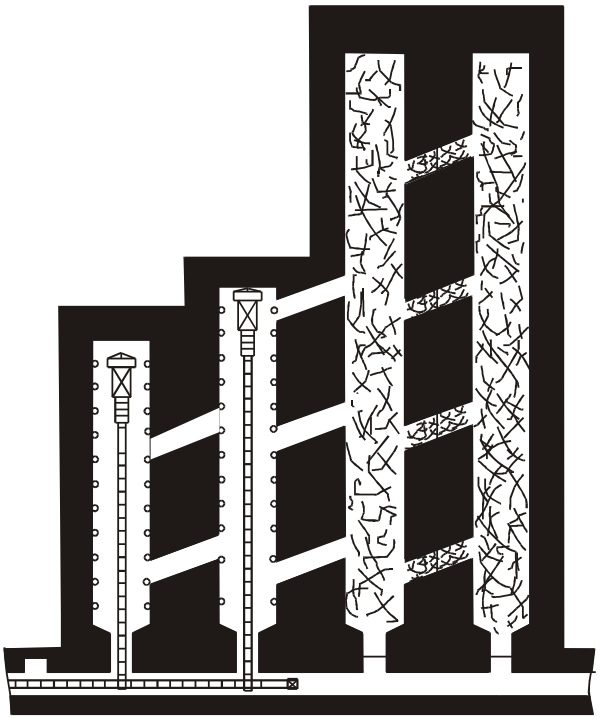


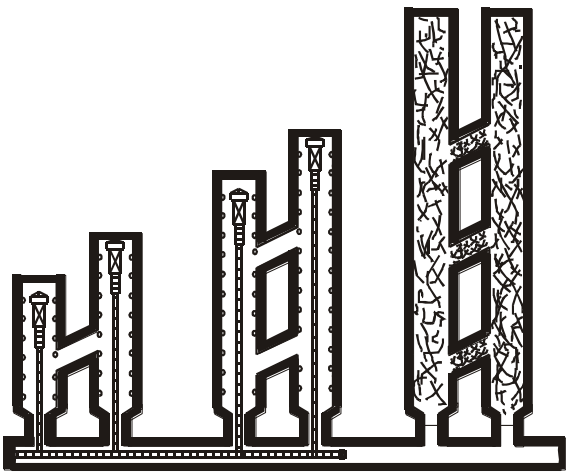
Рис. 6.25 - Вариант отработки участка регулярно расположенными камерами

Контрольные расчеты при пролете камеры 4,5 м и ширине целика 2,25 м позволили установить следующие технико-экономические показатели при ведении очистных работ в одной камере: подвигание забоя в смену (в сутки) - 11,0 м (33,0 м); производительность труда рабочего - 2,34 м/смену или 26,5 т/смену; суточная добыча - 400 т.

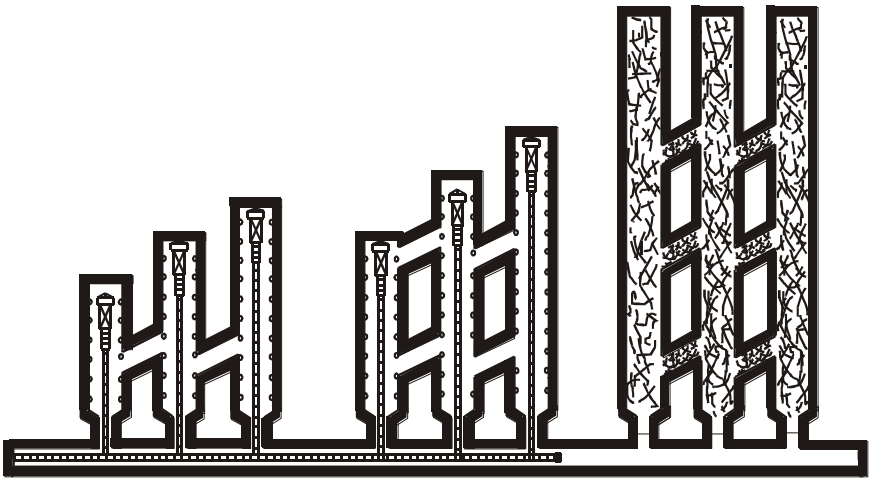
Варианты отработки запасов периодически расположенными камерами, показанные на рис. 6.26, предполагается применять на сравнительно больших участках ограниченных запасов, т. к. очистные работы в них производятся под защитой прочных пород основной кровли. При этом, ввиду отделения друг от друга более широкими целиками, обеспечивающими поддержание комплекса пород выше основной кровли, каждая из групп, включающая 2, 3 или 4 камеры, формирует свой отдельный выемочный участок с обособленным проветриванием. Также предполагается, что очистные работы ведутся сразу во всех камерах участка. В этом случае нагрузка на участок

при сохранении технологии работ, предложенной выше, в зависимости от числа камер увеличивается в соответствующее число раз.

а



б



в

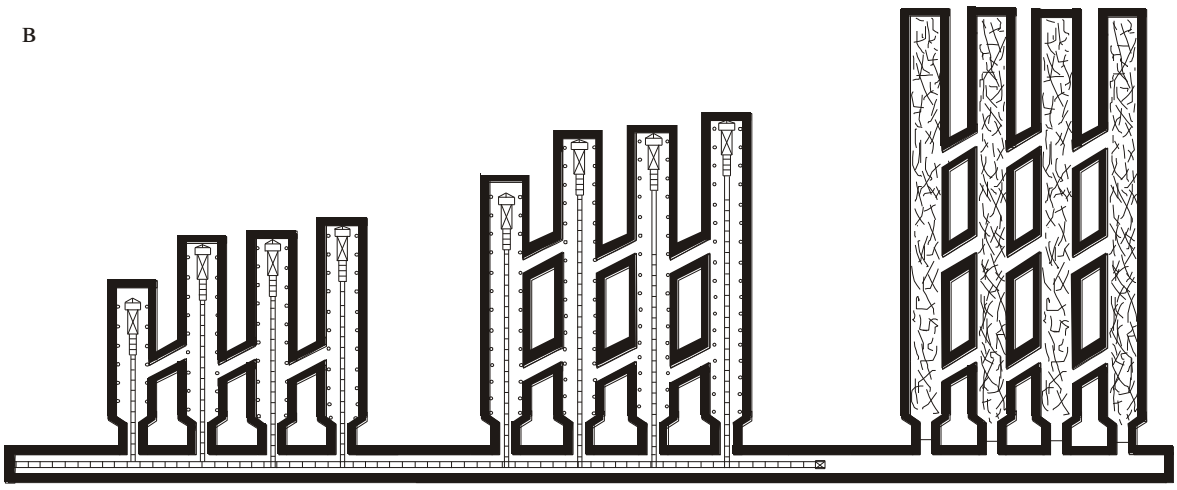


Рис. 6.26 - Варианты отработки ограниченных запасов в пределах выемочного участка

а) 2-мя камерами; б) 3-мя камерами; в) 4-мя камерами

Необходимо отметить, что при сохранении размеров междуучастковых целиков потери в пределах выемочных участков уменьшаются с увеличением количества камер. Предложенные схемы однокомбайновой выемки полезного ископаемого в камерах предполагают отработку ограниченных запасов в условиях неустойчивых пород, но при этом применение регулярно расположенных камер целесообразно при сравнительно меньших размерах участков отработки, а выбор системы периодически расположенных камер зависит от наличия в основной кровле породы-моста и планируемых потерь в целиках.

Особенностью данных технологических схем выемки полезного ископаемого является двухстадийная отработка камер, заключающаяся в формировании узкой камеры с одной установки комбайна и последующем ее расширении до проектного сечения этим же или дополнительным комбайном. При этом в качестве основного транспортного средства используется один и тот же ленточный конвейер.

Расширение камер предопределяет увеличение пролета непосредственной кровли, поэтому в зависимости от ее устойчивости разработано несколько вариантов технологических схем. Кроме того, существенное влияние на порядок ведения очистных работ, под которым следует понимать отработку расширяемой части камеры, оказывает прочность угольного пласта и характеристика пород почвы.

Вариант отработки ограниченных запасов тупиковыми камерами с последующим их расширением представлен на рис. 6.27. Подготовка запасов начинается с проведения двух участковых выработок - конвейерного и вентиляционного штреков. Предлагаемая схема отождествляет последовательную выемку полезного ископаемого в камерах: первоначально на всю проектную длину проводится основная камера, которая затем расширяется до необходимых размеров тем же самым комбайном после перегона его к горловине.

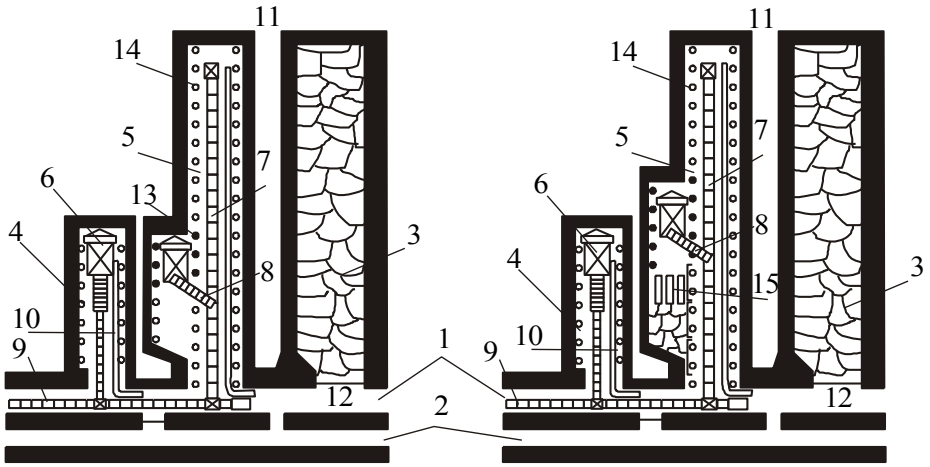


Рис. 6.27 - Отработка тупиковыми камерами с их расширением прямым ходом

а) с поддержанием выработанного пространства;

б) с частичным погашением камеры за крепью

1 - конвейерный штрек; 2 - вентиляционный штрек; 3 - отработанная камера; 4- формируемая камера; 5 - камера с расширением; 6 - проходческий комбайн; 7 - ленточный конвейер; 8 - перегружатель; 9 - участковый конвейер; 10 - вентиляционный став; 11 - междукамерные целики; 12 - перемычка; 13 - индивидуальные гидростойки; 14 - деревянные стойки; 15 - самодвижущаяся комплектная крепь

Предусмотрено 2 варианта отработки: с сохранением расширяемой части камеры и с погашением ее в выработанном пространстве. Первый вариант необходимо применять при устойчивых кровлях, когда крепление осуществляется рамными крепями с необязательной сплошной перетяжкой; второй вариант отвечает неустойчивым породам, для которых увеличение пролета ведет к неизбежному обрушению. В этом случае расширяющаяся части камеры погашается вслед за подвиганием комплектной крепи, обеспечивающей безопасность работ в призабойном пространстве. Со стороны сформированной ранее камеры для предотвращения попадания

обрушенных пород сооружается дополнительное ограждение по центральному ряду стоек.

Транспортировка отбитого угля из забоя расширяемой части камеры осуществляется с помощью перегружателя, перемещаемого вслед за комбайном, для чего происходит демонтаж индивидуальных гидравлических стоек (они устанавливаются у забоя) с последующей заменой их деревянными стойками.

Оба варианта технологии ведения очистных работ наиболее эффективны при двусторонней отработке запасов от центрально сдвоенных участковых штреков, разделяющих подготавливаемый участок на примерно равные части. Отбойка полезного ископаемого в камере на всех этапах выполняется одним комбайном, что упрощает организацию работ.

Достоинством вариантов отработки камерами с их расширением обратным ходом (рис. 6.28) является возможность проветривания очистных выработок за счет общешахтной депрессии, что упрощает схему вентиляции и позволяет разрабатывать загазованные угольные пласты. Сущность предлагаемых вариантов заключается в отработке камер на всю длину участка с последующим расширением их обратным ходом. В камере для ее отработки на всю ширину также используется один комбайн, но работа его в расширенной части происходит без перегона в начало камеры. При обратном ходе производится сокращение конвейера.

Подготовка участка предполагает проведение двух участковых штреков, расстояние между которыми определяет длину камер. Штреки на границе участка соединяются дополнительной обходной выработкой. Необходимо отметить, что отработка камер по данным вариантам проводится быстрее, т. к. не требует дополнительного перегона комбайна.

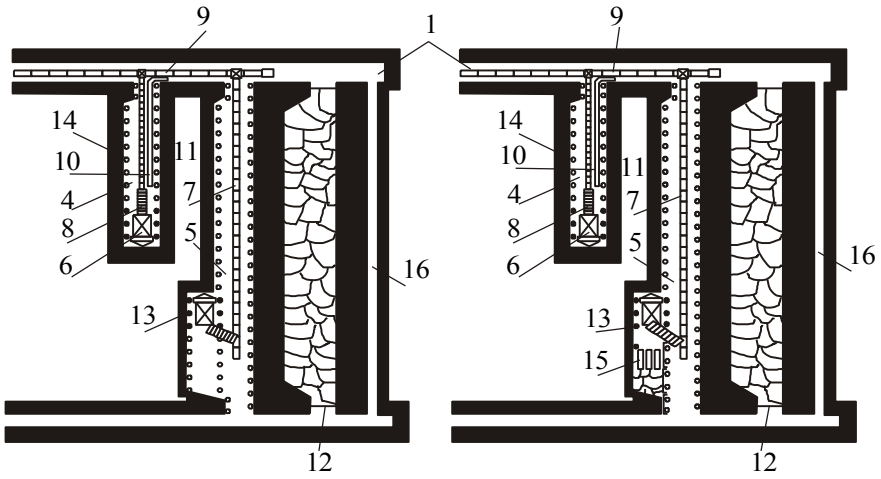


Рис. 6.28 - Отработка камерами при их расширении обратным ходом

а) с поддержанием выработанного пространства; б) с частичным погашением камеры за крепью
1 - конвейерный штрек; 2 - вентиляционный штрек; 3 - отработанная камера; 4- формируемая камера; 5 - камера с расширением; 6 - проходческий комбайн; 7 - ленточный конвейер; 8 - перегружатель; 9 - участковый конвейер; 10 - вентиляционный став; 11 - междукамерные целики; 12 - перемычка; 13 - индивидуальные гидростойки; 14 - деревянные стойки; 15 - самодвижущаяся комплектная крепь; 16 - обходная выработка

Для условий неустойчивых пород одной из эффективных является технологическая схема, представленная на рис. 6.29 и предполагающая полное погашение камеры при ее доработке (расширении) обратным ходом, для чего необходимо использовать два комплекта самодвижущейся крепи. Подготовка участка производится аналогично предыдущим вариантам. Вентиляционный штрек, кроме основной функции, выполняет также и роль монтажной выработки, в которой подготавливаются комплектные крепи.

К достоинству данной схемы следует отнести высокую степень безопасности ведения очистных работ, когда призабойная часть ограждается от обрушаемых пород крепью, обеспечивающей, к тому же, дополнительное поддержание кровли. Преимущество заключается также и в полном демонтаже рамной крепи в целях ее повторного использования в соседней камере. Основной недостаток - тупиковое проветривание, что накладывает

определенные ограничения по области применения с учетом газоносности угольных пластов.

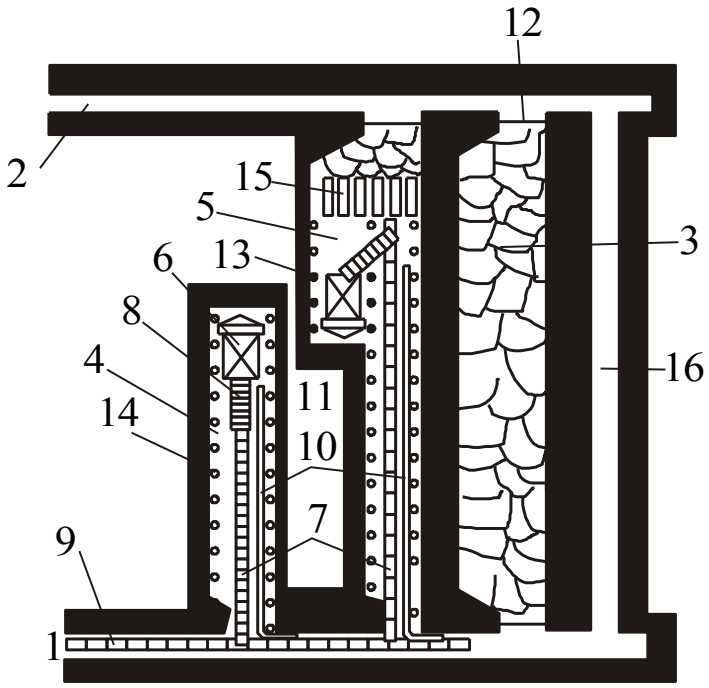


Рис. 6.29 - Отработка камерами с их расширением обратным ходом и полным погашением

1 - конвейерный штрек; 2 - вентиляционный (монтажный) штрек; 3 - отработанная камера; 4- формируемая камера; 5 - камера с расширением; 6 - проходческий комбайн; 7 - ленточный конвейер; 8 - перегружатель; 9 - участковый конвейер; 10 - вентиляционный став; 11 - междукамерные целики; 12 - перемычка; 13 - индивидуальные гидростойки; 14 - деревянные стойки; 15 - двойной комплект самодвижущейся крепи; 16 - обходная выработка

В тех ситуациях, когда необходимо осуществить наиболее быструю отработку участков с ограниченными запасами и обеспечить высокую степень концентрации очистных работ, предлагается использовать технологические схемы, представленные на рис. 6.30.

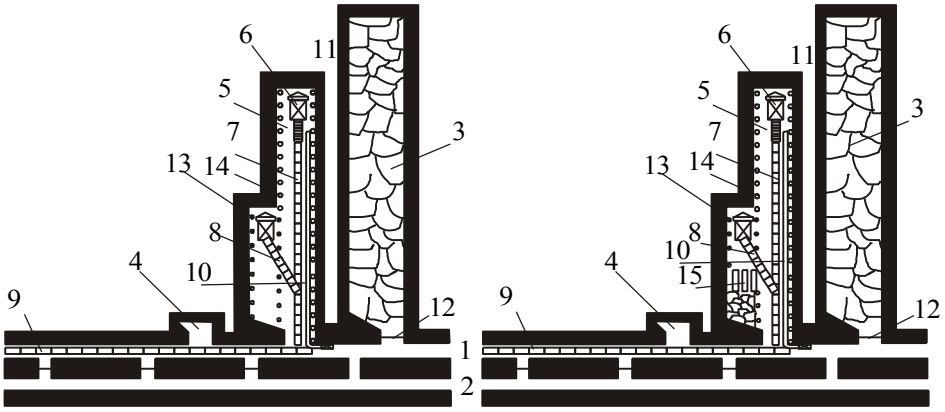


Рис. 6.30 - Двухкомбайновая отработка тупиковых камер

а) с поддержанием выработанного пространства; б) с частичным погашением камеры за крепью
1 - конвейерный штрек; 2 - вентиляционный штрек; 3 - отработанная камера; 4 - горловина новой камеры; 5- рабочая камера; 6 - проходческий комбайн; 7 - ленточный конвейер; 8 - перегружатель; 9 - участковый конвейер; 10 - вентиляционный став; 11 - междукамерные целики; 12 - перемычка; 13 - индивидуальные гидростойки; 14 - деревянные стойки; 15 - самодвижущаяся комплектная крепь

Кроме того, достоинством таких схем является возможность отработки участков как с углями невысокой крепости, при которых прочность междукамерных целиков близка к максимальному давлению на них, так в условиях пучащих пород почвы. В этом случае высокие темпы ведения очистных работ позволяют избежать развития негативных проявлений горного давления, приводящих к потере устойчивости целиков угля и чрезмерному пучению.

