

Министерство образования и науки Украины
Национальный горный университет

И.А. Садовенко, Д.В. Рудаков

**ДИНАМИКА ФИЛЬТРАЦИОННОГО МАССОПЕРЕНОСА
ПРИ ВЕДЕНИИ И СВЕРТЫВАНИИ ГОРНЫХ РАБОТ**

Монография

Днепропетровск

НГУ

2010

УДК 622.51:622.817.4:622'17:504.55.054
ББК 33.17:33.18:26.35
С 14

Рекомендовано Вченою Радою НГУ (протокол № 2 від 09.02.2010 р.).

Рецензенти:

В.В.Назимко, доктор технічних наук, професор, зав. лабораторії фізичного та математичного моделювання незворотних процесів Донецького національного технічного університету;

Б.О. Блюсс, доктор технічних наук, професор, завідувач відділу геодинамічних систем та вібраційних технологій Інституту геотехнічної механіки НАН України (м. Дніпропетровськ).

С 14 Садовенко І.А., Рудаков Д.В. Динамика фильтрационного массопереноса при ведении и свертывании горных работ: Монографія. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. – 216 с. – Рос. мовою.

ISBN 978-966-350-215-1

Викладені нові підходи щодо прогнозування гідрогеохімічного стану породного масиву в умовах ведення та згортання гірничих робіт. Представлені нові моделі гідрогазодинамічних та міграційних процесів у порушеному гірському масиві з поєднанням стохастичних і детермінованих методів, що дозволяє визначати раціональні діапазони технологічних параметрів і схеми ефективного управління станом геотехнічних систем.

Книга розрахована на фахівців з гідрогеології, геоєкології, відновлення геологічного середовища, буде корисною аспірантам і студентам гірничих і геологічних напрямків підготовки.

УДК 622.51:622.817.4:622'17:504.55.054
ББК 33.17:33.18:26.35

© І.А. Садовенко, Д.В. Рудаков, 2010

ISBN 978-966-350-215-1

© Національний гірничий університет, 2010

Содержание

Введение.....	5
1 Анализ фильтрационных и миграционных потоков при добыче полезных ископаемых.....	8
1.1 Формирование техногенных процессов при функционировании горнодобывающего предприятия.....	8
1.2 Особенности мониторинга подземных вод в горнопромышленных районах Украины.....	17
1.3 Анализ методик гидрогеологического прогнозирования геотехнических систем.....	27
1.4 Методики прогноза как инструмент обоснования решений по управлению состоянием геотехнических систем.....	35
1.5 Концепция моделирования фильтрационных и миграционных процессов в нарушенных породных массивах.....	40
2. Прогнозирование изменений гидродинамического режима под влиянием горных работ.....	49
2.1. Разработка численной модели фильтрации в нарушенном массиве.....	49
2.2. Анализ динамики осушения разрабатываемого месторождения в условиях слоистой неоднородности.....	59
2.3. Аналитические модели осушения и затопления шахт.....	73
2.4. Моделирование водной миграции в стохастически неоднородном трещиноватом массиве.....	86
2.5 Гидравлический расчет перетока между шахтами для оценки параметров водоотлива.....	94
2.6 Анализ динамики утечек из отстойников рудничных вод.....	104
3. Прогнозирование гидрогеохимических процессов в техногенно нарушенном массиве.....	111
3.1. Разработка аналитических моделей миграции в подземных водах.....	111
3.2. Многокомпонентная миграция в условиях физико-химических превращений.....	124

3.3. Прогнозирование миграции токсичных компонент в зоне влияния хвостохранилища радиоактивных отходов.....	129
3.4. Моделирование перераспределения фитотоксичных компонент в верхнем слое отвалов шахтных пород при рекультивации.....	145
3.5. Модель водной миграции токсичных веществ в нарушенном трещиноватом массиве.....	152
3.6. Миграция в зоне влияния объекта радиационной опасности на глубоких горизонтах ведения горных работ.....	162
4. Прогнозирование гидрогазодинамических потоков в нарушенном углевмещающем массиве.....	171
4.1 Моделирование эмиссии метана при эксплуатации и закрытии шахт...	172
4.2 Прогноз вытеснения рудничной атмосферы при затоплении подземных горных выработок.....	184
Заключение.....	201
Перечень ссылок.....	203

ВВЕДЕНИЕ

Интенсивная добыча полезных ископаемых в Украине инициировала взаимосвязанные процессы в геологической среде, сопровождающиеся необратимыми изменениями литосферы и гидросферы. Их современное состояние в горнопромышленных районах требует системного подхода в управлении параметрами гидродинамического режима, которые влияют как на условия добычи полезных ископаемых, так и состояние биосферы. Эффективность управления в значительной мере определяется достоверностью прогнозирования гидрогеологического и гидрохимического режимов в условиях ведения и свертывания горных работ с необходимыми мероприятиями по стабилизации и защите природной среды.

В первую очередь это касается управления гидродинамическим режимом затопления шахт, рудников и карьеров, определения параметров водоотлива на гидравлически связанных шахтных полях, минимизации неуправляемой миграции рудничных газов, дефляции и водной миграции из отвалов складирования отходов горнодобычных работ. В этих процессах важное место занимает динамика соотношений между химическими составляющими в разных фазах миграции, включая преобразования сернистых соединений, тяжелых металлов и радионуклидов. Актуальной задачей является комплексная оценка объектов радиационной и химической опасности, определение параметров их влияния и стабилизирующей роли естественных и искусственных барьеров.

Сформировавшийся подход к моделированию фильтрационных и миграционных процессов при ведении горных работ отражает во многом технологические аспекты и часто основывается на данных, неполных по объективным причинам. Это приводит к схематичному и поверхностному описанию изменений в нарушенном массиве со сложным соотношением между детерминированными и случайными факторами, что снижает достоверность прогнозов и ухудшает управляемость элементами геотехнических систем.

К настоящему времени в старых горнопромышленных районах накоплен значительный объем данных, характеризующих фильтрационные процессы и параметры проницаемости, структуру нарушенного массива, свойства пород, динамику осушения и затопления, изменение уровня шахтных вод. Наблюдения за миграционными и газодинамическими параметрами имеют более короткую историю. Преимущественно это показатели макрокомпонентного, реже микро-элементного состава шахтных вод, подземных вод верхних горизонтов, поровых растворов отвалов шахтных пород, шламовых вод.

Однако и эта, как правило, недостаточно систематизированная информация, часто не отражает реальные гидродинамические и гидрохимические процессы. Для их адекватной оценки необходим постоянный контроль не только за фильтрационными и миграционными потоками, но и за структурой массива, трансформировавшейся под влиянием горных работ и свертывания добычи.

Проводимые в последнее время исследования показывают необходимость разработки моделей различного масштаба, которые были бы адаптированы к условиям неопределенности и нехватки исходных данных. На их основе возможны количественные оценки, необходимые для обоснования технических решений по управлению состоянием нарушенного массива в рамках мониторинга состояния природной среды в горнопромышленных районах.

В монографии представлены модели фильтрационного массопереноса в нарушенном массиве, адаптированные к условиям горнопромышленных районов Украины и идентифицированные на конкретных объектах.

Численные и аналитические модели фильтрации позволяют учитывать основные особенности осушения и затопления нарушенного массива на всех этапах эксплуатации месторождения, от начала ведения до завершения горных работ. Предложена модель фильтрации в стохастически неоднородном, нарушенном горными работами трещиноватом массиве. На примерах реальных объектов выполнено моделирование фильтрации в породах с переменной проницаемостью, таких как завалы в сбойках между затапливаемыми шахтами и в глинистом экране пруда-накопителя минерализованных рудничных вод.

Модели, разработанные на основе аналитических методов, позволяют с требуемой детальностью прогнозировать водную миграцию в пористых породах, осложненную физико-химическими превращениями вследствие как естественных процессов (распад радионуклидов по цепочке), так и мер активной защиты и рекультивации при формировании почвенного слоя на поверхности шахтных отвалов. Предложенная модель миграции в стохастически неоднородном трещиноватом массиве дает возможность адекватно оценить динамику распространения токсичных органических веществ и радионуклидов в зоне влияния объектов химической и радиационной опасности.

Отдельная четвертая глава посвящена недостаточно изученным аспектам взаимодействия жидкой и газовой фаз при вытеснении рудничной атмосферы подземными водами в затапливаемой шахте. В крупном масштабе эти процессы изучаются на основе разработанной модели эмиссии метана в углепородном массиве, в которой воспроизводятся пути и интенсивность миграции газа на поверхность на разных этапах разработки и затопления шахтного поля. С помощью локальной модели исследуется движение вытесняемого газа через затапливаемый трещиноватый массив, что сопровождается временным уменьшением плотности водогазовой смеси в приповерхностном водоносном слое и подъемом его уровня.

В зависимости от горно-геологических особенностей конкретных объектов представленные модели могут рассматриваться как существенное усовершенствование или альтернатива существующим методам прогноза фильтрационного массопереноса в массивах, нарушенных ведением горных работ.

1. АНАЛИЗ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ И МИГРАЦИОННЫХ ПОТОКОВ ПРИ ДОБЫЧЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1. Формирование техногенных процессов при функционировании горнодобывающего предприятия

Горнодобывающее предприятие представляет собой геотехническую систему (ГТС) локального или среднего уровня, элементы которой непрерывно изменяются в процессе отработки шахтного поля и свертывания горных работ [24, 43, 50, 74, 82, 109]. Структурная схема ГТС «шахтное поле», представленная на рис. 1.1, отражает одновременность протекания следующих процессов различного масштаба в нарушенном массиве: 1) фильтрации и гидравлических перетоков через целики, 2) водной миграции токсичных соединений, 3) изменения уровня подземных и шахтных вод, 4) затопления выработанного пространства и погашенных выработок, 5) газо- и пылевыведения в выработках, 6) движения составляющих атмосферы в выработках, 7) вытеснения шахтной атмосферы при затоплении массива и переноса ее составляющих на поверхность, 8) выбросов газов и пыли из труб предприятий и систем вентиляции, 9) дефляции с поверхности отвалов и эмиссии газов с терриконов, 10) воздушной миграции и осаждения газов и твердых частиц, 11) выщелачивания и миграции в шахтных отвалах, 12) фильтрации вод из шламонакопителей на поверхности.

Современная структура ГТС горнодобывающего профиля формировалась на протяжении нескольких десятилетий, и включает комплекс взаимосвязей между техническими и природными компонентами (табл. 1.1). Интенсивность воздействия, качественно отраженная в таблице, количественно характеризуется параметрами гидрогеохимических процессов в природных и технических компонентах ГТС, а также возникающих и на их границах.

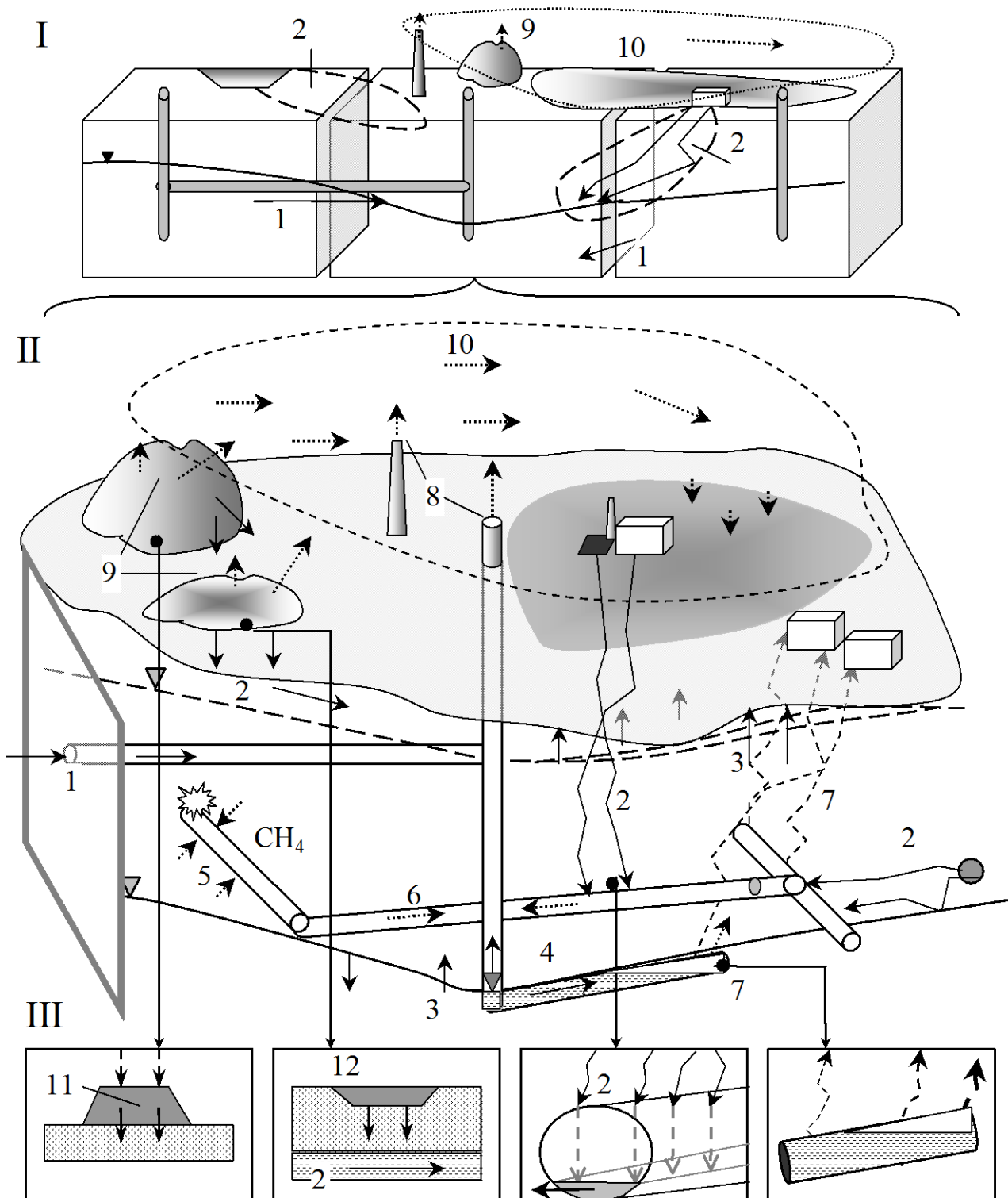


Рис. 1.1. Схематизация гидрогеологических и гидрохимических процессов в ГТС: I, II, III – уровни масштаба процессов (остальные обозначения в тексте).

Схема влияния технических компонент на природные
и природно-технические в ГТС горнодобывающего профиля

Технические компоненты	Природные компоненты				Природно-технические компоненты	
	Горный массив	Подземные воды	Поверхностные воды	Приземный слой атмосферы	Шахтные воды	Атмосфера подземных выработок
Подземные выработки	+++	++	++	+	+++	+++
Средства добычи полезных ископаемых	+++	++	+	+	++	+++
Водоотлив	++	++	++	-	+++	-
Система вентиляции	-	-	-	+	-	+++
Транспорт и связь	+	-	-	++	-	++
Энергоснабжение	-	-	-	+	+	+
Производственный комплекс на поверхности	++	+	+	++	-	+
Отвалы шахтных пород, хвостохранилища	++	+	++	++	-	-
Пруды-отстойники и накопители	+	+++	+++	+	+	-
Водоснабжение и сброс сточных вод	-	+++	+++	+	+	-
Средства отвода газов и пыли в атмосферу	+	+	+	+++	-	+

Степень воздействия в табл. 1.1 охарактеризована следующим образом: «+++» – активное воздействие, «++» – умеренное, «+» – незначительное или опосредованное, «–» – практически полное отсутствие воздействия.

Воздействие технических компонент на природные не является односторонним, о чем свидетельствуют вывалы пород в выработки, прорывы воды, аварийные завалы и затопление оборудования, ветровая и водная эрозия отвалов шахтных пород и т. д. [1, 6, 10, 14, 36, 38, 49, 51, 56, 57, 128, 131].

В ходе отработки шахтного поля роль отдельных компонент в структуре рассматриваемой ГТС изменяется. В процессе добычи углубляется и расширяется система подземных выработок, часть из которых погашается, увеличиваются объемы пород в отвалах на поверхности, возрастают объемы сбрасываемых шахтных вод и их минерализация, растягиваются транспортные коммуникации и линии связи. Наряду с этим изменяется интенсивность протекания техногенных процессов в нарушенном массиве, таких, как водопритоки, динамика уровня подземных и шахтных вод, эмиссия метана, массообмен и водная миграция. Это требует своевременной корректировки технических параметров функционирования ГТС. В первую очередь это касается модернизации водоотлива, систем вентиляции и дегазации, проведения наблюдений за деформациями и оседанием поверхности подработанного массива.

В период, предшествующий ликвидации шахты, происходит свертывание добычи, замедляется и прекращается развитие системы выработок, часть производственного оборудования извлекается на поверхность, производится подготовка систем водоотлива на соседних шахтных полях.

На этапе ликвидации горнодобывающего предприятия возрастает роль и влияние тех компонент ГТС, которые сформировались как побочные или остаточные продукты: отвалы шахтных пород, водоотстойники, хвостохранилища. Становятся более очевидными результаты воздействия долговременной добычи полезных ископаемых на подземные и поверхностные воды.

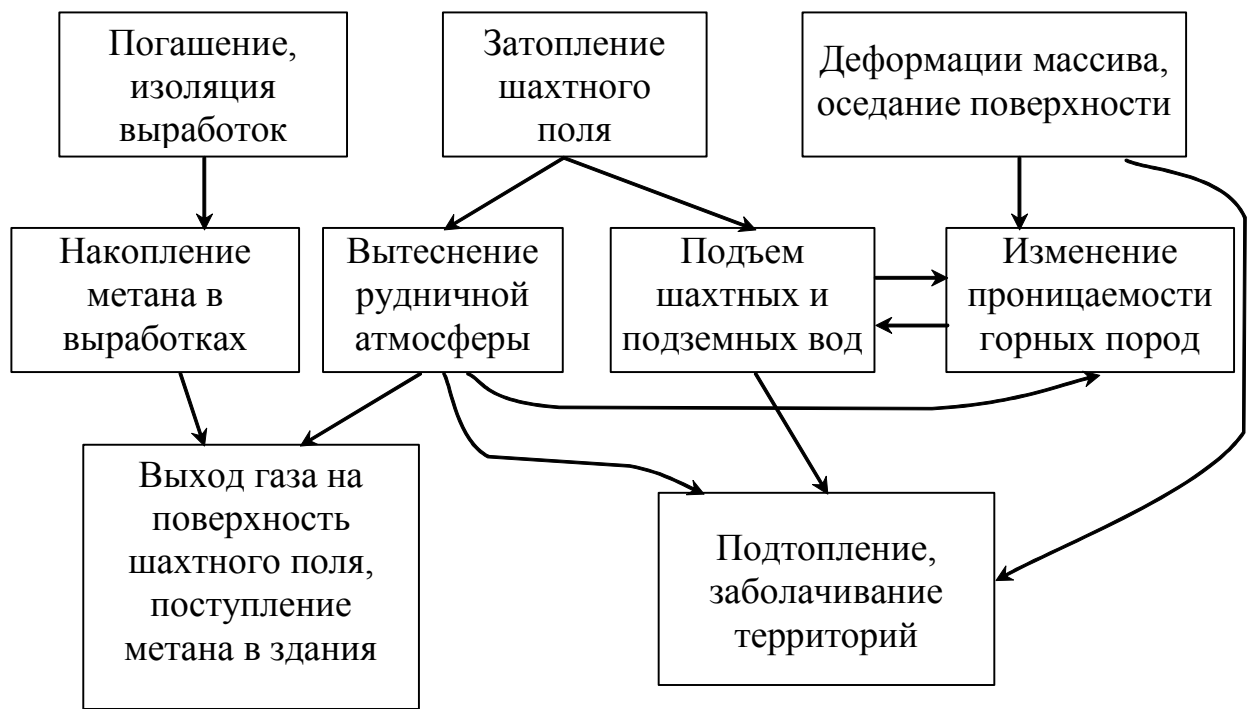
Перечисленные этапы отработки месторождений сопровождаются формированием цепочек необратимых техногенных процессов (рис. 1.2).

Изменения в пределах развитых ГТС горнодобывающего профиля давно вышли на региональный уровень и привели к качественному изменению геологической среды и массива горных пород как ее основного компонента. Так, за весь период развития Донбасса из недр было извлечено около $12,0 \text{ км}^3$ горных пород [122]. Здесь расположено более 170 накопителей промышленных и шахтных вод общим объемом около 250 млн. м^3 и площадью 28,2 млн. м^2 , 1185 терриконов общей площадью $72,0 \text{ км}^2$.

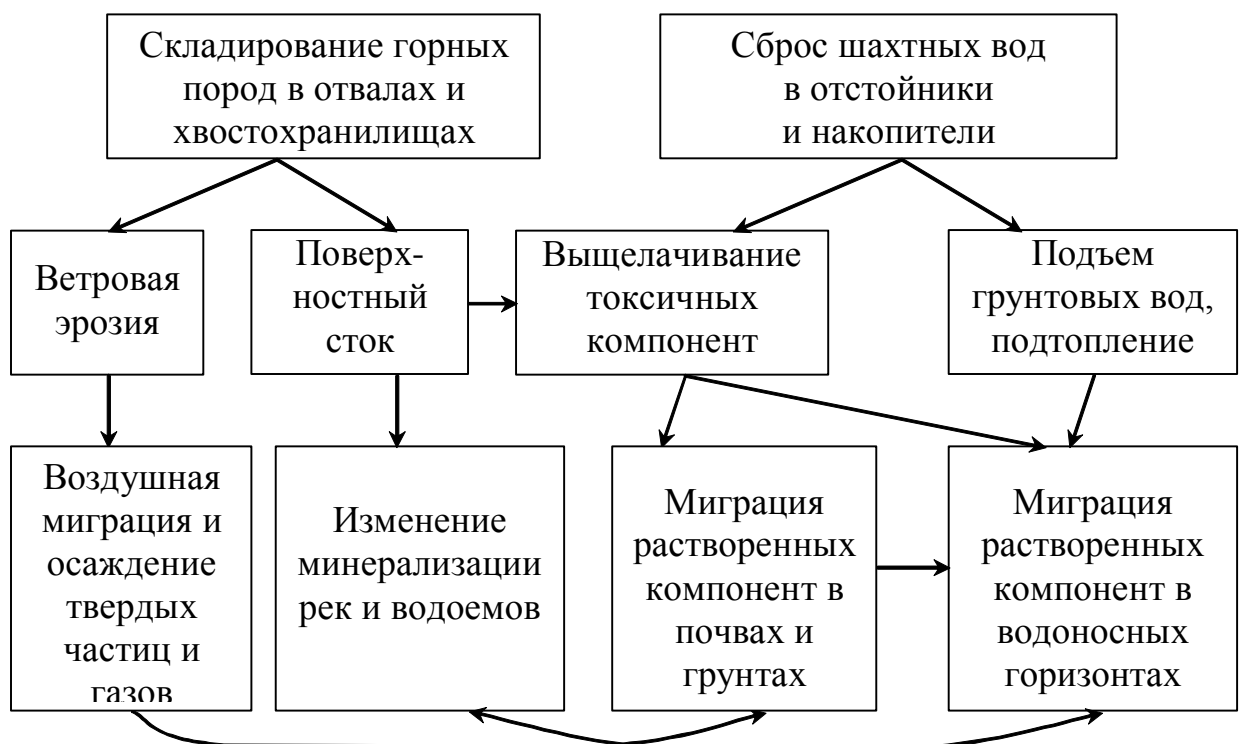
В результате выемки пород было деформировано более 600 км^3 породного массива, вследствие чего на площади 8 тыс. км^2 произошло проседание дневной поверхности в среднем на 1,5–2,0 м с одновременным увеличением проницаемости пород, что ускорило обмен подземных вод с поверхностными водами, содержащими в недопустимых концентрациях токсичные вещества. В современных условиях добыча угля сопровождается значительным объемом водоотлива из шахт, суммарная величина которого достигает $7,8 \cdot 10^8 \text{ м}^3/\text{год}$, что в 3–5 раз превышает объем природных водных ресурсов региона. При средней минерализации шахтных вод $3,0 \text{ кг}/\text{м}^3$ вынос солей составляет 2,4 млн т/год. Площадь территорий с нарушением равновесия в системе «горный массив – подземные воды» достигла 15 тыс. км^2 .

Из шахт Украины в атмосферу ежегодно выбрасывается более 2 трлн. м^3 метана, и лишь около 4% его используется. В зонах выхода метана на поверхность земли на территории ликвидируемых шахт Донбасса оказались тысячи жилых зданий, а в результате взрывов были травмированы десятки людей.

Аналогичные изменения произошли в течение XX столетия и в других горнопромышленных районах Украины и мира [1, 24, 32, 38, 41, 49, 50, 51, 36, 82, 109, 122].



а)



б)

Рис. 1.2. Причинно-следственные связи формирования техногенных процессов при свертывании горных работ и закрытии шахт: обусловленные фильтрационными (а) и миграционными потоками (б).