Выводы по главе 6

1. Проведенный анализ основных горно-геологических и горнотехнических факторов показал, что выбор параметров систем разработки короткими забоями угольных месторождений со слабыми вмещающими породами только на основании имеющегося опыта не представляется возможным. Обилие самых разнообразных геотехнических

ситуаций, отличающихся в каждом конкретном случае большим набором влияющих факторов, предполагает к тому же превентивное изменение этих параметров. Все это предопределяет необходимость использования современных теоретических методов исследования поведения вмещающих массивов, обеспечивающих не только возможность прогнозирования геотехнических ситуаций, но и обоснованный выбор параметров систем разработки, опыт применения которых является весьма недостаточным.

2. При определенном ограниченном пролете основная кровля хотя и может иметь значительный прогиб, но не разрушается, что существенно влияет на сдвижение вышележащих толщ горных пород и снижает оседание земной поверхности. Следовательно, ограничивая длину забоев и оставляя целики необходимых размеров, можно, с одной стороны, предотвратить оседание земной поверхности до величин, безопасных для сооружений и природных объектов и, с другой, существенно снизить интенсивность проявлений горного давления в непосредственной близости от очистного забоя.

3. Как правило, подстилающие породы представлены различными типами глин с прослойками песков, слабомощных сопутствующих угольных включений или сланцев, ниже которых располагаются прочные плотные глины или известняки. Почвенные глины имеют низкие механические показатели, склонны к интенсивному выдавливанию внутрь выработок, которое усугубляется предрасположением их к набуханию. Коэффициент Пуассона таких пород изменяется в диапазоне от 0,35 до 0,43, верхний предел которого в условиях гидротации достигает 0,46-0,47, а модуль продольной деформации при этом снижается до 5000-10000 кПа, что предопределяет низкую степень их сопротивляемости внешним воздействиям.

4. При отсутствии бокового распора максимальная просадка целиков находится в диапазоне 175-206 мм; рост просадки практически не зависит от пролета выработки, а вызывается увеличением размеров целиков. Пучения

почвы в выработке не происходит; однако просадка целика вызывает также сжатие части обнаженных пород подошвы, которое распространяется на длину около 1,25 м от края целика к центру выработки.

5. Изменение коэффициента бокового давления при прочих равных условиях не приводит к искажению характера деформаций подстилающих пород.

6. Диапазон резких колебаний деформаций во всех случаях приходится на участок от края целика до 1,25 м в сторону центра выработки.

7. Предельное для горных пород значение коэффициента бокового давления вызывает наибольшее пучение почвы выработок и меньшую просадку целика. При этом максимум пучения (минимум просадки) при постоянном пролете выработки предопределяется большим размером целика и ,наоборот, минимум пучения (максимум просадки) - меньшим размером целика.

8. Установленные закономерности напряженного состояния целиков (на основе известного давления на них) позволяют оптимизировать параметры систем разработки парными камерами в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических факторов, характерных для условий отработки месторождений с устойчивыми кровлями.

9. Напряжения на краевых частях угольных пластов и целиках угля при полной отработке межкамерных столбов относительно центральной оси симметрии моделируемых областей являются эквивалентными, что говорит о надежности получаемых результатов и корректности разработанных расчетных схем.

10. Распределение давления на все элементы объекта весьма близко к линейному, что вызвано высоким сопротивлением на изгиб основной кровли.

11. Минимальные значения концентрации напряжений на краевых частях угольных пластов, сразу после проведения камер, для принятых типовых ситуаций составили соответственно 1,072; 1,220; 1,379 и 1,554; причем наименьшие показатели в каждой из ситуаций были получены на

сопряжении угольных массивов с камерами рабочего выемочного столба. В процессе отработки столбов напряжения постепенно увеличивались до максимальных значений: 1,150; 1,327; 1,522 и 1,724; а относительный рост составил таким образом 7,3; 8,8; 10,4 и 10,9 %, что говорит о интенсивности увеличения напряжений при отработке каждого последующего выемочного столба. Необходимо также отметить увеличение напряжений при переходе к отработке каждого последующего столба, которое возросло (при сравнении с первой ситуацией) соответственно в 1,15; 1,32 и 1,50 раза.

12. В каждой из ситуаций давление на целики угля выше, чем на краевые части угольного пласта; максимум $K_{к.}$ при полной отработке столбов составляет для второй схемы 1,345; для третьей - 1,572; для четвертой - 1,877 (центральный целик).

5. Коэффициент концентрации напряжений на целиках угля, смежных с рабочим выемочным столбом, в процессе их отработки изменяется в интервале: для второй схемы - 1,232-1,345; для третьей схемы - 1,430-1,572; для третьей схемы - 1,651-1,832.

ГЛАВА VII. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ НАПРАВЛЕНИЯ РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ ПОДМОСКОВНОГО БАССЕЙНА

7.1. Концептуальные положения

На современном этапе развития общества экологические проблемы, включающие перспективы существования цивилизации в целом, признаны мировым сообществом в качестве проблем первостепенной важности. Определяющим направлением в решении этих проблем является разработка комплексной системы исследований, объединяющей усилия и достижения научных школ различных стран, направленных на разработку стратегии развития общества, не противоречащей законам эволюции биосферы. При этом мы все должны понимать, что условные деления процессов жизнедеятельности макроэкономических структур по политическим или отраслевым признакам не позволяет решить существующие проблемы экологии. Здесь имеется в виду экология в широком смысле современного толкования этого термина, а именно экология как наука о взаимоотношениях главной популяции среди биотипов - “человеческой популяции” с биосферой. Разумеется, что при решении проблем экологии проблемой первостепенной важности является создание так называемых чистых технологий. Это является объектом пристального внимания ученых всех стран в течение многих лет, и в течение всего этого времени идет поиск ответа на вопрос: “А возможно ли создать вообще такую технологию ?” На первый взгляд, ответ очевиден - такой технологии быть не может, так как абсолютно экологически чистая производственная деятельность - это отсутсвие какой-либо производственной деятельности. Однако мнения ученых на этот счет разделились. Нам кажется оправданным использование этого понятия, без которого было бы сложно определить приоритеты научных исследований и практической деятельности по экологическому фактору. В этом отношении наиболее показательным является

необходимость разработки экологически чистых технологий добычи и переработки полезных ископаемых и отходов горного производства, так как, с одной стороны, горные предприятия оказывают весь комплекс отрицательных воздействий на окружающую природную среду, а с другой стороны существование общества без горной промышленности невозможно.

Известно, что свойства живой природы и среды обитания, окружающей нас в природе, взаимодействие естественных природных процессов с техногенной деятельностью общества, весьма разнообразны и при их изучении мы используем те или иные экологические модели рассматриваемых ситуаций. При этом, как правило, не используется строго аксиоматический метод рассуждений и мы не пренебрегают соображениями, основанными на интуиции, точнее на обобщении результатов как повседневного опыта, который обобщается более или менее бессознательно (это мы и называем интуицией), так и специального, преднамеренно запланированного эксперимента. Таким образом, очерченный нами круг общих представлений позволяет сформулировать лингвистическую модель экологически чистой технологии в следующем виде:

Экологически чистая технология- это технология, при которая характеризуется асимптотическим уровнем техногенных воздействий на экосистемы, не превышающим допустимого уровня экологических нагрузок. Следовательно, создание такой технологии должно осуществляться в полном соответствии с принципом эмерджентности, закономерностями гомеостаза, законами сохранения массы и энергии, закономерностями минимума диссипации энергии и максимизации потоков энергии и информации в экологических системах различного иерархического уровня.

Анализ и обобщение информации о экологическом состоянии горнодобывающих регионов различных стран мира показывает, что важнейшей проблемой горной промышленности стран центральной и восточной Европы, а также европейской части России является острейшая необходимость в создании стабильной системы рентабельных рабочих мест

на основе технологии комплексного освоения недр и нетрадиционного использования пространств существующих горных выработок. На наш взгляд, именно технологии комплексного освоения недр и нетрадиционного использования пространств существующих горных выработок - являются конкретной научной и практической идеологией создания экологически рациональных технологических решений. Актуальность этой проблемы приобретает особую остроту в условиях социально-экономической напряженности. Эти обстоятельства усугубляются и отсутствием адекватного законодательства, в первую очередь, в бывших социалистических странах, но и экологическое законодательство развитых стран, также далеко от совершенства. Как правило, экологическое законодательство многих стран отражает тактические выгоды, а не ориентировано на стратегические цели, обеспечивающие сбалансированную и перспективную технологическую политику развития горнодобывающих регионов.

Показательными в этом отношении являются текущие проблемы угольной промышленности России, в той или иной мере характерные для всех угледобывающих стран бывшего восточно-европейского социалистического лагеря. Разумеется, что обмен информацией по последствиям принимаемых крупно масштабных решений, определяющих дальнейшую судьбу угольной промышленности этих стран, является чрезвычайно важным. Так детальный анализ общей социально-экологической ситуации в Российской Федерации и анализ экономического состояния ее угольной промышленности показал, расчеты, положенные в основу правительственной политики по угледобывающей отрасли, основываются на общей концептуальной ошибке, которая заключается в макроэкономических допущениях, сводящих угольную промышленность регионов России к некой закрытой (а иногда и изолированной) технологической системе, эффективность которой определяется только сиюминутным рыночным доходом. При этом не учитываются следующие важнейшие системные принципы:

- территория региона, на которой расположен тот или иной промышленно-технологический комплекс (в том числе и угледобывающий), является сложной социально-экономической системой, где сам промышленно-технологический комплекс представляет собой открытую технологическую и социально-экономическую подсистему, связанную в иерархическом отношении с другими подсистемами как по вертикали, так и по горизонтали;
- территории угледобывающих регионов являются сложными социально-экономическими и техническими системами, управление которыми в силу большого количества объектов и связей как внутренних так и внешних требует оперативной информации о последствиях решений, принимаемых должностными лицами;
- прогнозные результаты принимаемых крупномасштабных решений обычно хорошо видны в пределах области знаний, получаемых при анализе функционирования упрощенной экономической модели, и могут быть упущены, ввиду многосвязности, в других областях знаний, не учтенных в данной модели, но именно эти результаты, как правило, и представляют негативные последствия принимаемых крупномасштабных решений.

Показательным в этом отношении является пример Подмосковного бассейна. На начальном этапе освоения добыча угля в Подмосковном бассейне составляла всего лишь 9000 - 83000 т в год (период с 1858 по 1870 годы), перед второй мировой войной в 1940 году было добыто более 10 млн. т угля, а наибольшая добыча 42 - 47 млн. т приходится на 1956 - 1960 годы. В лучшие годы акционерной компанией “Тулауголь” добывалось не более 3 млн. угля в год.

В прошлом угольная промышленность Подмосковного бассейна финансировалась государством в порядке, установленном жестким планом, затем финансовая поддержка начала постоянно снижаться, что привело к

необходимости коренной реконструкции всей системы добычи и переработки угля. Поэтому была проведена предварительная комплексная экспертиза объединенными усилиями ученых Академии горных наук, Тульского государственного университета, Международной академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности, Подмосковного научно-исследовательского и проектного института угольной промышленности, специалистов практиков акционерного общества “Тулауголь”, департаментов и комитетов администрации Тульской области. Основные выводы предварительной комплексной экспертизы заключаются в следующем:

1. Дальнейшее развитие Подмосковного угольного бассейна на основе традиционных технологий подземной угледобычи за счет государственных дотаций является в современных экономических и политических условиях бесперспективным.

2. Технологическая и социальная инфраструктура действующих шахт акционерного общества “Тулауголь” является основой создания конкурентоспособных энергосырьевых предприятий, так как этому способствуют следующие объективные причины: географическое расположение (центрально-европейская часть Российской Федерации); генетические особенности углеобразования (длительный период углефикации на небольшой глубине); геологические условия залегания разрабатываемых угольных пластов (залегание над мощными пластами гипса, соли и других полезных ископаемых); содержание в зольной части редкоземельных металлов и металлов платиновой группы; высокое содержание гуминовых кислот в органической части углей.

3. Закрытие угольных шахт акционерного общества “Тулауголь” приведет к негативным социально-экологическим и политическим последствиям, затраты на ликвидацию которых на несколько порядков превысят государственную дотацию, необходимую для сохранения Подмосковного угольного бассейна.

4. Снижение угледобычи в России в целом и в Подмосковном бассейне в частности является экономически выгодным для угледобывающих развитых стран, так как в этом случае Россия превращается из конкурента в перспективный рынок сбыта угля.

5. Базовая система горных выработок любой шахты, включающая стволы, околоствольный двор и штреки главных направлений, является уникальным (как по стоимости, так и по своему расположению) технологическим объектом, который имеет надежную систему жизнеобеспечения, органичную технологическую связь с поверхностным технологическим комплексом и может использоваться для надежного хранения контейнеров с токсичными отходами производства.

6. Расходование бюджетных средств необходимо переключить на создание и практическую апробацию технологий комплексного использования недр Тульской области.

7. Ликвидация базовой системы горных выработок принципиально исключает создание на промплощадках закрытых шахт новых рабочих мест, количественно и качественно обеспечивающих необходимую занятость населения угледобывающих районов, сохранение и развитие социальной инфраструктуры.

8. Любая угольная или рудная шахта представляет собой уникальное инженерное сооружение, которое является материальным результатом колоссальных затрат труда нескольких поколений горных инженеров и шахтеров. Однако во всех странах мира без исключения до сей поры нет концепции рентабельного многоцелевого использования пространства подземных горных выработок, после отработки запасов полезного ископаемого. Нет концепции использования техногенного подземного пространства горнодобывающих регионов, позволяющей обеспечить хотя бы неизменный уровень занятости населения этих регионов.

9. Следовательно, проект разработки и апробации устойчивой системы рентабельных рабочих мест на основе экологически рациональной

технологии комплексного освоения недр и нетрадиционного использования пространств существующих горных выработок является весьма актуальным как для Подмосковного бассейна, так и для угольной промышленности России в целом.

К подобным выводам можно прийти, если проанализировать текущую ситуацию и оценить перспективы угольной промышленности в любой стране, переходящей от административной модели экономики к рыночной модели. А рыночных моделей экономики, как известно, несколько. При этом, очевидно, что уровень адекватности принятой рыночной модели конкретным условиям данной страны (политическим, этническим, социально-экономическим, экологическим и др.), во-первых, будет определять состояние и динамику экономики в целом, и, во-вторых, рентабельность горнодобывающих отраслей в целом и угольной промышленности в частности, и уже как следствие, экологическое состояние горнодобывающего региона. То есть проблемы создания экологически чистых технологий неразрывно связаны с проблемами экономическими, а шибки в экономической политике приводят, к ошибкам в экологической политике.

Первая и, на наш взгляд, наиболее часто встречающаяся ошибка (это, наверное, характерно не только для России, но в той или иной мере и для Югославии, Польши, Чехословакии и других бывших социалистических стран) заключается в том, что рыночная экономика воспринимается как некий абстрактный образ объективно существующего социально-экономического механизма, обеспечивающего самоорганизацию экономической системы и всех ее подсистем. Но при этом не все задумываются над тем, что реализация процессов самоорганизации экономической системы в условиях свободного рынка может представлять собой не только движение к улучшению социально-экономического состояния страны. Процессы самоорганизации экономической системы могут проявляться и как разрушение промышленности, приводящее к снижению качества жизни населения, занятого в промышленности. И вследствие такого

направления процесса в начале повышается социально-экономическая напряженность в регионах, в прошлом являвшимися значимыми центрами той или иной отрасли промышленности, а затем возникает политическая нестабильность в стране (то есть энтропия этой системы возрастает, а сама система, деградируя, стремится к более устойчивому состоянию с более низким качеством структуры). Сейчас в России наиболее ярким примером такого процесса самоорганизации экономической системы является деструкция угольной промышленности.

Вторая не менее распространенная ошибка - это уверенность в том, что следует полностью включить систему рыночных механизмов в стране за счет административных реформ и работающая система этих механизмов обеспечит эффективное функционирование экономики. При этом, как правило, упускается важнейший элемент экономической деятельности - это необходимость квалифицированного управления системой рыночных механизмов. Однако любая серьезная попытка реализации инженерных принципов управления системой рыночных механизмов воспринимается многими представителями государственной власти в России как возврат к административной социалистической системе экономических отношений. Отсутствие системы управления экономикой, адаптированной к современным Российским условиям, привело к абсурдному выводу об экономической целесообразности частичной ликвидации угольной промышленности за счет кредитов развитых угледобывающих стран.

Следовательно, если мы решили полагаться на механизмы самоорганизации эколого-экономических проблем, то должны помнить, что хаос - это наиболее устойчивое состояние любой системы, а улучшение качества ее структуры всегда требует достаточно длительных внешних воздействий, которые в конечном итоге изменяют свойства системы. Примеры из различных областей науки, подтверждающие этот вывод могли бы заполнить сотни страниц, поэтому данный вывод был принят в качестве основной рабочей гипотезы для разработки концептуальных положений

типового проекта устойчивой системы рентабельных рабочих мест на основе экологически чистой технологии комплексного освоения недр и нетрадиционного использования пространств существующих горных выработок шахт Подмосковного бассейна.

Выполненные исследования позволили сформулировать цель и концептуальную формулу предлагаемого и рекомендуемого к внедрению проекта реструктуризации угольной промышленности Тульской области в следующем виде.

Целью проекта является технологическая реструктуризация закрытых шахт ООО "Тулауголь" для создания конкурентоспособных энерго-сырьевых предприятий и устойчивой системы новых рентабельных рабочих мест.

Концептуальная формула проекта - заключается в том, что создание конкурентоспособных энерго-сырьевых предприятий и устойчивой системы новых рентабельных рабочих мест на базе технологической и социальной инфраструктуры закрытых шахт Подмосковного бассейна, обеспечивается экологически чистой технологией комплексного освоения недр и нетрадиционного использования подземных пространств существующих и вновь проводимых горных выработок, внедрения принципов гибкой технологии комплексного освоения угольных месторождений и создания энерго-сырьевых комбинатов на промплощадках закрывающихся и действующих шахт.

Современное политическое и экономическое состояния Российской Федерации, социально-экономические состояния областей Центрального региона России, где расположены угледобывающие предприятия Подмосковного бассейна, а также цель и концептуальная формула проекта, на наш взгляд, на первом этапе требуют решения следующих задач:

1. Разработка нормативного документа, регламентирующего на федеральном и локальном уровнях правоотношения, создающие льготные налоговые условия для бизнесменов, создающих рентабельные рабочие места в угольной промышленности

Подмосковного бассейна за счет комплексного освоения недр, нетрадиционного использования пространств существующих горных выработок, переработки отходов производства, технологической реструктуризации инфраструктуры поверхностного комплекса угольных шахт.

2. Создание базы данных по геологическим условиям шахтных полей закрытых шахт акционерной компании “Тулауголь” и геологическим оценкам возможности промышленного использования полезных ископаемых, залегающих ниже разрабатываемых угольных пластов.
3. Создание базы данных по гидрогеологическим условиям шахтных полей закрытых шахт ООО “Тулауголь”.
4. Разработка технико-экономических обоснований и бизнес-планов по типовым технологическим решениям, предусматривающим сохранение базовых систем горных как основы для создания новых рентабельных рабочих мест, обеспечивающих необходимую занятость населения угледобывающих районов, сохранение и развитие социальной инфраструктуры.
5. Создание на базе одной из шахт акционерной компании “Тулауголь” экспериментальных участков для апробации новых технологий и средств механизации.
6. Разработка типовых проектных решений по вскрытию и подготовке гипсовых и соляных пластов с промплощадок действующих шахт ООО “Тулауголь”.
7. Проектирование и изготовление опытных серий высокопроизводительной и надежной проходческой техники для проведения горных выработок при разработке пластов гипса и бурошнековых комплексов для экологически рациональной выемки угля.
8. Разработать локальную нормативно-техническую документацию, регламентирующую правила обращения с токсичными отходами

производства, применительно к условиям их хранения в горных выработках бывших шахт ООО “Тулауголь”, и провести ее юридическую экспертизу.