Произошедшие изменения остро поставили задачу управляемого и контролируемого перехода ГТС в горнопромышленных районах к устойчивому функционированию в период после закрытия и ликвидации большинства шахт. Выбор и обоснование оптимальных путей перехода к новому состоянию ГТС требует привлечения методов системного анализа и синергетики как науки о саморазвитии сложных систем [45, 63, 72]. С этих позиций ГТС в горнопромышленных регионах можно рассматривать как открытые неравновесные системы с нелинейным и стохастическим взаимодействием между их компонентами.

Длительное поступление энергии в эти системы в процессе добычи полезных ископаемых, сопровождаемое нарушением природных структур, привело к увеличению энтропии и последующему усилению в ГТС диссипативных проявлений в форме геохимических циклов искусственного происхождения, перемещению зон интенсивного водообмена из приповерхностных отложений на значительную глубину (более 1000 м), износу и выходу из строя производственного оборудования. Многочисленные аварийные ситуации, связанные с выбросами углепородной смеси и газа, прорывами воды в выработки, неконтролируемая миграция, деградация экосистем свидетельствуют о неустойчивом функционировании ГТС, что влияет и на стабильность социально-экономической ситуации в горнопромышленных районах.

Особое значение в период ликвидации шахт приобретает управление гидродинамическим режимом. Так, к 2002 г. по итогам ликвидации 98 горнодобывающих предприятий расходы на строительство водоотливных комплексов, обеспечивающих гидробезопасность смежных работающих шахт, составили более 86 млн. грн., а расходы на их содержание после ликвидации, зависящие от сроков сооружения этих комплексов, превысили 459 млн. грн. или 61,8% от общих затрат [109].

Другим важным направлением контроля и управления состоянием ГТС является обеспечение изоляции извлеченных пород, которые сосредоточены в отвалах на поверхности шахтных полей. Уже к 1996 г. на территории земель-

ных отводов ГК «Укруглереструктуризация» сформировалось 415 отвалов, в том числе 84 горящих. Общий объем отвалов превышает 385 млн. м³. Проектные затраты на их тушение, переформирование и озеленение к началу 2003 г. составляли 29% от затрат на физическую ликвидацию шахт. Значительно меньше внимания при ликвидации шахт уделяется вопросам газовой безопасности, как в массиве, так и на поверхности.

Темпы стабилизации гидродинамического и гидрохимического режимов будут различными и, в частности, определяются особенностями конкретных ГТС (геологическим строением, параметрами отвалов, водоотстойников, подземных выработок и т.д.). Скорость этих изменений в различных элементах ГТС определяется динамикой подземных и шахтных вод. В соответствии с законами развития сложных систем, данный процесс ускоряет более медленные процессы (например, физико-геологические), частично замедляет, а иногда ускоряет более быстрые процессы (течение газа).

При затоплении могут возникать т. н. «режимы с обострениями» [45, 72], когда процесс проходит несколько критических точек во времени и в пространстве. К ним относятся периоды вытеснения газа под высоким давлением из верхних частей изолированных выработок через слабопроницаемые породы или через затопленное выработанное пространство на поверхность, что сопровождается временным подъемом уровня подземных и шахтных вод. Эти моменты характеризуются нелинейным возрастанием давления газа и увеличением его расхода, после чего двухфазная система возвращается к динамическому равновесию. Гидродинамический режим также имеет подобные всплески, связанные с окончанием затопления отдельных горизонтов и достижением уровнем воды соединительных сбоек между шахтами.

При отсутствии целенаправленного воздействия через технические компоненты ГТС переходный процесс в них неизбежно завершится равновесным состоянием под влиянием диссипации и хаотических проявлений, на что могут уйти десятки лет. Правильно подобранные в пространстве и времени параметры средств управления ГТС позволят сократить эти сроки на один–два порядка.

Современное состояние горнодобывающих ГТС во многом соответствует положению точки бифуркации, откуда возможны несколько путей развития. Безопасный и ускоренный переходный период возможен при условии научно обоснованных воздействий на основе достоверных оценок и прогноза взаимосвязанных нелинейных процессов. К ним относятся: изменение уровня шахтных и подземных вод, водная миграция в соседние шахты через сбойки, тектонические нарушения и некачественно затампонируемые скважины, заболачивание территорий в пределах и на прилегающих площадях горного отвода, движение рудничной атмосферы в массиве и ее неконтролируемый выход на поверхность. Взаимное влияние перечисленных процессов проявляется, например, в изменении водопроницаемости вследствие деформаций массива, завалов выработок и вытеснения газа, прекращении газовыделения в результате затопления угольных пластов и т. п.

Повышение точности прогнозирования соответствует возрастающей роли информационной составляющей и управленческого блока в мониторинге ГТС на этапе ликвидации горных предприятий. Данная тенденция в полной мере отвечает усложнению техногенных процессов в подработанном массиве. Их последствия, ввиду отсутствия или громоздкости соответствующего математического аппарата, часто могут быть оценены лишь качественно или с большим разбросом прогнозных значений.

Рассматриваемые процессы не ограничены пределами шахтного поля и формируют ГТС большего масштаба и более высокого уровня. Невозможность локализации процессов на уровне отдельной шахты обусловлена:

- 1) гидравлической связью смежных шахтных полей через сбойки, перетоками и фильтрацией воды через зоны повышенной проницаемости в целиках, поэтапным закрытием смежных шахт, что, в конечном счете, формирует зональные понижения подземных вод;
- 2) водной миграцией, в том числе из поверхностных водоемов и водотоков, поверхностным стоком с поверхности отвалов и фильтрацией шламовых

вод из прудов-отстойников, что приводит к образованию гидрохимически схожих зон в пределах нескольких смежных шахтных полей;

3) воздушной миграцией и осаждением твердых частиц и газов, формирующих протяженные зоны влияния отдельных горнодобывающих предприятий с изменениями в биосфере, и взаимным перекрытием этих зон;

4) технологическими связями отдельных элементов ГТС в пределах горнопромышленного района, где располагаются производства единого цикла (металлургические, химические и др.), соединенные транспортной сетью и инфраструктурой.

Сложность и многофакторность процессов определяет достаточно широкий диапазон путей возможного развития ГТС. Выбор и обоснование наиболее приемлемого из них, обеспечивающего минимизацию воздействия на подработанный массив и устойчивое развитие ГТС в постликвидационный период представляет собой актуальную проблему управления состоянием геотехнических систем в горнопромышленных районах.

Решение данной проблемы возможно путем применения комплекса мер стабилизации техногенных проявлений с использованием защитных свойств массива горных пород и активного воздействия в его нарушенных зонах. Теоретической основой данного комплекса являются приложения теории фильтрации и массопереноса применительно к элементам ГТС с идентификацией моделей системным анализом результатов мониторинга состояния горных пород, подземных и поверхностных вод.

1.2. Особенности мониторинга подземных вод в горнопромышленных районах Украины

Анализ структуры и методов наблюдений, проводимых в горнопромышленных районах, основывается на классификации данных мониторинга, используемых в качестве параметров прогнозных моделей (табл. 1.2).

Основные составляющие мониторинга,
используемые для оценки состояния нарушенного массива

Процессы	Гидродинамические	<ol style="list-style-type: none"> 1. Осушение или затопление шахтного поля. 2. Фильтрация шламовых вод из хвостохранилищ и отстойников. 3. Подъем грунтовых вод, подтопление. 4. Влагоперенос в отвалах шахтных пород и зоне аэрации.
	Миграционные	<ol style="list-style-type: none"> 1. Массоперенос в подземных и шахтных водах. 2. Массоперенос в отвалах шахтных пород и зоне аэрации. 3. Перенос и осаждение твердых частиц и газов над поверхностью земли.
	Газодинамические	<ol style="list-style-type: none"> 1. Эмиссия метана в подземных выработках. 2. Вытеснение рудничной атмосферы при затоплении массива.
Параметры	Ненарушенного массива	<ol style="list-style-type: none"> 1. Проницаемость, трещиноватость. 2. Емкостные, сорбционные свойства горных пород. 3. Газоносность. 4. Напор подземных вод. 5. Насыщенность пород водой. 6. Концентрация веществ в подземных водах.
	Геотехнологически нарушенного массива	<ol style="list-style-type: none"> 1. Уровень дренирования и откачки шахтных вод. 2. Водоприток в выработки. 3. Концентрация веществ в шахтных водах. 4. Содержание газов в рудничной атмосфере.

Таблица 1.2 (продолжение)

Измерения	Методы	<ol style="list-style-type: none"> 1. Опытнo-фильтрационные, опытнo-миграционные работы и наблюдения. 2. Лабораторные исследования. 3. Физическое моделирование. 4. Аэрокосмическая и геофизическая съемка.
	Представительность	<ol style="list-style-type: none"> 1. Длительность во времени. 2. Охват территории. 3. Густота сети наблюдений. 4. Объем статистических выработок.
	Точность	<ol style="list-style-type: none"> 1. Соотношение «ПДК – порог чувствительности измерений». 2. Соотношение «точность измерений – точность расчетов».
	Частота	<ol style="list-style-type: none"> 1. Заданный период измерений. 2. Количество измерений в режиме реального времени.
Целевое назначение	Геотехнологическое	<ol style="list-style-type: none"> 1. Обеспечение технологических условий ведения горных работ. 2. Обеспечение безопасности в ходе ведения горных работ.
	Геоэкологическое	<p>Контроль физико-химических изменений:</p> <ol style="list-style-type: none"> а) в процессе разработки месторождений; б) на ликвидируемых объектах; в) в ходе восстановительных мероприятий.
Носители информации	Бумажные	<ol style="list-style-type: none"> 1. Отчеты, картографические материалы.
	Электронные	<ol style="list-style-type: none"> 1. Базы данных прогнозных моделей. 2. Геоинформационные виды представления результатов расчетов и моделирования.

Среди данных мониторинга наиболее представительны результаты измерений параметров гидродинамических процессов [33, 34, 112]: проницаемость, уровень подземных вод, водонасыщенность почв и грунтов, скорость влагопереноса, уровень шахтных вод, водопритоки, дебиты скважин, фильтрационные утечки из водоотстойников и хвостохранилищ, а также гидрологические характеристики поверхностных водотоков. Результаты миграционных и газодинамических наблюдений имеют гораздо меньшую представительность.

Лабораторные исследования и физическое моделирование хорошо зарекомендовали себя при определении параметров в рыхлых осадочных породах [41]. Благодаря упорядоченной неоднородности полученные результаты с помощью стохастических моделей могут быть адекватно перенесены на крупномасштабные объекты. Опытно-миграционные работы в песчаных пластах не дают статистически устойчивых значений параметров. Напротив, высокая гетерогенность трещиноватых пород делает опытные работы основным источником достоверной информации о динамике фильтрационных и миграционных потоков [15, 37, 60, 64, 66, 77]. При этом значения самих параметров оцениваются с помощью теоретических моделей трещиновато-пористой среды.

Методы аэрокосмического и дистанционного мониторинга позволяют пополнить информацию о структуре разрабатываемого массива, особенностях геологических и некоторых медленно меняющихся физических полей. Обобщенная и целостная картина, даваемая этими методами, незаменима при обосновании региональных моделей, оценке водного баланса и динамики влагопереноса в зоне аэрации на больших территориях. Возрастающую роль при построении физических и геологических полей играют датчики (сенсоры), объединенные в единую сеть и предоставляющие информацию в режиме реального времени [2]. Прежде всего, это относится к гидрофизическим параметрам поверхностных процессов (влажность, всасывающее давление) и характеристикам газодинамических процессов в подземных выработках. В то же время, аэрокосмические методы не в состоянии отразить механизмы функционирования природно-технического объекта, которые могут быть изучены физическими экспе-

риментами, опытно-фильтрационными и опытно-миграционными работами и наблюдениями. Также эти методы не могут заменить измерений свойств горных пород, особенно на значительных глубинах. Кроме того, средства дистанционного мониторинга пока не позволяют достоверно оценивать векторные физические поля (скорость фильтрации, массопоток).

Геофизические методы позволяют оценивать трещиноватость и пустотность на различной глубине, относительную интенсивность фильтрационных утечек через дно хвостохранилищ и водоотстойников, оконтуривать зоны повышенной минерализации в приповерхностных водоносных горизонтах [41]. К сожалению, ввиду принципиальных ограничений геофизические методы не позволяют достоверно и с требуемой детальностью определять миграционные и газодинамические параметры.

Учитывая возможности и ограничения методов геофизической съемки и аэрокосмического мониторинга, в среднесрочной перспективе основным источником исходных данных для прогноза фильтрационного массопереноса в нарушенном массиве останутся лабораторные и натурные исследования.

Для оптимального покрытия наблюдаемой территории режимной сетью обычно рекомендуется ее сгущать в зонах с резко меняющимися свойствами пород: вблизи разломов, в зонах тектонических нарушений. Частота отбора проб должна быть увязана со скоростью наблюдаемых процессов, чтобы обеспечить возможность контроля и своевременного принятия решений.

Например, на территории ЦРД, на которой выполнялось прогнозное моделирование, площадью 1151 км² расположено 83 наблюдательные скважины [60]. Даже при условии, что все они находятся в рабочем состоянии, на одну скважину приходится около 14 км², что в условиях сложного геологического строения района является недостаточным для локальных оценок в масштабе отдельного шахтного поля. Косвенная информация о структуре может быть получена из планов горных работ и данных о фактическом состоянии выработок.

При разработке месторождений мониторинг нацелен преимущественно на получение информации, необходимой для безопасного ведения горных работ

в процессе добычи, что определяет его геотехнологический характер. В период свертывания горных работ и закрытия шахт на первый план выходят геоэкологические параметры, отражающие функционирование экосистем и влияющие на состояние здоровья населения: концентрации токсичных веществ в почвах и подземных водах, глубина залегания подземных вод, газовыделение из нарушенных массивов горных пород и т.д.

Результаты измерений и контроля гидродинамических параметров в горнопромышленных районах в большинстве случаев носят качественный характер при выборочной количественной детализации в некоторых зонах. Наиболее полная картина имеется по грунтовым водам и динамике подтопления в поймах урбанизированных территорий. Представительны также данные по уровням подземных вод во втором и третьем горизонтах от поверхности, используемых для водоснабжения. Значительно меньше результатов наблюдений за влагопереносом в зоне аэрации и отвалах пустых пород, хотя для обоснования прогнозных моделей допустимо использовать закономерности, полученные ранее экспериментальным путем.

Наиболее труднодоступны для натурных исследований подработанные массивы сложной геологической структуры, как, например, в Центральном районе Донбасса. Если методика опытно-фильтрационных работ в верхних горизонтах хорошо апробирована, то для более глубоких слоев (ниже 200–300 м от поверхности) она еще далека от совершенства. Проводившиеся откачки и пластоиспытания [64] были ориентированы на оценку фильтрационных свойств в определенном диапазоне глубины без должного учета анизотропии трещиноватости в массиве. Полученные значения коэффициента фильтрации не увязаны с параметрами трещиноватости. Сравнительная оценка фильтрационных свойств пачек песчаников и сланцев основывается скорее на гипотезах, а не измерениях. Проницаемость междушахтных целиков, особенно важная при прогнозах затопления, оценивается косвенно по результатам, полученным в пределах шахтного поля. Измеренные различные уровни подземных вод в скважинах на разной глубине позволяют оценить степень сдренированности отдельных

водоносных слоев. Однако из-за сложной неоднородной структуры массива горных пород затруднительно оценить радиусы дренирующего влияния отдельных выработок, построить целостную картину осушения шахтного поля.

Нарушения структуры пород в результате горных работ и вызванные этим изменения проницаемости, в том числе в зонах обрушения, не всегда адекватно учитываются при измерениях. Часто неизвестно, в какой мере коэффициент фильтрации отражает гидравлическую проницаемость массива, измененную выработками, крупными трещинами и полостями вблизи них, каким образом этот параметр зависит от положения забоев очистных и подготовительных выработок и объема выработанного пространства. В случае получения широкого диапазона оцениваемого параметра утрачивается смысл в увеличении количества измерений, поскольку при решении обратных прогнозных задач неизбежно приходится выполнять его калибровку.

Данные об уровне шахтных вод и водоприитоках, как общешахтных, так и по отдельным горизонтам, в целом достаточно представительны с точки зрения обоснования моделей, что поясняется важностью этих показателей для обеспечения гидробезопасности ведения горных работ.

Наблюдения за перетоками через сбойки между шахтами носят эпизодический характер. Так, временной ряд изменений расхода и положения уровня напора с интервалом 1 сутки [37] вполне достаточен для апробации методических разработок при наличии данных о завалах в сбойке. Однако, практическое применение численных моделей, как правило, сопряжено с отсутствием информации о техническом состоянии сбоек и степени их гидравлического совершенства [64]. Это требует, в свою очередь, применения вероятностных моделей оценки перетока и формирования подпора.

В ходе опытно-миграционных работ определяются следующие параметры [41, 66]: содержание макро- и микрокомпонентов, искусственных органических веществ в подземных, поверхностных и шахтных водах, в почвах, а также оцениваются параметры переноса и массообмена.

Результаты гидрохимического мониторинга в горнопромышленных районах Украины за последние 10–15 лет, в основном, носят выборочный и эпизодический характер, содержат, большей частью, только базовые показатели. В качестве примера относительно полного гидрохимического исследования нарушенного массива в сложных природных и техногенных условиях можно привести опытно-миграционные эксперименты в Горловско-Енакиевском промышленном районе, выполненные в 1990–1992 гг [66]. Полученные данные характеризовали свойства, структуру, степень нарушения водопроницаемых слоев в зоне ведения горных работ, включали показатели содержания во всех элементах геологической среды тех токсичных веществ, которые поступают из промзоны действующих предприятий. Выполненные запуски флуоресцентных трассеров позволили оценить пути и скорости миграции в подработанном массиве на полях нескольких шахт.

Вместе с тем, упомянутые исследования, которые впервые системно и детально охватили столь широкий район, нацеливались главным образом на формирование общей картины распространения токсичных веществ в нарушенной геологической среде. В силу ряда причин полученные данные, даже при периодическом обновлении, затруднительно использовать для выполнения миграционных прогнозов.

Во-первых, обычно применяющиеся на практике модели фильтрации и массопереноса, основанные на представлениях механики сплошной среды, не соответствуют сложной структуре подработанных массивов трещиноватых пород. Поэтому, даже при наличии опытных данных, невозможно адекватно описать механизмы водной миграции в зонах природной и нарушенной трещиноватости, содержащих подземные выработки различного типа и размера.

Во-вторых, частота гидрохимического опробования подземных и шахтных вод (1 раз за 3–6 сут в ходе опытно-миграционных работ и 1–3 раза в квартал в ходе последующих режимных наблюдений) оказалась недостаточной. Запуски трассеров подтвердили высокую скорость распространения и рассеяния растворенных веществ (сотни метров в сутки), мигрирующих от места запуска

на поверхности до шахтного водосборника в течение от двух-трех до 35 суток. Поэтому при поквартальных замерах в шахтных водах можно пропустить пиковые увеличения концентрации, длящиеся, согласно результатам запусков, не более двух недель. С другой стороны, посуточный отбор проб, проводившийся при запусках, нереален в обычном режиме ввиду больших затрат. В данных условиях достаточной для обоснования параметров прогнозных моделей была бы частота гидрохимического опробования шахтных вод 2–3 раза в месяц.

Использование полученных данных в миграционных моделях осложняется неточной пространственно-временной привязкой информации о проведенных измерениях. Для верификации и калибровки моделей, кроме указания слоя и интервала опробования, необходимо фиксировать время и уточнять место отбора проб. Эти данные необходимы при сопоставлении периодов и интенсивностью утечек с поверхности с концентрациями и временем появления мигрирующих веществ в горных выработках и водосборниках.

По результатам работ были установлены более высокие концентрации в подземных водах по сравнению с шахтными. Вероятнее всего, это связано с разбавлением миграционных потоков в водосборниках. С этой точки зрения более информативны измерения в подземных водах, которые непосредственно свидетельствуют о путях миграции и содержании веществ в горных породах.

При обнаружении токсичных веществ в подземных и шахтных водах часто их концентрации намного превышают ПДК. Широкий диапазон концентраций в целом способствует более достоверной оценке миграционных параметров и повышению адекватности моделей. С другой стороны, низкая чувствительность измерительной аппаратуры, особенно если предел обнаружения веществ сопоставим с ПДК, приводит к проблемам верификации моделей. Такие ситуации могут возникать для некоторых микроэлементов.

Анализ гидрохимических исследований указывает на первостепенную роль трещин и разломов в водообмене и миграции. Вместе с тем, количественные характеристики трещиноватости не исследовались в должной мере применительно к угольным бассейнам Украины. Проницаемость пород количествен-

но характеризуется только усредненным коэффициентом фильтрации, значения которого варьируют в широком диапазоне (до двух-трех порядков). Однако адекватный прогноз миграции требует достоверного определения параметров трещин (раскрытия, густоты, азимута и угла падения, наличия нескольких систем трещин). Кроме того, необходимо знать степень пересеченности горных выработок водопродящими трещинами, которые в значительной мере формируют водоприток и поступление растворенных веществ. Помимо гидродинамических параметров, необходимы достоверные оценки параметров массообмена и сорбции в трещиноватых породах. Известные результаты, полученные в лабораторных условиях для некоторых тяжелых металлов и комплексных соединений [110], относятся преимущественно к равновесной сорбции в рыхлых породах.

Систематический мониторинг газодинамических процессов проводится, как правило, на этапе разработки месторождений и связан с обеспечением безопасного ведения горных работ. Он сосредоточен на прогнозе выбросов газопородной и углепородной смеси в подземных выработках, оценке скорости движения и состава рудничного газа.

По мере свертывания добычи и погашения выработок наблюдения за газовым режимом в отработанном массиве обычно прекращаются. Содержание метана в изолированных полостях, давление рудничного газа и его поток на поверхность практически не измеряются. Выявление потенциально опасных зон по выделению метана на поверхность земли производится по качественным, литолого-стратиграфическим критериям с учетом тектоники и пространственного положения выработок [76, 77, 79]. Косвенные количественные оценки возможны по отдельным случаям взрывов и пожаров в наземных строениях.

Натурные исследования в Донбассе позволили определить дебит газа из скважин, деггазирующих изолированные выработки (до 0,8 м³/мин), определить его состав, в котором содержится от 2 до 50% СН₄ [76]. Упомянутые замеры носили локальный характер, по ним затруднительно оценить поток газа на поверхность в пределах шахтного поля. В то же время, полученные данные можно

использовать для верификации моделей миграции газа в трещиноватом массиве.

По результатам наблюдений за ходом затопления группы шахт «Нововолынские» во Львовско-Волынском бассейне [77] установлена качественная зависимость между затоплением нижних горизонтов, вытеснением рудничного газа и подъемом грунтовых вод. Однако строгий количественный анализ этих процессов требует сопоставления временных рядов, отражающих динамику затопления выработанного пространства, и подъема грунтовых вод. При этом необходим учет пространственного положения выработок, а также деформаций поверхности земли. Эти данные представлены недостаточно.

Влияние газонасыщенности на динамику затопления шахтного поля теоретически рассматривалось в рамках плоско-вертикальной модели двухфазного течения «вода-газ» [60]. Полученные оценки количественно не противоречат физике процесса, но мелкий масштаб моделирования и размеры блоков не позволяют пока опытным путем подтвердить результаты численного моделирования.

В ходе наблюдений на работающих шахтах обычно определяется объем эмиссии метана через системы вентиляции. Оценки эмиссии газов через трещины и разломы из отдельных изолированных выработок и горизонтов, реализованные в зарубежной практике [131], весьма приближенны и непригодны для групп шахт. Интенсивность эмиссии оценивалась расчетным путем с использованием балансовых моделей.

1.3. Анализ методик прогнозирования гидрогеологических условий геотехнических систем

Как свидетельствует отечественный и зарубежный опыт [41, 60, 123, 125, 129, 141, 144], достоверное прогнозирование многофакторных процессов в нарушенном горными работами массиве возможно только на основе нелиней-

ных и стохастических нестационарных моделей, отражающих фактор неопределенности, дефицита исходных данных и ошибок измерений.

Быстрое развитие вычислительной техники, разработка большого количества математических моделей, создание специальных программ дали возможность выполнять детальное количественное описание пространственно-временных изменений в ГТС локального и регионального масштабов. Современные компьютерные модели подземной гидродинамики и массопереноса обеспечивают высокую точность вычислений.

Однако это не сняло вопрос об адекватности применяемых моделей описываемым процессам. Причинами этого являются, в частности, несоответствующие реальности представления о сплошности среды, положенные в основу большинства моделей подземной гидрогазодинамики и массопереноса, а также их детерминированный характер. Кроме того, технический уровень средств мониторинга и слабая представительность исходных данных существенно снижают обоснованность результатов моделирования. Поэтому ошибки прогнозирования определяются также погрешностью измерения параметров, используемых в моделях и показателей, сопоставляемых с результатами расчетов при решении обратных задач.

Для повышения адекватности моделирования и достоверности выполняемых прогнозов необходимо: 1) установить степень представительности и точности рассчитываемых показателей, которые можно сопоставить с данными наблюдений, 2) определить, каким образом результаты прогнозов зависят от параметров, определяемых экспериментальным путем.