9. Разработать технологические решения по хранению токсичных отходов производства в горных выработках угольных шахт ООО “Тулауголь”, на которых дальнейшая добыча угля не рентабельна.
10. Разработать средства механизации, обеспечивающих безопасное обращение с токсичными отходами производства в процессе их размещения в горных выработках и при их длительном хранении.
11. Разработать системы контроля за состоянием токсичных отходов производства, хранимых в горных выработках бывших угольных шахт.
12. Организовать государственную и общественную экологическую экспертизу проектов использования горных выработок бывших угольных шахт ООО “Тулауголь” для хранения токсичных отходов производства.
13. Создать системы непрерывной переподготовки и повышения квалификации инженерных кадров, а также профессиональной подготовки, переподготовки и повышения квалификации рабочих кадров акционерной компании “Тулауголь” с использованием современных вычислительных комплексов, программных средств и технологического оборудования.

В настоящее время уже получены следующие научные и практические результаты:

- Проведены комплексные исследования технологических возможностей, перспектив развития средств механизации для экологически рациональных технологий подземной угледобычи, проблем безопасности, эффективного и экономичного проветривания шахт, которые показали, что создание экологически рациональной, ресурсосберегающей технологии и средств механизации для реализации проекта

стабилизации и развития Подмосковного угольного бассейна необходимо осуществлять в направлении разработки гибкой технологии, позволяющей эффективно реагировать на коньюктуру внутреннего и внешнего рынков угля и продуктов его переработки, а подземные пространства выработок главных направлений использовать для хранения токсичных отходов первого класса токсичности.

- Качество углей, добываемых в Подмосковном бассейне позволяет рассматривать их как технологическое сырье, которое подвергается двухстадийной переработке. На первой стадии перерабатывается зольный остаток и, в первую очередь, его минеральная составляющая, а на второй стадии уголь со сниженной зольностью используется как энергоноситель или же его органическая составляющая используется для получения гуминовых стимуляторов роста растений. Гуминовые стимуляторы как товарный продукт могут быть как в твердом состоянии, так и в жидком, в виде коллоидного раствора.
- Разработаны методологические основы прогнозирования опасных и вредных воздействий горной промышленности на население, проживающее на территориях повышенного техногенного и экологического риска, созданы теоретические основы и разработаны инженерные принципы экологического мониторинга территорий, расположенных в зоне воздействий, подземных и открытых горных работ.
- Разработаны концептуальные положения локальной нормативно-правовой базы, обеспечивающей: практическую реализацию новых технологических решений комплексного использования сырьевых ресурсов; практическую апробацию

новых технологических решений по созданию предприятий подземного хранения токсичных отходов на территории Тульской области; создание средств механизации для технологии комплексного использования сырьевых ресурсов и безопасного размещения отходов в существующих горных выработках. Локальная нормативная база, во-первых, обеспечивает решение задач проекта в полном соответствии с требованиями природоохранительного и природно-ресурсного направлений экологического права Российской Федерации и, во-вторых, позволяет снизить уровни опасных и вредных техногенных воздействий и одновременно способствовать созданию новых рабочих мест на базе действующих нерентабельных предприятий.

Результаты исследований рынка сбыта продукции свидетельствуют о том, что потенциальными потребителями продукции является население, сельскохозяйственные предприятия, промышленные предприятия частного бизнеса Центрального региона России. Потребителями нормативных и системных разработок являются службы администраций областей России, а также заинтересованы зарубежные потребители.

7.2. Физико-химические основы и технологические принципы подземного сжигания углей для получения горючих газов и тепловой энергии

Процесс подземной газификации угля (ПГУ) заключается в превращении угля на месте его залегания в горючие газы путем теплового и химического воздействия на угольный пласт. При этом в качестве продуктов получаются газ, смола и фенольные воды. ПГУ как бы заменяет собой два процесса, обычно осуществляемых раздельно: добычу угля и его газификацию. При нагревании без доступа кислорода до температуры

250...900 ^{o}C органическая масса угля начинает интенсивно разлагаться с выделением газов и паров смолы. В зависимости от типа угля и других факторов в газо- и парообразные продукты может быть переведено от 5 до 40% тепловой энергии угля.

После выделения из угля летучих веществ остается коксовый остаток, состоящий в основном из углерода. Посредством химического соединения углерода с кислородом и водяным паром при высоких температурах его переводят в газообразные продукты. Тепловая энергия, выделяющаяся в процессе экзотермических реакций, поддерживает необходимый температурный уровень для протекания процесса газификации, компенсируя расход тепла на эндотермические реакции, испарение влаги, нагрев угля пласта и выделение из него летучих веществ, а также теплопотери, обусловленные процессами теплообмена разрабатываемого угольного пласта с окружающими породами. При ПГУ кислород дутья не прямо реагирует с углеродом коксового остатка, а взаимодействует с горючими летучими веществами, выделившимися из угольного пласта, и с оксидом углерода. С углеродом коксового остатка угольного пласта вступают в реакции водяной пар и углекислый газ. При ПГУ важное значение имеет химическая реакция конверсии оксидом углерода.

Основное значение при ПГУ имеют гетерогенные химические реакции между углеродом коксового остатка и газообразными окислителями - кислородом дутья, водяным паром и углекислым газом. Важнейшая задача при ПГУ - обеспечение непрерывного контакта дутья с горящим угольным пластом на определенной длине канала газификации подземного газогенератора. Подземным газогенератор представляет собой совокупность устройств и горных выработок, позволяющих осуществить под землей газификацию определенного участка угольного пласта. Каналом газификации называют канал в подземном газогенераторе, по которому движется основная масса дутья и газа и в котором происходят главные процессы газообразования.

В процессе ПГУ газ образуется не только из органической части угля, но также и за счет газообразования и газовыделения из горных пород, непосредственно прилегающих к угольному пласту, а также за счет выделения из угольного пласта содержащихся в нем горючих газов. Количество и состав газов, выделяющихся из горных пород, зависят от содержания в них органических веществ и состава их минеральной массы, а также от глубины прогрева этих пород. Горные породы, содержащие известняк, нагреваясь при газификации угольного пласта, выделяют углекислоту, а содержащаяся в породах органическая масса - источник тех же компонентов газа CO_2, CO, CH_4, H_20 и других, которые получаются при газификации органической части угольного пласта.

Количество и состав горючих газов, выделяющихся из угольного пласта, зависят от его свойств. Бурые угли выделяют в основном углекислый газ, каменные - метан. Процесс ПГУ осуществляется в недрах земли в разных природных условиях, и для его правильной организации следует учитывать ряд факторов: гидрогеологические условия залегания угольного пласта, свойства пород кровли и почвы, глубину и характер залегания, структуру и свойства угольного пласта. ПГУ можно осуществлять, применяя различные технологические схемы, которые различаются по направлениям движения дутья, газа и огневого забоя (участок угольного пласта, на котором газифицируется уголь или коксовый остаток), а также по ведению газификации в порах угольного пласта или в канале, с предварительным дроблением угля или без него и тому подобное.

Основа всех схем ПГУ - неполное сжигание угля под землей на месте его залегания. Для этого пласт угля должен быть зажжен (создан огневой забой). Затем к огневому забою подводят с поверхности кислород (дутье) по специально созданному каналу, а по другому каналу отсасываются продукты неполного сжигания (горючие газы). Процесс ПГУ можно проводить без предварительного дробления угольного пласта (поточный метод), а угольный пласт можно подготавливать к газификации без применения подземных

горных работ (бесшахтный метод). На участке угольного пласта, предназначенном к газификации, создают канал, в который подают с поверхности земли по скважине необходимое количество воздуха (дутья). Угольный пласт на участке канала зажигают. Регулируя подачу дутья, достигают неполного сгорания угля, то есть его газификации. Образующийся газ выводят из канала газификации по скважине на поверхность земли. Теоретические исследования, лабораторные и промышленные эксперименты показали, что область горения угольного пласта, расположенную между рядом нагнетательных и вытяжных скважин можно разделить на следующие составные части - это зольный остаток; объем угольного пласта, реагирующий с кислородом воздуха; зона термической подготовки угольного пласта. Объем угля, контактирующий с зольным остатком, имеет наибольшую температуру в области горения. Учитывая, что линейный размер этой зоны на несколько порядков меньше расстояния между скважинами будем считать, что область горения состоит из двух полуплоскостей - зольного остатка и термически подготовленного угля, которые разделены линией огневого забоя.

В качестве физической модели процесса подземного сжигания угольного пласта принята модель, в соответствии с которой горение угля определяется интенсивностью двух различных по своей природе процессов: химической реакции кислорода с углем на поверхности огневого забоя, сопровождающейся выделением тепла; конвективно-диффузионным переносом кислорода к огневому забою и отводом газообразных продуктов реакции. Таким образом, в рассматриваемом процессе следует выделить в качестве лимитирующей (сдерживающей) стадии тепломассоперенос в зоне химического реагирования. При определенном сочетании параметров тепломассообмена устанавливается постоянная скорость химической реакции и горение протекает в устойчивом режиме.

В зависимости от мощности и свойств угольного пласта и вмещающих горных пород, схем подвода дутья и вывода газа, а также расположения

канала газификации в пласте и других факторов на единицу длины канала газификации может быть выгазовано различное количество угля. По мере выгазовывания угольного пласта образующееся выгазованное пространство заполняют обрушающимися породами кровли, шлаком и подземными водами. Заполнению выгазованного пространства способствуют также горные породы, способные увеличивать свой объем в процессе газификации пласта. Но при этом возможность подвода дутья к горящему угольному пласту должна сохраняться для продолжения интенсивного процесса газификации.

Иногда часть дутья, подаваемого в подземный газогенератор, проходит по выгазованному пространству, минуя огневой забой, и частично дожигает газ. то есть снижает его теплотворность. В настоящее время ведутся исследования по разработке способов направленной подачи дутья и закладки выгазованного пространства. Создание экономически приемлемых способов закладки выгазованного пространства при ПГУ имеет в ряде геологических условий важное значение для сохранения земной поверхности и целости буровых скважин, применяющихся при ПГУ. Для увеличения расстояния между дутьевыми и газоотводяшими скважинами, расположенными по падению пласта, а также для равномерности выгазовывания участка пласта процесс газификации можно вести реверсивно, то есть периодически менять направление движения - 6 - дутья и газа.

Для производства газа в заданных объемах подземный газогенератор оборудуют несколькими дутьевыми и газоотводящими каналами и подают в него соответствующее количество дутья. При бесшахтном методе ПГУ угольный пласт вскрывают скважинами, пробуриваемыми с поверхности земли на пласт. В зависимости от геологических условий залегания угольных пластов и их мощности скважины могут быть вертикальными, наклонными или криволинейными, Затем производят бесшахтную сбойку скважин, проходят по угольному пласту каналы газификации или соединительные каналы между скважинами.

При бесшахтном прожиге канала газификации воздухом в одну из скважин подают под давлением воздух. Воздух распространяется по породам и трещинам угольного пласта, и часть его начинает выходить в другую скважину, отстоящую на некотором расстоянии от дутьевой скважины. Из скважины, через которую выводится дутье, зажигают угольный пласт. Образовавшийся огневой забой распространяется в направлении дутьевой скважины, со временем достигает ее, и происходит соединение скважин каналом, сечение которого во много раз больше природных пор и трещин, так как при движении по ним огневого забоя часть угля была выгазована. Если природные пористость и трещиноватость угольного пласта малы, а вмещающие пласт породы обладают малой газопроницаемостью, применяют такое давление дутья, которое превышает давление горных пород на глубине сбойки. В результате в угольном пласте как бы раздвигаются природные трещины ("гидравлический" разрыв угольного пласта) и его газопроницаемость увеличивается.

Скорость сбойки скважин при прожиге канала газификации воздухом зависит главным образом от влажности угля и его газопроницаемости. При электросбойке в скважины, которые необходимо соединить каналом, опускают электроды, по которым в угольный пласт поступает электрический ток. Под влиянием образующегося в канале тепла уголь просыхает, и из него выделяются летучие вещества. В результате между электродами постепенно образуется соединительный канал, заполненный угольным коксом, который обладает большей газопроницаемостью, чем угольный пласт. Газы, получаемые при ПГУ, могут служить для энергетических и технологических целей.

Энергетический газ получали при работе подземных газогенераторов на воздушном дутье. Низшая теплотворная способность такого газа 3360...4200 кДж/м^3. Этот газ вследствие небольшой теплотворности невыгодно транспортировать на значительные расстояния. Его применяли непосредственно на месте производства или на предприятиях,

расположенных вблизи от станции "Подземгаз". Энергетический газ использовали как топливо для паровых и водяных котлов, газовых турбин и газовых двигателей, а также для промышленных печей, не требующих очень высокой температуры. Выгодность производства энергетического газа определяется себестоимостью единицы энергии в нем и теми преимуществами, которые дает применение газа вместо другого вида топлива (повышение мощности агрегата и производительности труда, снижение удельного расхода тепла и тому подобное).

При этом следует отметить, что даже при теплотворности 3000...3200 кДж/м^3 энергетический газ превосходит в теплотехническом отношении любой уголь, так как к.п.д. топок и печей при сжигании газа выше, чем при сжигании угля. Технологический газ получали при работе подземных газогенераторов главным образом на дутье, обогащенном кислородом, или способом периодического чередования работы подземных газогенераторов с подачей в них дутья и без подачи дутья - за счет использования в качестве дутья водяного пара, образующегося при испарении подземных вод.

В зависимости от состава дутья, свойств угольного пласта и режима газификации можно получать технологический газ с различным содержанием оксида углерода, водорода и азота. Содержание компонентов технологического газа (H_2, CO, N_2) изменяется в зависимости от того, перерабатывается ли он в аммиак, спирт, бензин или другие продукты. Окончательную доводку состава технологического газа до заданного достигают путем регулировки процесса ПГУ, а также посредством соответствующей обработки газа на земной поверхности - конверсии CO, отмывки CO_2 и CH_4 и так далее.

Главные преимущества ПГУ по сравнению с другими способами подземной разработки угольных месторождений:

- меньшая трудоемкость процесса получения топлива из угля;
- меньшая стоимость тепловой энергии;

- получение более качественного вида топлива и технологического сырья - газа;
- расширение возможностей использования геологических запасов угля за счет разработки угольных пластов на больших глубинах, а также за счет разработки угольных пластов малой (нерабочей) мощности и пластов, сильно загрязненных золой;
- резкое повышение производительности труда при разработке угольных месторождений и при использовании газа вместо угля;
- легкая автоматизация процессов добычи угля и процессов использования газа.

Чтобы осуществить прямой процесс подземной газификации, в первую очередь были использованы физико-химические свойства целика угля и, главным образом, его естественная газопроницаемость. Это свойство угольных пластов было выявлено при проведении первых опытов по подземной газификации углей. Общеизвестно, что при нагревании целика угля из него удаляется вода, летучие, в результате чего пористость его увеличивается и газопроницаемость резко возрастает. На свойстве газопроницаемости пластов основан ряд предложенных систем огневых работ, базировавшихся на шахтном, бесшахтном и комбинированном способах подготовки угля к газификации.

Бесшахтный способ подготовки получил самостоятельное название "фильтрационного метода". При этой технологической схеме газификация угля осуществлялась в так называемом фильтрационном канале. Простейшим элементом фильтрационного метода является любая пара скважин, пробуренных с земной поверхности в пласт угля на некотором расстоянии. Пробуренные скважины закрепляются трубами до пласта угля, после чего угольный пласт перебуривается и оставляется без обсадки трубами. Если в оформленную таким образом скважину подавать воздух под давлением, то в

силу газопроницаемости пласта через некоторый промежуток времени часть воздуха будет выходить из другой скважины такой же конструкции. По мере насыщения пласта угля воздухом при постоянном давлении устанавливается постоянство расхода воздуха в скважину. Затем одним из известных способов в нагнетательной скважине производится зажигание пласта угля, горение которого затем поддерживается подачей воздуха в эту же скважину.

Продукты горения и газификации с высокой температурой проходят по порам и трещинам в пласте угля, разогревают массив угля, в результате чего производится подсушка, растрескивание (разрыхление) пласта и повышение его газопроницаемости. Расход воздуха, подаваемого в скважину, повышался до определенных пределов, после чего должен был устанавливаться нормальный процесс газификации пласта угля. В Подмосковном бассейне использовались различные системы огневых работ по схеме прямого процесса при фильтрационном методе.

В процессе подземной газификации углей расположение зоны подготовки топлива специфично. В районе, примыкающем к кислородной зоне, подготовка топлива происходит за счет теплоотвода по угольному пласту (излучением и теплопроводностью), распространяющегося на сравнительно малое расстояние в силу малой теплопроводности угольного пласта и ограниченной поверхности реагирования. На остальном протяжении огневого забоя, где теплоотвод по угольному пласту сохраняется за счет конвективного переноса тепла, область углеподготовки еще меньше, соответственно снижению температуры по длине пути газового потока.

Выделение летучих пропорционально степени термической обработки топлива, а в условиях подземной газификации - степени нагрева поверхности угля по длине огневого забоя. Максимальное выделение летучих имеет место в районе, примыкающем к зоне горения, но притекающие сюда летучие здесь же и сгорают. Выделение летучих уменьшается по направлению движения газового потока, причем там, где оно еще более или менее значительно, выделяющиеся летучие, вынужденные пройти через высоко нагретую

поверхность угольного пласта, подвергаются (в части газообразных и жидких углеводородов) термическому разложению. В целом выполненные эксперименты показали, что интенсификация дутья не является однозначным средством повышения теплотворности газа, как это подчас предполагалось.

Этот технологический параметр оказывает влияние на качество газа, но характер зависимости между ними имеет области перегиба, что согласуется с физическими представлениями. Оптимальный расход дутья в нагнетательную скважину выявился при экспериментах на уровне 3...7 тыс.м^3/ч, в зависимости от конкретных условий протекания процесса. Поддерживая интенсивность дутья в оптимальном диапазоне, следует при эксплуатации подземного газогенератора считаться с возможностью некоторых отклонений в ту и в другую сторону в соответствии с запасом угля по каждой скважине и временем, необходимым для сбойки скважин следующего ряда (в целях соблюдения системы эксплуатации). В зависимости от создающихся конкретных условий заполнения выгазованного пространства прямое протекание части дутья через выгазованное пространство к газоотводящей скважине либо постепенно увеличивается и тогда теплотворность получающегося газа постепенно снижается, либо после некоторого периода мало заметного снижения теплотворности наступает прогрессивно увеличивающийся прорыв дутья через выгазованное пространство с резким ухудшением качества газа.

Очевидно, что расстояние между скважинами в ряду должно быть таково, чтобы ко времени снижения теплотворности газа ниже определенного предела был выгазован весь или почти весь приходящийся на скважину запас угля. Если же расстояние между скважинами больше рационального, то либо должны оставаться невыгазованные полосы угольного пласта между соседними скважинами, либо процесс выгазования должен продолжаться с получением некондиционного газа. В первом случае помимо большой потери угля происходит разрыв сплошности огневого забоя по линии расположения газогенератора, нарушаются условия

равномерной посадки кровли, ухудшаются тепловые и аэродинамические условия работы газогенератора и, в результате, ухудшается качество газа.

Во втором случае ухудшение качества газа происходит за счет непосредственного примешивания недоброкачественного газа от одних скважин к теплотворному газу из других скважин. Следовательно, расстояние между скважинами в ряду необходимо сообразовывать с действительными условиями протекания процесса ПГУ на разных участках и по мере надобности корректировать его в ходе эксплуатации с учетом изменяемости горногеологических условий для обеспечения сплошности выгазования угольного пласта по фронту расположения скважин.

Однако очевидные перспективы при эффективной реализации технологии подземной газификации углей в угольном бассейне, расположенном в Центральном регионе России, послужили основой для возобновления научных исследований и промышленных экспериментов. По инициативе ректора Московского горного института (Московского государственного горного университета в настоящее время) академика В.В. Ржевского в восьмидесятые годы была предложена технология подземного сжигания угольных пластов для выработки и использования тепловой энергии - технология "Углегаз". Промышленные эксперименты, выполненные на шахте "Киреевская-3" ООО "Тулауголь", вновь подтвердили эффективность термических способов отработки угольных месторождений Подмосковного бассейна, что с учетом современных достижений науки и техники позволит решить проблемы развития одного из наиболее перспективных направлений геотехнологии - подземной газификации углей.

7.3. Перспективы и основные направления использования гуминовых препаратов

Теоретические исследования и практическое применение гуминовых веществ (ГВ) природного происхождения и производимых на опытно-

промышленных установках возрастают с каждым годом. Сырьем для их производства сейчас служат различные малоиспользуемые природные тела - торфа, угли, вермикомпосты, сапраппели и др., - запасы которых достаточны для опытно-промышленного и промышленного производства ГВ в течение сотен лет. Среди разнообразных субстратов, являющихся источником ГВ большой интерес представляют окисленные каменные и особенно бурые угли, т.к. содержат значительные количества особых органических веществ гуминовых кислот (ГК) и поэтому могут служить исходным сырьем для получения ценных углегуминовых препаратов. Многолетними полевыми и лабораторными испытаниями доказано, что наиболее эффективно применение углегуматов в качестве ценных органических удобрений и стимуляторов роста растений в разнообразных почвенно-климатических условиях. Применяемые в небольших количествах они способствуют накоплению в почве органического вещества, улучшению поступления элементов минерального питания в растения, концентрации углекислоты вокруг корней.

Соли одновалентных металлов ГК, поступая в клетку при низких концентрациях, стимулируют всхожесть и энергию прорастания семян, образование и рост корней и подземной массы растений, ускоряют сроки их созревания, положительно влияют на рост и жизнедеятельность почвенных организмов. В настоящее время накоплен большой фактический материал о количественном и качественном повышении урожая различных сельскохозяйственных культур при использовании углегуматов в сочетании с минеральными удобрениями. Помимо этого отмечено, что углегуматы позволяют уменьшить дозы внесения традиционных удобрений, инсектицидов, пестицидов и гербицидов и, обладая высокой физиологической активностью, снижают токсическое действие избыточных доз азотных и других минеральных удобрений, ядохимикатов, тяжелых металлов, радионуклидов. Углегуматы не токсичны, не канцерогенны, не мутагенны, не характеризуются эмбриологической токсичностью, обладают

хорошо выраженным пролонгированным действием, их остаточные количества в растениях не обнаруживаются. Препараты используются в очень низких концентрациях, быстро включаются в процесс метаболизма, т. е. являются экологически чистыми. Учитывая, что в производстве углегуматов употребляют дешевый, малопригодный в энергетике уголь, а технология их получения проста, экономична и экологически безопасна, - эффективность их применения не вызывает сомнений. Сырьевым источником гуминовых препаратов могут быть бурые и окисленные в пласте бурые и каменные угли, содержащие в значительных количествах гуминовые вещества. Особое значение для получения углегуматов имеют сильноокисленные угли (так называемые сажистые угли), т.к. они содержат наибольшее количество извлекаемых ГК, а получаемые из таких углей ГВ имеют повышенную физиологическую активность. Кроме того, сажистые угли являются дешевым, иногда бесплатным сырьем из-за того, что вследствие потери ими при окислении технологических свойств и кондиционной температуры сгорания, они, как правило, не используются, при угледобыче подземным способом такие угли из недр вообще не извлекаются, а при добыче топлива разрезами они представляют собой вскрышу и идут в отвал. Запасы сажистых углей при геологоразведочных работах не подсчитываются и на баланс угледобывающих предприятий не ставятся (Селятцкий, 1988, 1990).

Как известно, к бурым углям относят горючие ископаемые с содержанием углерода 60-75%, водорода 4,5-6,0%, кислорода 29-30%. Бурые угли подразделяются на: а) землистые, содержащие до 85% ГК; б) плотные; в) блестящие, в которых ГК составляют всего 5-10% (Порфирьев, 1987). Бурые угли различаются также по степени зольности и содержанию влаги. В бурых углях присутствуют вещества негуминового характера: жиры, воска, смолы, белки, углеводы, липиды, целлюлоза, гемицеллюлозы, пектиновые вещества и продукты их распада; не разложившиеся растительные остатки отсутствуют (Кухаренко, 1972). Наибольший интерес с практической точки

зрения представляют ГК бурых углей. Их выход составляет 17-80% в зависимости от типа угля, стадии углеобразования, степени выветривания и способа экстракции (Наумова, 1993). ГК бурых углей отличаются от почвенных в деталях строения, однако эти отличия не носят принципиальный характер. В целом, они представляют собой смесь высоко молекулярных аморфных кислот, объединенных общим принципом построения. Вопрос об их химическом строении и образовании в природных условиях до настоящего времени остается во многом спорным, а их предположительные формы носят статистический характер.

По современным представлениям, ГК принадлежат к классу соединений переменного состава и имеют двучленное строение: негидролизуюмую часть из слабо конденсированных бензоидных фрагментов, образующих с участием -С=С мостиков непрерывную цепь сопряженных двойных связей, и гидролизуемую часть из компонентов типа моно- и полисахаридов, полипептидов, азотистых и кислородных гетероциклов. Важная особенность ГК насыщенность молекул функциональными группами: карбоксильными, фенольными и спиртовыми гидроксилами, хиноидными группировками, метаксилами, амино- и амидогруппами. Реакционную способность ГК обычно связывают с содержанием и составом функциональных групп. Строение буроугольных ГК соответствует этой схеме, однако их молекулы отличаются несколько повышенной обуглероженностью и конденсированностью углеводородных цепей (Орлов, Кулаков и др., 1993, Покуль, Парамонова и др., 1993). ГК бурых углей не растворяются в воде, поэтому их извлечение производится растворами щелочей, а образующиеся при этом соли одновалентных металлов - гуматы - являются физиологически активными углегуминовыми препаратами.

При изучении физиологической активности ГВ обычно возникает вопрос: почему малые дозы препаратов ГК и гуматов оказывают мощное стимулирующее действие на развитие растений, хотя практически любые

пахотные почвы содержат аналогичные ГК и гуматы в значительно больших количествах, но сходного стимулирующего влияния не проявляют? Предположительно, в почве ГВ находятся в неактивной или малоактивной форме, т. к, активно реагируют с минеральными компонентами, и их активные центры функциональные группы оказываются связанными, блокированными. Кроме того, почвы, особенно верхних горизонтах подвергаются периодической дегидратации, что ведет к конформационным изменениям молекул ГВ, а учитывая их взаимодействие с минеральными фазами, становится очевидным, что в таком состоянии ГВ теряют реакционную способность. При выделении препаратов ГК освобождаются от минеральных составляющих, функциональные группы "разблокируются", молекулы как бы распрямляются и таким образом получают возможность участвовать в химических и биохимических процессах (Орлов, 1993).

По поводу физиологической активности препаратов ГВ существуют различные мнения. Согласно гипотезе Л.А. Христовой, стимулирующее действие ГВ обусловлено их влиянием на энергетический метаболизм клетки, что ведет к активации процессов окислительного и фотосинтетического формирования и усилению белоксинтезирующей системы. Существует мнение, что физиологическая активность ГК связана с парамагнетизмом (Комиссаров и др. 1981). Л.Ф. Бобырь (1984) объясняет ее электронно-донорно-акцепторными свойствами ГК. По данным Г.А. Баталкина и др. (1982), физиологическая активность связана с мембранотропными свойствами ГВ. Flaig (1967) объяснял ее наличием в составе ГК ортохинонов, Пивоваров - особенностями строения ядерной части ГК, Piccolo (1990) содержанием функциональных групп.

Сырьевым источником для производства гуминовых препаратов являются бурые и окисленные при залегании в пласте бурые и каменные угли. Бурые угли отличаются от каменных, находящихся на более высокой стадии углеобразовательного процесса содержанием ГК. Химическая обработка бурых углей при помощи растворителей позволяет разделить на

битумы, ГК и остаточный уголь. В зависимости от типа бурого угля выход экстрагируемых веществ и их состав различны. Землистые бурые угли, находящиеся на низкой стадии углеобразования, отличаются высоким содержанием ГК и битумов. Наиболее углефицированными являются блестящие бурые угли, для которых характерно низкое содержание этих компонентов (Селятицкий, Жданова, 1990).

Бурые угли различаются между собой также по содержанию влаги, которое в значительной мере зависит от содержания ГК и колеблется от 15 до 40%. Выход ГК углей составляет в среднем 40-50% и увеличивается до 70-75% для сильно окисленных сажистых углей (Екатеринина и др., 1989). Буроугольные месторождения расположены по всей территории СНГ, среди них наиболее важными являются Подмосковный, Днепровский, Челябинский, Канско-Ачинский, Ангренский бассейны а также отдельные месторождения Казахстана, Среднего Урала и Дальнего Востока. В основном они принадлежат к третичной и юрской системам, самыми древними являются угли Подмосковного бассейна. Крупнейший из угольных бассейнов Канско-Ачинский, в котором сосредоточено до 70% всех добываемых в стране углей. Оценку бурых углей как сырья для получения гуминовых препаратов производят в первую очередь по выходу ГК. В промышленных условиях технология получения ГВ сводится к однократной экстракции угля щелочным раствором (обычно NaOH), в результате чего образуются растворы гуматов. В настоящее время промышленность выпускает гуматы двух типов - балластные, содержащие до 40% золы угля, и безбалластные. Эти препараты, полученные из глубоко окисленных углей, характеризующиеся низкими теплотехническими свойствами, и используются затем в качестве органо-минеральных удобрений, стимуляторов роста растений, углегуминовых реагентов, рекультиваторов отвалов, структурообразователей почв, кормовых добавок и др.

Однако выход "свободных" ГК и экономические показатели (себестоимость сырья и некоторые другие, зависящие от горногеологических

условий) - не единственные факторы, определяющие целесообразность использования углей в качестве сырья для получения ГВ. Большое значение имеют стадия углефикации, зольность, химический состав минеральной части, постоянство состава, наличие активных функциональных групп, микроэлементный состав и т. п. Помимо этого использованию буроугольного сырья должна предшествовать тщательная экологическая экспертиза, т. к. угли могут содержать токсичные химические элементы, радионуклиды, тяжелые металлы, бенз(а)пирен (Лозановская, Луганская, 1991). Сопоставление их содержания в углях и фоновой почве позволяет прогнозировать возрастание их количества после внесения буроугольных гуминовых препаратов.

Таким образом, бурые угли являются ценным сырьем для производства гуминовых препаратов, т.к. в энергетике они используются мало, технология получения ГП проста и экономична, конечные продукты производства обладают уникальными свойствами, позволяющими использовать их в различных сферах деятельности. Однако применению углегуматов должна предшествовать тщательная экономическая, химическая и экологическая экспертиза, которая осложняется большим количеством неясностей в отношении строения и свойств ГВ углей и их физиологической активности.

Нехватка традиционных форм органических удобрений заставляет изыскивать новые источники органических материалов, один из которых - углегуматы. В настоящее время их применяют, в основном, в виде органо-минеральных удобрений, когда в экстрагированные ГВ вводят различные минеральные и органические наполнители для усиления их эффекта, и в виде растворов гуматов с концентрацией 0,001-0,01% для предпосевного замачивания и опрыскивания растений. Стимулирующее действие углегуминовых препаратов обусловлено несколькими, возможно одновременно протекающими процессами (Христева 1975, Попов, 1988): гормональное воздействие; улучшение проникновения элементов минерального питания через корни растений в виде гуминово-минеральных

соединений; активное участие в окислительно-восстановительных процессах растительной клетки; предварительное ферментативное расщепление с образованием стимулирующих соединений.

Перспективным направлением использования буроугольных ГП является также их применение для очистки почвы, грунтовых вод и атмосферы при загрязнении тяжелыми металлами, токсичными летучими веществами и фенолами. Установлено, что ГП связывают их в нетоксичные, малоподвижные комплексы (хелаты) медь и никель, а при промышленных выбросах S-содержащих соединений и фенолов поглощают их, восстанавливают поврежденные листья вплоть до прекращения листопада в промышленных зонах, нормализуют состояние фотосинтетического аппарата, интенсифицируют азотный, фосфорный, калийный и углеводный обмен (Козюкина, 1983). Таким образом, буроугольные ГП в нормальных условиях стимулируют, а в экстремальных нормализуют рост и развитие растений и положительно воздействуют на различные компоненты экосистем.

Интенсификация сельскохозяйственного производства сопровождается увеличением антропогенной нагрузки на почву, что приводит к ее дегумификации и отрицательно влияет на ее физические свойства. Наблюдается уплотнение почвы, разрушение структуры, ухудшение водно-физических свойств, а в аридных районах - вторичное засоление. Проведенные в нашей стране и за рубежом исследования показали, что полученные на основе бурых углей ГП способны оказывать существенное мелиорирующее действие на почвы, изначально обладающие плохими водно-физическими свойствами и деградировавшие в результате интенсивного использования. Большой опыт по применению углегуминовых препаратов в качестве мелиорантов орошаемых черноземов накоплен в Ростовском университете (из-за орошения увеличивается глыбистость черноземов, снижается пористость, наблюдаются процессы оглинивания и слитизации пахотного горизонта). В 1990-1991 гг. были полевые испытания бурого угля

Днепровского бассейна и удобрений на его основе с целью изучения их влияния на водно-физические свойства и продуктивность черноземов. Дозы внесения составили для бурого угля (БУ) 0,5-2,0 т/га, для аммонизированного бурого угля (АБУ) 0,25-1,0 т/га, аммонизированного окисленного бурого угля (АОБУ) - 0,125-0,75 т/га.

Развитие представлений о химической природе и свойствах ГВ вместе с назревшей необходимостью рационального их использования в различных сферах деятельности людей позволяют рассматривать бурый уголь как ценное сырье для производства ГЛ. Технология их получения проста и экологически безопасна, а конечные продукты обладают большим набором ценных качеств. Вне всякого сомнения, наиболее эффективно их использование в сельском хозяйстве в качестве стимуляторов роста растении и органо-минеральных удобрений, которые помимо удобрительных свойств обладают протекторными и мелиорирующими способностями.

В последнее время область применения углегуматов расширилась: положительный эффект от их использования отмечен в различных отраслях медицины, животноводства, техники. Широкое использование ГП тормозит отсутствие однозначных представлений о структуре, химических свойствах и природе физиологической активности их действующего начала ГК. Исследования в области химии ГВ будут открывать новые, оригинальные пути применения углегуматов, т.к. несмотря на уже имеющийся опыт, возможности их изучены далеко не полностью.

7.4. Перспективы и основные направления использования отходов добычи подмосковного угля для производства строительных материалов

На основе экспериментальных и теоретических исследований, проведенных совместно с специалистами горно-строительного факультета ТулГУ, установлены новые и уточнены существующие закономерности

взаимодействия компонентов отходов горно-металлургических и химических предприятий и разработаны экологически рациональные технологии производства строительных материалов и изделий с использованием промышленных отходов, что имеет важное социальное значение для развития Подмосковного угольного бассейна. Также установлены новые и уточнены существующие закономерности динамики образования и утилизации отходов горно-металлургических, теплоэнергетических и химико-техноло-гических предприятий с учетом их токсичности и физико-химических свойств и разработаны методические положения, позволяющие обеспечить экологическую безопасность применения строительных материалов по аэрологическому фактору. Установлено, что физически обоснованным и практически целесообразным является использование методов интегральной газовой динамики для расчета валовых выбросов газов ократирования в атмосферу. Нестационарные одномерные поля концентрации кислорода, проникающего в пористую структуру строительного материала, и концентраций газов, образующихся в данной пористой среде, описываются уравнениями параболического типа в частных производных, представленными в гл. 6.

Наиболее перспективные технические решения, которые можно использовать на любом этапе существования угольной шахты, заключаются в следующем.

1. Сырьевая смесь для изготовления автоклавных изделий. Разработанный состав сырьевой смеси для изготовления автоклавных изделий позволяет повысить пластичность и замедлить скорость процесса твердения смеси. Это достигается тем, что сырьевая смесь для изготовления автоклавных изделий, включающая кварцевый песок, тонкомолотый доменный гранулированный шлак, тонкомолотый феррованадиевый шлак, щелочной активизатор, содержит в качестве щелочного активизатора кубовые остатки от очистки углекислого газа моноэтаноамиловым раствором

и тонкомолотую негашеную известь, при следующем соотношении компонентов, % (по массе):

- тонкомолотый доменный гранулированный шлак 3 … 5;
- тонкомолотый феррованадиевый шлак 9 … 10;
- кубовые остатки от очистки углекислого газа моноэтаноамиловым раствором 0,1 … 0,2;
- тонкомолотая негашенная известь 3,8 … 4,9;
- кварцевый песок - остальное.

2. Вяжущее для изготовления бесцементных бетонных изделий. Разработано вяжущее для изготовления бесцементных бетонных изделий, включающее жидкое стекло, шлак доменный и добавку, отличающееся тем, что, с целью удлинения сроков схватывания, оно содержит в качестве добавки гептан при следующем соотношении компонентов, % (по массе):

- жидкое стекло 20 … 25;
- гептан 0,2 … 0,4;
- доменный шлак – остальное.

3. Способ получения сырьевой смеси для теплоизоляционного гранулированного материала. Предлагаемый способ получения сырьевой смеси для теплоизоляционного гранулированного материала разработан для повышения грануляционной способности сырьевой смеси, обеспечивающей максимальный размер гранул до 20 мм, а также уменьшения гигроскопичности и насыпной плотности сформованных гранул. Сущность способа заключается в следующем. Отход целлюлозно-бумажной промышленности - скоп с плотностью 400 … 500 кг/м^3 перемешивают с известь содержащим отходы в течение 2 .. 3 мин, затем вводят пористый минеральный наполнитель с плотностью 500 … 700 кг/м^3 и перемешивают еще 2 … 3 мин. В качестве минерального наполнителя используют ферромарганцевый гранулированный шлак, песок из брака ячеистых бетонов, песок из шлаковой пемзы, высевки от дробления керамзита или песок горелых отходов угледобычи. В состав гранул входит, % (по массе):

- скоп сухой 12,4 … 16,4;
- минеральный наполнитель 14 … 22;
- отход производства, содержащие известь, 4 … 5;
- остальное - вода.

Сырьевая смесь легко гранулируется, а готовые гранулы имеют среднюю плотность 240 … 398 кг/м^3 и гигроскопичность не больше 14,7 %.

Представленные примеры наглядно иллюстрируют перспективы и основные направления использования отходов добычи подмосковного угля для производства строительных материалов. Очевидно, что такой подход позволяет расширить возможности технологий комплексного освоения недр, т.к. большое количество отходов различных отраслей промышленности переходят в разряд техногенных месторождений, а угольные шахты становятся центром их технологической переработки.

Для региональной системы природопользования, если рассматривать ее как единую развивающуюся путем самоорганизации открытую систему, модель комплексного использования породоугольного комплекса угольных месторождений позволяет охватить громадный диапазон времени и круг явлений, в которые входит технологическая история рассматриваемого предприятия и отрасли в целом. В такой модели постулируется постоянство и инвариантность автомодельного процесса, для которого устанавливаются естественные границы его применимости, и используются минимальные средства для развития непротиворечивой теории. При этом модель предлагает феноменологическое, макроскопическое описание явлений воздействия на среду обитания человека, где суммарный эффект всех факторов нашел свое выражение в кооперативном нелинейном механизме развития. Такое направление оптимизации управления природопользованием представляется нам наиболее перспективным.

Выводы по главе 7

1. В настоящее время очевидно, что необходимость разработки экологически чистых технологий добычи и переработки полезных ископаемых и отходов горного производства в Подмосковном бассейне является одним из основных концептуальных положений его возрождения и рентабельного развития, так как, с одной стороны, шахты оказывают весь комплекс отрицательных воздействий на окружающую природную среду, а с другой стороны существование целого ряда субъектов федерации в Центральном федеральном округе без угольной промышленности проблематично.