Развитие прогнозирования в последние годы шло в основном по двум направлениям: 1) применение совершенных статистических методов для анализа неполных данных мониторинга (в том числе корреляционный, регрессионный и дисперсионный анализ) [31]; 2) моделирование сопряженной фильтрации и массопереноса преимущественно методами конечных разностей и конечных элементов [127, 140]. Синтезом этих подходов стало совместное применение теории случайных процессов и феноменологических моделей, предполагающее

многократное построение случайных полей – аналогов полей проницаемости или других характеристик нарушенного породного массива. Данный путь наиболее перспективен, хотя требует существенной теоретической доработки и больших затрат вычислительных ресурсов.

Такой подход использовали для оценки инфильтрации в зону предполагаемого захоронения высокоактивных ядерных отходов в штате Невада (США) [141]. Модель ненасыщенного потока была протестирована на реальном объекте путем многократного построения реализаций структуры неоднородного массива, представленного Гауссовым случайным полем. Аналогично в [143] были произведены оценки зон перехвата загрязненных подземных вод скважинами в Германии в условиях неполной информации о проницаемости водоносных горизонтов.

Иногда сугубо статистический подход может стать альтернативой при анализе подработанного массива, рассматриваемого как «плохо организованная система» [16]. Вследствие неполноты данных мониторинга и отсутствия надежной информации о структуре массива и геометрии выработанного пространства широкое распространение получили эмпирические формулы [21, 34, 116]. Однако полученные таким путем закономерности обладают выраженной объектной ограниченностью, а многие используемые параметры и эмпирические коэффициенты не отражают физический смысл процессов.

В настоящее время для угледобывающих районов актуальна проблема обеспечения надежности управления гидродинамическим режимом в ходе закрытия отдельных шахт. В частности, требуемой точности прогнозирования не удовлетворяют применяемые без достаточной детализации фрагментов гидродинамические модели, что препятствует корректному сопряжению решений в системе масштабов «район – шахтное поле – горная выработка». Известные и применяемые на практике методики расчета водопритоков в подземные выработки [5, 19] базируются, главным образом, на осредненных в пространстве и времени соотношениях и не всегда адекватно отображают структуру массива пород. Кроме того, при прогнозировании осушения и затопления выработок ча-

сто не рассматриваются такие важные факторы, как неравномерное дренирование массива, изменение внешних и внутренних границ области фильтрации, очередность и темпы ведения горных работ и т. д.

Полный и достоверный прогноз затопления выработанного пространства обязательно должен учитывать эти факторы и опираться на «предысторию» затопления, которая включает этапы проходки вскрывающих и магистральных выработок. Важность моделирования осушения подземных выработок состоит также и в том, что оно позволяет уточнить структуру области фильтрации и свойства пород на основе решения обратных задач. Совокупность прогнозных моделей осушения и затопления подземного пространства дает возможность количественно проанализировать гидрогазодинамические и гидрохимические процессы в массиве в течение всего периода функционирования горнодобывающего предприятия.

Первым шагом на этом пути является создание гидродинамической модели, соответствующей периоду проведения подземных горных выработок. Задача моделирования на данном технологическом этапе состоит в оценке дренирующего эффекта вскрывающих и подготовительных выработок и уточнении влияния напластования на проницаемость массива в целом. Такие оценки выполняются на основе сопоставления рассчитанных и фактических водопритоков в заглубляющийся шахтный ствол и удлиняющиеся горизонтальные выработки. Модели такого типа могут использоваться при проведении новых стволов для оценки темпов, сроков и технологии проходки, которые минимизируют водопритоки.

Решения по организации работы шахтного дренажа, как при эксплуатации, закрытии, так и при консервации шахт, часто обосновываются численным моделированием фильтрации. Достоверность и эффективность численных моделей во многом зависит от адекватности учета горнотехнических и гидрогеологических особенностей месторождений: изменений фильтрационных свойств в зонах обрушения, анизотропии трещиноватых массивов, неравномерности от-

работки пластов на разных горизонтах, разветвленности подземных выработок разных типов, изменчивости углов падения пластов и т.д.

Проницаемость в прогнозных моделях задается обычно одним из следующих способов. Первый путь предполагает детальную оценку фильтрационных свойств в разных элементах массива (водоупорных и проницаемых слоях) в сочетании с максимально точным описанием геометрии пластов и периодов ее активного изменения. Далее с помощью локальных пространственных моделей оценивается «эффективная» проницаемость данного участка шахтного поля. С другой стороны, оценку «эффективного» или усредненного коэффициента фильтрации можно получить экспериментально, без детальных измерений и анализа внутренней структуры массива. Этот путь требует меньших затрат, однако непригоден для выполнения локальных прогнозов в пределах шахтного поля, например, миграции к выработкам. В настоящее время преобладает второй подход, что связано с первоочередной необходимостью изучения процессов на больших территориях и разработкой региональных моделей.

В процессе решения обратных задач существенной проблемой является корректность сопоставления расчетных и фактических данных. Так, крайне затруднительно определить «среднее» значение напора в блоке с размерами сторон несколько сот метров в региональной модели ввиду неравномерного распределения выработок и пустот по глубине. В связи с этим, не совсем корректно сравнивать точечные измерения напора в скважинах непосредственно с рассчитанным напором в блоках. Косвенной оценкой может приниматься глубина ведения горных работ, отметки осушенных выработок, измеренные водоприитоки.

Известные методы численного моделирования фильтрации, в том числе для массивов шахт [41, 140], не полностью учитывают вышеперечисленные факторы, а расчетные параметры моделей на крупной сетке часто не увязаны со структурой шахтного поля и происходящими там процессами, требующими крупного масштабирования. Применение пространственных моделей фильтрации [127], которое целесообразно преимущественно для расчетов в отдельных

частях шахтного поля, требует значительной детализации массива, что не всегда обеспечено исходными данными. Кроме того, чрезмерное усложнение моделей зачастую не соответствует запросам и требованиям принимаемых инженерно-технических решений, а также точности определения параметров. В качестве определенной альтернативы упомянутым подходам могут рассматриваться аналитические методы моделирования фильтрации. Однако их применение ограничено условием относительной однородности массива.

Оптимальным для расчета гидродинамического режима на территории группы шахтных полей представляется использование квазипространственной модели, основанной на схеме плановой фильтрации. При этом необходимо, с одной стороны, адекватно учитывать график проведения горных работ и неоднородность массива. С другой стороны, параметры моделей следует увязывать с физикой процессов внутри блоков сетки, избегая имитационной калибровки результатов при решении обратных задач.

При расчете фильтрации в условиях крутого залегания пластов часто не учитывается изменение длины пути фильтрации вследствие наклона водоупора, нарушение целостности в результате подработки и сдвижения пород. Известные модели фильтрации на наклонном водоупоре основаны на уравнениях фильтрации для плоского водоупора с небольшим уклоном [69, 70], применимых для незначительных уклонов, которые не превышают 10-12%, причем путь фильтрации приближенно заменяется его проекцией. При этом влияние формы водоупора на положение кривой напора систематически не исследовалось. Теоретический учет перечисленных факторов при расчете безнапорной фильтрации был выполнен в [85].

Значительная часть разрабатываемых подземным способом месторождений приурочена к трещиноватым массивам. Определение параметров гидродинамического режима в таких условиях с позиций механики сплошной среды наталкивается на серьезные трудности. С целью согласования фактических и расчетных данных в численных моделях приходится либо чрезмерно детализировать область фильтрации, либо задавать фиктивные значения параметров на

грубой сетке без необходимого экспериментального обоснования [19]. Вследствие этого адекватный прогноз миграции в массиве пород вокруг выработок на основе известных численных моделей становится весьма проблематичным.

В качестве возможной альтернативы может рассматриваться схема фильтрации в среде с двойной пористостью (трещиновато-пористая среда) [5, 83]. В моделях этого типа течение в трещинах и слабопроницаемых блоках считается изолированным, что требует сопряжения двух независимо решаемых задач. Кроме того, параметры взаимодействия между трещинами и блоками довольно трудно определить экспериментальным путем. Применение аналитических зависимостей [78] может быть оправдано только для предварительных оценок и сравнительно простых расчетных схем.

При прогнозе миграции веществ в подземных водах наибольшее распространение получили численные методы [39, 52, 55, 126], что связано главным образом с неоднородностью области фильтрации, сложной формой ее границ. Точность применяемых алгоритмов часто оценивается только ориентировочно, например, путем дробления сетки. Более обоснованные оценки, полученные с привлечением точных решений, известны лишь для некоторых одномерных краевых задач массопереноса [20, 80]. В последнее время выполнен ряд исследований по влиянию стохастической неоднородности на фильтрацию и миграцию в насыщенных грунтах и трещиноватых средах [133, 136, 145, 146, 147], при этом большинство их носит либо теоретический характер, либо ограничено сопоставлением с результатами, полученными в лабораторных условиях.

На практике в основном используются двумерные модели (плановые или профильные). Одной из особенностей решения рассматриваемых задач в двумерной постановке является наличие внутренних, преимущественно площадных, источников произвольной формы. Так могут быть схематизированы, в частности, участки складирования шахтных пород, отходов предприятий горнодобывающего цикла, другие объекты – источники поступления токсичных веществ в подземные воды.

Серьезной проблемой горнодобывающей отрасли на современном этапе является обеспечение безопасности ведения горных работ в условиях загрязнения подземных и шахтных вод тяжелыми металлами, серосодержащими и хлорорганическими соединениями, радионуклидами [25, 66, 110]. Моделирование миграции в подземных водах и прогноз поступления токсичных веществ в шахтные воды в таких ситуациях сопряжены с рядом трудностей. Кроме традиционной для гидрогеохимических прогнозов проблемы нехватки исходных данных следует указать на отсутствие надежных значений для параметров выщелачивания, растворения и сорбции в природных условиях.

Известные публикации по данному вопросу имеют сугубо теоретическую, либо чисто практическую направленность. Так, в [27] предложена численная модель тепломассопереноса в горном массиве после подземного ядерного взрыва. На основе расчетов сделан вывод о возможности длительного (десять лет) существования в толще слабопроницаемых пород значительного по объему высокотемпературного очага (400-500 °С). Однако это не согласуется с результатами, известными по реальным замерам, например, на объекте «Кливаж»: спустя 13 лет после камуфлетного взрыва на большой глубине при обычном температурном фоне концентрации радионуклидов в пробах воды были значительно ниже предельных величин. На основании экспериментов [75] были установлены некоторые закономерности миграции радионуклидов в глубоких водоносных горизонтах, которые, к сожалению, не увязаны с геометрией массива и свойствами пород.

Моделирование миграции в трещиноватом массиве на основе представлений сплошной среды наталкивается на непреодолимые трудности. Это вызвало повышенный интерес к моделям фильтрации и массопереноса в массивах со случайной проводимостью [81, 118]. Однако применение этих разработок на практике пока сдерживается недостатком данных о распределении параметров трещиноватости, наличии различных систем трещин, проблемами интерпретации результатов прогноза.

Наличие заполненных газом выработок при затоплении шахт существенно влияет на гидродинамические процессы [58]. Это проявляется в изменении водопритоков и перетоков через целики в смежные шахтные поля, подъеме уровня подземных вод после вытеснения газа из выработок и т. д. Сложная структура подземного пространства в подработанном массиве может существенно изменить места выхода рудничных газов на поверхность.

Прогнозирование движения газа при затоплении шахт требует совместного использования моделей газовой динамики и двухфазной фильтрации. Для расчета эмиссии широко используются балансовые модели с обобщенными параметрами [132], которые, однако, не дают возможности прогнозировать выход газов на поверхность земли. Численные модели, в частности [8, 119], используются преимущественно для решения технологических задач, например, для расчета давления газа и концентрации метана в тех частях массива, где ведется добыча угля. При этом параметры выработок и интенсивность выделения газа, которая зависит от многих факторов, задаются упрощенно.

Отдельные практические аспекты, связанные с оценкой интенсивности газовыделения, дегазацией угольных пластов, аэродинамикой угольных шахт в условиях вентиляции, тепловыми процессами, измерением давления в пластах и выработках, связью газодинамических явлений с водоотливом, рассматривались в [7, 9, 68]. Натурные исследования носили во многом качественный характер и часто ограничивались оценкой мест возможного выхода рудничных газов на поверхность земли. Движение газа при затоплении шахт в системе «подземные выработки – трещиноватый массив – подземные воды» практически не рассматривалась.

1.4. Методики прогноза как инструмент обоснования решений по управлению состоянием геотехнических систем

Управление состоянием ГТС представляет собой актуальную задачу в горнопромышленных районах. Оно предполагает комплексное воздействие на

подработанный массив мерами активного изменения его гидродинамического и гидрохимического режимов в сочетании с использованием искусственных и естественных защитных барьеров (табл. 1.3).

Технические решения по управлению состоянием ГТС должны обеспечить локализацию последствий добычи полезных ископаемых и контролируемый переход к устойчивому функционированию природных и технических составляющих систем после ликвидации шахт. Следует учитывать, что ввиду нелинейности взаимосвязей в ГТС простая суперпозиция технических решений по управлению отдельными компонентами системы (водоотливом, отвалами и т.д.) не будет эффективной. Так, рациональный водоотлив невозможно рассчитать лишь на основе гидродинамических критериев без учета гидрохимического режима, обеспечения устойчивости целиков, наличия заглубленных объектов химической опасности и т. д.

Обоснованность управленческих решений определяется уровнем знаний о состоянии и поведении ГТС, что отражается показателями количества и достоверности информации. Для хранения результатов мониторинга, их графического представления и первичного анализа характеристик ГТС используются геоинформационные системы и различные базы данных. Однако они не могут служить инструментом прогноза в условиях неполноты и неточности содержащейся в них информации.

Важнейшим элементом для реализации эффективного управления ГТС в горнопромышленных районах является прогнозирование фильтрационных и миграционных потоков в нарушенном массиве, вызванных ведением и свертыванием горных работ. Такое прогнозирование предполагает детальное количественное описание наиболее динамичных элементов ГТС и тех процессов, от которых в первую очередь зависят условия ведения горных работ, качество жизни населения и состояние биосферы. С этой точки зрения особое значение в период ликвидации шахт приобретают процессы в подземных, поверхностных водах, в атмосфере подземных выработок.

Основные элементы мониторинга и управления ГТС
в горнопромышленных районах

	Меры контроля, прогноза и управления состоянием ГТС
Гидродинамический режим	<ol style="list-style-type: none"> 1. Контроль уровня подземных вод при осушении и затоплении шахтного поля. 2. Управление водоотливом при закрытии шахт. 3. Дренаж участков подтопления на шахтных полях.
Гидрогазодинамический режим	<ol style="list-style-type: none"> 1. Оценка путей и мест выхода шахтных газов на поверхность. 2. Дегазация массива и предотвращение выделения газа на поверхность земли.
Гидрохимический режим	<ol style="list-style-type: none"> 1. Контроль состава подземных и поверхностных вод при осушении и затоплении шахтного поля, складировании остаточных продуктов добычи. 2. Локализация объектов химической и радиационной опасности на поверхности шахтного поля и в глубоких горизонтах отработки.
Породные отвалы	<ol style="list-style-type: none"> 1. Создание плодородного слоя на поверхности отвалов путем внесения почвообразующих смесей. 2. Снижение инфильтрации и выщелачивания с помощью грунтовых покрытий.

Разрабатываемые в настоящее время технические проекты и рекомендации часто основываются на упрощенных представлениях о подработанном массиве и соответствующих прогнозах гидрогазодинамического и гидрохимического режимов в них. В связи с этим возникает необходимость разработки методов анализа параметров состояния ГТС, которые бы соответствовали уровню сложности процессов, степени достоверности, представительности данных мо-

нитинга, и при этом оптимизировали использование ограниченных материальных и финансовых ресурсов.

Обоснование управленческих и технических решений, представленных в табл. 1.3, предполагает выполнение следующего комплекса исследований [121]:

1) прогнозирование изменений подземной гидросферы в местах ведения горных работ с оценкой устойчивости зависимых от нее природных комплексов;

2) прогнозирование изменений эколого-технических параметров действующих, закрывающихся и проектируемых объектов;

3) регулярный сбор, накопление и представление информации по фактическим и ожидаемым параметрам состояния ГТС;

4) внедрение технологий переработки, нейтрализации и локализации остаточных продуктов добычи, а также нетрадиционного использования ресурсов недр, обоснование их эффективности;

5) составление карт горнопромышленных районов, отражающих влияние добычи полезных ископаемых на геологическую среду.

б) оценка отдаленных изменений гидродинамического и гидрохимического режимов, а также цепочек необратимых процессов.

Прогноз изменений гидродинамического режима нацелен на обоснование наиболее рационального способа закрытия шахт с контролируемым переходом к минимальному водоотливу и природному составу подземных и шахтных вод при минимизации площади заболачиваемых и подтапливаемых территорий на поверхности. В качестве главных ограничений при решении данной задачи выступает последовательность затопления смежных шахтных полей, соединенных сбойками с различной степенью гидравлического совершенства.

Задача управления гидрогазодинамическим режимом угольных шахт, выводящихся из эксплуатации, состоит в обеспечении безопасного ведения горных работ и затопления выработанного пространства в зоне расположения старых и погашенных выработок, оценке зон с угрозой выхода метана на поверхность и предупреждения возможности опасности взрывов и пожаров в зданиях.

Сложность реальных процессов, большой масштаб территории и невозможность ее достаточного охвата измерительной аппаратурой делают модели движения газа и эмиссии метана в подработанном массиве обязательным инструментом при разработке комплекса защитных мероприятий.

Важным компонентом безопасности работ при подземной добыче является гидрохимический режим шахтных вод. Контроль химического состава откачиваемой воды может дать общее представление о пространственном распределении различных элементов в регионе и по отдельным шахтам, выявить общие закономерности изменения содержания некоторых веществ в подземных водах на протяжении длительных периодов. Однако предсказать пути и скорости миграции опасных веществ, оценить влияние отдельных очагов загрязнения подземных вод возможно только с помощью прогнозных моделей, опирающихся на экспериментальные исследования в рамках гидрохимического мониторинга.

Размещение объектов радиационной и химической опасности, как на поверхности горного отвода, так и в глубоких геологических формациях сопряжено с риском поступления продуктов выщелачивания в шахтные воды. Эти риски могут быть практически сведены к нулю за счет комплексного использования естественных и искусственных барьеров на пути миграции [44]. Однако, возможность ведения горных работ вблизи таких объектов в шахтном поле должна быть доказана с помощью многовариантных прогнозов, учитывающих взаимосвязанные физико-химические и геомеханические процессы. В качестве вариантов развития ситуации следует рассматривать «неблагоприятный» и «реалистический» варианты, которые определяются комплексом значений миграционных параметров, таких, как показатели проницаемости, сорбции, гидродисперсии, скорости выщелачивания.

Минимизация миграционных потоков от твердых остаточных продуктов добычи, в первую очередь шахтных пород на поверхности массива, нацелена на устранение последствий ветровой и водной эрозии. Это может быть достигнуто: 1) изменением физико-химических параметров в верхнем слое и обеспечением условий стабильной вегетации, 2) снижением инфильтрации с одновре-

менным уменьшением интенсивности выщелачивания сульфидсодержащих минералов.

Защитные покрытия отвалов шахтных пород на пологих участках формируются внесением различных почвообразующих добавок, содержащих соединения кальция и уменьшающих кислотность, а также препятствующих растворению сульфидсодержащих минералов [38]. Основной проблемой создания таких покрытий является определение рационального состава и оптимальных сроков внесения добавок, что требует прогноза химических изменений в породах и поровом растворе.

Контроль и локализация распространения тяжелых металлов и других микро- и макрокомпонентов, радионуклидов в подземных водах вокруг поверхностных хвостохранилищ обеспечивается во многом с помощью глинистых защитных слоев (экранов), подстилающих пульпу из продуктов переработки руд металлов и другого сырья. При длительных сроках эксплуатации таких объектов неизбежно возникают деформации подстилающих слоев, а миграция сопровождается исчерпанием их сорбционной емкости. Эффективность естественных барьеров резко снижается при наличии литологических «окон» и зон повышенной проницаемости водоупоров. Управление физико-химическими параметрами в верхних слоях массива в таких условиях основано на прогнозах распространения компонентов выщелачивания остаточных продуктов добычи в подземных водах, по результатам которых регламентируется мониторинг подземных вод и определяется комплекс мер активного воздействия на водоносные горизонты.

1.5. Концепция моделирования фильтрационных и миграционных процессов в нарушенных породных массивах

Предлагаемый подход [86] базируется на комплексном применении аналитических, численных и имитационных моделей, использующих феноменоло-

гические подходы и статистические методы для описания многофакторных процессов в массиве, нарушенном горными работами (рис. 1.3).



Рис. 1.3. Принципы классификации моделей фильтрации и массопереноса в ГТС горнопромышленного района.

Созданный комплекс моделей [87, 88, 91, 93, 94, 95, 97, 98, 99, 105] предназначен для прогнозирования фильтрационных и миграционных потоков в массиве, нарушенном горными работами, а также их долговременных последствий, затрагивающих наиболее подвижные элементы: гидросферу и верхний слой литосферы.

Связь между параметрами моделей выражается функциональными (обычно нелинейными), либо стохастическими соотношениями. Характеристики распределенных параметров определяются по результатам статистической обработки измерений, а вид распределения выбирается исходя из анализа горно-геологических условий на реальном объекте и оцениваемого параметра.

Обобщенно связи между исходными параметрами и расчетными характеристиками можно представить в табличном виде (табл. 1.4). Необходимость учета разномасштабных процессов приводит к тому, что те же параметры в различных моделях могут рассматриваться как детерминированные (обычно статистически усредненные) или как распределенные. Предложенные зависимости между параметрами соответствуют современному состоянию мониторинга в горнопромышленных районах и возможностям подготовки исходных данных.

При высоком уровне компьютерных моделей возможность сопоставления результатов расчетов с данными наблюдений зависит главным образом от полноты и достоверности экспериментов. Среди указанных в табл. 1.4 параметров наиболее представительны измерения фильтрационных характеристик (напора, расхода), в меньшей степени – миграционных и газодинамических, что связано со спецификой ведения горных работ и техническими особенностями измерений.

Ряд параметров и расчетных характеристик задаются в виде многомерных случайных величин или случайных полей. Для таких параметров в любой точке массива P в момент времени t выделяются закономерная $\bar{\xi}$ и случайная ξ' составляющие

$$\xi(M, t) = \bar{\xi}(M, t) + \xi'(M, t). \quad (1.1)$$

Пусть $\Xi(t)$ – формальное представление случайного многомерного процесса, которое описывает пространственно-временные изменения параметров или прогнозируемых характеристик, $\Xi_i = \Xi(t_i)$ – фактические значения этих параметров в моменты времени t_i , $\Xi_{i,m}$ – измеренные в системе опорных точек – пунктов наблюдения с некоторой погрешностью в те же моменты, $\Xi_{i,c}$ – значения, рассчитанные на основании моделирования. Задача оптимального прогнозирования на основе неполных исходных данных состоит в минимизации математического ожидания погрешностей прогнозируемых величин на интервале времени $t_0 \leq t \leq t_p$:

$$M|\Xi_{i,m} - \Xi_{i,c}| \rightarrow \min; \quad i = 1, \dots, n. \quad (1.2)$$

В качестве ограничений используются распределения параметров, диапазоны их изменения и достоверного определения, а также показатели внешних, нередко плохо прогнозируемых факторов. При решении вычислительной задачи (1.2) часто необходимо находить процедуру оптимизации модели с точки зрения способа ее реализации и адаптации (рис. 1.3) в условиях, когда формализация процедуры проблематична.

Таблица 1.4

Взаимосвязь основных параметров процессов
фильтрационного массопереноса в нарушенных породных массивах

Рассчи- тываемые пара- метры	СД	Параметры, задаваемые для расчета																
		<i>K</i>	$\delta,$ $\alpha \beta$	<i>n</i>	<i>m</i>	<i>H_b</i>	ϵ	<i>D_f</i> <i>D_g</i>	<i>n_e</i>	λ	ρ_g	ψ	<i>p_g</i>	<i>V_w</i> <i>d_w</i>	<i>q_{ex}</i>	ϕ	<i>C_s</i> <i>q_s</i>	<i>H</i> <i>V</i>
<i>H</i>	С	+?	+?	+?	+	+	+?	-	-	-	-	-	-	+	!	-	-	×
<i>H_m</i>	В	+	?	+?	+	+	+?	-	-	-	-	-	-	+	!	-	-	+?
<i>Q</i>	В	+	?	+	+	+	+?	-	-	-	-	-	-	+	!	-	+	+?
<i>Q_{tr}</i>	В	+	+?	+	+	+	+	-	-	-	-	-	-	+	!	-	+	+?
<i>C_{gw}</i>	Н	+?	+?	+	+	-	+	+	+	+	-	+?	-	+	-	-	+?	+
<i>C_{mw}</i>	С	+?	+?	+	+	-	+?	+	+	+	-	+	-	+	+	-	+?	+?
<i>C_{sw}</i>	С	+	+?	+	+	-	+?	+	+	+	-	+?	-	-	+	-	+?	+
<i>q_{sw}</i>	Н	+	-	+	+	+	+	+	+	+	-	-	-	-	-	-	+?	+
<i>q_{gw}</i>	Н	+	-	+	+	+	+	+	+	+	-	+	-	-	+	-	+?	+
<i>P_w</i>	Н	+?	+?	+	+	+	-	+	-	-	!	+	!	+	!	+	-	+
<i>Q_g</i>	Н	+?	+?	+	+	+	-	-	-	-	!	+	!	+	!	+	-	+

В табл. 1.4 приняты следующие обозначения: *H* – напор (уровень) подземных вод; *H_m* – уровень шахтных вод; *Q* – водоприток в шахту; *Q_{tr}* – расход перебрасываемых вод из одной шахты в другую; *C_{gw}*, *C_{mw}* и *C_{sw}* – концентрации

веществ в подземных, шахтных водах и в поровом растворе верхних слоев грунта; q_{gw} и q_{sw} – массопотоки в грунтовые и в поверхностные воды; P_w – давление рудничного газа в выработках; Q_g – его поток через массив и систему вентиляции. Обозначения для параметров, задаваемых для расчета, следующие: K – коэффициент фильтрации; δ – раскрытие трещин, α и β – азимут и угол их падения; n – пористость (в том числе трещинная); m – мощность водоносных и водоупорных слоев; H_b – напор на границе области фильтрации; ε – интенсивность инфильтрации; D_f и D_g – коэффициенты диффузии водных растворов и газов в горных породах; n_e и λ – параметры сорбции и массообмена в горных породах; ρ_g – плотность газа в выработках; ψ – водонасыщенность пород, V_w – объем выработанного пространства, d_w – размер выработок; p_g – газоносность пород; q_{ex} – темпы добычи углеводородных пород; φ – концентрация метана в рудничном газе, C_s , q_s – концентрация веществ в шахтных породах и скорость их выщелачивания; V – скорость фильтрации.

В табл. 1.4 также обозначено: «!» – достоверно определяемый параметр, «?» – распределенный параметр или случайная величина, «+» – статистически оцениваемый параметр; «–» – определение не обязательно; СД – возможность сопоставления с исходными данными: «Н» – низкая, «С» – средняя, «В» – высокая.

На этапе построения фильтрационных моделей решаются следующие основные задачи: 1) разбивка массива на структурные элементы (слои, блоки), 2) построение полей проницаемости, пористости, 3) задание пустотности (пространственно-временного распределения выработок по объему), 4) задание инфильтрационных притоков, 5) определение граничных условий и контактов с соседними шахтными полями (в том числе перетока через сбойки), 6) выбор методики расчета водопритока, как в пределах шахтного поля, так и в масштабе отдельных горизонтов и блоков, 7) учет технологии горных работ (особенности водоотлива и дренажа, консервации шахты), 8) учет переменной газоносности пород, различных путей газовыделения и миграции газа, 9) стыковка моделей разных масштабов, 10) стыковка гидродинамических, миграционных и газоди-

намических моделей на границах твердой, жидкой и газообразной фаз в массиве, 11) учет взаимного влияния физико-химических процессов в различных фазах.

Моделирование фильтрации в подработанном массиве осложняется слоистостью, наличием зон водопродвижающих трещин, зон сдвижения, последовательностью отработки. Адекватный учет этих особенностей предполагает пространственную дискретизацию массива. Размер блока дискретизации должен допускать осреднение параметров и их оценку (измерение) в натуральных условиях. С этой точки зрения блоки размером менее 50 м по горизонтали и 15–20 м по вертикали нецелесообразны, так как при этом размеры пустот (выработок) становятся соизмеримыми с размерами блока. Напротив, увеличение блоков, соответствующее региональным моделям, в большей мере соответствует гипотезе сплошности среды, на которой строится модель фильтрации. При этом напор, рассчитанный на крупноблоковых моделях, особенно в массиве с крутопадающими слоями при наличии других осложняющих факторов, можно трактовать только как средневероятный в пределах блока.

Для полей проницаемости закономерным фактором является изменение (обычно уменьшение) трещиноватости с глубиной, зональность, определяемая последовательностью и областью ведения горных работ, слоистость, наклон водопродвижающих пластов. Вместе с тем, эмпирические формулы уменьшения проницаемости с глубиной часто неадекватны и не отражают стратификацию реального подработанного массива и его динамику.

Закономерная неоднородность учитывается в разработанных моделях двумя способами: 1) как фильтрационная анизотропия, связанная с наклонным, часто крутопадающим залеганием пластов и ориентацией трещин, 2) как повышенная гидравлическая проводимость в направлении горных работ, обуславливающая сток воды к выработкам и по ним. В разработанных моделях это реализуется путем введения слоев (горизонтов, зон) с различными параметрами проницаемости, причем слоистый характер массива отражается несколькими подзонами в каждом слое. Преимущество схематизации по горизонтам заключается

в том, что она соответствует методике и результатам опытно-фильтрационных работ и пластоиспытаний. Примеры схематизации коэффициента фильтрации по слоям для шахт Центрального района Донбасса показаны на рис. 1.4.

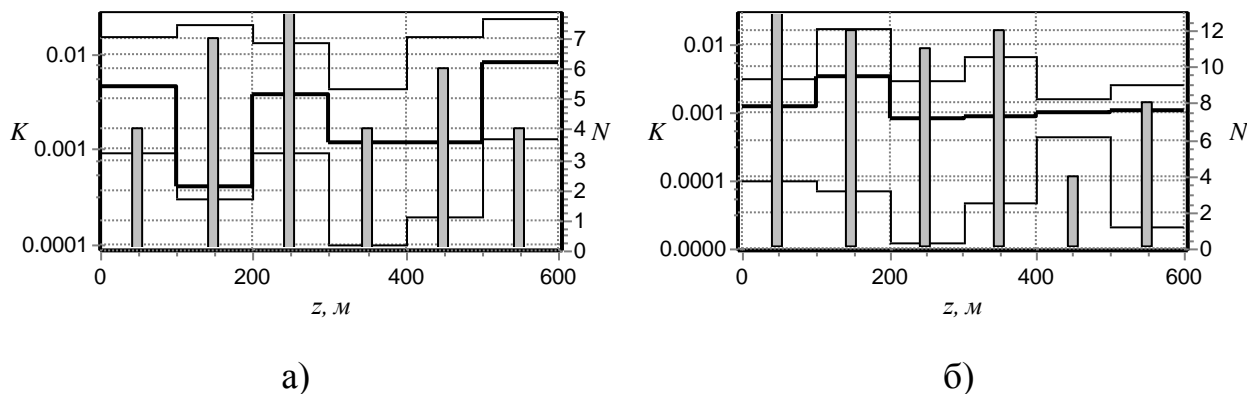


Рис. 1.4. Изменение коэффициента фильтрации K (м/сут) с глубиной z на полях шахт: а) Александр-Запад, б) им. Калинина;

———— крайние значения; ———— средние значения;

N – число измерений (столбцы).

Анализ графиков свидетельствует о большой вариации коэффициента фильтрации в пределах одного слоя, что характерно для всех глубин. Это может быть связано: 1) с наличием нескольких подзон различной проницаемости, 2) с макронеоднородностью и масштабными эффектами, 3) с хаотической неоднородностью. Значительный разброс данных измерений подтверждает необходимость использования моделей, в которых проницаемость является случайным полем или распределенным параметром.

Результаты измерений, представленные на рис. 1.4, можно рассматривать как косвенную оценку надежности исходных данных для моделирования, которая возрастает с увеличением N . В то же время адекватная оценка статистической значимости коэффициента фильтрации должна базироваться на полной информации о результатах опытов, в соответствии с которыми проверяется гипотеза о виде распределения и его параметрах.

Закономерная неоднородность на уровне отдельных блоков может рассматриваться как стохастическая в пределах слоя (горизонта) или его больших

подзон. В разработанных моделях задается пространственно-временная изменчивость параметров, связанная с одновременным проведением горных работ на различных горизонтах отработки.

Для расчета инфильтрационных притоков массив представляется как твердая фаза, пронизанная множеством трещин, статистические характеристики которых считаются заданными. Приток определяется с учетом ориентации, раскрытия и густоты трещин. Предполагается, что он поступает в те блоки, где существует граница насыщения, совпадающая с уровнем подземных вод, при этом часть инфильтрационного притока остается в вышележащих блоках на пути водной миграции. Потери инфильтрации можно оценить по данным о пустотности и трещиноватости в промежуточных, транзитных блоках.

Водоприток в пределах блоков определяется по балансовым соотношениям, параметры которых оцениваются статистически или путем вероятностных оценок, основанных на учете геометрии выработок. Расчетные формулы включают размеры блока, положение и размер выработок, локальные значения коэффициента фильтрации. Для определения динамики затопления вводится параметр площади горизонтального сечения выработок на определенной глубине. Эта величина с допустимой погрешностью оценивается по распределению выработок в слоях – горизонтах отработки. Таким образом, пустотность учитывается как локально, отражая различную интенсивность водопритока в разные блоки, так и в масштабе шахтного поля.

Особенностью разработанного комплекса моделей является детальный учет перетоков между соседними шахтами, который необходим для достоверной оценки динамики затопления. Расчет перетоков основывается на статистическом анализе крупности состава завалов в соединительных сбоях с учетом суффозии. Такой подход позволяет отразить стохастическую природу коэффициента фильтрации как функции свойств горных пород и его изменения в условиях интенсивного гидромеханического воздействия. На этой основе можно дать вероятностную оценку расхода перетока как функции, зависящей от положения и размера препятствий, задаваемых как случайные величины. Перетека-

ющая вода увеличивает водоприток в соседнем шахтном поле; при этом учитываются потери на фильтрацию в окружающие породы в процессе перетока.

Изменение проницаемости подработанного массива учитывается с помощью переменных во времени характеристик, которые отражают динамику сопутствующих фильтрации процессов, в том числе просадку и уплотнение пород, суффозию, вытеснение рудничного газа. Модели миграции в грунтах, отвалах шахтных пород и в подземных водах сопрягаются через параметры массопотока на границах «подземные – поверхностные воды» и на границе зоны аэрации.

2. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЙ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО РЕЖИМА ПОД ВЛИЯНИЕМ ГОРНЫХ РАБОТ

2.1. Разработка численной модели фильтрации в нарушенном массиве

В общем случае прогноз гидродинамического режима в нарушенном массиве основывается на численном моделировании фильтрации. Построение модели предполагает этапы гидрогеологической схематизации горного массива, разработки и тестирования алгоритма расчета гидродинамического режима с последующей идентификацией модели на конкретных объектах.

Объем пустот в пределах шахтного поля V представляется в виде суммы объема трещин и пор V_f , а также объема выработанного пространства V_w . Объем V_f учитывает как естественную, так и техногенную трещиноватость. Изменение параметра V_w в пространстве и времени задается на основе планов горных работ с учетом коэффициента заполнения [21].

С целью адекватного отображения фильтрационной неоднородности и пространственного распределения зон отработки шахтное поле разбивается на блоки в виде прямоугольников [98]. На каждом горизонте толщиной Δz , где ведется отработка, задается послойно общий объем выработанного пространства $V_{w,l}$ ($l=1, \dots, N_z$, N_z – число слоев). При схематизации структуры массива на каждом горизонте отработки выделяется несколько зон с различными значениями фильтрационных параметров и объемами выработанного пространства. Тогда, в соответствии с горизонтальным распределением объема V_w по слоям и с учетом последовательности отработки для каждого блока можно задать объем выработок, время их появления и погашения. Исходя из объема $V_{w,l}$ определяется площадь горизонтального сечения выработок S_h на заданной глубине z как отношение объема пустот в слое к его толщине: $S_h(z) = V_w(z)/\Delta z$ [106].

Пример такой фильтрационной схематизации для шахтного поля в условиях Центрального района Донбасса показан на рис. 2.1 и 2.2. Наличие зон по-

вышенной инфильтрации (отстойников шахтных вод, понижений рельефа) моделируется путем задания неравномерной по площади интенсивности инфильтрационного питания ε .

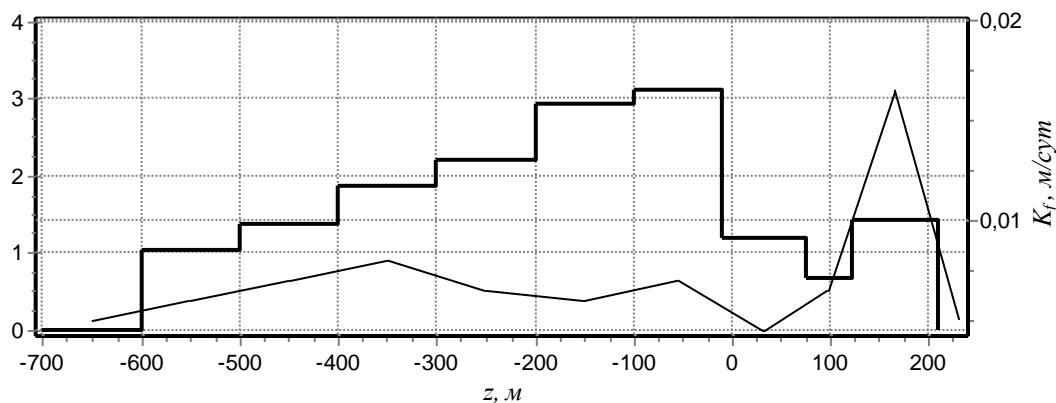


Рис. 2.1. Распределение выработанного пространства V_w и среднего коэффициента фильтрации K_f по глубине.

В условиях нарушения естественных геологических структур при разработке пластов, наличия зон обрушения с повышенной вертикальной проницаемостью расчет изменения уровня подземных вод целесообразно вести на основе уравнения плановой неустановившейся фильтрации [11, 55]

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(T_x \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T_y \frac{\partial H}{\partial y} \right) - Q_w + \varepsilon = n_f \frac{\partial H}{\partial t}. \quad (2.1)$$

Здесь H – уровень подземных вод, T_x и T_y – проводимость вдоль осей Ox и Oy соответственно, n_f – трещинная пористость пород массива, Q_w – интенсивность стоков в выработки, ε – интенсивность инфильтрации.

Численное решение уравнения (2.1) может быть получено различными методами. Дальнейшее изложение основывается на решения уравнения (2.1) с использованием попеременно-треугольной схемы метода конечных разностей, которая сочетает преимущества явной схемы с хорошей вычислительной устойчивостью [39].

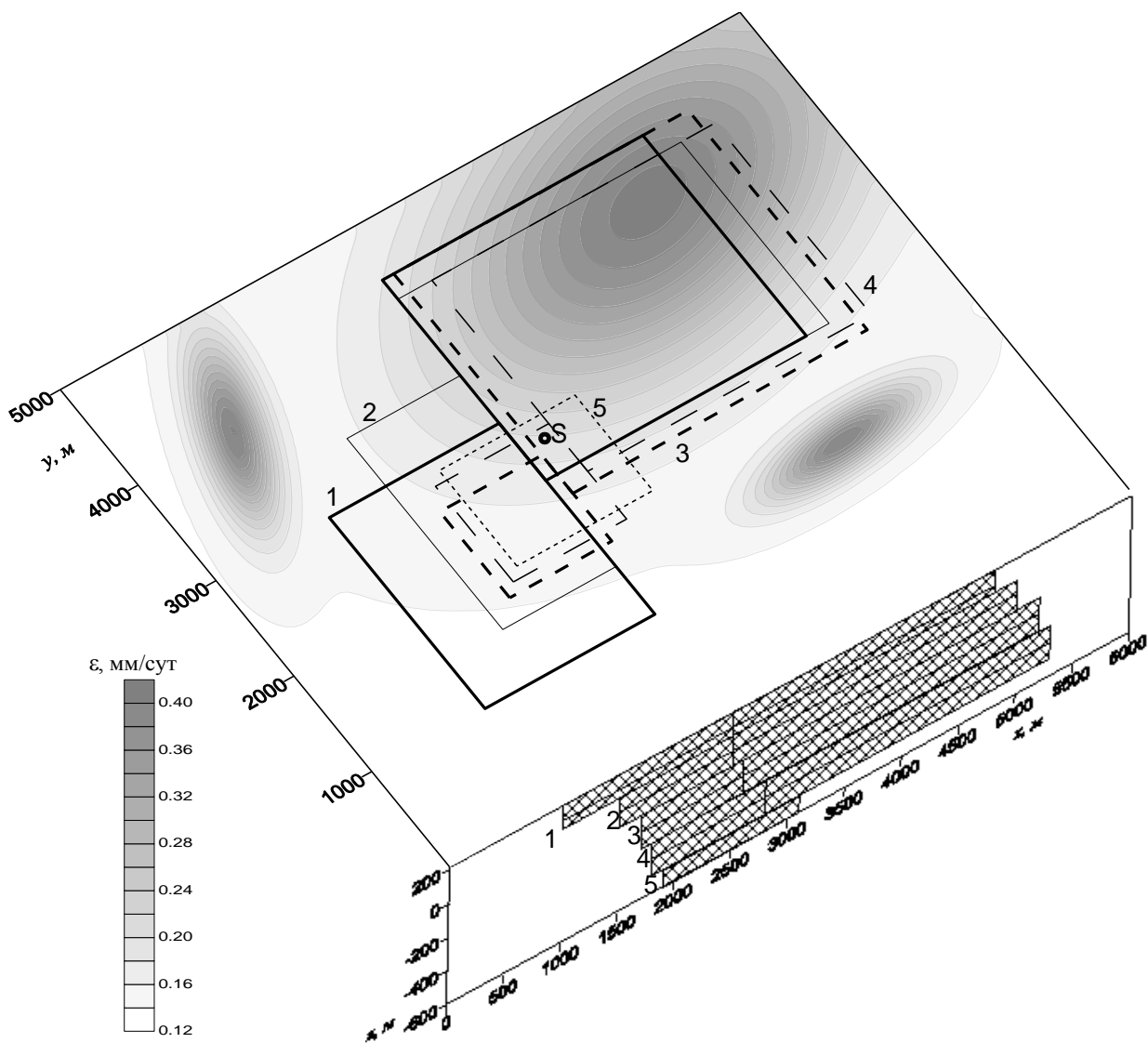


Рис. 2.2. Пример модельного отображения горизонтов отработки, шахтного ствола S и очагов инфильтрации интенсивностью ϵ в пределах шахтного поля:

1, ..., 5 – контуры горизонтов отработки на отметках z :

1 – от 75 до 210 м; 2 – от -100 до 75 м; 3 – от -300 до -100 м;

4 – от -500 до -300 м; 5 – от -600 до -500 м.

При слоистой неоднородности и локальной сдренированности шахтного поля величина H имеет смысл средневероятной высоты уровня подземных вод над некоторой плоскостью сравнения H_{gl} . В качестве последней целесообразно принять уровень залегания слабопроницаемых пород ниже подошвы самого глубокого горизонта отработки. Более точное определение уровня подземных вод в пределах блока расчетной сетки требует привлечения трехмерных моделей фильтрации и детального численного анализа представительных и надеж-

ных данных о вертикальном распределении проницаемости и выработанного пространства.

Параметры водопроницаемости определяются по формулам

$$T_x(x, y) = \int_{H_{gl}}^H K_x(x, y, z) dz, \quad T_y(x, y) = \int_{H_{gl}}^H K_y(x, y, z) dz, \quad (2.2)$$

где K_x и K_y – значения коэффициента фильтрации вдоль осей Ox и Oy соответственно. При послойной аппроксимации параметра проницаемости интегрирование в выражениях (2.2) заменяется соответствующей суммой.

В соответствии с принятой схематизацией массива водоприток в выработки в пределах блока (i, j) определяется суммированием водопритоков по всем дренируемым горизонтам отработки, число которых равно N_{ij}

$$Q_{w,ij} = \sum_{k=1}^{N_{ij}} Q_{w,ijk} \cdot \quad (2.3)$$

Величина N_{ij} изменяется по мере разработки и дренирования более глубоких горизонтов и в зависимости от положения уровня воды в шахтном стволе, гидравлически связанном с выработками.

Приток воды из окружающих пород в выработки в блоке на k -м горизонте отработки можно вычислить, следуя линейному закону фильтрации

$$Q_{w,ijk} = K_{ijk} S_{w,ijk} \frac{\Delta H_{ijk}}{L_{a,ijk}}, \quad (2.4)$$

где $K_{w,ijk}$ – коэффициент фильтрации на данном горизонте в блоке (i, j) , $S_{w,ijk}$ – площадь поверхности «выработки – окружающий массив», $\Delta H_{w,ijk}$ – перепад напора в водонасыщенных породах вокруг выработок и поверхностью стока, $L_{a,ijk}$ – средняя длина пути фильтрации из произвольной точки массива к поверхности выработок. Параметры, входящие в выражение (2.4), можно оценить на основе статистических характеристик нарушенного массива.

Так, площадь фильтрации S_w (далее индексы i, j, k для простоты опущены) определяется следующим образом. Исходя из приближения к цилиндрической форме подготовительных выработок, можно записать для объема пустот V_w в пределах некоторого блока-параллелепипеда

$$V_w = \pi \int_{r_{min}}^{r_{max}} r^2 l_w(r) p_w(r) dr \approx \pi l_{w,a} \int_{r_{min}}^{r_{max}} r^2 p_w(r) dr, \quad (2.5)$$

где $l_w(r)$ – длина выработки радиуса r , $l_{w,a}$ – среднее значение длины для выработок всех размеров, $p_w(r)$ – плотность распределения выработок по объему блока, $[r_{min}, r_{max}]$ – диапазон изменения радиусов выработок.

При аналогичных допущениях

$$S_w = 2\pi \int_{r_{min}}^{r_{max}} r l_w(r) p_s(r) dr \approx 2\pi l_{w,a} \int_{r_{min}}^{r_{max}} r p_s(r) dr, \quad (2.6)$$

где $p_s(r)$ – плотность распределения выработок по величине площади их боковой поверхности в зависимости от радиуса. Сопоставляя (2.5) и (2.6), получим

$$S_w = 2V_w \frac{\int_{r_{min}}^{r_{max}} r l_w(r) p_s(r) dr}{\int_{r_{min}}^{r_{max}} r^2 l_w(r) p_w(r) dr}. \quad (2.7)$$

Параметры распределений $p_w(r)$ и $p_s(r)$ можно оценить по данным о размерах выработок в конкретном блоке или части шахтного поля. При равномерном распределении ($p_w(r) = p_s(r) = 1/(r_{max} - r_{min})$)

$$S_w = \frac{4}{3} \frac{r_{max}^2 - r_{min}^2}{r_{max}^3 - r_{min}^3} V_w. \quad (2.8)$$

При диапазоне радиусов выработок ($r_{min}=0,5$ м, $r_{max}=2,2$ м) $S_w \approx 1,32 V_w$. С увеличением доли выработок малого сечения числовой коэффициент перед V_w возрастает, хотя обычно не превышает 2–2,5. Увеличение параметра, отражающего площадь контакта «выработка – окружающий массив», аналогично увеличению

удельной поверхности скелета пористой среды при уменьшении размеров частиц [46].

При осреднении напора по вертикали в принятой расчетной схеме перепад напора $\Delta H_{w,ijk}$ рассчитывается как разность между уровнем подземных вод и средним положением уровня дренируемых (или затапливаемых) выработок на горизонте отработки

$$\Delta H_{w,ijk} = H_{ij} - \bar{H}_{w,k},$$

где $\bar{H}_{w,k}$ – среднее высотное положение дренируемых (затапливаемых) выработок в k -м слое. Величина $\bar{H}_{w,k}$ зависит от положения уровня откачки в шахтном стволе H_s , который определяет зону дренирования. При осушении массива $\Delta H_{w,ijk} > 0$, поэтому сток идет из трещиноватого массива в выработки. При затоплении в нижней части шахтного поля появляются зоны, где $\Delta H_{w,ijk} < 0$, тогда вода из системы выработок поступает в трещины. В рамках данной модели можно учесть неодинаковые уровни дренирования в разных частях шахтного поля, а также неравномерность проведения выработок во времени.

Параметр L_a в формуле (2.4) можно оценить следующим образом. Предположим, что пустотность (доля объема выработок в массиве) в горизонтальном или вертикальном сечении блока равна его объемной пустотности $\eta_a = V_w/V_b$, где V_b – объем блока. Тогда суммарная площадь сечения выработок на некоторой грани площадью S' составляет $S_{w,\Sigma} = \eta S'$. Средняя площадь сечения отдельной выработки гранью блока

$$S'_w = \pi \int_{r_{min}}^{r_{max}} \frac{rp_s(r)}{\cos\alpha} dr, \quad (2.9)$$

где α – угол между выработкой и гранью блока. При равномерном распределении $p_s(r)$ и вышеуказанных значениях r_{max} и r_{min} величина S'_w составит около 9 м^2 . Предположим далее, что отношение площади непроницаемой фазы к пло-

щади выработок в сечении остается одинаковым в целом по блоку и для более мелкого блока вокруг отдельной выработки

$$\frac{S_1}{S'_w} = \frac{S'}{S_{w,\Sigma}}, \quad S_1 = \frac{S'_w}{\eta_a}, \quad (2.10)$$

где S_1 – площадь непроницаемой фазы в сечении, приходящейся на одну выработку.