2. Технологическая и социальная инфраструктура закрытых шахт акционерного общества “Тулауголь” является основой создания конкурентоспособных энергосырьевых предприятий, так как этому способствуют следующие объективные причины: географическое расположение (центрально-европейская часть Российской Федерации); генетические особенности углеобразования (длительный период углефикации на небольшой глубине); геологические условия залегания разрабатываемых угольных пластов (залегание над мощными пластами гипса, соли и других полезных ископаемых); содержание в зольной части редкоземельных металлов и металлов платиновой группы; высокое содержание гуминовых кислот в органической части углей.

3. Современное политическое и экономическое состояния Российской Федерации, социально-экономические состояния областей Центрального региона России, где расположены угледобывающие предприятия Подмосковного бассейна, свидетельствуют о необходимости угледобычи с использованием моделей комплексного освоения недр.

4. Для региональной системы природопользования, если рассматривать ее как единую развивающуюся путем самоорганизации открытую систему, модель комплексного использования породоугольного комплекса угольных месторождений позволяет охватить громадный диапазон времени и круг

явлений, в которые входит технологическая история рассматриваемого предприятия и отрасли в целом.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Таким образом, на основании экспериментальных и теоретических исследований закономерностей подземной выемки угольных пластов Подмосковного бассейна, тепломассообменных процессов при подземном сжигании угля забалансовых запасов, а также отходов производства и потребления в горных выработках, отработанных шахт, разработаны теоретические положения совокупность, которых является обоснованием геотехнологических принципов и технических средств освоения недр Подмосковного угольного бассейна, обеспечивающих комплексное использования низкокалорийного и высокозольного бурого угля и практическую реализацию геотехнологических методов уничтожения промышленных отходов в подземном пространстве при закрытии шахт, что имеет важное значение экономики России.

Основные выводы монографии заключаются в следующем.

1. Комплексное использование угольных месторождений обеспечивается адаптацией по геомеханическому фактору нетрадиционных для Подмосковного бассейна систем разработок и выбором термодинамических параметров процесса подземного сжигания угля и промышленных и бытовых отходов на основе имитационного моделирования тепломассообменных процессов в системе «горная выработка – угольный пласт – вмещающие породы».

2. При ранжировании геотехнологических требований в современных условиях доминирующим требованием является обеспечение минимальной ресурсоемкости (без снижения уровня промышленной и экологической безопасности), при этом миниминизация ресурсоемкости позволяет выделить группы технологических схем выемки ограниченных запасов угля в условиях форсированного сокращения производственных мощностей при ограниченных ресурсах, меняющихся требованиях к качеству угля и функциональному диапазону технологий.

3. Представлены общие закономерности изменения показателей сжигания в подземных горных выработках смеси бурого угля и твердых бытовых отходов и эффективный режим горения, увязанный с технологическими возможностями (проведение камер, транспортные схемы и т.п.) и установлено, что на 1 кг ТБО, сжигаемого в подземном пространстве, приходится 1,625 кг, что при размещении в шахте от 10,5 до 36,5 т ТБО требует подготовки для сжигания соответственно 17,2 тыс.т и 59,3 тыс.т угля. Тепловая мощность, выделяющаяся при сжигании смеси ТБО и бурого угля, составляет соответственно 6,75 и 23,25 Гкал/ч.

4. При заданных производительностях подземного пространства по размещению ТБО необходимая скорость горения смеси составит 0,881 – 3,038 кг/с, а температура газообразных продуктов горения на выходе из угольного канала составляет 400 - 700 К при этом отклонения от идеального режима горения и связанные с ними добавление горючих газов в продукты подземного сжигания угля и ТБО практически не изменяет материальный баланс процесса и теплофизические свойства продуктов сжигания.

5. Горно-геологическими факторами, определяющими значения физико-химических факторов, влияющих на устойчивость подземного горения угольного пласта, являются обводненность месторождения, тип угля и вмещающих пород, гипсометрия и глубина залегания угольного пласта, наличие карстовых нарушений, а параметрами оптимизации газотеплогенератора являются расстояния между скважинами и рядами скважин; количество воздуха, подаваемого в нагнетательные скважины; перепад давления, развиваемый источниками тяги.

6. Максимальный КПД теплообменника при устойчивом горении угольного пласта обеспечивается если температура газообразных продуктов горения составляет 473-523 К, а расход 20000-50000 $м^3$/ч. Для такого режима работы теплообменника необходимо прогреть угольный пласт на линии всасывающих скважин до температуры не менее 573 К при этом физико-химическими факторами, определяющими интенсивность физико-

химических процессов горения угля являются проницаемость, трещиноватость и влажность угля и вмещающих пород; коэффициент диффузии кислорода; энергия активации, константа скорости окисления угля и тепловой эффект реакции кислорода с углем.

7. Процесс подземного горения угольного пласта моделируется системой уравнений тепломассообмена с учетом закономерности Аррениуса для константы скорости хемосорбции кислорода в огневом забое. Математическая модель комбинированной схемы «Углегаз» должна учитывать трехмерность процесса тепломассообмена и скорость движения огневого забоя, а вмещающие породы можно рассматривать как однородную, изотропную пористую среду.

8. Выбор параметров систем разработки короткими забоями угольных месторождений со слабыми вмещающими породами только на основании имеющегося опыта не представляется возможным, а обилие разнообразных геотехнических ситуаций предполагает к тому же превентивное изменение этих параметров, поэтому необходимо использовать современные теоретические методы исследования поведения вмещающих массивов, обеспечивающие обоснованный выбор параметров систем разработки, опыт применения которых является весьма недостаточным.

9. Ограничивая длину забоев и оставляя целики необходимых размеров, можно, с одной стороны, предотвратить оседание земной поверхности до величин, безопасных для сооружений и природных объектов и, с другой, существенно снизить интенсивность проявлений горного давления в непосредственной близости от очистного забоя.

10. Почвенные глины имеют низкие механические показатели, склонны к интенсивному выдавливанию внутрь выработок, которое усугубляется предрасположением их к набуханию. Коэффициент Пуассона таких пород изменяется в диапазоне от 0,35 до 0,43, верхний предел которого в условиях гидротации достигает 0,46-0,47, а модуль продольной деформации при этом

снижается до 5000-10000 кПа, что предопределяет низкую степень их сопротивляемости внешним воздействиям.

11. При отсутствии бокового распора максимальная просадка целиков находится в диапазоне 175-206 мм; рост просадки практически не зависит от пролета выработки, а вызывается увеличением размеров целиков. Пучения почвы в выработке не происходит; однако просадка целика вызывает также сжатие части обнаженных пород подошвы, которое распространяется на длину около 1,25 м от края целика к центру выработки.

12. Предельное для горных пород значение коэффициента бокового давления вызывает наибольшее пучение почвы выработок и меньшую просадку целика. При этом максимум пучения (минимум просадки) при постоянном пролете выработки предопределяется большим размером целика и ,наоборот, минимум пучения (максимум просадки) - меньшим размером целика.

13. Установленные закономерности напряженного состояния целиков позволяют оптимизировать параметры систем разработки парными камерами в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических факторов, характерных для условий отработки месторождений с устойчивыми кровлями.

14. Для региональной системы природопользования, если рассматривать ее как единую развивающуюся путем самоорганизации открытую систему, модель комплексного использования породоугольного комплекса угольных месторождений позволяет охватить громадный диапазон времени и круг явлений, в которые входит технологическая история рассматриваемого предприятия и отрасли в целом. Современное политическое и экономическое состояния Российской Федерации, социально-экономические состояния областей Центрального региона России, где расположены угледобывающие предприятия Подмосковного бассейна, свидетельствуют о необходимости угледобычи с использованием моделей комплексного освоения недр.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамкин Н.И., Дородний А.В., Бухарбаев И.У. АНАЛИЗ ИНТЕГРИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ. - Уголь. 2019. № 1 (1114). С. 40-45.

2. Абрамкин Н.И., Мирошниченко К.С., Дородний А.В. ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ СПОСОБОВ УТИЛИЗАЦИИ И ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ ПРИ ПЕРСПЕКТИВНОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ МЕТОДОВ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № 1. С. 83-91.

3. Абрамкин Н.И., Местоева Х.Х., Местоев И.Х. ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ИНТЕГРИРОВАННОЙ ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № S47. С. 3-12.

4. Абрамкин Н.И., Фам Д.Т. ОБОСНОВАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА НАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ В ГОРНО- ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ НА ШАХТЕ "КУАНГХАНЬ".- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 1. С. 202-209.

5. Абрамкин Н.И., Абрамкина А.Н., Ващенко К.С. ОСНОВНЫЕ АСПЕКТЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БАЙЕСОВСКОГО ПОДХОДА ПРИ МОНИТОРИНГЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ УГОЛЬНЫХ ШАХТ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № 7. С. 5-10.

6. Абрамкин Н.И., Лапшин А.В. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗКИ НА МЕЖСКВАЖИННЫЕ И ОПОРНЫЕ УГОЛЬНЫЕ ЦЕЛИКИ ПРИ

БУРОШНЕКОВОЙ ВЫЕМКЕ ПОДРАБОТАННЫХ ПЛАСТОВ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2013. № 10. С. 5-10.

7. Абрамкин Н.И., Сергеев С.В. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ ТЕХНИЧЕСКОГО ЗАДАНИЯ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2013. № S3-1. С. 48-60.

8. Абрамкин Н.И., Захарова Р.А., Абрамкина А.Н. МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО И ЭКОНОМИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2012. № 2. С. 276-282.

9. Абрамкин Н.И., Постников В.И., Агафонов В.В., Оганесян А.С. МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО И ЭКОНОМИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2011. № S4-14. С. 24-30.

10. Абрамов А.К., Ефимов В.И. ПРОИЗВОДСТВО ЗАПОЛНИТЕЛЕЙ ДЛЯ ЛЕГКИХ БЕТОНОВ ИЗ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2013. № 2. С. 95-102.

11. Абрамов А.К., Ефимов В.И., Никулин И.Б. АГЛОПОРИТ, ПОЛУЧЕННЫЙ ИЗ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ, КАК ЗАПОЛНИТЕЛЬ ДЛЯ ЛЕГКИХ БЕТОНОВ.- Научный вестник Московского государственного горного университета. 2013. № 11. С. 3-11.

12. Александров И.В., Коссов И.И., Бурнов П.А., Жигмид Д., Отгонбояр Д. Гуминовые вещества бурых углей как мелиоранты солончаковых почв.// Гуминовые вещества в биосфере. М., 1993. с. 174-178.

13. Александров И.В., Коссов И.И., Камнева А.И. Мелиорация солончаковых почв модифицированными бурыми углями.// Химия твердого топлива, 1988, №1, с. 49-53.

14. Алексеев Г.Ф., Ефимов В.И., Качурин Н.М., Стась Г.В., Корчагина Т.В., Мельник В.В., Абрамкин Н.И., Виткалов В.Г. ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ КРУТОГО ЗАЛЕГАНИЯ. ТЕОРИЯ. ПРАКТИКА. - Коллективная монография / Кемерово, 2019.

15. Аляутдинова Р.Х. Состав, свойства и практическое применение гуминовых кислот бурых углей Канско-Ачинского и Подмосковного бассейнов. Автореф. Лисе, на сопок. уч. ст. канд. хим. наук. Москва, 1990, 22 с.

16. Аннаева Г., Аганижиев Д., Наматов Б. Влияние углегумата аммония на продуктивность тонковолокнистого хлопчатника в условиях производственного испытания.// Изв. АН ТССР. Серия биологических наук, 1989, №4, с. 54-55.

17. Апраксина С.М., Дуленко В.И., Думбай И.Н. Испытания на физиологическую активность гуматов из бурого угля.// Перспективы использования угля и продуктов его переработки в народном хозяйстве. Донецк, 1985, с. 63.

18. Баскаков В.П., Ефимов В.И. УПРАВЛЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТЬЮ ТРУДА. ОЦЕНКА РИСКОВ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2013. № 1. С. 32-45.

19. Баскаков В.П., Ефимов В.И. ДЕГАЗАЦИЯ ПЛАСТОВ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА ООО «ШАХТА «КРАСНОГОРСКАЯ». - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2011. № 1. С. 35-41.

20. Баскаков В.П., Ефимов В.И., Багимова Н.А. ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ МЕХАНИЗМ ОЦЕНКИ НАПРАВЛЕНИЙ И ВЫБОРА ВАРИАНТОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ГИДРОДОБЫЧИ УГЛЯ.- В

сборнике: Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. сборник научных статей. Под общей редакцией В.Н. Фрянова. 2011. С. 156-160.

21. Баскаков В.П., Ефимов В.И., Сенаторов Г.В. ФОРМИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ОХРАНОЙ ТРУДА И ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТЬЮ НА ОСНОВЕ УПРАВЛЕНИЯ РИСКАМИ. - Безопасность труда в промышленности. 2008. № 9. С. 60-64.

22. Баранов **В.С.** Глинистые растворы для бурения скважин в осложненных условиях. М., Гослитиздат, 1955.

23. Баталкин Г.А., Галушке А.М., Махно Л.Ю., Христова Л.А. О природе действующего начала физиологически активных гуминовых кислот.// Тр. Междунар. симп. V и 11 Комисс. МТО "торф, его свойства и перспективы его применения". Минск, 1982, с. 115-117.

24. Бекярова Е.Е., Шапов Г.К., Сомналиев Д.П., Джамбазов С.П. Гуматы натрия как активатор для повышения прочности каолина.//Биологические науки, №10, 1991, с. 95-98.

25. Белогрудов И.Г., Сокрут В.И. Влияние гумата натрия на общее состояние организма телят, их рост и устойчивость к желудочно-кишечным заболеваниям.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 120-123.

26. Беселия Л., Коходзе А. Гербициды и гумат натрия на табачных плантациях.// Защита растений, 1993, №7, с. 17.

27. Бижанов А.М., Курунов И.Ф., Ивонин Д.В., Ефимов В.И. СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЕ В БРИКЕТАХ ЭКСТРУЗИИ (БРЭКСАХ) ИЗ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2013. № 2. С. 102-112.

28. Бобырь Л.Ф. Влияние физиологически активных гумусовых веществ на фотосинтетические процессы у растений. Автореф. Лисе, на соиск. уч. ст. канд. биол. наук. Кишинев, 1984, 24 с.

29. Бурошнековая выемка угля / П.Е. Левчиков, В.И. Медников, Г.В. Дьяченко и др. - Киев, Техника, 1982.

30. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Ковальчук А.Б. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. М.: Недра. 1978.

31. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк И.Л. Процессы подземных горных работ. Учебник для вузов. М.: Недра, 1982. - 423 с.Булгакова М.Г., Приходько Л.А. Снижение ингибирующего действия гербицидов на чувствительные к нему культуры физиологически активными к нему веществами гумусовой природы.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 14-18.

32. Булгакова М.П., Казакова В.И. Удобрения снижают фитотоксичность атразина.// Защита растений, 1990, №2, с. 20-21.

33. Васючков Ю.Ф., Мельник В.В., Абрамкин Н.И., Савин И.И. - ГАЗОВОЕ УГЛЕВОДОРОДНОЕ ТОПЛИВО ИЗ УГЛЯ - БУДУЩАЯ ОСНОВА ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГЕТИКИ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 4. С. 131-140.

34. Вафина Ф.Г. Эффективность применения физиологически активных веществ гумусовой природы в условиях Таджикистана.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 39-42.

35. Гирина Л.В. Получение и модификация гуматов в механохимических процессах. Автореф. Лисе, на сопок уч. ст. канд. техн. наук. Донецк, 1990, 17 с.

36. Голик В.И., Сарычев В.И., Абрамкин Н.И., Сафронов В.П. ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ГИДРОТРАНСПОРТА ХВОСТОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 3. С. 150-158.

37. Голик В.И., Разоренов Ю.И., Захаров Е.И., Абрамкин Н.И. ОСВОЕНИЕ ЗАБАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД. -

Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 3. С. 158-170.

38. Гоник Г.Е., Кравцов А.М. Эффективность применения гумата натрия под предпосевную культивацию почвы при возделывании сахарной свеклы.// Кубанский сельскохозяйственный институт. Госагропром СССР. Краснодар, 1986, 6 с.

39. Горное дело. Энциклопедический справочник. Т.5. М.: Углетехиздат, 1958. - 448 с.Горовая А.И. Роль физиологически активных гуминовых веществ в адаптации растений к действию ионизирующей радиации и пестицидов.// Гуминовые вещества в биосфере. М., 1993, с. 144-151.

40. Горовая А.И. Роль физиологиччески активных веществ гумусовой природы в повышениии устойчивости растений к действию пестицидов.// Биологические науки, 1988, №7, с. 15-16.

41. Горовая А.И., Хлызина Н.В. Влияние гумусовых препаратов на репарацию гамма-индуцированных однонитиевых разрывов ДНК.// Сельскохозяйственная радиобиология: межвузовский сб. науч. тр. Кишинев. с.-х. ин-та. Кишинев, 1989, с. 39-45.

42. Грановская В.П., Калашник В.И. Влияние гумата натрия на темп роста карпа, выращиваемого в садках на теплых водах Приднепровской ГРЭС.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения, 1983, т. 9, с.112-114.

43. Грибан В.Г. Влияние гумата натрия на энергетические тканевые процессы, рост, развитие и сохранность крупного рогатого скота в условиях промышленного комплекса.// Тез. докл. респ. науч.-практ. конф. "Ветеринарные проблемы промышленного животноводства". Ч. 2, Белая Церковь, 1985, с. 21.

44. Гридин В.Г., Ефимов В.И., Корчагина Т.В. ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ЭКОЛОГОЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ

МОНОГОРОДОВ КУЗБАССА. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2014. № 3. С. 221-224.

45. Гридин В.Г., Баскаков В.П., Ефимов В.И., Корчагина Т.В. РАЗВИТИЕ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ В МОНОГОРОДАХ КУЗБАССА.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2011. № 1. С. 6-10.

46. Гридин В.Г., Ефимов В.И. МОНИТОРИНГ КАЧЕСТВА ВОЗДУШНОГО ПРОСТРАНСТВА В КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2008. № 1. С. 231-236.

47. Гридин В.Г., Ефимов В.И. 40 ВОПРОСОВ ПО ЭКОЛОГИИ основы Экологии / Москва, 2007.

48. Гридин В.Г., Ефимов В.И. ПРОИЗВОДСТВО И ОКРУЖАЮЩАЯ СРЕДА. Лекции по курсу "Производство и окружающая среда" / Москва, 2007.

49. Гридин В.Г., Ефимов В.И., Агеева И.В. ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ - СЕРИЯ: «НАУКИ О ЗЕМЛЕ».- Известия Тульского государственного университета. Серия: Математика. Механика. Информатика. 2007. Т. 1. С. 50.

50. Гридин В.Г., Ефимов В.И РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ, ОТРАБАТЫВАЕМЫХ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫМИ ОЧИСТНЫМИ МЕХАНИЗИРОВАННЫМИ КОМПЛЕКСАМИ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2007. Т. 1. С. 25.

51. Гридин В.Г., Ефимов В.И., Чамкина Т.И. ПОКАЗАТЕЛИ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2006. № 2. С. 3.

52. Гридин В.Г., Ефимов В.И., Семенов В.В. РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ, ОТРАБАТЫВАЕМЫХ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫМИ ОЧИСТНЫМИ МЕХАНИЗИРОВАННЫМИ КОМПЛЕКСАМИ.-СЕРИЯ: «НАУКИ О ЗЕМЛЕ» .- Известия Тульского государственного университета. Серия: Математика. Механика. Информатика. 2007. Т. 1. С. 25.

53. Гридин В.А., Ефимов В.И., Стоянова И.А., Харченко В.А. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВА РАЗВИТИЯ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ КУЗБАССА.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2006. № 9. С. 136-139.

54. Гридин В.Г., Ефимов В.И. ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ УГЛЯ В КУЗНЕЦКОМ БАССЕЙНЕ. -УЧЕБНО-НАУЧНЫЙ ЦЕНТР РАЦИОНАЛЬНОГО ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЯ В ТУЛЬСКОЙ ОБЛАСТИ. -СЕРИЯ: ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В РЕШЕНИИ РЕГИОНАЛЬНЫХ ПРОБЛЕМ -МОСКВА-ТУЛА.- Известия Тульского государственного университета. Серия: Математика. Механика. Информатика. 2005. Т. 2. С. 197.

55. Гулько А.Е. Выделение из почвы гуминовых кислот, обладающих оксидазной активностью.// Гуминовые вещества в биосфере, М., 1993, с. 221-227.

56. Гульке А.Е., Хазиев Ф.К. Некоторые свойства гумус-пероксидазного комплекса.// Почвоведение, 1990, №2, с. 30-36.

57. Екатеринина Л.Н., Мотовитлова Л.В., Аляутдинова Р.Х., Родэ В.В. Гуминовые препараты из углей для повышения урожайности сельскохозйственных культур. М., 1989, 87 с.

58. Ефимов В.И., Абрамкин Н.И., Стась П.П. ОТРАБОТКА КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2019. № 4. С. 20-29.

59. Ефимов В.И., Хмелинский А.А., Мефодьев С.Н. СОВРЕМЕННЫЕ ПОДХОДЫ К КОМПОНОВКЕ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ДОБЫЧИ УГЛЯ НА ПОЛОГИХ ПЛАСТАХ. - Уголь. 2019. № 6 (1119). С. 36-40.

60. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Рыбак Л.Л., Ефимова Н.В. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОЛИМЕРНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ОБЕЗЗАРАЖИВАНИЯ СТОЧНЫХ ВОД. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2019. № 1. С. 3-9.

61. Ефимов В.И., Попов С.М., Корчагина Т.В. МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕМБРАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПО ОЧИСТКЕ ШАХТНЫХ ВОД В УСЛОВИЯХ ВОСТОЧНОГО ДОНБАССА - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2019. № 2. С. 51-61.

62. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Попов А.И., Музафаров Г.Г. ОПЫТ ОТРАБОТКИ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ. - Уголь. 2018. № 6 (1107). С. 12-20.

63. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Колычев А.С., Митичкин С.И. ПУТИ РЕШЕНИЯ ИННОВАЦИОННЫХ ЗАДАЧ В УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ. - Уголь. 2018. № 4 (1105). С. 22-25.

64. Ефимов В.И., Федяев П.М., Корчагина Т.В., Митичкин С.И. РАЦИОНАЛИЗАЦИЯ И ИЗОБРЕТАТЕЛЬСТВО. -Кемерово, 2018.

65. Ефимов В.И., Бондаренко А.В. ОСОБЕННОСТИ УПРАВЛЕНИЯ ПЕРСОНАЛОМ ПРИ СОЗДАНИИ УСЛОВИЙ ДЛЯ ЭФФЕКТИВНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЙ. - Монография / Кемерово, 2018.

66. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Антонов А.И. К ВОПРОСУ ПЕРЕРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ. - Уголь. 2018. Т. 1103. № 2. С. 77-80.

67. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Свинаренко С.А., Рябов Г.Г. СПОСОБ ОЧИСТКИ ШАХТНЫХ ВОД - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 3. С. 36-42.

68. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Колычев А.С., Митичкин С.И. ПУТИ РЕШЕНИЯ ИННОВАЦИОННЫХ ЗАДАЧ В УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ. - Уголь. 2018. № 4 (1105). С. 22-25.

69. Ефимов В.И., Попов С.М., Коробова О.С., Ефимова Н.В. ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЙ РЕГИОН КАК ОБЪЕКТ МОНИТОРИНГА ВЫБРОСОВ ПАРНИКОВЫХ ГАЗОВ - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 2. С. 39-48.

70. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Антонов А.И., Сарычев В.И. КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ В ТОВАРНУЮ ПРОДУКЦИЮ - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 3. С. 42-48.

71. Баскаков В.П., Ефимов В.И., Сенаторов Г.В. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ РИСКОВ АВАРИЙ, ИНЦИДЕНТОВ И НЕСЧАСТНЫХ СЛУЧАЕВ НА ПРОИЗВОДСТВЕ - Охрана труда и техника безопасности на промышленных предприятиях. 2018. № 9. С. 43-48.

72. Ефимов В.И., Попов С.М., Федяев П.М., Ефимова Н.В. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕРРИТОРИАЛЬНЫХ ГРАНИЦ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ПРОДУКЦИИ ИЗ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ. - В сборнике: Эколого-экономические проблемы развития регионов и страны (устойчивое развитие, управление, природопользование). Материалы 14-й Международной научно-практической конференции Российского общества экологической экономики. 2017. С. 253-260.

73. Ефимов В.И., Минибаев Р.Р., Корчагина Т.В., Свинаренко С.А. К ВОПРОСУ СНИЖЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ НА ВОДНЫЕ РЕСУРСЫ. - Уголь. 2017. № 6 (1095). С. 62-64.

74. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Свинаренко С.А. ОБЕЗЗАРАЖИВАНИЕ СТОЧНЫХ ВОД С ПОМОЩЬЮ ПОЛИМЕРНЫХ РЕАГЕНТОВ. - Уголь. 2017. № 12 (1101). С. 64-68.

75. Ефимов В.И., Минибаев Р.Р., Корчагина Т.В., Новикова Я.А. К ВОПРОСУ МИНИМИЗАЦИИ НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ.- Уголь. 2017. № 1 (1090). С. 66-68.

76. Ефимов В.И., Попов С.М., Ефимова Н.В., Корчагина Т.В. ЭМИССИЯ МЕТАНА НА ПОВЕРХНОСТЬ ИЗ ЗАКРЫТЫХ ЗАТОПЛЕННЫХ ШАХТ. - Горный журнал. 2017. № 10. С. 56-60.

77. Ефимов В.И., Попов С.М., Корчагина Т.В., Ефимова Н.В. ГОРНО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ ЛИКВИДИРУЕМЫХ ШАХТ КУЗБАССА. - Горный журнал. 2017. № 12. С. 91-94.

78. Ефимов В.И., Федяев П.М РОЛЬ ИНСТРУМЕНТОВ ГОСУДАРСТВЕННО- ЧАСТНОГО ПАРТНЕРСТВА ДЛЯ ПРИВЛЕЧЕНИЯ ИННОВАЦИЙ В ПРИРОДООХРАННУЮ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 3. С. 74-81.

79. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. К ВОПРОСУ ОБРАЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ОТ ПРЕДПРИЯТИЙ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ В КУЗБАССЕ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 1. С. 85-96.

80. Ефимов В.И., Жабин А.Б., Стась Г.В. АЭРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА РАДОНОВУЮ ОПАСНОСТЬ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ. - Записки Горного института. 2017. Т. 223. С. 109-115.

81. Ефимов В.И., Панарин В.И., Фатуев В.А., Пушкарев А.Е. ОЦЕНКА УРОВНЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНОЙ

ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ОТЕЧЕСТВЕННОГО ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 4. С. 121-13.

82. Ефимов В.И., Коробова О.С., Попов С.М., Ефимова Н.В. МЕТОДОЛОГИЧЕСКИЙ ПОДХОД К МОДЕЛИРОВАНИЮ ПРОЦЕССОВ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЯ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 4. С. 18-27.

83. Ефимов В.И., Попов С.М., Головин К.А., Копылов А.Б. ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЕ ОТХОДЫ: ТИПЫ ПОТРЕБИТЕЛЬСКИХ РЫНКОВ И ОЦЕНКА СТЕПЕНИ СООТВЕТСТВИЯ ИХ РАЗЛИЧНЫМ ВИДАМ ПРОДУКЦИИ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 3. С. 223-231.

84. Ефимов В.И., Минибаев Р.Р., Корчагина Т.В., Воронкова Ю.А. МИНИМИЗАЦИЯ АНТРОПОГЕННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ВОДНЫЕ ОБЪЕКТЫ ПРЕДПРИЯТИЯМИ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 3. С. 26-31.

85. Ефимов В.И., Попов С.М., Федяев П.М., Ефимова Н.В. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ СПОСОБОВ ВОВЛЕЧЕНИЯ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ В ХОЗЯЙСТВЕННУЮ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ РЕГИОНОВ. - Тула, 2016.

86. Ефимов В.И., Митичкин С.И. УПРАВЛЕНИЕ РАЦИОНАЛИЗАТОРСКОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬЮ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ АО ХК «СДС-УГОЛЬ».- Уголь. 2016. № 4 (1081). С. 20-22.

87. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. ПРОБЛЕМЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КОНСЕРВАЦИИ (ЛИКВИДАЦИИ) ШАХТ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО РАЙОНА КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 18-24.

88. Ефимов В.И., Попов С.М., Калачёва Л.В. ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ ПОДГОТОВКИ КАДРОВ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ С УЧЕТОМ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ ОТРАСЛИ И ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО ИХ РЕШЕНИЮ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 179-183.

89. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ЭТАПОВ И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТИ ПРОЦЕССА КОНСЕРВАЦИИ ШАХТ И ОСНОВНЫХ АСПЕКТОВ, РЕГУЛИРУЕМЫХ НОРМАТИВНЫМИ АКТАМИ В ДАННОЙ ОБЛАСТИ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 183-189.

90. Ефимов В.И., Попов С.М., Федяев П.М. ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ГОСУДАРСТВА И ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО БИЗНЕСА ПРИ ВНЕДРЕНИИ ИННОВАЦИОННЫХ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ В КРИЗИСНЫХ УСЛОВИЯХ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 4. С. 24-31.

91. Ефимов В.И., Рыбак В.Л., Мосина Е.К., Перелыгин И.А., Перелыгина Я.А. ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ УГОЛЬНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ. - Экономика XXI века: инновации, инвестиции, образование. 2016. Т. 4. № 1. С. 46-53.

92. Ефимов В.И., Попов С.М., Федяев П.М. ФОРМИРОВАНИЕ ЭКОНОМИКО-ПРАВОВЫХ ИНСТРУМЕНТОВ ГОСУДАРСТВЕННО-ЧАСТНОГО ПАРТНЕРСТВА ДЛЯ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ КУЗБАССА В УСЛОВИЯХ КРИЗИСА.- Тула, 2015.

93. Ефимов В.И., Попов С.М., Федяев П.М. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ ПОДГОТОВКИ КАДРОВ С УЧЕТОМ ПЕРСПЕКТИВ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ.- В сборнике: ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ОБРАЗОВАНИЯ,

СОВРЕМЕННЫЕ ИННОВАЦИИ В НАУКЕ И ПРОИЗВОДСТВЕ. Сборник трудов Международной научно-практической конференции. 2015. С. 122-124.

94. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. К ВОПРОСУ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КОНСЕРВАЦИИ (ЛИКВИДАЦИИ) НЕЭФФЕКТИВНЫХ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРОИЗВОДСТВ. -Уголь. 2015. Т. 1073. № 8. С. 102-106.

95. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. АКТУАЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КОНСЕРВАЦИИ (ЛИКВИДАЦИИ) НЕЭФФЕКТИВНЫХ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРОИЗВОДСТВ НА ПРИМЕРЕ ШАХТ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО РАЙОНА КУЗБАССА. - Уголь. 2015. № 4. С. 72-75.

96. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Митичкин С.И. ПЕРСПЕКТИВЫ ДОБЫЧИ И УТИЛИЗАЦИЯ ШАХТНОГО МЕТАНА ЗАКРЫТЫХ ШАХТ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУЗБАССА.- Наука и техника в газовой промышленности. 2015. № 2 (62). С. 12-17.

97. Ефимов В.И., Сидоров Р.В. ТЕХНИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ДОБЫЧИ И УТИЛИЗАЦИИ УГОЛЬНОГО МЕТАНА ИЗ ОТРАБОТАННЫХ УЧАСТКОВ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 4. С. 100-107.

98. Ефимов В.И., Никулин И.Б., Рябов Г.Г. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ УГЛЯ В КУЗНЕЦКОМ БАССЕЙНЕ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 1. С. 101-108.

99. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Никулин И.В. ОЦЕНКА ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОБЫЧИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 1. С. 109-112.

100. Ефимов В.И., Лермонтов Ю.С., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. МОНИТОРИНГ ЛИКВИДИРУЕМЫХ ШАХТ КУЗНЕЦКОГО УГОЛЬНОГО БАССЕЙНА. - Уголь. 2015. № 9 (1074). С. 79-84.

101. Ефимов В.И., Лермонтов Ю.С., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. ГОРНО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ КАК ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ ОЦЕНКИ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ЗАКРЫТИЯ ШАХТ.- Безопасность труда в промышленности. 2015. № 5. С. 42-44.

102. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Митичкин С.И. ПЕРСПЕКТИВЫ ДОБЫЧИ И УТИЛИЗАЦИЯ ШАХТНОГО МЕТАНА ЗАКРЫТЫХ ШАХТ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУЗБАССА.- Наука и техника в газовой промышленности. 2015. № 2 (62). С. 12-17.

103. Ефимов В.И., Сидоров Р.В. ТЕХНИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ДОБЫЧИ И УТИЛИЗАЦИИ УГОЛЬНОГО МЕТАНА ИЗ ОТРАБОТАННЫХ УЧАСТКОВ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 4. С. 100-107.

104. Ефимов В.И., Никулин И.Б., Рябов Г.Г. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ УГЛЯ В КУЗНЕЦКОМ БАССЕЙНЕ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 1. С. 101-108.

105. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Никулин И.В. ОЦЕНКА ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОБЫЧИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 1. С. 109-112.

106. Ефимов В.И., Федяев П.М. ФОРМИРОВАНИЕ ИНСТРУМЕНТОВ ГОСУДАРСТВЕННО-ЧАСТНОГО ПАРТНЕРСТВА В ОБЛАСТИ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ ПРИРОДООХРАННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ В УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ РФ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 4. С. 136-140.

107. Ефимов В.И., Лермонтов Ю.С., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПОСЛЕДСТВИЯ ЗАКРЫТИЯ ШАХТ В КУЗБАССЕ И ИХ МОНИТОРИНГ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 4. С. 3-12.

108. Ефимов В.И., Факторович В.В., Рыбак В.Л., Мосина Е.К. ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ УГОЛЬНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 3. С. 3-14.

109. Ефимов В.И., Федорова Е.А., Никулин И.Б. ПЕРСПЕКТИВЫ ЭКОНОМИЧЕСКИ ЭФФЕКТИВНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ В РОССИИ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 2. С. 90-100.

110. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. ОБРАЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ОТ ПРЕДПРИЯТИЙ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ НА ТЕРРИТОРИИ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ.- Уголь. 2015. № 12 (1077). С. 73-76.

111. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В., Дятлова Г.А. ВОЗДЕЙСТВИЕ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ КАМЕННОГО УГЛЯ НА КАЧЕСТВО АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА (НА ПРИМЕРЕ ООО «ШАХТА «ЛИСТВЯЖНАЯ») .- Уголь. 2015. № 11 (1076). С. 80-83.

112. Ефимов В.И., Митичкин С.И., Рыбак В.Л., Рыбак Л.Л. БРИКЕТЫ ИЗ ОТХОДОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК.- В сборнике: Перспективы инновационного развития угольных регионов России. Сборник трудов IV Международная научно-практическая конференция. Редакционная коллегия: Пудов Е.Ю. (ответственный редактор), Клаус О.А. (ответственный редактор), Бершполец С.И., Конопля А.А.. 2014. С. 17-19.

113. Ефимов В.И., Гушинец В.А., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. ОЦЕНКА ПОТЕНЦИАЛЬНЫХ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ПРИ

ПРОЕКТИРОВАНИИ КОНСЕРВАЦИИ ШАХТЫ.- Уголь. 2014. № 10 (1063). С. 100-104.

114. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. ООО «ПРОКОПГИПРОУГОЛЬ»: К НОВЫМ ГОРИЗОНТАМ! .- Уголь. 2014. № 5 (1058). С. 64-65.

115. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. АНАЛИЗ ПРОБЛЕМ НОРМАТИВНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ ПО ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ УГЛЯ.- Уголь. 2014. № 3. С. 86-88.

116. Ефимов В.И., Сидоров Р.В., Корчагина Т.В. ПРОГНОЗНАЯ ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ КУЗБАССА.- Уголь. 2014. № 12. С. 90-91.

117. Ефимов В.И., Никулин И.Б., Рыбак В.Л. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ И ОПТИМИЗАЦИЯ РЕСУРСОВ ПО ЭКОЛОГИЧЕСКОМУ ФАКТОРУ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2014. № 1. С. 85-95.

118. Ефимов В.И. ПРОБЛЕМЫ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ООО «ОБЪЕДИНЕНИЕ ПРОКОПЬЕВСКУГОЛЬ».- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2013. № 2. С. 118-129.

119. Ефимов В.И., Вибе Ю.В. БОРЬБА С ПОДЗЕМНЫМИ ПОЖАРАМИ ПУТЕМ ИНЕРТИЗАЦИИ ВЫРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ НА ШАХТАХ ООО «ОБЪЕДИНЕНИЕ «ПРОКОПЬЕВСКУГОЛЬ».- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2013. №2. С. 29-41.

120. Ефимов В.И., Сухарев Г.В. АНАЛИЗ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ГОРОДЕ ПРОКОПЬЕВСКЕ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2013. № 2. С. 57-77.

121. Ефимов В.И., Сухарев Г.В ПРОБЛЕМЫ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ООО

«ОБЪЕДИНЕНИЕ ПРОКОПЬЕВСКУГОЛЬ» -ИЗВЕСТИЯ ТУЛГУ/.. - Науки о Земле. 2013. № 2. С. 29.

122. Ефимов В.И., Никулин И.Б. ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА НАПРАВЛЕНИЙ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2013. № 3. С. 148.

123. Ефимов В.И., Попов С.М., Харченко В.А. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ГИДРОДОБЫЧИ УГЛЯ. - Москва, 2012.

124. Ефимов В.И., Рыбак Л.В. ПРОИЗВОДСТВО И ОКРУЖАЮЩАЯ СРЕДА.- Москва, 2012.

125. Ефимов В.И. ВЫБОР ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДЛЯ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ВАРИАНТОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ГИДРОДОБЫЧИ УГЛЯ.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 1. С. 165-171.

126. Ефимов В.И., Рыбак Л.В. АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ УГЛЕДОБЫЧИ В УРБАНИЗИРОВАННЫХ ТЕРРИТОРИЯХ РОССИИ.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 2. С. 249-255.

127. Ефимов В.И., Никулин И.Б. ИЗГОТОВЛЕНИЕ БРИКЕТОВ ИЗ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № S-4-10. С. 26-32.

128. Гридин В.Г., Перников В.В., Ефимов В.И. МЕХАНИЗМ ВЫБОРА ЭФФЕКТИВНОГО ВАРИАНТА РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ НА ПЕРСПЕКТИВНЫЙ ПЕРИОД.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 2. С. 371-373.

129. Ефимов В.И., Рыбак Л.В., Баскаков В.П. УТИЛИЗАЦИИ ШАХТНОГО МЕТАНА ИЗ ДЕЙСТВУЮЩИХ ШАХТ ООО «ОБЪЕДИНЕНИЕ «ПРОКОПЬЕВСКУГОЛЬ» .- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2011. № 1. С. 47-52.

130. Ефимов В.И., Мясков А.В., Петров И.В., Савон Д.Ю., Стоянова И.А., Умнов В.А. ПРОИЗВОДСТВО И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ: ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ, ЭКОНОМИЧЕСКИЙ И ПРАВОВОЙ АСПЕКТ. - Учебное пособие / Москва, 2011.

131. Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Перников В.В. ПРОГНОЗНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ТЕХНОГЕННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ООО «ОБЪЕДИНЕНИЕ ПРОКОПЬЕВСКУГОЛЬ» И КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ.- Уголь. 2011. № 3 (1019). С. 70-71.