В пределах сечения площадью S_1 вокруг выработки формируется фильтрация к границе «выработка – массив». Среднее расстояние от произвольной точки такого сечения до границы можно определить, заменив его одной из простых фигур (круг, квадрат) той же площади (рис. 2.3). В случае круга выделим внешнюю границу – окружность радиусом $R_m = \sqrt{S'_w/\pi}$ и внутреннюю – окружность радиусом $r_w = \sqrt{S_{w,s}/\pi}$. Среднее расстояние от произвольной внутренней точки такой фигуры до малой окружности составит

$$r_a = \frac{\pi \int_{r_w}^{R_m} r \, r \, dr}{\pi \int_{r_w}^{R_m} r \, dr} = \frac{2}{3} \frac{R_m^3 - r_w^3}{R_m^2 - r_w^2}. \quad (2.11)$$

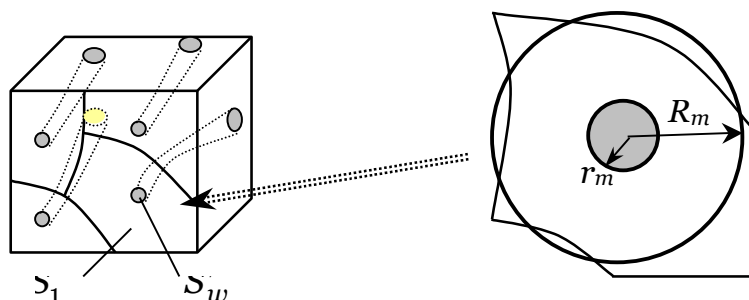


Рис. 2.3. Схема к расчету водопритока в выработки из массива.

При типичных значениях пустотности и размеров выработок значение r_a составляет несколько метров, уменьшаясь в сильно нарушенных участках и возрастая в частях массива с малым объемом выработанного пространства. С

учетом извилистости пустот следует принять $L_a = \chi r_a$, где χ – коэффициент извилистости, принимаемый по аналогии с пористой средой [46].

Изменение уровня воды в стволе в период осушения и добычи определяется по фактическому плану горных работ. После отключения водоотлива на каждом шаге по времени величина H_s рассчитывается по формуле [98]

$$H_s(t + \Delta t) = H_s(t) + Q_{w,\Sigma}(t)\Delta t / S_h(H_s(t)), \quad (2.12)$$

где $Q_{w,\Sigma}(t)$ – суммарный приток в выработки в момент времени t , $S_h(H_s)$ – площадь горизонтальной поверхности выработок на уровне H_s .

Разработанная методика применена для расчета изменения уровня подземных вод на шахтном поле в период его разработки, и после отключения водоотлива. Исходные данные принимались по горно-гидрогеологическим условиям, типичным для Центрального района Донбасса. На границе шахтного поля размером 5×6 км установился стационарный уровень подземных вод 200 м. Трещинная пористость пород массива составляет 0,03. При затоплении, для учета влагосодержания в трещинах, вместо этой величины в уравнении (2.1) задавался параметр водоотдачи. Параметры, характеризующие распределение коэффициента фильтрации и объема выработанного пространства по глубине, приведены на рис. 2.1 и 2.2. Расчеты проводились на прямоугольной сетке с размером блоков 50×50 м, с максимальным шагом по времени 10 сут. Результаты моделирования представлены на рис. 2.4 – 2.6.

Анализ изменения суммарного водопритока в шахту (рис. 2.4) показывает, что наибольший приток наблюдается при отработке верхних слоев, характеризующихся большей проницаемостью. Этим объясняются, в частности, локальные максимумы величины Q_w в первые 10–20 лет после начала разработки. В этот период уровень подземных вод находится преимущественно в пределах двух более проницаемых верхних горизонтов отработки. По мере заглубления выработок и дренирования нижних горизонтов водоприток стабилизируется в соответствии с постоянной инфильтрацией.

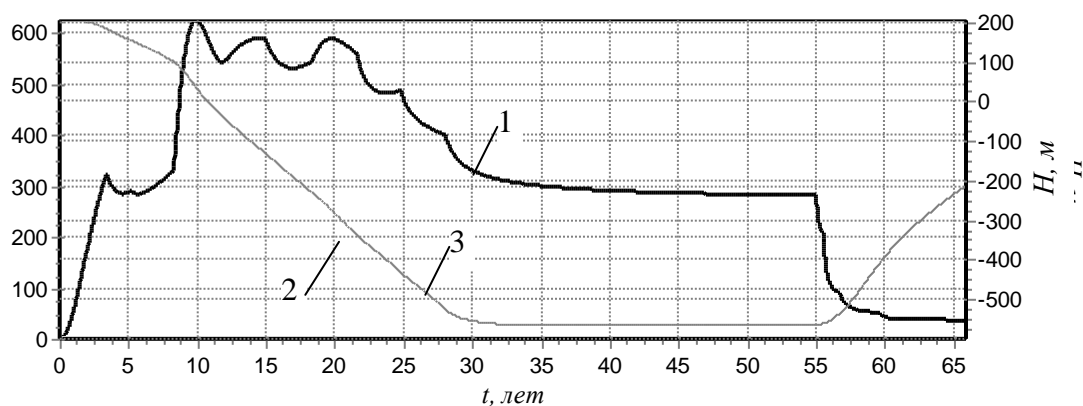


Рис. 2.4. Изменение водопритока (1), уровня воды в шахтном стволе (2) и уровня подземных вод вблизи шахтного ствола (3).

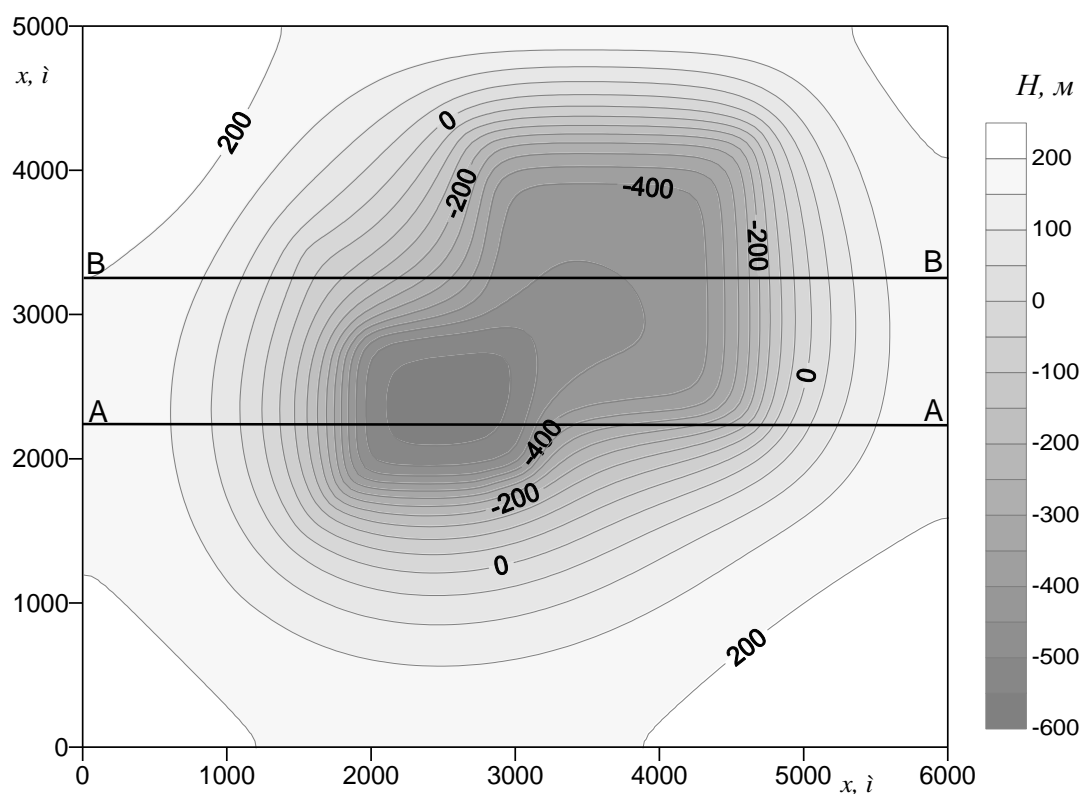
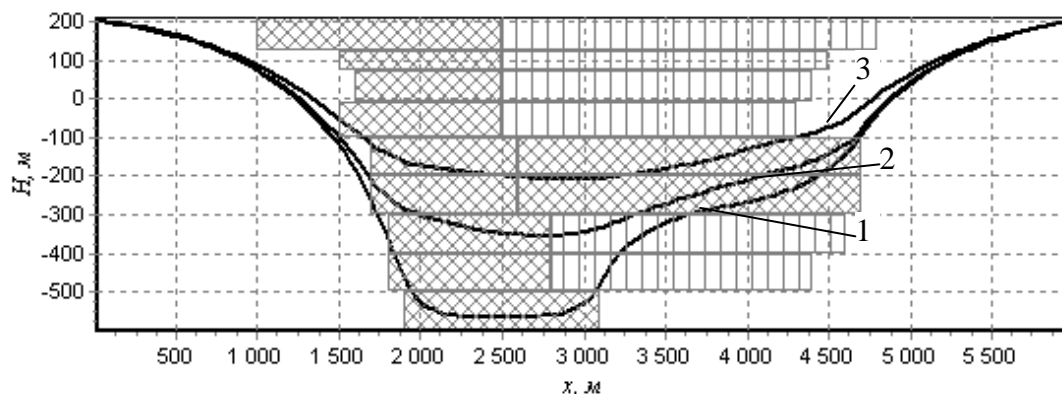


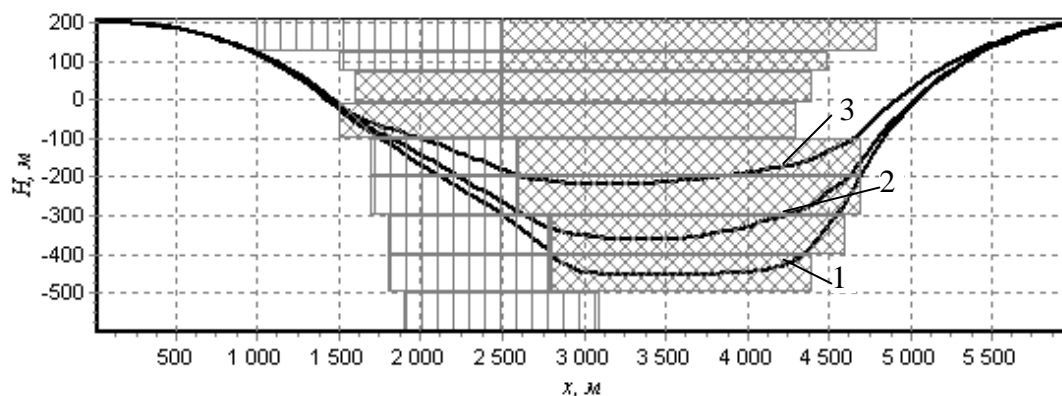
Рис. 2.5. Уровень подземных вод на шахтном поле перед отключением водоотлива.

Период незначительного уменьшения водопритока (28–55 лет после начала отработки) характеризуется практически постоянным уровнем воды в шахтном стволе и сформировавшейся воронкой депрессии подземных вод (рис. 2.5), которая повторяет контуры зон отработки. Наибольшее понижение приурочено к тем зонам, где, в соответствии с принятыми исходными данными,

объем выработанного пространства больше. По мере подъема уровня подземных вод при затоплении отмеченные неравномерности сглаживаются (рис. 2.6).



а)



б)

Рис. 2.6. Изменение уровня подземных вод на шахтном поле после отключения водоотлива: а) вдоль профиля А–А, б) вдоль профиля В–В (см. рис. 2.5); 1, 2, 3 – моменты времени.

Уровень подземных вод при затоплении отстает от уровня воды в шахтном стволе. Это связано с тем, что заполнение выработок водой происходит в основном за счет бокового притока. Насыщение водой осушенных трещин происходит не одновременно с затоплением выработок на той же высоте, а с запаздыванием, вызванным восстановлением упругих запасов.

Таким, образом, разработанная методика позволяет прогнозировать динамику осушения и затопления шахтного поля с учетом специфики горно-

геологических и гидрогеологических условий. С помощью принятого подхода оказывается возможным в рамках двумерной модели рассчитывать водоприток на каждом горизонте. Примененный способ аппроксимации по слоям – горизонтам отработки позволяет создавать региональные модели, которые при увеличении охвата территории сохраняют адекватность отображения локальных особенностей фильтрационных течений.

2.2. Анализ динамики осушения разрабатываемого месторождения в условиях слоистой неоднородности

При прогнозе осушения месторождений или затопления шахт часто не учитываются такие важные факторы, как неравномерное дренирование массива пород, изменение внешних и внутренних границ области фильтрации, очередность и темпы ведения горных работ и т. д.

Полный и достоверный прогноз затопления выработанного пространства обязательно должен учитывать эти факторы и опираться на «предысторию» затопления, которая включает этапы проходки вскрывающих выработок. Важность моделирования осушения подземных выработок состоит также и в том, что оно позволяет уточнить структуру области фильтрации и свойства пород на основе решения обратных задач. Совокупность прогнозных моделей осушения и затопления подземного пространства дает возможность количественно проанализировать гидродинамические и гидрохимические процессы, происходящие в массиве в течение всего периода эксплуатации шахты.

Задача моделирования фильтрации на первом этапе освоения месторождения при подземном способе состоит в оценке дренирующего эффекта шахтного ствола и уточнении влияния напластования и проницаемости пород. Такие оценки могут быть выполнены путем сопоставления рассчитанных и фактических водопритоков в заглубляющийся шахтный ствол. Модель фильтрации может быть использована при проведении новых стволов в относительно ненару-

шенных условиях для определения рациональных темпов и сроков проходки с точки зрения минимизации водопритоков.

Разработанная модель для расчета водопритоков в шахтный ствол [93] базируется на аналитических методах теории фильтрации [5, 11, 61]. По сравнению с традиционно применяемыми численными методами это дает возможность без сеточной дискретизации области более точно отобразить внутреннюю геометрию выработок, динамику проходки шахтного ствола и его особенности как фильтрационного стока.

Динамика изменения уровня подземных вод и водопритоков в процессе проходки шахтного ствола моделируется при следующих допущениях: 1) режим фильтрации нестационарный и упругий, перед началом проходки толща пород полностью обводнена; 2) основной приток в ствол формируется через его призабойную часть; 3) притекающая вода откачивается из ствола с отметки его забоя; 4) влияние запасов воды в слабопроницаемых слоях не существенно; 5) приток из слабопроницаемых слоев в шахтный ствол практически не влияет на снижение напора в водопроводящих слоях; 6) приток воды через фильтрующую крепь учитывается ее проницаемостью, а его величина на сопряжениях незначительна, 7) изменение плотности и минерализации подземных вод с глубиной не оказывает заметного влияния на процесс.

Излагаемый подход к моделированию водопритоков рассмотрен на примере горизонтального залегания слоев, хотя может быть распространен на случай наклонного напластования. В качестве исходных данных задается динамика заглубления забоя шахтного ствола $h(t)$ и фильтрационные характеристики слоев. На рис. 2.7 показано принятое далее при расчетах распределение коэффициента фильтрации по глубине, типичное для условий Донбасса. Дренирующее влияние шахтного ствола в слоистой толще пород (рис. 2.8) моделируется в виде: 1) движущегося точечного стока, соответствующего нижней, незакрепленной части и забою ствола, 2) вертикального линейного стока увеличивающейся длины, который соответствует закрепленной части ствола.

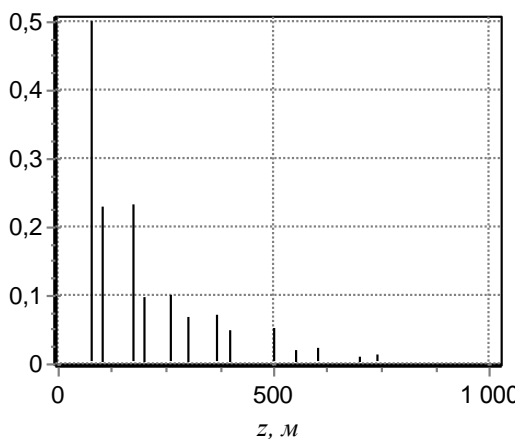


Рис. 2.7. Изменение коэффициента фильтрации K по глубине z в слоистой толще.

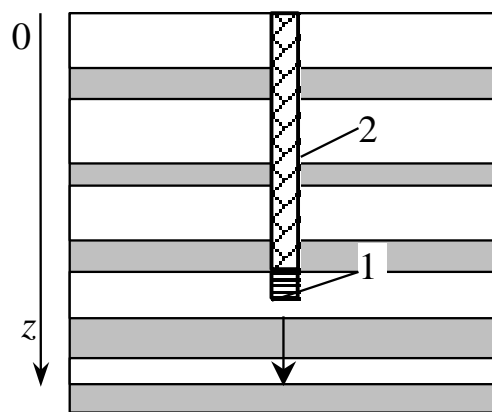


Рис. 2.8. Фильтрационная схематизация заглабляющегося шахтного ствола: 1 – незакрепленная часть и забой; 2 – закрепленная часть.

Уравнение, описывающее изменение напора подземных вод при упругой нестационарной фильтрации, можно записать в виде [61]

$$\operatorname{div}(K \operatorname{grad} h) - Q = \beta \frac{\partial h}{\partial t}, \quad (2.13)$$

где h – напор; K – коэффициент фильтрации пород; $\beta = (\varepsilon/E_f + (1-\varepsilon)/E_s) \cdot \rho g$ – коэффициент упругоёмкости; E_f и E_s – модули деформации жидкости и породы соответственно; ε – пористость (трещиноватость); $Q = Q_1 + Q_2$ – интенсивность притока в шахтный ствол при его проходке, Q_1 – приток в нижнюю часть, Q_2 – приток через закрепленную верхнюю часть ствола.

Основной трудностью при моделировании является определение интенсивности притока к забою ствола Q_1 . Вычисление этой величины на основе схемы истечения воды из вскрытых трещин сопряжено с учетом большого количества параметров, определяемых со значительной погрешностью и неопределенностью (густота трещин, их ориентация, напор вокруг выработки и т.д.). Завышение притока может привести к физически необоснованным значениям рассчитываемого понижения.

Используемый подход к расчету Q_1 основывается на дискретизации процесса во времени. Весь период проходки разбивается на n промежутков $[t_{i-1}, t_i]$ ($i=1, \dots, n; t_0=0$), для каждого из которых на основании заданной динамики заглубления ствола $h_s(t)$ определяется положение забоя $h_i=h_s(t_i)$. Приток в нижнюю часть ствола рассчитывается так, чтобы на уровне забоя к концу промежутка времени $[t_{i-1}, t_i]$ уровень подземных вод составлял h_i . Это соответствует осушению ствола в момент t_i .

Понижение напора S_j в j -м водопроницающем слое, в котором в момент t_i находится забой ствола, рассчитывается независимо от понижения в других водопроницающих слоях. Это допустимо при наличии слабопроницаемых слоев большой мощности и при проходке ствола до трех лет. Величину S_j можно определить как сумму понижений, вызванных стоком к забою и через верхнюю часть шахтного ствола

$$S_j = S_{1,j} + S_{2,j}. \quad (2.14)$$

Величина $S_{1,j}$ в момент времени t_i определяется на основе аналитического решения уравнения (2.13) в неограниченном горизонтальном пласте мощностью L_j . Понижение в произвольной точке пласта, ограниченного сверху и снизу непроницаемыми границами, внутри которого находится точечный сток единичной интенсивности, можно записать в виде

$$S_{1j}(x, y, z, t) = \int_0^t q_1(z, \tau) G_j(x - x_s, y - y_s, z - h(t - \tau), t - \tau) d\tau, \quad (2.15)$$

$$G_j(\xi, \eta, z - \zeta, \tau) = \frac{1}{8(\pi a_j \tau)^{3/2}} \sum_{m=-\infty}^{\infty} \left[\exp\left(-\frac{R_{1,jm}^2}{4a_j \tau}\right) + \exp\left(-\frac{R_{2,jm}^2}{4a_j \tau}\right) \right],$$

$$R_{1,jm}^2 = \xi^2 + \eta^2 + (z - \zeta + 2L_j m)^2, \quad R_{2,jm}^2 = \xi^2 + \eta^2 + (z + \zeta + 2L_j m)^2,$$

где $a_j = K_j/\beta$ и K_j – коэффициенты пьезопроводности и фильтрации j -го слоя; (x_s, y_s) – горизонтальные координаты шахтного ствола; q_1 – изменяющийся с те-

чением времени и с глубиной приток в нижнюю часть ствола. Считая, что величина q_1 постоянна на интервале времени $[t_k, t_{k+1}]$, понижение напора в любой точке j -го слоя можно рассчитать по формуле

$$S_{1,j}(x, y, z, t_i) = \sum_{k=1}^i q_{1,k} G_{jk}, \quad (2.16)$$

причем

$$G_{jk}(x, y, z_j, \zeta_j, t) = \sum_{m=-\infty}^{\infty} [G'_{jk}(x, y, z_j + 2mL_j - \zeta_j, t) + G'_{jk}(x, y, z_j + 2mL_j + \zeta_j, t)], \quad (2.17)$$

$$G'_{jk}(x, y, z, t) = \frac{1}{4\pi a_j R} \left[\operatorname{erf} \frac{R}{2\sqrt{a_j(t-t_{k+1})}} - \operatorname{erf} \frac{R}{2\sqrt{a_j(t-t_k)}} \right], \quad (2.18)$$

$$R = \sqrt{x^2 + y^2 + z^2}, \quad z_j = z - b_j, \quad \zeta_j = h - b_j, \quad L_j = b_{j-1} - b_j;$$

где a_j – пьезопроводность; h_s – глубина забоя ствола (высотное положение стока). При суммировании в (2.17) учитываются только источники в j -м слое.

Для контура забоя ствола радиусом R_s согласно условию осушения ко времени t_i можно записать

$$h_i = \sum_{k=0}^{i-1} q_{1,k} G_{jk}(R_s, 0, h_{k+1} - h_k, t_i). \quad (2.19)$$

Из соотношения (2.19) последовательно определяются все величины $q_{1,i}$

$$q_{1,i} = G_{ji}^{-1} \left(h_i - \sum_{k=0}^{i-1} q_{1,k} G_{jk} \right), \quad i=1, \dots, n.$$

Фактический водоприток к забою ствола Q_1 вычисляется с учетом упругости пласта, то есть

$$Q_1(t_i) = q_{1,i} \cdot \beta.$$

Интенсивность притока в шахтный ствол через закрепленную часть обычно составляет небольшую долю суммарного водопритока. Тем не менее, это нужно учитывать при большом заглублении забоя, когда фильтрация через крепь сопоставима с уменьшившимся притоком в забой из глубоких горизонтов в зоне замедленного водообмена. Предполагается, что закрепленная часть ствола всегда выше уровня забоя на величину L_d (можно принять $L_d=5$ м). Тогда, исходя из темпов проходки ствола, можно определить $t_{s,i}$ – момент времени, начиная с которого участок ствола между отметками h_{i-1} и h_i функционирует как сток.

При достаточно детальной дискретизации верхнюю часть ствола можно заменить суммой точечных стоков, соответствующих промежутку $[h_i, h_{i-1}]$, каждый из которых начинает действовать при $t_s > t_{s,i-1}$. Интенсивность притока на единицу высоты ствола зависит от глубины и пропорциональна перепаду напора на внутреннем, осушенном, и внешнем контурах крепи, где устанавливается почти постоянное давление. Необходимо учитывать, что это давление передается достаточно быстро вследствие высокой проводимости в зоне с нарушенной структурой пород в результате проведения ствола. При действующем водопонижении в условиях проходки можно принять, что

$$q_2(z) = 2\pi R_s K_b I_b(z), \quad I_b(z) \approx z/L_b,$$

где K_b и L_b – коэффициент фильтрации и толщина крепи; z – глубина от поверхности земли; I_b – градиент напора в крепи.

Для участка ствола высотой $h_{i-1}-h_i$ приток составит

$$q_{2,i} = \int_{h_i}^{h_{i-1}} q_2(z) dz = \pi R_s K_b (h_{i-1}^2 - h_i^2) / L_b,$$

а суммарный приток

$$Q_{2,i} = \sum_{k=1}^i q_{2,k} \quad (2.20)$$

Понижение, вызванное притоком в ствол через крепь, рассчитывается по формулам (2.16) – (2.18).

Методика расчета водопритока в заглубляющийся шахтный ствол была апробирована в гидрогеологических условиях, типичных для Донбасса. Принятые значения составляют: параметр упругости $\beta=10^{-6} \text{ м}^{-1}$, параметры крепи $K_b=2 \cdot 10^{-6} \text{ м/сут}$, $L_b=0.2 \text{ м}$, радиус шахтного ствола $R_s=5 \text{ м}$, распределение коэффициента фильтрации по глубине показано на рис. 2.7. Результаты расчета водопритока и понижения уровня подземных вод представлены на рис. 2.9 и 2.10. На рис. 2.9 жирной кривой показано изменение высотного положения забоя h_s над плоскостью сравнения. Высота $h=1000 \text{ м}$ соответствует кровле верхнего водоносного горизонта.

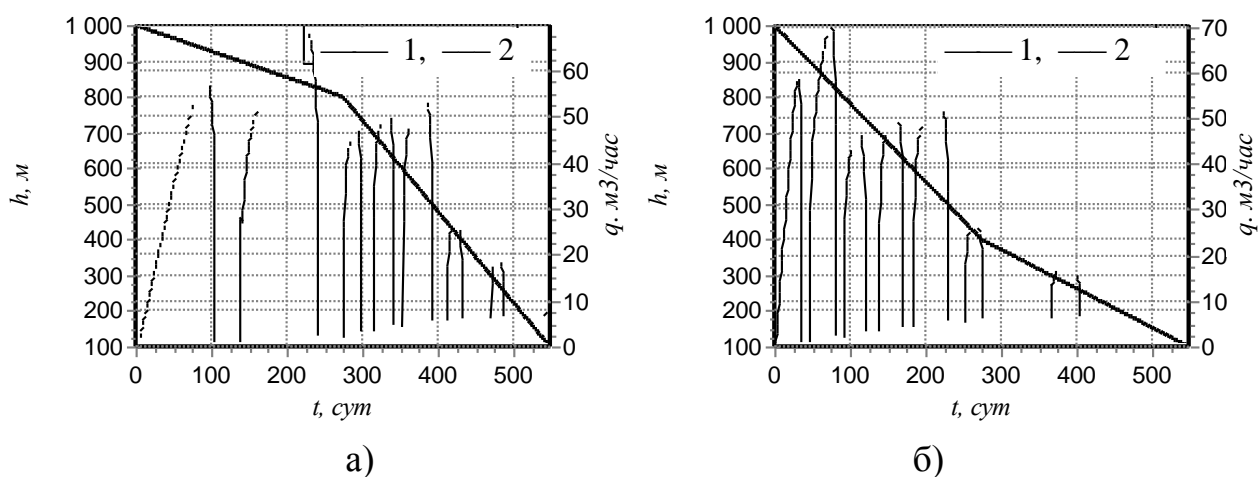


Рис. 2.9. Динамика водопритока q (1) в шахтный ствол при различной скорости изменения глубины забоя h (2): а) вариант 1, б) вариант 2.

Для анализа влияния темпа проходки на динамику водопритоков рассмотрены следующие варианты заглубления шахтного ствола. Согласно первому из них (рис. 2.9а), происходит заглубление в верхнем слое до 200 м со скоростью 0,73 м/сут, а затем – проходка в нижнем слое на глубине от 200 до 900 м со скоростью 2,55 м/сут. В соответствии со вторым вариантом (рис. 2.9б) сначала происходит заглубление в верхнем слое до 600 м (2,18 м/сут), а далее – проходка в нижнем слое между глубинами 600 и 900 м (1,09 м/сут). Общий

срок проходки для обоих вариантов составляет полтора года. Указанные варианты расчета рассмотрены также для увеличенных вдвое сроков проходки – до трех лет.

Анализ рис. 2.9 позволяет сделать вывод о том, что разработанная методика адекватно учитывает неравномерность водопритоков из слоистой толщи. Их максимумы соответствуют проходке центральной и нижней части водопроницаемых пластов, минимумы – проходке слабопроницаемых прослоек. По мере заглубления увеличивается приток в ствол через крепь по всей высоте, который на большой глубине сопоставим по величине с уменьшившимся притоком из нижних горизонтов. Наибольшие водопритоки характерны для верхних слоев, по мере уменьшения коэффициента фильтрации с глубиной они снижаются.

Увеличение скорости проходки верхних водопроницаемых слоев согласно варианту 2 существенно уменьшает водоприток в шахтный ствол. Рассчитанный общий приток за весь период проходки составляет 375475 м^3 для варианта 1, тогда как для варианта 2 – всего 271235 м^3 , что на 28% меньше, средние водопритоки – 28.44 и $20.55 \text{ м}^3/\text{час}$ соответственно. Закономерное уменьшение среднего и общего притока для варианта 2 связано с ускоренной проходкой верхних, наиболее водообильных проводящих слоев. При увеличении вдвое сроков проходки динамика водопритоков принципиально не изменяется. При этом средний водоприток остается таким же, как и для вариантов 1 и 2, а общий – увеличивается практически вдвое. Для обоих вариантов средний водоприток после проходки уменьшается в 5–7 раз.

Следует сделать оговорку, что реальные величины водопритоков в верхнюю зону горных пород (глубина 0 – 200 м) требуют водоподавления при проведении ствола. В данной модели это можно легко воспроизвести соответствующим заданием сниженных значений коэффициента фильтрации.

На рис. 2.10 отражена динамика снижения уровня воды во вскрываемых пластах на расстоянии 50 м от шахтного ствола. Цифрами 1, 2 и 3 обозначены кривые снижения напора в первом, втором и третьем от поверхности водоносных горизонтах. Процесс характеризуется последовательным снижением и вос-

становлением напора в залегающих друг под другом пластах, разделенных слабопроницаемыми прослойками. По мере заглубления забоя снижение напора во вскрываемом пласте происходит быстрее и достигает большей величины. Последующее быстрое восстановление напора после гидроизоляции ствола полностью согласуется с относительно высокой пьезопроводностью и большими напорами, характерными для глубоких пластов.

На длительность дренирования слоя и степень снижения напора, кроме пьезопроводности, оказывает влияние также длительность проходки вскрываемого водопроницающего пласта и его мощность. Постепенное снижение напора при проходке согласуется с темпами заглубления забоя ствола, где находится основной сток. Более быстрая проходка при варианте 2 приводит к смещению вперед сроков дренирования и восстановления напора во всех водопроницаемых пластах.

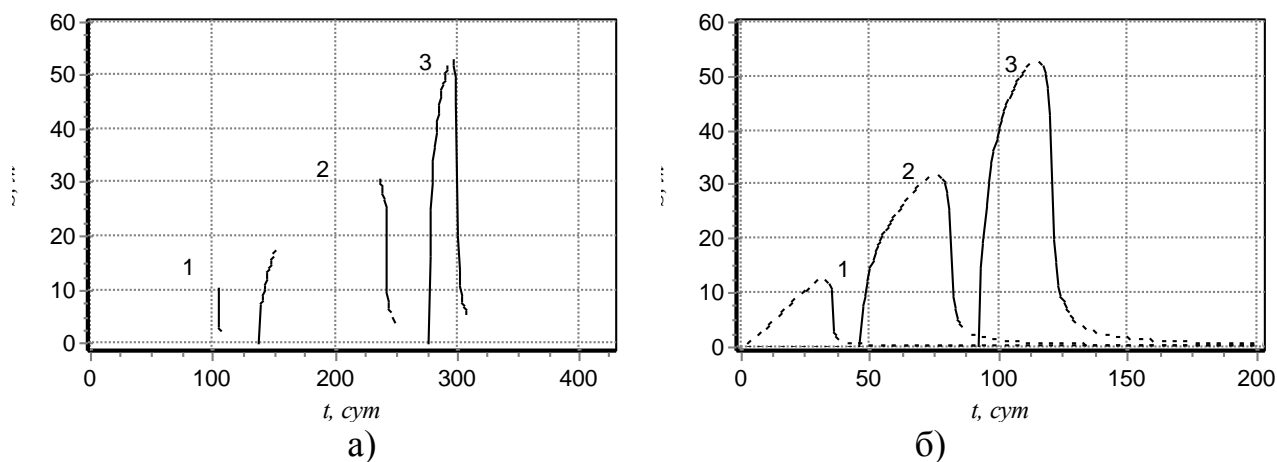


Рис. 2.10. Динамика водопонижения в верхних водопроницаемых пластах на расстоянии 50 м от шахтного ствола при разной скорости его проходки: а) вариант 1, б) вариант 2.

Выполненные расчеты показывают, что разработанная модель фильтрации вокруг шахтного ствола в процессе его проходки адекватно отображает основные закономерности происходящих при этом физических процессов: неравномерность водопритокков во времени, их уменьшение по мере заглубления дна и гидроизоляции верхней части, увеличение водопритока через крепь по глу-

бине, ограниченность во времени дренирующего эффекта ствола. К достоинствам методики следует отнести ее эффективную вычислительную реализацию, при которой расчет одного варианта проходки на ЭВМ занимает несколько секунд. Методика позволяет также учитывать изменение пьезопроводности по глубине в пределах одного водопродводящего пласта.

Кроме количества слоев, на формирование водопритоков большое влияние оказывает форма и целостность водоупора. В зонах тектонических нарушений вследствие дислокаций сформировались водопродводящие пласты, имеющие значительный уклон (до 30–40°, часто до 70° к горизонту) [35]. Слабопроницаемые прослои характеризуются большим разнообразием формы, которая изменяется от вогнутой во впадинах и понижениях рельефа толщи пород до выпуклой на водоразделах.

В общем случае для расчета фильтрации необходимо решать систему уравнений для напоров в гидравлически связанных горизонтах. Интенсивность перетекания обычно определяется как $K_0(h-h_1)/m_0$, где h и h_1 – напоры во взаимодействующих горизонтах, K_0 и m_0 – коэффициент фильтрации и мощность водоупора.

Следует, однако, учитывать, что границы потока в разделенных слоях обычно не совпадают. Если, например, верхний водоносный горизонт часто расчленен и ограничен поверхностными водоемами и водотоками, то нижний водопродводящий пласт может простираться на десятки километров при отсутствии четко выраженных границ. В сдренированных разрабатываемых массивах преобладает безнапорная фильтрация. В таких условиях целесообразно использовать схему «предельного перетекания» [84], согласно которой поток в нижнем пласте не оказывает влияния на поток в верхнем пласте, а интенсивность перетекания принимает предельно возможное значение $K_0(h-b)/m_0$, где b – отметка водоупора. Тогда уравнение стационарной фильтрации с учетом перетекания принимает вид

$$\frac{\partial}{\partial x} \left[K(x)H \frac{1}{\alpha(x)} \left(\frac{\partial H}{\partial x} + \theta(x) \right) \right] - \frac{K_0}{m_0} H + \varepsilon = 0, \quad (2.21)$$

где K – коэффициент фильтрации, $H=h-b$ – глубина потока, $\alpha(x)=ds/dx$ – отношение длины пути фильтрации к его проекции, x – горизонтальная проекция пути фильтрации, s – координата, отсчитываемая вдоль пути фильтрации, $\theta=db/dx$ – уклон водоупора, ε – интенсивность инфильтрации.

Предлагаемый метод расчета [90] заключается в сведении уравнения (2.21) к эквивалентному интегральному уравнению с последующим его численным решением. Для схемы «предельного перетекания» расчет в верхнем слое выполняется независимо от расчета в нижележащем водоносном горизонте.

Интегрируя (2.21) при граничных условиях

$$H(0) = H_0, \quad H(L) = H_L, \quad (2.22)$$

где L – длина области фильтрации, получим

$$H(x) = \sqrt{H_0^2 + 2 \frac{W(x)}{W(L)} \left(\frac{H_L^2 - H_0^2}{2} + U(L) + V(L) - P(L) \right) - 2U(x) - 2V(x) + 2P(x)}, \quad (2.23)$$

$$U(x) = \int_0^x \theta(\eta) H(\eta) d\eta, \quad V(x) = \int_0^x \frac{\alpha(\eta)}{K(\eta)} \int_0^\eta \varepsilon(\xi) d\xi d\eta,$$

$$W(x) = \int_0^x \frac{\alpha(\eta)}{K(\eta)} d\eta, \quad P(x) = \int_0^x \frac{\alpha(\eta)}{K(\eta)} \int_0^\eta \frac{K_0(\xi)}{m_0(\xi)} H(\xi) d\xi d\eta.$$

При определенном соотношении параметров подкоренное выражение может принимать отрицательные значения, что соответствует вырождению потока (переходу насыщенного потока в ненасыщенный). В этих частях водоносного горизонта глубина потока H принимается равной нулю.

Для расчетов промежутков $[0, L]$ разбивается равноотстоящими узлами. Напор H определяется в них методом последовательных приближений на основе численного интегрирования функций $U(x)$, $V(x)$, $W(x)$ и $P(x)$. С целью уменьшения погрешности до 1% во всех точках, что приемлемо для практических

расчетов, необходимо проводить 3–4 итерации для слабоизогнутого пласта, для сильновыпуклого водоупора число итераций возрастает до 15–20.

При проведении расчетов вся область разделяется на несколько участков с различным наклоном и кривизной водоупора. Профиль водоупора в пределах каждого участка заменяется параболой, проходящей через граничные и центральные точки. В качестве меры отклонения водоупора от прямой рассматривается величина $\Delta b = b_p(L/2) - b_l(L/2)$, где b_p – уравнение параболы, b_l – уравнение прямой.

В приведенных ниже численных исследованиях определяется кривая депрессии между двумя границами с заданным напором, которые рассматриваются как уровень подземных вод (УПВ) сверху и в дренируемой выработке (внизу). При расчетах приняты следующие значения исходных данных: $H_0 = 20$ м, $H_L = 20$ м, $L = 200$ м, $K = 1$ м/сут, $\varepsilon = 0,001$ м/сут. На рис. 2.11 показано положение кривой депрессии в случае отсутствия перетекания при различной форме водоупора и положении граничного напора H_0 в нижней части потока на водоупоре.

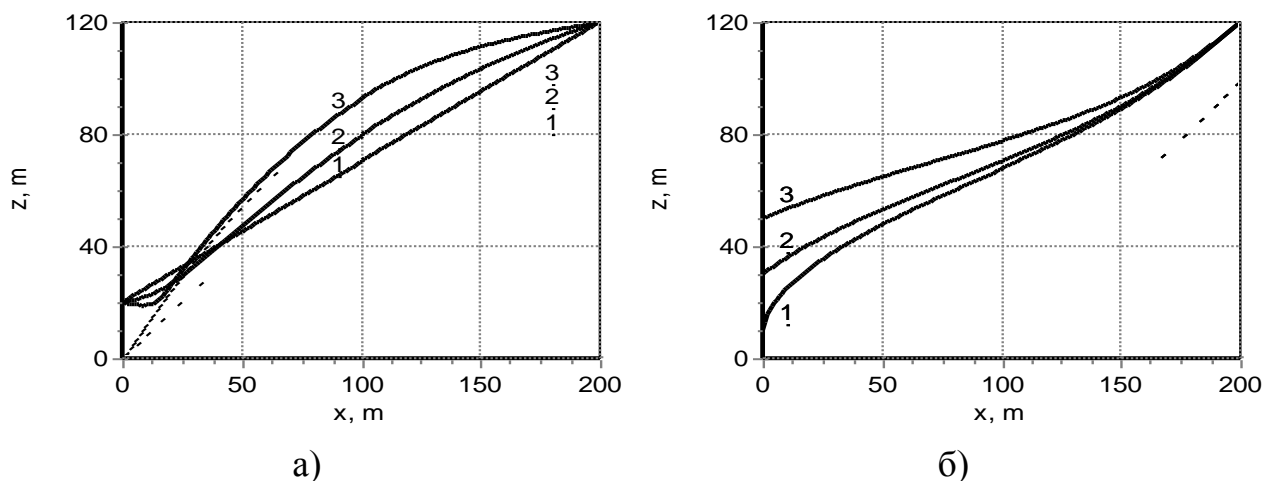


Рис. 2.11. Изменение УПВ (—) и на непроницаемом водоупоре различной формы (---) и различным уровне на нижней границе:

а) выпуклый водоупор: 1 – $\Delta b = 0$; 2 – $\Delta b = 20$ м; 3 – $\Delta b = 40$ м;

б) вогнутый водоупор: ($\Delta b = -20$ м): 1 – $H_0 = 10$ м; 2 – $H_0 = 30$ м; 3 – $H_0 = 50$ м.

При течении на выпуклом водоупоре происходит сужение фильтрационного потока. По сравнению с прямолинейным водоупором, имеющим те же вы-

сотные отметки на двух границах, при выпуклом водоупоре происходит понижение свободной поверхности в верхней части и ее подъем в нижней части. Увеличению граничного напора H_0 соответствует повышение напора вблизи границы, причем, как показали расчеты, при вогнутом водоупоре это влияние распространяется вверх на гораздо большее расстояние.

На рис. 2.12 показано положение кривой депрессии фильтрационного потока при наличии перетекания. С увеличением проницаемости водоупора происходит понижение свободной поверхности вплоть до разрыва потока с образованием двух изолированных частей вблизи границ (кривые 3). В месте разрыва недостаточно поступающего сверху инфильтрационного питания для поддержания сплошности потока, поэтому здесь формируется ненасыщенный поток. На выпуклом водоупоре ввиду меньшей глубины потока такой разрыв при том же K_0 охватывает большую часть области и наступает при меньших значениях проницаемости.

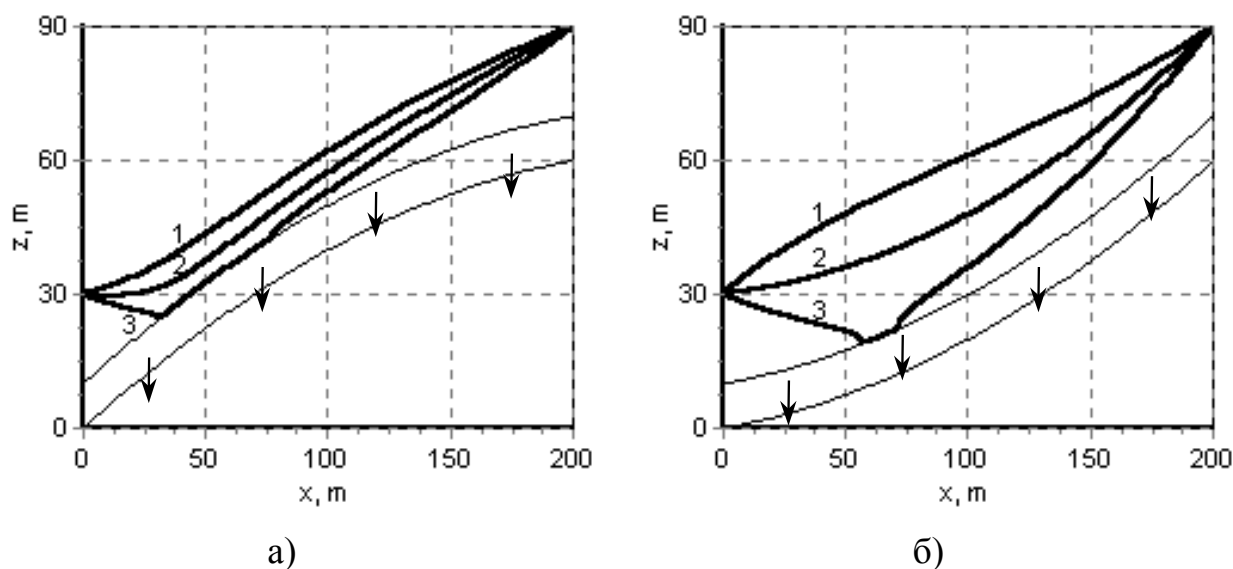


Рис. 2.12. Изменение УПВ (—) на проницаемом водоупоре (---)

различной формы: а) на выпуклом водоупоре ($\Delta b = 10$ м):

1 – $K_0 = 0$, 2 – $K_0 = 0.1$ м/сут, 3 – $K_0 = 0.25$ м/сут; б) на вогнутом водоупоре

($\Delta b = -20$ м): 1 – $K_0 = 0$, 2 – $K_0 = 0.1$ м/сут, 3 – $K_0 = 0.25$ м/сут.

При сужении водоупора кверху (рис. 2.13а, кривые 1) интенсивность перетекания возрастает в верхней части, что усиливает дренирующий эффект и заметно снижает напор по сравнению с сужающимся книзу водоупором (кривые 2). Наличие локальных зон повышенной проницаемости существенно снижает напор, причем данный эффект проявляется в большей степени при расположении таких зон в верхней части пласта (рис. 2.13б). Анализ показывает, что увеличение отношения K_0/K до 0.25 на водоносных горизонтах наклоном до 20° приводит к формированию полностью сдренированных участков длиной более 50 м в нижней части слоя даже при подержании граничных напоров. Данный эффект увеличивается на водоупоре выпуклой формы. Наличие локальных участков длиной до 20 м с отношением $K_0/K = 1$ снижает уровень подземных вод на 5–15 м в зависимости от места расположения.

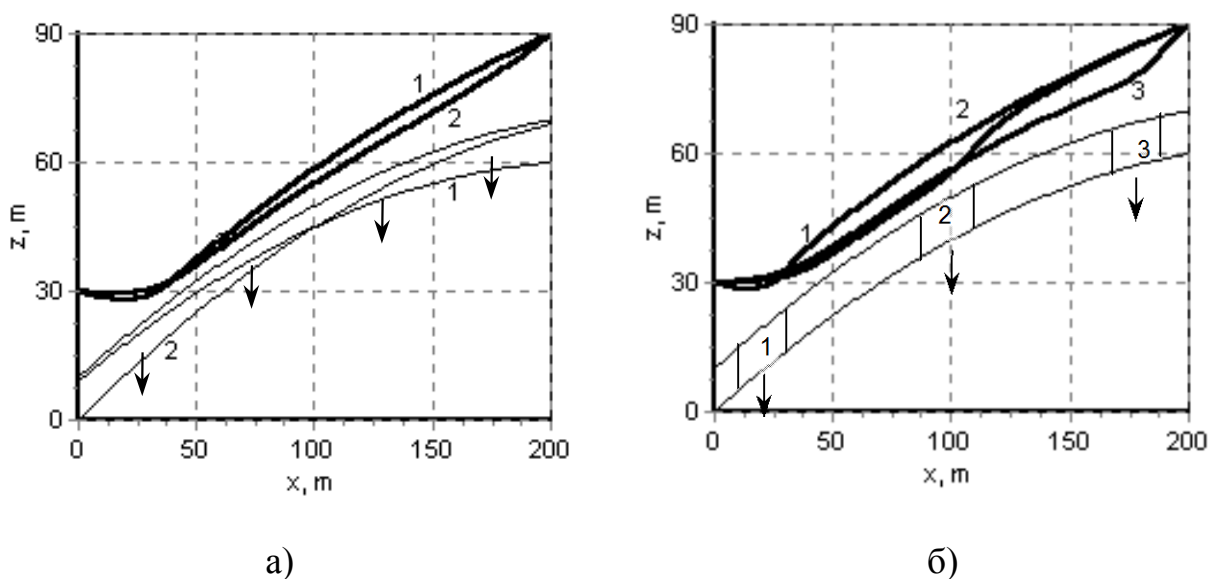


Рис. 2.13. Положение кривой фильтрационного напора (——) и водоупора (—) ($\Delta b=10$ м): а) при изменении толщины водоупора с $K_0=0.1$ м/сут: 1 – сужающийся книзу водоупор от 10 до 1 м, 2 – сужающийся кверху водоупор от 10 до 1 м; б) при различном положении зоны повышенной проницаемости ($K_{0,p}=1$ м/сут) на непроницаемом водоупоре: 1 – от 10 до 30 м, 2 – от 90 до 110 м; 3 – от 170 до 190 м.

Разработанный алгоритм позволяет учитывать произвольную форму водоупора, переменную проницаемость водоносного горизонта и водоупора, а также неравномерность инфильтрационного питания, вызванную, в частности, локальными понижениями рельефа или изолированными источниками на поверхности. Данный алгоритм может быть применен для оценок межслоевых перетоков в подработанном массиве, для расчетов фильтрации вблизи хвостохранилищ и шламонакопителей, а также при прогнозе подтопления на территориях со сложным рельефом.

2.3. Аналитические модели осушения и затопления шахт

Сложность гидродинамического режима в пределах шахтного поля связана как с изменением свойств пород, так и с расширением масштаба гидродинамических процессов, сопровождающих эксплуатацию месторождения.

В начале разработки и при осушении массива снижение уровня подземных вод носит преимущественно локальный характер, а его динамика определяется начальными запасами воды и свойствами ненарушенных пород в зоне проведения выработок и очистных работ. По мере разработки пластов в массиве шахтного поля увеличивается проницаемость в целом, расширяется масштаб фильтрации, приток к выработкам формируется в большей степени за счет инфильтрации и подтягивания вод с удаленных границ. В таких условиях, наряду с общей схемой прогнозирования (раздел 2.1) целесообразно применение моделей, адаптированных к особенностям конкретных объектов. При этом могут использоваться модели разного масштаба, начиная с отдельного горизонта до территории нескольких шахтных полей.

Разработанная в разделе 2.3 методика моделирования осушения разрабатываемого массива применена к условиям Кривбасса с учетом метода водного баланса [87]. В Криворожском бассейне в условиях преобладания вертикального водообмена имеет место нисходящая фильтрация преимущественно по крупным трещинам к глубоким выработкам, а водоотлив шахтных вод форми-

руется большей частью за счет техногенных поверхностных источников и усиленной инфильтрации атмосферных осадков через зоны обрушения [35].