132. Ефимов В.И. ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ОЦЕНКИ ВАРИАНТОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ГИДРОДОБЫЧИ УГЛЯ.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2011. № 12. С. 271-276.

133. Ефимов В.И., Карначёв И.П. СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ УРОВНЯ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА ПО КРИТЕРИЯМ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ТРАВМАТИЗМА НА ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2011. № 2. С. 68-73.

134. Ефимов В.И., Петров И.В., Рыбак Л.В., Стоянова И.А. СОСТОЯНИЕ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ И ВОЗДЕЙСТВИЕ АНТРОПОГЕННЫХ ФАКТОРОВ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ УРБАНИЗИРОВАННЫХ ТЕРРИТОРИЙ КУЗБАССА (АНАЛИЗ ЗА 2007 Г.) .- Москва, 2009.

135. Ефимов В.И., Рыбак Л.В. УПРАВЛЕНИЕ ПЕРСОНАЛОМ.- Учебное пособие / Москва, 2009.

136. Ефимов В.И., Перников В.В. ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОЙ СХЕМЫ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНОЙ ЗАЛЕЖИ РАЗРЕЗА «КИСЕЛЕВСКИЙ» .- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2009. Т. 6. № 12. С. 82-84.

137. Ефимов В.И., Петров И.В., Рыбак Л.В., Стоянова И.А. АНАЛИЗ ВОЗДЕЙСТВИЯ АНТРОПОГЕННЫХ ФАКТОРОВ НА СОСТОЯНИЕ УРБАНИЗИРОВАННЫХ ТЕРРИТОРИЙ И ОКРУЖАЮЩЕЙ ПРИРОДНОЙ СРЕДЫ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ В 2006 ГОДУ.- Москва, 2008.

138. Ефимов В.И., Гридин В.Г., Стоянова И.А., Харченко В.А СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ КУЗБАССА. - Горный информационно-аналитический бюллетень. 2006. № 9. С. 136.

139. Ефимов В.И. ОСНОВЫ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЯ.- Учебное пособие / Москва, 2004.

140. Ефимов В.И., Поляков В.В., Корчагина Т.В. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПЛАТЕЖИ КАК ИНСТРУМЕНТ ЭКОНОМИЧЕСКОГО МЕХАНИЗМА РЕГУЛИРОВАНИЯ ОХРАНЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ КУЗБАССА.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2003. Т. П. С. 10.

141. Ефимов В.И., Поляков В.В., Корчагина Т.В. РОЛЬ И ЗАДАЧИ ПРИРОДООХРАННЫХ РАБОТ В УГЛЕДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2003. Т. П. С. 3.

142. Ефимов В.И., Дмитриев В.В., Корчагина Т.В. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ЕРУНАКОВСКОГО УГОЛЬНОГО РАЙОНА.- Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2003. № 8. С. 33.

143. Ефимов В.И. ДИНАМИКА ОХРАНЫ ТРУДА В УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ. Уголь. 2002. № 4. С. 54.

144. Ефимова Н.В. АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ И ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ ДОБЫЧИ, ОБОГАЩЕНИЯ И ЭКОЛОГИИ ПОТРЕБЛЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ В РОССИИ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 1. С. 83-91.

145. Ефимова Н.В. ПРИНЯТИЕ И РЕАЛИЗАЦИЯ УПРАВЛЕНЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ. - В книге: Менеджмент. Конина Н.Ю., Ефимова Н.В., Загребельная Н.С., Ноздрева Р.Б., Соколова М.И. Москва, 2016. С. 147-175.

146. Еценкова Е.В. Влияние бурого угля и углегуматов на почвы Ростовской области. Автореф. Лисе, на соиск. уч. ст. канд. биол. наук. МГУ им. М.В. Ломоносова, фак. почвоведения. М., 1993. 23 с.

147. Жарина Л.В., Степченко Л.М. Содержание свободных аминокислот в тканях цыплят- бройлеров при введении в рацион гумата натрия.// Биологические науки, 1991 , № 10, с. 147- 151 .

148. Жмакова Н.А. Окисление торфа в щелочной среде и технологические основы получения биологически активных препаратов для растениеводсттва. Автореф. Лисе, на соиск. уч. ст. канд. техн. наук. Минск, 1996, 190.

149. Иванов И.К., Коновалов Н.Г., Архипов А.С., Мариец А.А., Степченко Л.М., Павличенко В.И., Тихонов Л.В., Нестеренко О.И., Грицан Н.П., Охрименко Г.А. Гумат натрия как средство повышения общей резистентности организма и профилактика желудочно-кишечных заболеваний телят в условиях промышленной технологии.// Тез. докл. респ.науч.-практ. конф. "Ветнарные проблемы промышленного животноводства". Ч. 2, Белая Церковь, 1985, с. 31-32.

150. Казакова В.М., Втянина Ю.А., Полиевктова Э.Г. Химия в сельском хозяйстве, 1986, т.24, №8, с.49.

151. Калюжнов В.Т., Злобина И.Е. Зола бурого угля как источник микроэлементов для цыплят-бройлеров.// Науч.-техн. бюл. ВАСХНИЛ СО, 1989, т. 2, с. 28-32.

152. Канторович Б.В. Вопросы гидродинамики процесса горения и газификации слоя топлива. Доклады АН СССР, XXIII, N 3, 1940.

153. Каплунов Д.Р., Качурин Н.М., Ефимов В.И., Качурин А.Н. ПРОЕКТНЫЕ ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО СОЗДАНИЮ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ПРЕДПРИЯТИЯ, ИСПОЛЬЗУЮЩЕГО СИСТЕМУ "ДЕГАЗАЦИЯ - ГАЗОТУРБИННАЯ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЯ" - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2019. № 1. С. 151-162.

154. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник. - М.: Недра, 1989.-571 с.

155. Карпович Л.Ф. Использование влияния гуматов на процесс мокрой агрегации дисперсных материалов. Дисс. на соиск. уч. ст. канд. техн. наук. Томский политехнический институт, 1969.

156. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Стась Г.В., Качурин А.Н. ПРОГНОЗ РАДОНОВОЙ ОПАСНОСТИ И РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ОЧИСТНЫХ УЧАСТКОВ ПО РАДОНОВОМУ ФАКТОРУ. - Уголь. 2018. № 1 (1102). С. 40-43.

157. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Стась Г.В. ОЦЕНКА ВЫДЕЛЕНИЯ РАДОНА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ УГЛЯ. - Уголь. 2017. № 12 (1101). С. 38-41.

158. Качурин Н.М., Стась Г.В., Корчагина Т.В., Змеев М.В. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ И АЭРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ПОСЛЕДСТВИЯ ПОДРАБОТКИ ТЕРРИТОРИЙ ГОРНЫХ ОТВОДОВ ШАХТ ВОСТОЧНОГО ДОНБАССА. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 1. С. 170-181.

159. Качурин Н.М., Ермаков А.Ю., Ефимов В.И., Волберг А.В. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТОПОЛОЖЕНИЯ ОЧАГА САМОВОЗГОРАНИЯ В УГОЛЬНОМ МАССИВЕ.- Безопасность труда в промышленности. 2016. № 3. С. 44-46.

160. Качурин Н.М., Ермаков А.Ю., Ефимов В.И., Волберг А.В. СКЛОННОСТЬ УГЛЕЙ К НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОМУ ОКИСЛЕНИЮ И ОЦЕНКА ОПАСНОСТИ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ. - Безопасность труда в промышленности. 2016. № 4. С. 36-39.

161. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Никулин И.Б. ПРИНЦИПЫ ФОРМИРОВАНИЯ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 3. С. 232-243.

162. Качурин Н.М., Рыбак Л.Л., Ефимов В.И., Воробьёв С.А. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ РЕСУРСОВ НА ПРОФИЛАКТИКУ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРЫ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО РЕГИОНА.- Безопасность труда в промышленности. 2015. № 2. С. 24-27.

163. Качурин Н.М., Рыбак Л.Л., Ефимов В.И., Воробьев С.А. ОЦЕНКА ПРЕДЕЛЬНО ДОПУСТИМЫХ ПЫЛЕГАЗОВЫХ ВЫБРОСОВ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ В АТМОСФЕРУ.- Безопасность труда в промышленности. 2015. № 3. С. 36-39.

164. Качурин Н.М., Левин А.Д., Ефимов В.И., Воробьёв С.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА В РУДНИКАХ.- Безопасность труда в промышленности. 2015. № 11. С. 56-60.

165. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Воробьев С.А. МЕТОДИКА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ В РОССИИ.- Горный журнал. 2014. № 9. С. 138-142.

166. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Факторович В.В., Мосина Е.К. ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БУРОГО УГЛЯ.- Безопасность труда в промышленности. 2014. № 10. С. 65-70.

167. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Мосина Е.К., Факторович В.В. ПЕРСПЕКТИВЫ ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА НА ТЕРРИТОРИЯХ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ.- Безопасность труда в промышленности. 2014. № 9. С. 81-84.

168. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Воробьев С.А., Рыбак Л.Л. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРЕДЕЛЬНО ДОПУСТИМЫХ ПЫЛЕГАЗОВЫХ ВЫБРОСОВ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ В АТМОСФЕРУ.- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2014. № 4. С. 10-16.

169. Качурин Н.М., Поздеев А.А., Абрамкин Н.И., Стась Г.В. - РАДОН В АТМОСФЕРЕ УГОЛЬНЫХ ШАХТ - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 8. С. 88-93.

170. Качурин Н.М., Мохначук И.И., Поздеев А.А., Стась Г.В. АЭРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ НА ОЧИСТНЫХ УЧАСТКАХ ШАХТ И РУДНИКОВ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2013. № 1. С. 81-90.

171. Качурин Н.М., Соколов Э.М., Стась Г.В., Карначев И.П. ПРОГНОЗ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ - Безопасность жизнедеятельности. 2013. № 13. С. 3.

172. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Коклянов Е.Б., Карначев И.П., Никанов А.Н. ТРАВМАТИЗМ И ПРОФЕССИОНАЛЬНАЯ ЗАБОЛЕВАЕМОСТЬ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.- Тула, 2012.

173. Качурин Н.М., Ефимов В.И., Бобовников А.Л., Стась Г.В. ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ ГОРНЫХ МАШИН ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ. СЕРИЯ: «НАУКИ О ЗЕМЛЕ».- Известия Тульского государственного университета. Серия: Математика. Механика. Информатика. 2007. Т. 1. С. 45.

174. Качурин Н.М., Захаров Е.И., Ефимов В.И. ПРАКТИЧЕСКАЯ РЕАЛИЗАЦИЯ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

«ШАХТА-ЛАВА» -СЕРИЯ: «НАУКИ О ЗЕМЛЕ» .- Известия Тульского государственного университета. Серия: Математика. Механика. Информатика. 2007. Т. 1. С. 9.

175. Качурин Н.М., Ковалев Р.А., Ефимов В.И., Бобовников А.Л. АЭРОГАЗОДИНАМИКА УГЛЕКИСЛОТООБИЛЬНЫХ ШАХТ. - Министерство образования и науки РФ; Московский государственный горный университет. Москва, 2005.

176. Качурин Н.М., Абрамкин Н.И., Коряков А.Е., Ефимов В.И., Гридин В.Г. ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ДОБЫЧИ УГЛЯ НА МАЛЫХ ГЛУБИНАХ.- Москва, 2005.

177. Качурин Н.М., Сычев А.И., Абрамкин Н.И., Поляков В.В., Ефимов В.И. ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ПРИНЦИПЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ ПОДМОСКОВНОГО УГОЛЬНОГО БАССЕЙНА. - Москва-Тула, 2004.

178. Качурин Н.М., Поляков В.В., Ефимов В.И., Стась Г.В. ЗАГРЯЗНЕНИЕ АТМОСФЕРЫ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКИМ КОМПЛЕКСОМ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ УГЛЕЙ ПОДМОСКОВНОГО БАССЕЙНА.- Тула, 2004.

179. Клотенко В.П., Черненко Ю.П., Шарипкина А.Л. Ультрструктурные аспекты действия гумата натрия на печень.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 165-168.

180. Ковбасенко В.М., Маковский В.А. Ветеринарная и качественная оценка мяса кроликов при использовании гумата натрия.// Перспективы звероводства и кролиководства в различных регионах страны. Иркутск, 1989, с.7-9.

181. Козюкина Т. Ж. Некоторые аспекты положительного действия гумата натрия на устойчивость растении к промышленному загрязнению атмосферы.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 31-33.

182. Комаров А.А., Сенский Б.С. Перспективы использования гуматных препаратов в практике овощеводства.// Применение регуляторов роста и пленочных материалов в овощеводстве. 1987, с. 37-40.

183. Коммисаров И.Д., Логинов Л.Ф. Химическаяприрода и молекулярное строение гуминовых кислот.// Химия гумусовых кислот: их роль в природе и перспективы использования в народном хозяйстве. Тез. докл. зональной науч.-техн. конф. Тюмень, 1981, с. 4.

184. Комплексная механизация и автоматизация очистных работ в угольных шахтах. Под общ. ред. Б.Ф.Братченко. М.: Недра, 1977.

185. Корчагина Т.В. КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ. - Кемерово, 2019.

186. Корчагина Т.В., Сидоров Р.В., Ефимова Н.В., Васильева С.А. АНАЛИЗ ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ШАХТЫ «ЛИСТВЯЖНАЯ» НА КАЧЕСТВО АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 1. С. 27-34.

187. Корчагина Т.В., Иватанова Н.П., Басова И.А., Воронкова Ю.А. - АНАЛИЗ ЭКОЛОГИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА В РАЙОНАХ ЛИКВИДАЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ РОССИИ. -Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 4. С. 39-47.

188. Корчагина Т.В., Ефимова Н.В., Жабин А.Б., Ишутина С.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ЭМИССИИ УГОЛЬНОГО МЕТАНА НА ПОВЕРХНОСТЬ ИЗ ЛИКВИДИРУЕМЫХ ШАХТ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 4. С. 48-60.

189. Корчагина Т.В., Ефимова Н.В., Головин К.А., Копылов А.Б. МОНИТОРИНГ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ЗАКРЫТИЯ ШАХТ КУЗБАССА. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 3. С. 58-64.

190. Корчагина Т.В. К ВОПРОСУ НОРМАТИВНО-ПРАВОВОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ ПО ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ УГЛЯ. - Рациональное освоение недр. 2017. № 1. С. 28-31.

191. Корчагина Т.В. ПРОГНОЗ ПОТЕНЦИАЛЬНЫХ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ КОНСЕРВАЦИИ ШАХТЫ . - Рациональное освоение недр. 2017. № 4. С. 42-45.

192. Корчагина Т.В., Мельник В.В. ДИНАМИКА ОБРАЗОВАНИЯ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ПРЕДПРИЯТИЯМИ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ НА ТЕРРИТОРИИ КУЗБАССА. - В сборнике: НАУКА И СОВРЕМЕННОСТЬ. сборник статей Международной научно-практической конференции. 2016. С. 73-76.

193. Косова О.В. О возможности применения физиологически активных веществ на Крайне Севере.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с.44-47.

194. Крашкин И.С. Разработка пологих угольных пластов в неустойчивых породах. М.: Недра, 1986.- 207 с.

195. Кухаренко Т.А. Гуминовые кислоты ископаемых углей.// Химия твердого топлива. 1968, №4, с. 13-25.

196. Кухаренко Т.А. Гуминовые кислоты различных горючих ископаемых и возможности их использования в качестве сырья для производства гуминовых удобрений.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. Харьков, 1967.

197. Кухаренко Т.А. Окисленные в пластах бурые и каменные угли. М., Недра, 1972.

198. Лиштван И.И., Абрамец А.М. Гуминовые препараты и охрана окружающей Среды.// Гуминовые вещества в биосфере. М., 1993, с. 126-139.

199. Лозановская И.Н., Луганская И.А,, Сенчуков Г.А., Гниенко С.В. Эффективность применения углеегуминовых удобрений на староорошаемых

черноземах Ростовской области. *11* Улучшение и использование малопродуктивных почв. Новочеркасск, 1991, с. 58-64.

200. Лозановская И.Н., Луганская И.А. Экологическая оценка возможности использования бурых углей в качестве гуминовых удобрений.// Биологические науки, 1991, №10, с. 155-157.

201. Лозановская И.Н., Луганская И.А., Гниенко С .В. Влияние углегуминовых удобрений на свойства и продуктивность орошаемых черноземов.// Почвоведение, 1993, №4, с. 117- 121 .

202. Лотош т.д. Экпериментальные основы и перспективы применения препаратов гуминовых кислот торфа в медицине и сельскохозяйственном производстве.// Биологические науки, №106 1991 с. 90-103.

203. Макаренко А.Н., Домашнева А.Н. Влияние гумата натрия на уровень нейромедиаторов в крови крыс.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 161-165.

204. Маковский В.А. Продуктивность кроликов при обогащении кормовых рационов гуматами натрия.// Профилактика незаразных болезней и лечение больных сельскохозяйственных животных в комплексах и специализированных хозяйствах. 1984, с. 65-67.

205. Манаков Ю.А., Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Тургенева Л.А. ОПЫТ СНИЖЕНИЯ НЕГАТИВНОГО ВЛИЯНИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ В ЗОНЕ ЭКСПЛУАТАЦИИ УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ АО «ХК «СДС-УГОЛЬ» .- Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 4. С. 30-36.

206. Маслов Н.Ф., Майденко В.И., Котенка Л.В. Эффективность использования гумата натрия в скотоводстве.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 117-120.

207. Мацеевска А. Влияние органа-минерального удобрения на основе бурого угля на физические и физико-химические свойства песчаной почвы.// Агрохимия, 1996, №1, с. 64-73.

208. Методы и средства решения задач горной геомеханики/ Г.Н.Кузнецов, К.А.Ардашев, Н.А.Филатов и др. - М.: Недра, 1987.248 с.

209. Мельник В.В., Абрамкин Н.И., Абрамкина А.Н. ОБОСНОВАНИЕ И ОЦЕНКА ПОТЕНЦИАЛЬНЫХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ШАХТ С ВОВЛЕЧЕНИЕМ В ОТРАБОТКУ ЗАПАСОВ НОВЫХ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2012. № 2. С. 130-136.

210. Мельник В.В., Абрамкин Н.И., Фомичев С.Г., Сергеев С.В. РАЗРАБОТКА ВАРИАНТОВ ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ МОЩНЫХ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2013. № S3-1. С. 31-47.

211. Мельник В.В., Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Попов А.И., Музафаров Г.Г. ОПЫТ ОТРАБОТКИ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № 11. С. 18-38.

212. Мельник В.В., Ефимов В.И. БЕЗОПАСНАЯ ПОДЗЕМНАЯ ОТРАБОТКА СБЛИЖЕННЫХ МОЩНЫХ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ.- Безопасность труда в промышленности. 2014. № 12. С. 22-24.

213. Навитний А.М., Иофис М.А., Айруни А.Т. Опыт разработки угольных пластов под инженерными и природными объектами: Обзор/ ЦНИЭИуголь.- М., 1987.- 37 с.

214. Насонов Д.Г., Насонова Г.А. Влияние углегуматов на структуру чернозема обыкновенного.// Тез. докл. Междунар. конф. студентов и аспирантов по фундаментальным наукам "Ломоносов-96". Секция почвоведение. М., 1996, с. 58.

215. Наумова Г.В., Кособокова Р.В., Косоногова Л.В., Райцина Г.И., Жмакова Н.А., Овчинникова Т.Ф. Гуминовые препараты и технологические приемы их получения.// Гуминовые вещества в биосфере. М., 1993, с. 178-189.

216. Немченко В.В., Рыбина Л.Д., Максимовских С.Ю., Вершинин Ю.А. Эффективность гуматов в Курганской области.// Химизация сельского хозяйства, 1991, №8, с. 45-46.