Методика предполагает детальную геометрическую схематизацию обработанного подземного пространства, включая шахтный ствол и связанные с ним квершлагги, штреки, орты и др. на различных горизонтах, а также зоны обрушения. В соответствии с принятым масштабом выработки схематизируются в виде вытянутых полых тел (рис. 2.14).

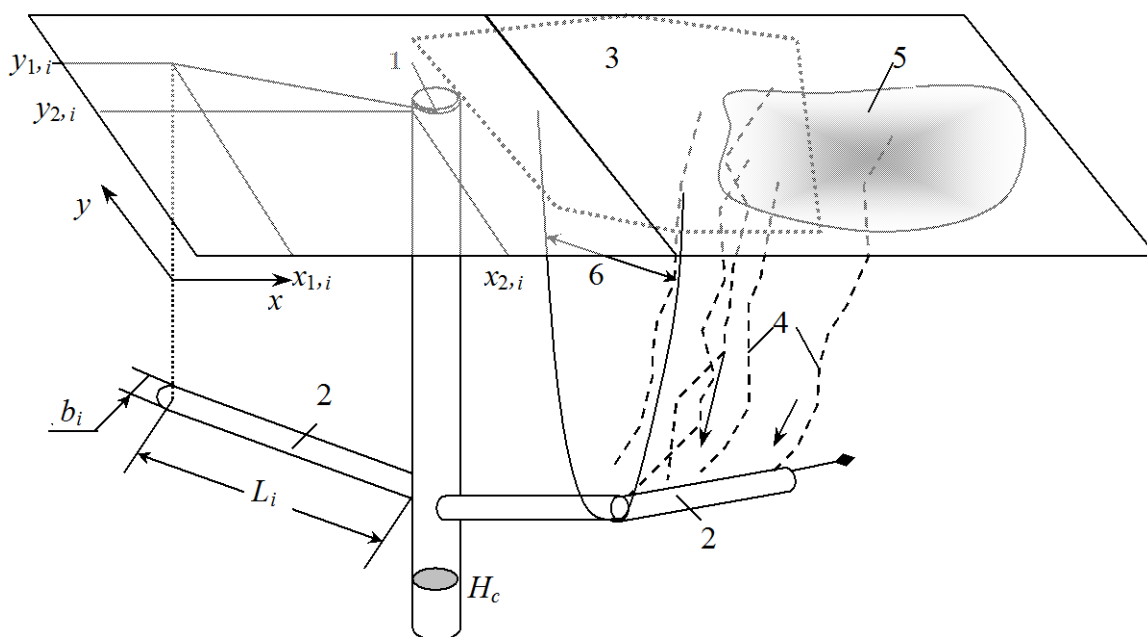


Рис. 2.14. Схематизация подработанного массива:

- 1 – шахтный ствол; 2 – выработки; 3 – зоны обрушения; 4 – крупные трещины;
5 – источники инфильтрации на поверхности; 6 – зона дренирующего влияния выработок.

При схематизации приняты следующие обозначения: r_c – радиус шахтного ствола; L_i , b_i – длина и ширина i -й выработки ($i=1, \dots, N$; N – число выработок); $z_{1,i}$, $z_{2,i}$ – отметки ее кровли и подошвы; $(x_{1,i}, y_{1,i})$, $(x_{2,i}, y_{2,i})$ – координаты начала и конца выработки после ее проходки. Длина выработки $L'_i(t)$ в период проходки зависит от времени

$$L'_i(t) = L_i(t - t_{i,i}) / (t_{\hat{e},i} - t_{i,i}), \quad (2.24)$$

где $t_{н,i}$, $t_{к,i}$ – моменты начала и окончания горных работ. Криволинейные в плане выработки аппроксимируются ломаными линиями.

Водоносные породы, окружающие выработку, рассматриваются как совокупность двух водопроницаемых сред: 1) системы крупных вертикальных трещин и каверн, занимающих незначительную долю θ_T (до 4%) всего объема пород с большими значениями коэффициента фильтрации K_T (1÷10 м/сут и более) и гидроемкости μ_T (0.5÷1.0); 2) основного объема пород, содержащего мелкие трещины и поры с низкими значениями коэффициента фильтрации K_{II} (от $2 \cdot 10^{-3}$ до 0.10 м/сут) и гидроемкости μ_{II} (от 10^{-3} до 0.02) [13, 35].

По вскрытым крупным трещинам происходит интенсивный нисходящий сток трещинных вод в выработку по мере ее проходки, а через мелкие трещины и поры – длительное просачивание воды малой интенсивности по всему периметру выработки. Фильтрационный поток в мелкотрещинной среде может быть описан с учетом [11] уравнением

$$K_{\bar{I},xy} \left(\frac{\partial^2 h}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 h}{\partial y^2} \right) + K_{\bar{I},z} \frac{\partial^2 h}{\partial z^2} - Q_{\bar{I}} = \mu_{\bar{I}} \frac{\partial h}{\partial t}, \quad (2.25)$$

где $h(x, y, z, t)$ – напор подземных вод; $K_{II,xy}$ и $K_{II,z}$ – коэффициенты фильтрации в горизонтальном и вертикальном направлениях; $Q_{\bar{I}} = \sum_{i=1}^N L'_i q_i$, q_i – интенсивность удельного притока в i -ю выработку. Каждая выработка рассматривается в плане как линейный сток длиной $L'_i(t)$, а по вертикали – высотой $\Delta z_i = z_{2,i} - z_{1,i}$. Поскольку поверхность осушаемой выработки представляет собой поверхность высачивания с переменным по периметру выработки P_i граничным напором h_i , то величина q_i приближенно выражается зависимостью

$$q_i = K_{\bar{I},\bar{n}\delta} P_i (h_{\bar{n}\delta,i} - z_{2,i}) / \Delta z_i, \quad (2.26)$$

где $K_{II,ср}$ и $h_{i,ср}$ – осредненные по периметру коэффициент фильтрации и напор.

Расчетной областью фильтрации является полупространство $z \geq 0$ (ось Oz направлена вниз). Влияние нижней (глубокой) и боковых удаленных границ

области не учитывается ввиду низкой проницаемости мелкотрещинной среды, что согласуется с выводами [11, 13]. Верхняя граница области фильтрации $z=0$ соответствует поверхности контакта кристаллических и вышележащих осадочных пород, откуда поступает вниз интенсивное техногенное питание ε^* , определяющее фильтрационный расход на данной границе; ε^* может достигать $4 \cdot 10^{-4}$ м/сут [11, 13]. В качестве начального условия принимается напор h_e , соответствующий ненарушенному режиму подземных вод.

Решение уравнения (2.25) при данных краевых условиях имеет вид:

$$h(x, y, z, t) = h_e - t \sum_{i=1}^N \int_0^1 q_i(t(1-\theta)) h_{xy,i}(x, y, t\theta) h_{z,i}(z, t\theta) d\theta, \quad (2.27)$$

где величины q_i считаются заданными. Здесь $h_{xy,i}$ и $h_{z,i}$ – аналитические решения двух- и одномерной краевых задач неустановившейся фильтрации к мгновенному линейному стоку [84], получаемые с учетом зависимости длины $L'_i(t)$ от времени. Поскольку q_i зависят от напора на периметре выработки, интеграл (2.27) вычисляется с дискретизацией по времени. В момент t_s определяется q_i , и это значение принимается постоянным в течение промежутка $[t_s, t_{s+1}]$, а затем вычисляется h при t_{s+1} .

Вертикальный сток в выработку из крупных трещин моделируется следующим образом. Суммарная площадь F_i сечения таких трещин, вскрываемых при проходке, возрастает во времени

$$F_i(t) = \theta_{T,i} L'_i(t) (b_i + 2\Delta z_i). \quad (2.28)$$

Нисходящее движение воды по этим трещинам схематизируется как свободная вертикальная фильтрация с градиентом $I_T \approx 1$. Такое движение охватывает зону эффективного бокового дренирующего влияния выработки средней шириной B_i по обе стороны от нее. Величина B_i оценивается по формуле (2.27). Первоначальный объем запасов воды в крупных трещинах в пределах данной зоны составляет

$$V_{T,i} = \theta_T \mu_T 2L_i B_i \Delta h_i, \quad (2.29)$$

где Δh_i – начальная мощность обводненной трещиноватой среды над i -й выработкой. Пренебрегая искривлением данного потока вблизи боков выработки, можно выразить величины водопритока из крупных трещин в выработку $Q_{T,i}$ и продолжительность осушения объема $V_{T,i}$.

Зоны обрушения, аккумулирующие значительную часть поверхностного стока, представляют собой локальные очаги усиленной инфильтрации интенсивностью $\varepsilon_{об}$. Запасы воды V_p в зоне обрушения, извлекаемые при разработке рудного тела, зависят от объема осушаемой горной массы $V_{об}$, а также гидроемкости μ' , учитывающей добавочное выделение воды из тупиковых трещин и каверн при дроблении пород. Соответствующий водоприток $Q_p(t)$ пропорционален скорости увеличения зоны обрушения. Другой составной частью водопритока из зоны обрушения является величина $Q_{iá} = F_{iá} \varepsilon_{iá}$, где $F_{об}$ – площадь источников техногенной инфильтрации над зоной обрушения.

Суммарный водоприток в систему выработок определяется по формуле

$$Q_{sum} = \sum_{i=1}^N (q_i L_i' + Q_{T,i}) + Q_p + Q_{iá}. \quad (2.30)$$

Расчет динамики затопления системы выработок после прекращения водоотлива может выполняться в рамках предложенной методики с определением уровня воды в шахтном стволе H_c и объема затопленного пространства V_w .

Суммарный объем пустот до начала затопления составляет $V_{sum} = V_s + V_{á} + V_{iá}$, где V_s – объем незатопленной части шахтного ствола, $V_{á}$ – объем незатопленных выработок, $V_{об}$ – объем пустот в зоне обрушения после добычных работ. В течение промежутка времени $[t_s, t_{s+1}]$ из незатопленных выработок в шахтный ствол и в частично затопленные выработки стекает объем воды $\Delta V_s = (t_{s+1} - t_s) Q_{sum}$, при этом V_w увеличивается на ΔV_s .

Пусть в момент t_s уровень H_c ниже отметки подошвы p -й выработки. Если объема ΔV_s недостаточно для достижения отметки почвы выработки $z_{2,p}$, то H_c увеличивается на величину

$$\Delta H_c = \frac{\Delta V_s}{\pi r_c^2 + F_{\hat{a},\hat{a}} \mu''}, \quad (2.31)$$

где $F_{об,Н}$ – площадь зоны обрушения в горизонтальном сечении $z=H_c$, μ'' – гравитационная гидроемкость пород в зоне обрушения. В противном случае произойдет частичное затопление выработки, а подъем уровня воды составит

$$\Delta H_c = \frac{\Delta V_s - (\pi r_c^2 + F_{\hat{a},\hat{a}} \mu'')(z_{2,p} - H_c)}{\pi r_c^2 + L_p b_p + F_{\hat{a},\hat{a}} \mu''}. \quad (2.32)$$

Повышение H_c в момент, когда частично затопленная выработка становится полностью затопленной, определяется аналогичным образом. Так как на одном горизонте обычно расположено несколько выработок, то ΔV_s рассчитывается с учетом их общего объема. После затопления выработки сток в нее становится равным нулю, а она сама исключается из дальнейших расчетов. Вычисления продолжаются до тех пор, пока $V_w < V_{sum}$, т.е. пока не заполнятся все пустоты и произойдет восстановление исходного напора.

При расчетах осушения и затопления подземных выработок использовались данные ГПИ «Кривбасспроект», Криворожской ГРЭ и Днепропетровского отделения УкрГИМР. На рис. 2.15 приведены модельные и фактические данные динамики суммарного водопритока в выработки горизонта 213 м (абс. отм. –113,4 м) шахты им. Валявко «Северная» за период 1961–1962 гг. Моделирование выполнено при таких параметрах: $K_T=5\div 35$ м/сут; $K_{II,xy}=0.05$ м/сут; $K_{II,z}=0.1$ м/сут; $\theta_T=0.04$; $\mu_T=1$; $\mu_{II}=0.01$; $\mu'=0.1$; $\mu''=0,07$; $\varepsilon^*=3\cdot 10^{-4}$ м/сут; $\varepsilon_{об}=8\cdot 10^{-4}$ м/сут; $\Delta h_i=160$ м.

Результаты моделирования на второе полугодие 1961 г. и на 1962 г. хорошо согласуются с графиком фактических водопритоков, причем относитель-

ная погрешность изменяется от 3 до 15%. В течение первого полугодия 1961 г. результаты расчетов занижены относительно фактических водопритоков на 25–35%, что свидетельствует о неучтенных в исходных данных источниках питания или статистических погрешностях измерений.

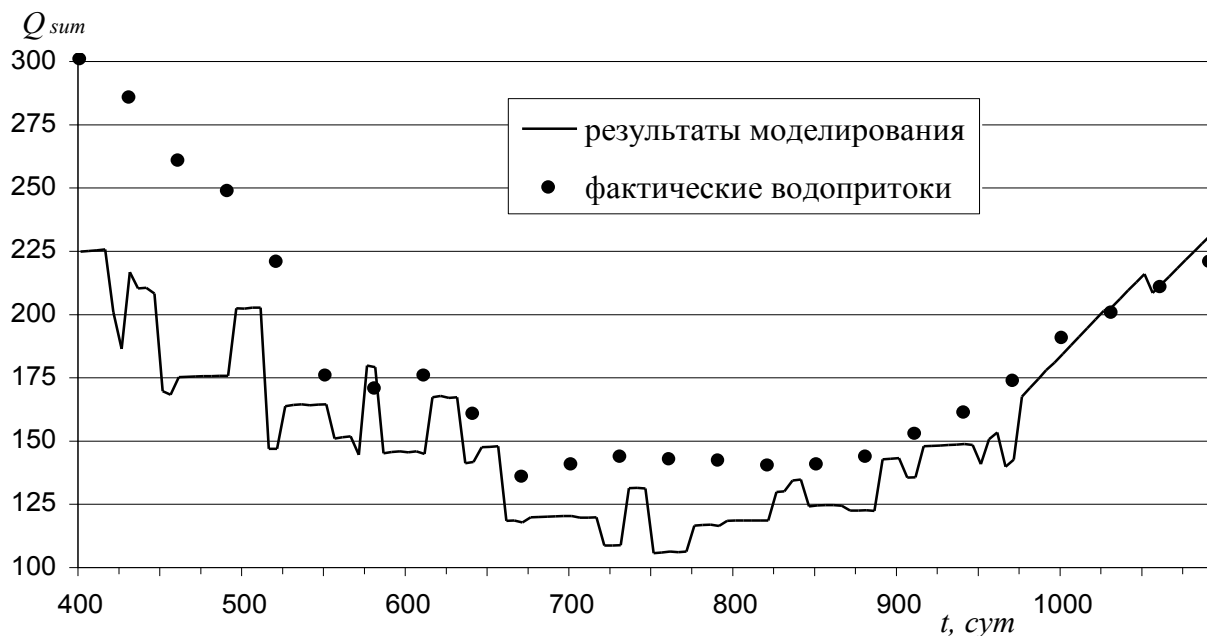


Рис. 2.15. Динамика суммарных водопритоков Q_{sum} ($\text{м}^3/\text{час}$) за период 1961–1962 гг. (400 сут – 1.02.1961, 1090 сут – 31.12.1962).

Сложность процесса восстановления уровня подземных и шахтных вод обусловлена следующими причинами: 1) неоднородностью пористо-трещиноватых пород, связанной со слоистостью и локальным изменением их свойств в зонах обрушения; 2) разветвленной структурой выработок, расположенных на разных горизонтах; 3) наличием источников дополнительного инфильтрационного питания; 4) значительным перетеканием между водоносными слоями.

В принятой расчетной схеме на основе данных ГПИ «Кривбасспроект» и Ингулецкого ГОКа, считается, что шахтный ствол представляет собой совершенную скважину (колодец), в которую движется изменяющийся во времени приток с двух водоносных горизонтов (рис. 2.16).

Верхний водоносный горизонт сложен относительно проницаемыми осадочными породами с коэффициентом фильтрации K_1 порядка нескольких единиц м/сут. Его мощность m_1 колеблется от 2 до 20 м. Слабопроницаемая про-

слойка мощностью m_0 толщиной до 10 метров сложена глинами с коэффициентом фильтрации K_0 от 0.0002 до 0.002 м/сут. Ниже ее залегают породы метаморфического (рудно-кристаллического) комплекса, коэффициент фильтрации которых K_2 уменьшается с глубиной от 1 до 0.002 м/сут, составляя в среднем 0.1 м/сут.

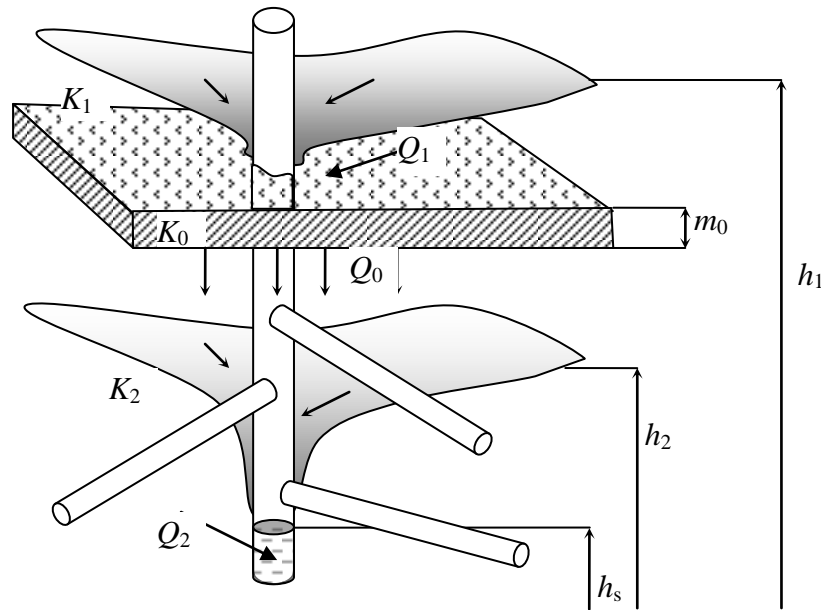


Рис. 2.16. Схема области фильтрации вокруг шахтного ствола.

Модель радиальной фильтрации в принятой схеме основывается на системе уравнений, составленной с учетом [11, 111], которые описывают изменение напоров в двух слоях

$$\begin{cases} \mu_1 \frac{\partial h_1}{\partial t} = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(T_1 r \frac{\partial h_1}{\partial r} \right) + \varepsilon - Q_0, \\ \mu_2 \frac{\partial h_2}{\partial t} = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(T_2 r \frac{\partial h_2}{\partial r} \right) + Q_0, \end{cases} \quad (2.33)$$

где h_1, h_2 – напоры в верхнем и нижнем водоносных горизонтах; μ_1 и μ_2 – коэффициенты их упругоэластичности (недостатка насыщения в безнапорном режиме); $T_1=K_1m_1$ и $T_2=K_2m_2$ – проводимости; K_1, K_2 и m_1, m_2 – коэффициенты фильтра-

ции и мощности этих слоев; K_0 , m_0 – коэффициент фильтрации и мощность слабопроницаемой прослойки; ε – интенсивность инфильтрации; Q_0 – интенсивность перетекания между верхним и нижним слоем. Величина Q_0 зависит от режима перетекания и определяется по формуле

$$Q_0 = \begin{cases} K_0, & h_2 \leq z_{k2}, \\ \frac{K_0}{m_0}(h_1 - h_2), & h_2 > z_{k2}, \end{cases} \quad (2.34)$$

где z_{k2} – отметка кровли нижнего водоносного горизонта. Соотношение (2.34) означает, что на участках, где подпор снизу отсутствует, перетекание в нижний водоносный горизонт идет с максимально возможной интенсивностью, определяемой коэффициентом фильтрации прослойки. При наличии подпора интенсивность перетекания меньше и зависит от разности напоров.

На внутренней границе области фильтрации, соответствующей контуру шахтного ствола радиуса r_s задаются условия

$$h_1 = \begin{cases} z_s, & h_s \leq z_s, \\ h_s, & h_s > z_s, \end{cases} \quad h_2 = h_s, \quad (2.35)$$

где z_s – верхняя отметка области высачивания из верхнего слоя в шахтный ствол, расположенная выше уровня его подошвы. Уровень воды в шахтном стволе h_s меняется с течением времени в зависимости от объема притоков и водоотлива. До тех пор, пока уровень h_s не достиг отметки z_s , водоносные горизонты связаны опосредованно через разделяющий слабопроницаемый слой. После превышения уровнем h_s этой отметки появится непосредственная гидравлическая связь между водоносными горизонтами через шахтный ствол. На удаленной границе задаются постоянные значения напоров $h_{1,R}$ и $h_{2,R}$.

При относительно медленном заполнении водой гидравлически связанных выработок детальный учет геометрии подземного пространства представляется нецелесообразным. При скорости подъема уровня воды, не превышающей 1 м/сут, горизонтальные возмущения распространяются значительно быст-

рее возмущений по вертикали. Главную роль при этом будут играть емкостные характеристики – пустотность (доля выработок в объеме массива пород) и трещиноватость пород. Следует отметить, что детальный прогноз о ходе затопления всех, в том числе старых и погашенных выработок, обычно не требуется.

Динамика подъема воды в шахтном стволе, особенно в первый период после отключения водоотлива, определяется пустотностью. За промежуток времени Δt объем притока в шахтный ствол и выработки составит $V_{sum} = Q_{sum} \Delta t$, где Q_{sum} – суммарный приток из водоносных горизонтов. Повышение уровня воды в шахтном стволе Δh_s за это время составит V_{sum}/S , где $S = V_e/h_e$ – отношение емкостных запасов (пустот) на горизонте к его высоте. С физической точки зрения параметр S , изменяющийся по глубине, может рассматриваться как площадь водного зеркала в затапливаемой системе выработок и шахтном стволе. На рис. 2.17 показана аппроксимация параметра S , выполненная на основе данных по шахте «Центральная» ИнГОКа.

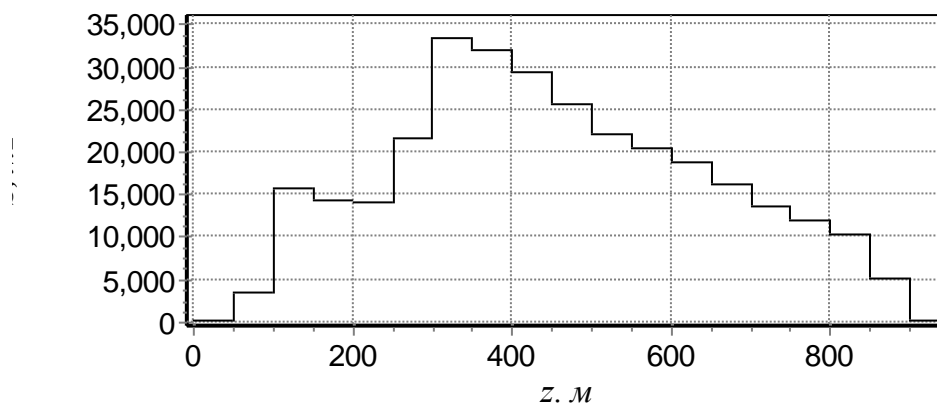


Рис. 2.17. Распределение емкостных параметров по глубине в воронке депрессии шахты «Центральная» ИнГОКа.

Расчет подъема уровня воды в шахтном стволе выполняется на основе принципа смены стационарных состояний следующим образом. Сначала определяется суммарный приток в шахтный ствол Q_{sum} из двух водоносных горизонтов (Q_1 и Q_2) и притока Q_0 . В случае, если сдренированная область представляет собой круг радиуса R , расчетные формулы (при $\varepsilon=0$) принимают вид

$$Q_1 = \begin{cases} \pi K_1 \frac{h_{1,R}^2 - z_s^2}{\ln(R/r_s)}, & h_s \leq z_s, \\ \pi K_1 \frac{h_{1,R}^2 - h_s^2}{\ln(R/r_s)}, & h_s > z_s, \end{cases} \quad Q_2 = \pi K_2 \frac{h_{2,R}^2 - h_s^2}{\ln(R/r_s)}, \quad (2.36)$$

в которых уровень h_s считается постоянным на промежутке времени Δt .

Приток Q_0 определяется двумя составляющими, соответствующим областям с напорным перетеканием Q_{0H} и с перетеканием в безнапорном режиме $Q_{0Б}$: $Q_0 = Q_{0H} + Q_{0Б}$. Участок с напорным режимом находится вне круга радиуса r_H , $0 < r_H < R$, где $h_2 > z_{k2}$. Внутри этого круга перетекание обусловлено проницаемостью прослойки. Тогда

$$Q_{0H} = \pi \frac{K_0}{m_0} \int_{r_H}^R (h_0 - h_2) r dr, \quad Q_{0Б} = \pi K_0 r_H^2. \quad (2.37)$$

После определения Q_{sum} рассчитывается приращение уровня в шахтном стволе $\Delta h_s = Q_{sum} \Delta t / S(h_s)$, которое прибавляется к текущему уровню. При новом уровне h_s вычисляется положение кривой депрессии в водоносных слоях на основании формул (2.36) и переопределяются границы областей с напорным и безнапорным перетеканием с учетом инфильтрации. После этого цикл повторяется.