217. Огинова И.А., Горовая А.И. Влияние физиологически активных гумусовых веществ на функциональное состояние и оплодотворяемость икры и развитие личинки карпа.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения 1983, т.9, с.115-117.

218. Орлов Д.С. Гумусовые кислоты почв и общая теория гумификации.М.: Изд-во МГУ, 1990, 324 с.

219. Орлов Д.С. Гумусовые кислоты почв. М.: Изд-во МГУ, 1974, 332 с.

220. Орлов Д.С. Свойства и функции гуминовых веществ.// Гуминовыевещества в биосфере. М., 1993, с. 16-27.

221. Орлов Д.С., Кулаков В.В., Никифоров В.Ю., Аммосова Л.М., Бирюкова О.Н., Осинова Н.Н. Гуминовые препараты из высокозольных бурых углей Подмосковного бассейна.// Гуминовые вещества в биосфере. М., Наука, 1993, с. 189-207.

222. Орлова А.В., Чалый А.С. Биохемилюминесценция печени и крови индеек при использовании в качестве кормовой добавки гумата натрия.//Биохемилюминесценция в сельском хозяйстве. М., 1986, с. 37-39.

223. Орлов Д.С., Аммосова Я.М., Никифоров В.Ю., Рудакова И.П.,Садовникова Л.К., Скворцова И.Н., Лкименко 0.С. Изменение свойств дерново-подзолистой почвы под влиянием органо-минеральных гуминсодержащих удобрений.// Доклады РАСХН. 1996, №2, с. 37-39.

224. Петрова В.И., Царькова Т.Ф. Влияние гумата натрия на снижение фитотоксичности гербицидов в питомнике облепихи.// Прогрессивные научные напрвления в яговодстве Нечерноземья. 1992, с. 26-31.

225. Пироговская Г.В., Богомаз И.А., Шагиева Е.И., Коваленюк М.Ф., Ходан Н.А., Калита Л.В., Кулешова С.И., Жмакова Н.А., Овчинникова Т.Ф. Эффективность минеральных гуматсодержащих удобрений при

возделывании зерновых на дерново-подзолистых почвах Республики Беларусь.// Почвоведение и агрохимия. Минск, 1993, вып. 28, с. 134-145.

226. Позднякова А.В. Профилактическое действие гумата натрия при стрессе.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 149-151.

227. Поляков В.В., Ефимов В.И., Корчагина Т.В. НЕОБХОДИМОСТЬ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ЕРУНАКОВСКОГО УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ КУЗБАССА - Горный информационно-аналитический бюллетень. 2004. № 1. С. 5

228. Поляков Ю.И., Ефимов В.И. ФИЗИКА УРОВНЕЙ ОХРАНЫ ТРУДА.- монография / Кемерово, 2001.

229. Покуль Т.Е., Парамонова Т.Г., Крюкова В.Н., Мицук Г.Е. Гуминовые вещества бурых углей Хандинского месторождения.// Гуминовые вещества в биосфере. М., 1993, с. 54-57.

230. Поляков В.В., Гридин В.Г., Ефимов В.И. МЕХАНИЗМ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО ОБОСНОВАНИЯ ВЫБОРА ВАРИАНТА УВЕЛИЧЕНИЯ ДОБЫЧИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ В КУЗНЕЦКОМ БАССЕЙНЕ.- Москва, 2004.

231. Попов А.И. Гуминовые удобрения.// Земледелие, 1988, №9, с. 63.

232. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: изд. ИГД им. А.А.Скочинского, 1979.

233. Путинцев А.Ф., Платонов Н.А. Эффективность предпосевной обработки семян гороха гуматами.// Селекция и семеноводство. 1991, №6, с. 50-52.

234. Разработка методики расчета неупругих деформаций слоистых массивов горных пород и оценки устойчивости инженерных и природных объектов в зонах влияния горных работ: Отчет о НИР / Тул. госуд. техн. университет (ТулГТУ); Руководитель Каретников В.Н. - N 34309. - Тула, 1994. - 205 с.

235. Разработка угольных месторождений короткими очистными забоями / А.П. Судаплатов, В.Ф. Парусимов, Л.Н. апанович, А.В. Стариков, А.П. Сахаров. - М., Углетехиздат, 1962. - 304 с.

236. Родэ В.В., Аляутдинова Р.Х., Екатеринина Л.Н., Рыжков 0.Г., Мотовилова Л.В. Стимуляторы роста растений из бурых углей.// Гуминовые вещества в биосфере. М., 1993, с. 162-166.

237. Русчев Д.Д., Бекярова Е.Е., Шопов Г. К. Получение и применение гуминовых препаратов.// Гуминовые вещества в биосфере. М., 1993, с.219-221.

238. Рыбак Ефимов В.И., Л.В., Корчагина Т.В., Леонов А.Н. ИННОВАЦИОННЫЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И БЕЗОПАСНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ С ОТКРЫТОЙ ДОБЫЧЕЙ УГЛЯ ХОЛДИНГОВОЙ КОМПАНИИ "СДС-УГОЛЬ". - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2019. № 1. С. 30-42.

239. Рыбак Л.В., Алексеев Г.Ф., Бурцев С.В., Ефимов В.И., Корчагина Т.В., Шапранко Д.С. УГЛЕРОДОСОДЕРЖАЩИЕ СОРБЕНТЫ ИЗ ОТРАБОТАННЫХ ШИН ДЛЯ ОЧИСТКИ КАРЬЕРНЫХ ВОД. - Уголь. 2018. № 7 (1108). С. 62-67.

240. Рыбак Л.В., Беляев А.Г., Набиулин М.Ф., Ефимов В.И ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В КУЗБАССЕ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 1. С. 110-121.

241. Рыбак Л.В., Бурцев С.В., Ефимов В.И. ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ АВТОТРАНСПОРТА НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ АО «ХК «СДС - УГОЛЬ». - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 2. С. 113-119.

242. Рыбак Л.В., Бурцев С.В., Ефимов В.И. СИСТЕМА КОНТРОЛЯ ПАРАМЕТРОВ ВЫСОКОТОЧНОГО БУРЕНИЯ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ

РАБОТАХ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 2. С. 119-125.

243. Савченков В.Е., Кузнецов А.А., Колябина Н.А. Перспективы использования углей Подмосковного бассейна для производства органических удобрений.// Проблемы создания экологически чистых и ресурсосберетающих технологий добычи полезных ископаемых и переработки отходов горного производства. Тез. докл. 1 Междунар. конф. Тула, 1996,0. 193-194.

244. Сагинов А.С., Ермеков Т.Е., Бейкенжин А.Е. Выемка целиков угля машиной фронтально-избирательного действия ВМФ-2 в комплексе с КМ-87Э // Уголь. 1990, N 3. - С. 27-29.

245. Самойленко Г.В., Романенко И.В. Использование гуминовых веществ для защиты металлов от коррозии.//Биологические науки, 1991, № 10, с.113-118.

246. Самойленко Н.И. Влияние угольного ростового вещества (УРВ) на рост и развитие крупноцветных хризантем.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения, 1983, т. 9, с. 91-94.

247. Сапицкий К.Ф., Дорохов Д.В., Якушевский А.Ю. Технология, механизация и автоматизация производственных процессов при подземной разработке пологих месторождений. М.: Недра, 1974.

248. Сарычев В.И., Абрамкин Н.И., Захаров Е.И., Зубаков И.Н., Жуков С.С. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ КАМЕРАМИ С РАСШИРЕНИЕМ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2011. № 2. С. 206-212.

249. Сарычев В.И., Мельник В.В., Абрамкин Н.И., Захаров Е.И., Зубаков И.Н. МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ И ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ В КОРОТКИХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2011. № 2. С. 213-222.

250. Сарычев В.И. Геомеханическое обоснование парметров систем разработки короткими забоями пологих угольных пластов средней мощности в слабых вмещающих породах. - Дисс... канд.техн.наук.Тула, 1995.- 215 с.

251. Селятицкий Г.А. Окисленные угли Кемеровской области и Алтайского края как сырье для производства углегуминовыхпрепаратов для сельского хозяйства.// Ресурсы и проблемы использования агрохимического сырья Западной Сибири. Новосибирск, 1988, с. 96-102.

252. Селятицкий Ж.Д., Жданова К.Д. Окисленные каменные и бурые угли Кемеровской области и Алтайского края как сырье для получения углещелочных препаратов, применяемых в сельском хозяйстве.// Проблемы минерального сырья и сельскохозяйственного использования Сибири. Новосибирск, 1990, с. 82-88.

253. Сенкус В.В., Малофеев Д.В., Абрамкин Н.И. ОПТИМИЗАЦИЯ ГЛУБИНЫ ВСКРЫТИЯ РАЗРЕЗА ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № 6. С. 45-54.

254. Сенкус В.В., Абрамкин Н.И., Ермаков Н.А. ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВ В БОРТАХ РАЗРЕЗА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ И ОСОБЕННОСТИ СИСТЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № 6. С. 55-61.

255. Сенкус В.В., Абрамкин Н.И., Сенкус В.В. ОСОБЕННОСТИ ВСКРЫТИЯ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ. - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2018. № 7. С. 47-53.

256. Слесарев В.Д. Механика горных пород. М.: Углетехиздат, 1948. - 303 с.

257. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения. М.: Углетехиздат, 1948.

258. Степченко Л.М., Жарина Л.В., Кравцова Л.В. Влияние гумата натрия на обмен веществ и резистентность высокопродуктивной птицы.// Биологические науки, 1991, №10, с. 90-95.

259. Стась Г.В., Калаева С.З.К., Муратова К.М., Чистяков Я.В. К ВОПРОСУ ЗАЩИТЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ОТ МЕЛКОДИСПЕРСНОЙ ПЫЛИ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2019. № 1. С. 92-109.

260. Стась Г.В. ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОЦЕНКИ ПРЕДЕЛЬНО ДОПУСТИМОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ ПО ФАКТОРУ МЕТАНОВОЙ ОПАСНОСТИ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 1. С. 112-120.

261. Стась Г.В., Волберг А.В., Смирнова Е.В., Ганин М.П. РИСК САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЯ И ОПАСНОСТЬ ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ НА ШАХТАХ КУЗБАССА. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 3. С. 93-103.

262. Стась Г.В., Шейнкман Л.Э., Смирнова Е.В. РИСК ВОЗНИКНОВЕНИЯ АВАРИЙ ПРИ ВОЗОБНОВЛЕНИИ ДОБЫЧИ БУРЫХ УГЛЕЙ В ПОДМОСКОВНОМ БАССЕЙНЕ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 1. С. 61-71.

263. Стась Г.В., Смирнова Е.В. ТРАВМАТИЗМ И ПРОФЕССИОНАЛЬНЫЕ ЗАБОЛЕВАНИЯ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ. - Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 2. С. 31-41.

264. Стась Г.В., Сарычев В.И., Пушкарёв А.Е. ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ТРУДА ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ

СПОСОБОМ. - Известия Тульского государственного университета. Естественные науки. 2012. № 1-2. С. 188-198.

265. Ступникова Т.В., Зубкова Ю.Н. Использование взаимодействия гуматов с катионами тяжелых металлов при очистке промышленных сточных вод.// Биологические науки, 1991, №10, с. 118-125.

266. Сухов В.А., Замыслов В.Б., Луковников А.Ф. Ингибирующая эффективность веществ из экстрактов углей в окислительных процессах.// Химия твердого топлива, 1975, №4, с. 57-70.

267. Тайлаков О.В., Герасимов А.В., Ефимов В.И., Тайлаков В.О. ИЗОТОПНЫЙ СОСТАВ УГЛЕРОДА ШАХТНОГО МЕТАНА. - Горный журнал. 2016. № 5. С. 106-108.

268. Тайлаков О.В., Ефимов В.И., Анферов Б.А., Макеев М.П., Митичкин С.И. СПОСОБ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ.- патент на изобретение RUS 2406826 24.07.2009.

269. Текаев А. Применение гуминовых препаратов в качестве удобрения хлопчатника.// Проблемы тропического и субтропического сельского хозяйства. М., 1989, с. 37-40.

270. Технология безлюдной выемки угля /П.Е. Левкович, Н.Е. Галевко, В.Л. Дроздов и др. - Киев, Техника, 1980.

271. Технология разработки пластовых месторождений. Под общей ред. проф. А.А.Борисова. М.: Недра, 1977.

272. Типовые паспорта рационального расположения, охраны и крепления горных выработок, поддерживаемых в слабых глинистых породах/ВНИМИ, ПНИУИ.- Тула, 1982. - 50 с.

273. Тишкович А.В., Шныриков В.Г., Соцкова Т.В., Лосицкая Р.В. Изучение удобрений, приготовленных на основе бурых углей.// Проблемы Полесья, 1989.т. 12,0. 104-108.

274. Ткаченко Л.К. Последействие удобрений и гексахлорана на семенную продуктивность огурцов при выращивании их на разных почвах.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т. 9, с. 14-18.

275. Толочек Н.Н. Влияние содержания гумуса на свойства чернозема выщелоченного и урожайность сельскохозяйственных культур. Автореф. дисс. на соиск. уч. ст. канд. биол. наук. Москва, 1996, 21 с.

276. Уланов Н.Н. Окисленные угли Канско-Ачинского бассейна как сырье для производства углегуминовых препаратов.// Биологические науки, 1991, №10, с. 37-43.

277. Уланов Н.Н. Возможности использования окисленных углей и гуминовых веществ в сельском хозяйстве.// Гуминовые вещества в биосфере. М., 1993, с. 157-162.

278. Христова Л.А. Действие физиологически активных гуминовых кислот на растения при неблагоприятных условиях.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. Днепропетровск, 1973, т. 4, с. 15-23.

279. Христова Л.А. К природе действия физиологически активных гумусовых веществ на растения в экстремальных условиях.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. Днепропетровск, 1977, т.6, с.3-15.

280. Христева Л.А. Фокин А.Д., Бобырь Л.Ф. и др. О проникновении гумусовых веществ в клетки растений. Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. Днепропетровск, 1975, т. 5, с. 136-148.

281. Христева Л.А., Реутов В.А., Сумина А.Д. и др. Физиологически активный препарат гумат натрия и его применение под различные сельскохозяйственные культуры с целью повышения их урожайности. Днепропетровск, 1985, 20 с.

282. Чалый А.С., Перемен Л.Л., Орлова А.В., Булычева А.Т., Белоусова А.В., Потехина Л.Е., Лехан И.Г., Новикова Л.В., Подтесаный Н.И. Влияние гумата натрия на яйценоскость, некоторые морфологические и биохимические показатели крови индеек.// Профилактика незаразных болезней и лечение больных сельскохозяйственных животных в комплесах и специализированных хозяйствах. 1985, с. 46-49.

283. Чуков С.И., Талашкин В.Д., Надпорожская М.А. Физиологическая активность ростовых стимуляторов и гуминовых кислот почв.//Почвоведение, 1995, №2, с. 169-174.

284. Шарипкина А.Л., Колотенко В.П. Профилактическое действие гумата натрия при интоксикации организма крыс Ccl_4.// Гуминовые удобрения: теория и практика их применения. 1983, т.9, с.131-134.

285. Шевяков Л.Д. Разработка месторождений полезных ископаемых. М.: Углетехиздат, 1956

286. Эффективное удобрение из бурого угля.// Науч.-техн. информ. в АПК (передовой опыт, рекомендации для внедрения), 1991, т. 2, с. 48-49.

287. Ярчук И.И., Булгакова М.П. Физиологически активные вещества гумусовой природы как экологический фактор детоксикации остаточных количеств гербицидов.// Биологические науки, 1991, №10, с. 75-81.

288. Chudova-Drozdowska O., Janeczek W., Frackiewicz G. Wplyw podawania cietom wyciagu wegla brunatnego oraz'acinormin-Polfa' na wskazniki rownowagi kwasowo-zasadowej krwi [Изучение влияния экстрактабурого угля или препарата ацинормин-Польфа, добавляемых в рацион, на уровень кислотно-щелочного равновесия крови у телят и оценка побочного действия (Польша)] Med. weter., 1993, R.49, №7, s. 329-331.

289. Burtsev S., Efimov V., Korchagina T., Tyulenev M.A. THE ENVIRONMENTAL IMPACTS OF THE COAL INDUSTRY. - В сборнике: E3S Web of Conferences. The Second International Innovative Mining Symposium. 2017.

290. Flaig W. Chemical composition and physical properties of humus substances. In: Symposium 'Humus et Planta', Prague, 1967, p. 81-112.

291. Efimov V.I. JUSTIFICATION OF THE USE OF POLYMER COMPOSITE MATERIALS FOR SYSTEMS OF MINE WATER OUTFLOW.- В сборнике: MINERS WEEK - 2015. REPORTS OF THE XXIII INTERNATIONAL SCIENTIFIC SYMPOSIUM. 2015. С. 233-239.

292. Kachurin N.M., Efimov V.I., Vorobev S.A. METHOD OF FORECASTING ENVIRONMENTAL CONSEQUENCES UNDERGROUND MINING COAL IN RUSSIA. - Mining Journal. 2014. № 9. C. 138.

293. Kachurin N., Efimov V., Vorobev S., Shkuratckiy D. EVALUATING OF CLOSED MINES MINING LEASE TERRITORIES ENVIRONMENTAL SAFETY BY GAS FACTOR.- Eurasian Mining. 2014. № 2. C. 41.

294. Kalinowska R., Pawiak R., Khecht D. Wplyw wegla brunatnego oraz kwasow huminowych na wyniky odchowu prosiat. [влияние бурого угля и экстрагированныхгуминовых кислот на привесы, оплату корма и гематологические показатели у поросят. (Польша)]. Med. weter., 1993, R.49, №4, s. 178-181.

295. Lawson G.J.> Stewart D. Coal humic asids. In: Humus substances. 11. In: Search of structure. Ed.: M.H.B. Hayes et el., 1989. Chichester p. 641-680.

296. Myaskov A.V., Popov S.M., Efimov V.I. THE METHODOLOGICAL PRINCIPLES OF THE ORGANIZATION OF PUBLIC-PRIVATE PARTNERSHIPS FOR INNOVATION DEVELOPMENT OF MINING ENTERPRISES IN THE ECONOMIC CRISIS.- В сборнике: MINERS WEEK - 2015. REPORTS OF THE XXIII INTERNATIONAL SCIENTIFIC SYMPOSIUM. 2015. C. 178-184.

297. Piccolo and el. Nuclear Magnitic Resonance Spectra of soil humic substances extracted by different mechanizmc.// Soil Science Soc. of Am. J. 1990, №54, pp.750-756.

298. Poznanski W., Jasek S., Knecht D., Janeczko K Parownanic skutecznosci ferrodexu i wegla brunatengo w zapobieganiu anamii fizjologicznej u prosiat [Сравнительная эффективность ферродекса (инъекции) и бурого угля (внутрь) для профилактики физиологической анемии у поросят (Польша)]. Roczn. nauk. Zootechn. Monogr. Rozpr.-Krakow, Wroclaw, 1992, №31, s. 205-215.

299. Reynolds A.B., Wardle D.A., Drought B., Cantwell R. Gro-mate soil amedment improves growth of greenhouse - grown ‘Chardonnay’ grapevines.// Hort Science, 1995, V.30, №3, p.539-542.

300. Sladky L., Tichy V. Application of humus substances to overground and organs of plants. Biol. Plantanum, 1959, V 1(3).

301. Vrba V. Humusove latky ve vyzive vostlin [применение минеральных удобрений с добавлением гуминовых веществ. (ЧССР)]. Uroda6 1988, t. 36, №5, s. 227-229.

302. Wang X.J., Douglas L.A., Patti A.F. dry matter production and N content of wheat plants in response to application

303. Thomas F., Andreux F., Bottero J. - Y. Adsorption de molecules organiques azottes surles systems Kaolin - hydroxydes mettaliques: un modele d^n interaction entre substances humiques wt surfaces minerals des sols [Адсорбция N-содержащих органических молекул каолином (Франция)]. Assn. Franc. Etude Sol, 1984, t.3, p.187-198.