В случае, если контур сдренированной области отличается от круговой формы, возможны два варианта: 1) аппроксимация области кругом равной площади с минимально возможным отклонением шахтного ствола от центра этого круга; 2) разбиение области на несколько секторов с независимым расчетом притока к стволу в каждом из них. При втором варианте расчетная формула для определения, например, Q_2 из (2.36) примет вид

$$Q_2 = \sum_{j=1}^M K_{2,j} \frac{\alpha_j}{2} \frac{h_{2,R_j}^2 - h_s^2}{\ln(R_j/r_s)}, \quad (2.38)$$

где α_j – угол j -го сектора круга, K_j – средний коэффициент фильтрации в его пределах, h_{2,R_j}^2 – средний напор на j -м участке границы, удаленном от шахтного ствола на расстояние R_j .

При выполнении расчетов восстановления уровня шахтных и подземных вод на примере шахты «Центральная» ИнГОКа задавались следующие значения параметров. Начальное положение уровня воды в шахтном стволе до прекращения водоотлива составляло -850 м. Радиус сдренированной области $R=1600$ м, а напоры, поддерживаемые на ее контуре – $h_{1,R}=50$ м, $h_{2,R}=40$ м. Интенсивность инфильтрации $\varepsilon=0.001$ м/сут, мощность слабопроницаемой прослойки $m_0=10$ м. Ввиду разброса оценок коэффициента фильтрации, его значения варьировались в диапазоне предельных значений.

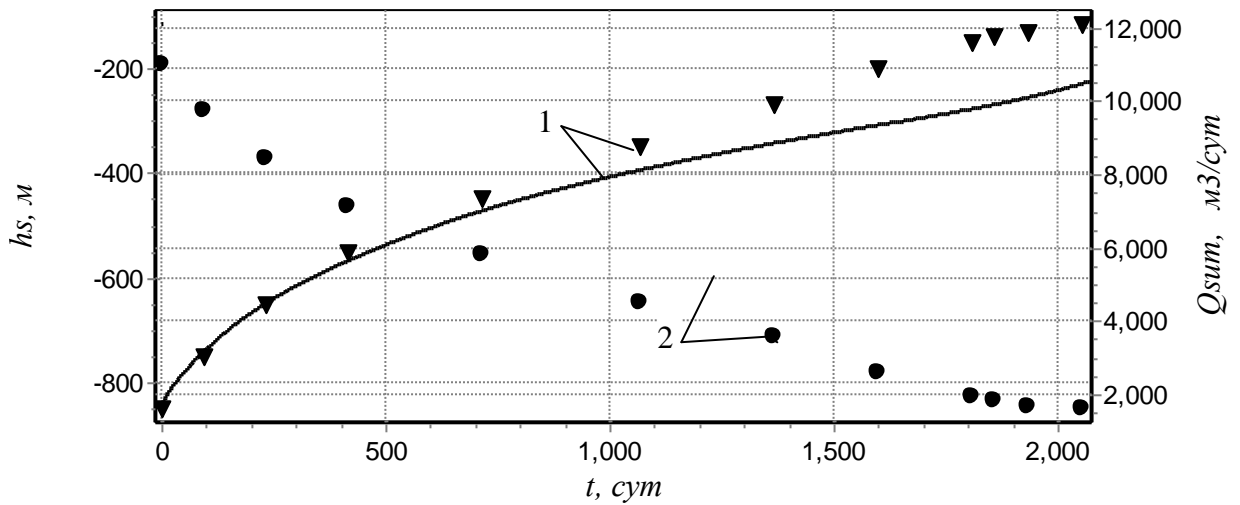
Критерием сходимости результатов расчета к натурным данным на промежутке времени $[0, T]$ является целевая функция

$$I = \sqrt{\frac{1}{T} \int_0^T (X_m - X_e)^2 dt}, \quad (2.39)$$

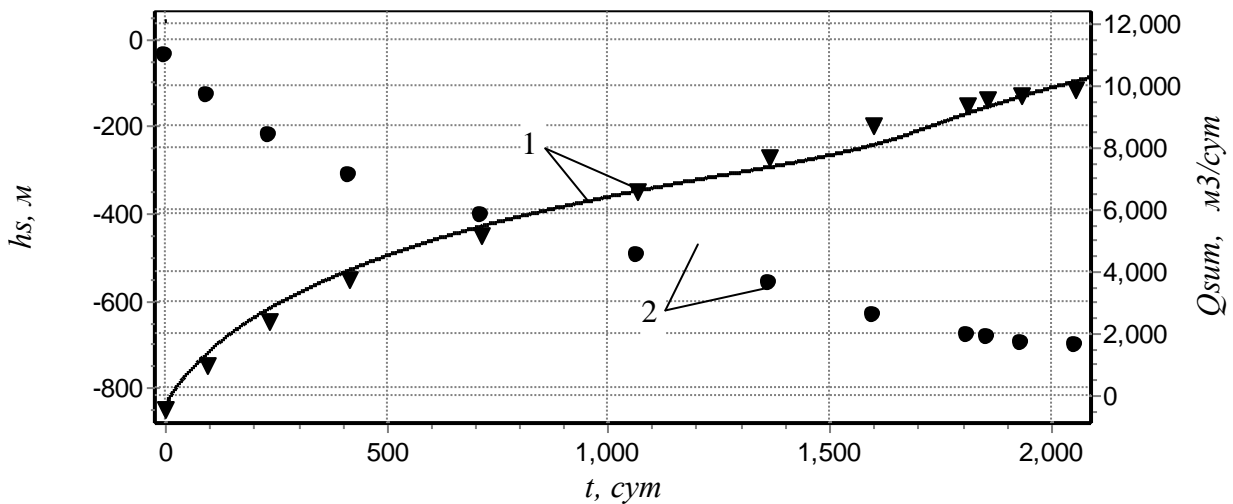
минимизированная в диапазоне допустимых изменений параметров. Здесь X_m и X_e – величины, характеризующие изменение во времени некоторого параметра X , соответственно рассчитанные согласно модели и полученные экспериментальным путем. Наилучшая согласованность результатов достигнута при $K_1=2.8$ м/сут, $K_2=0.02$ м/сут, $K_0=0.0002$ м/сут. Такие значения коэффициента фильтрации в трех слоях полностью соответствуют диапазону реальных значений на рассматриваемом объекте.

На рис. 2.18а представлены результаты расчетов и сопоставления с фактическими данными при параметре $S(z)$, изменяющемся согласно зависимости, изображенной на рис. 2.17. Несмотря на качественную аналогию, имеются расхождения, составляющие в течение всего процесса для уровня h_s в среднем 20,3 м, для водопритока $Q_{sum} - 489$ м³/сут. В наибольшей степени они проявляются спустя 2.5 – 3 года после прекращения водоотлива, когда уровень воды дости-

гает верхних, давно отработанных горизонтов. Здесь может иметь место уменьшение параметра пустотности в результате обрушения.



а)



б)

Рис. 2.18. Динамика уровня воды в шахтном стволе (1) и водопритоков (2)

при затоплении шахтного поля «Центральная» ИнГОКа:

а) при распределении пустотности согласно рис. 2.17;

б) при распределении пустотности, уменьшенном на 20%.

Для проверки этого предположения было выполнено моделирование подъема уровня воды при тех же параметрах, но меньшем на 20% значении $S(z)$ (рис. 2.18б). Расчеты показали, что при этом согласованность результатов зна-

чительно улучшается: среднее отклонение вычисленного уровня h_s от реально наблюдаемого составило около 7 м, а водопритока – 330 м³/сут.

Среднее отклонение результатов расчета от фактических данных при уточнении исходных параметров (коэффициента фильтрации, пустотности и т. д.) не превышает 3–4% по уровню воды и 15% – по водопритокам, причем в начальный период (первые 2,5 года) до 1,4 и 4% соответственно.

Данная методика прогнозирования достаточно эффективна с точки зрения вычислений и позволяет быстро получить достоверные предварительные оценки. Методика базируется на гидродинамическом подходе и может быть расширена и дополнена путем учета изменения коэффициента фильтрации с глубиной, детализации процесса перетекания и т.д.

2.4. Моделирование водной миграции в стохастически неоднородном трещиноватом массиве

Излагаемая методика, основанная на стохастической фильтрационной модели трещиноватой среды [100], предназначена для оценки параметров водной миграции в подработанном массиве и расчете водопритоков в подземные выработки с учетом фактора неопределенности. Такие ситуации возникают при отсутствии или недостатке данных о сложной геометрии пластов и нарушенной структуре пород.

Толща пород, окружающая выработки, рассматривается как твердое тело, пронизанное несколькими системами трещин разной ориентации и густоты (рис. 2.19). Азимут α_j и угол падения β_j в j -й системе трещин ($j=1, \dots, N$) считаются случайными функциями, коэффициенты которых изменяются в пространстве в соответствии с данными о неоднородности массива. Размер трещин δ является параметром, задаваемым с помощью теоретических либо экспериментально определенных законов распределения. Среди теоретических зависимостей в

наибольшей степени условиям трещиноватых массивов соответствует логнормальный закон [117]

$$p_j(\delta) = \frac{1}{\sigma_j 2\sqrt{\pi} \delta} \exp\left(-\frac{(\ln \delta - M_j)^2}{2\sigma_j^2}\right), \quad (2.40)$$

в котором среднее M_j и дисперсия σ_j в j -й системе трещин зависят от пространственных координат x, y, z .

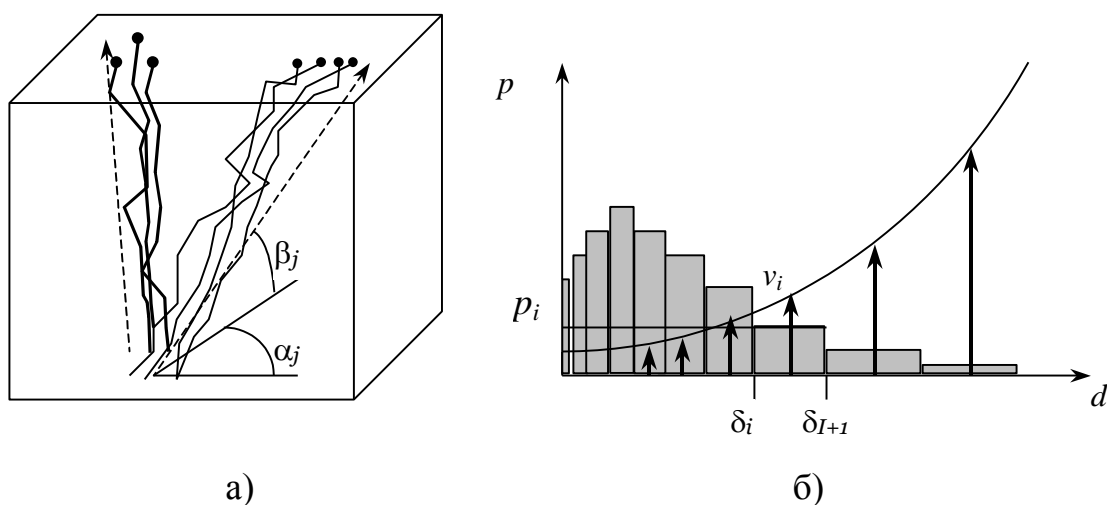


Рис. 2.19. Схематизация трещиноватого массива:

а) положение систем трещин, б) частота распределения трещин p по их раскрытию δ и изменение скорости течения v в зависимости от d .

Движение воды в трещиноватом массиве принимается соответственно схеме течения воды в отдельной щели. Согласно [54], скорость течения v в такой щели можно определить по зависимости

$$v(\delta) = \frac{\rho g}{12\mu} I \psi \delta^2, \quad (2.41)$$

где ρ – плотность, μ – вязкость воды, δ – раскрытие щели, I – гидравлический градиент, ψ – поправка, учитывающая шероховатость стенок щели. Вместо соотношения (2.42) могут быть использованы и более сложные формулы для схем

клиновидных щелей, однако в условиях недостатка информации о конфигурации трещин их применение нецелесообразно.

Предполагается, что в каждой системе трещин в направлении их общей ориентации одновременно идет поток в нескольких группах условно непересекающихся щелей разного раскрытия. Размер и доля каждой группы щелей в отдельно взятой системе вычисляется по экспериментальным или теоретическим законам распределения. При использовании плотности распределения (2.40) сначала найдем δ_ξ – размер, максимальный для $(\xi \cdot 100)\%$ трещин в данной части массива. В качестве ξ можно задать, например, 0.995. Промежуток $[0, \delta_\xi]$ разбивается на m интервалов $[\delta_{k-1}, \delta_k]$, $\delta_k = \Delta \cdot k$, $\Delta = \delta_\xi / m$, $k = 1, \dots, m$. Для каждой группы щелей вычисляется средний размер $\bar{\delta}_{jk}$ и доля p_{jk} в общем количестве

$$\bar{\delta}_{jk} = \int_{\delta_{k-1}}^{\delta_k} s p_j(s) ds, \quad p_{jk} = \int_{\delta_{k-1}}^{\delta_k} p_j(s) ds. \quad (2.42)$$

Для зависимости (2.40) коэффициенты p_{jk} можно записать в явном виде

$$p_{jk} = \frac{1}{2} \left\{ \operatorname{erf} \frac{M_j - \ln \delta_{j,k-1}}{\sqrt{2}\sigma_j} - \operatorname{erf} \frac{M_j - \ln \delta_{jk}}{\sqrt{2}\sigma_j} \right\},$$

а $\delta_\xi = \exp(3\sqrt{2}\sigma_j + M_j)$ при $\xi = 0.995$.

Будем предполагать, что густота трещин Γ_j не зависит от их раскрытия. Тогда трещиноватость n можно определить как

$$n = \sum_{j=1}^N \Gamma_j \int_0^\infty s p_j(s) ds \approx \sum_{j=1}^N \Gamma_j \sum_{k=1}^m \bar{\delta}_{jk} p_{jk}, \quad (2.43)$$

либо задать по экспериментальным данным.

При полном насыщении скорость течения в трещинах будет максимальной. В соответствии с распределением трещин по размерам вычисляется рас-

пределение скоростей в зависимости от размера $p(V(\delta))$ и средняя скорость течения – скорость насыщенного потока в j -й системе трещин

$$v_j = n \int_0^{\infty} v(\delta(s)) p_j(s) ds \approx \sum_{k=1}^m v(\bar{\delta}_{jk}) p_{jk}, \quad (2.44)$$

где $v(\delta)$ – зависимость вида (2.41).

Как правило, реальный поток воды в сдренированном шахтном водоотливом трещиноватом массиве является ненасыщенным, поэтому скорость нисходящей фильтрации будет меньше скорости фильтрации, определяемой по формуле (2.44). Поэтому отношение $\eta_j = \varepsilon/V_j < 1$, где ε – скорость инфильтрации, показывает, по существу, относительную гидравлическую проводимость ненасыщенных пород. Эту же величину можно трактовать и как долю насыщенных трещин в j -й системе, по которым вода течет со скоростью, определенной по (2.44). Таким образом, в принятой фильтрационной схеме снижение расхода потока в сдренированном массиве происходит главным образом за счет уменьшения числа проводящих трещин, а не скорости течения в них.

Исходя из величины η_j , можно оценить среднее влагосодержание в трещинах в любой части массива. Если пренебречь эффектом гистерезиса, то зависимость ненасыщенной проводимости K от насыщения водой будет однозначной. Тогда из соотношения вида $K=K(\theta)$, например, степенной зависимости Аверьянова - Ирмея [11], получим

$$\theta = (K/K_0)^{1/c} \approx \eta^{1/c}, \quad K_0 = \frac{\rho g}{12\mu} \psi \delta^2 n,$$

где θ – относительное насыщение водой, K_0 – коэффициент фильтрации трещиноватой среды, c – эмпирический параметр ($c=3\div 4$).

Водоприток в подземные выработки вычисляется на основе расчета течения воды в отдельных трещинах по следующему алгоритму. Сначала вдоль контура каждой выработки задается положение L начальных точек. В соответствии с азимутом и углом падения с помощью датчика случайных чисел после-

довательно строятся точки ломаной – геометрического эквивалента некоторой трещины в массиве пород. При наличии N систем трещин с параметрами $\alpha_j, \beta_j, \Gamma_j, M_j(x, y, z), \sigma_j(x, y, z)$ определяется доля r_j каждой системы в общей трещиноватости

$$r_j = \Gamma_j / \Gamma_\Sigma, \quad \Gamma_\Sigma = \sum_{j=1}^N \Gamma_j, \quad \sum_{j=1}^N r_j = 1. \quad (2.45)$$

Коэффициенты r_j рассматриваются как вероятности построения звена ломаной, соответствующей j -й системе трещин. Ломаная завершается на верхней границе массива – поверхности земли, где в соответствии с изменением инфильтрации по площади $\varepsilon(x, y)$ задается поток, поступающий в данную трещину. Предполагается, что этот поток остается неизменным по всей длине трещины вплоть до стока в выработку. Если трещина заканчивается на одной из выработок вышележащего горизонта, то сток в трещину задается, исходя из утечек через дно водоотводящей канавки данной выработки.

В пределах отдельного звена ломаной выделяется m групп трещин разного раскрытия, после чего по формулам (2.42) строится дискретное распределение скоростей. Фактически вместо трещины рассматривается «пучок» щелей разного раскрытия, имеющих одну пространственную ориентацию. На основе распределения скоростей течения в отдельных звеньях строится распределение и для всей трещины, учитывающее изменение скорости фильтрации по длине. Суммарное распределение скоростей притока по всем выработкам определяется с учетом вклада каждой выработки.

Расчет скорости течения в отдельной щели в условиях нисходящего потока выполняется в предположении, что гидравлический градиент обусловлен силой тяжести. Тогда $I = (z_2 - z_1) / l_c \leq 1$, где z_2 и z_1 – вертикальные координаты двух соседних точек ломаной, l_c – длина ее звена. При отсутствии детальной информации о конфигурации трещин параметр шероховатости ψ может приниматься равным единице.

Для апробации разработанной модели в качестве примера рассмотрена система горизонтальных выработок на глубине 500 м (рис. 2.20). На поверхности земли находятся два очага усиленной инфильтрации, где ее интенсивность достигает $2 \cdot 10^{-3}$ м/сут при фоновом значении $2 \cdot 10^{-4}$ м/сут. Выработки показаны пронумерованными отрезками, находящимися в левом верхнем углу рисунка. В районе очагов инфильтрации точками показаны места выхода трещин, причем номера точек соответствуют номерам выработок, над которыми они начинаются. Показанное расположение является одним из вариантов отображения трещин с помощью случайных функций.

Для отображения трещин использовались результаты исследования шахтопластов Донбасса [79]. При расчетах принималось, что в массиве имеется одна система трещин, среднее направление в которой показано стрелкой. Азимут α и угол падения β заданы как нормально распределенные случайные величины с параметрами: средние значения $\bar{\alpha} = 320^\circ$ и $\bar{\beta} = 70^\circ$, среднеквадратичные отклонения соответственно 25° и 10° . Ближе к поверхности раскрытие трещин $\bar{\delta}$ и его разброс становится больше. Так, $\bar{\delta}$ увеличивается от 45 мкм на глубине заложения выработок до 75 мкм вблизи поверхности земли. Характерные распределения трещин по размерам на разной глубине приведены на рис. 2.21.

В ходе расчета над каждой выработкой строилось 5 трещин, вычислялся суммарный инфильтрационный водоприток и его распределение по выработкам и скоростям. Данная процедура многократно повторялась. На основании осреднения 200 независимо построенных положений трещин были определены характеристики водопритока. Так, средний приток во все выработки составил $1.14 \text{ м}^3/\text{час}$, а его среднеквадратичное отклонение – $1.15 \text{ м}^3/\text{час}$. На рис. 2.22 показано распределение объема суммарного инфильтрационного водопритока по отдельным выработкам. Приведенная гистограмма хорошо согласуется с пространственным положением трещин, конечные точки которых показаны на рис. 2.20: трещины над выработками с большим притоком чаще оказываются в зоне очагов усиленной инфильтрации. Таким образом, оказывается возможным дать вероятностный прогноз притока в отдельные участки шахтного поля.

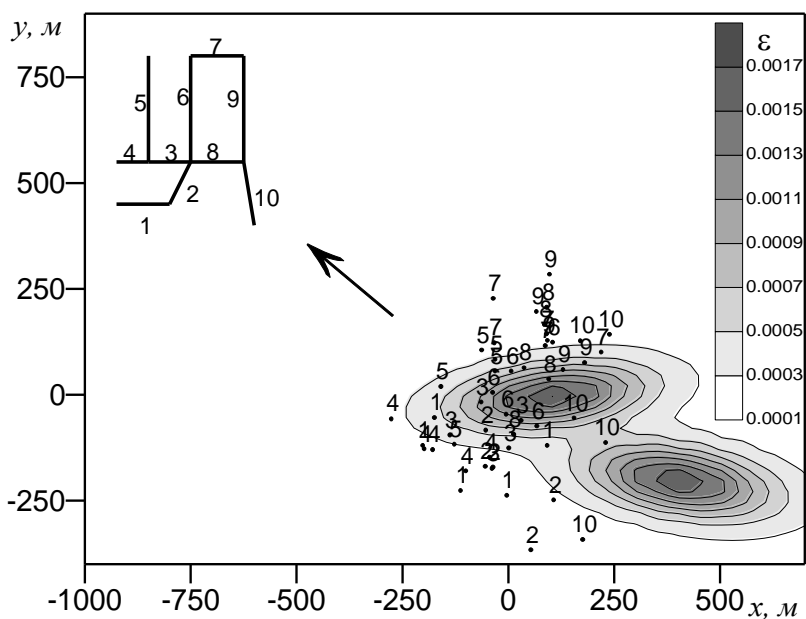


Рис. 2.20. Схема расположения выработок на глубине 500 м (линии с номерами) и источников инфильтрации интенсивностью ε (м/сут) на уровне земли.

Точки соответствуют выходам трещин на поверхность земли.

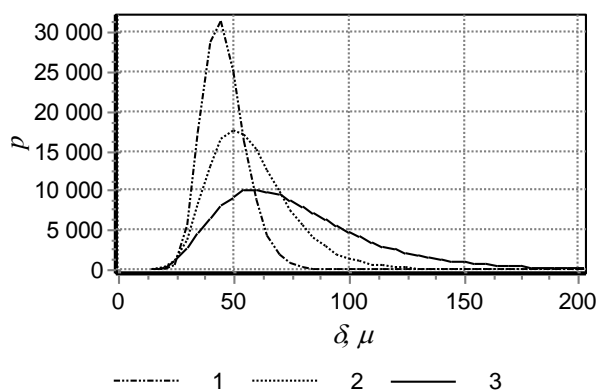


Рис. 2.21. Плотность распределения трещин по размеру:

1 – на глубине заложения выработок,
2 – на глубине 300 м, 3 – на глубине 50 м.

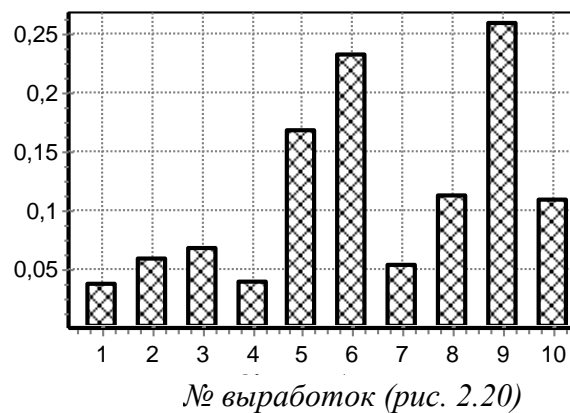


Рис. 2.22. Распределение притока по отдельным выработкам.

На рис. 2.23 показано распределение суммарного инфильтрационного притока по скоростям стекающей в выработки воды. Средняя скорость притока (действительная скорость течения в трещинах) составила 93 – 95 м/сут. Основной объем воды стекает с относительно небольшими скоростями: 80% всей во-

ды движется медленнее, чем 100 м/сут. Однако незначительная часть воды притекает в выработки довольно быстро: 1% со скоростью более 260 м/сут, а 0,08% – более 400 м/сут. Укажем, что средняя скорость фильтрации, вычисленная по формуле (2.44), намного меньше. Так, при значении трещиноватости $n=0,5\%$ она не превысит в данном примере 0.5 м/сут.

На основании этих данных можно выполнить прогноз скорости нисходящей миграции с поверхности земли через массив трещиноватых пород в подземные выработки. Зная объемы притока, можно также оценить и массу поступающих веществ.

Предложенный подход к расчету инфильтрационного водопритока через трещиноватый массив в выработки позволяет адекватно учитывать данные о параметрах трещиноватости и стохастической неоднородности. С помощью построенного распределения скоростей стекающей в выработки воды можно дать вероятностную оценку объемов «быстрого» и «медленного» водопритока, оценить долю проводящих трещин, скорости течения в которых могут достигать 700 м/сут. Практическое применение разработанной модели представлено в разделе 3.5.

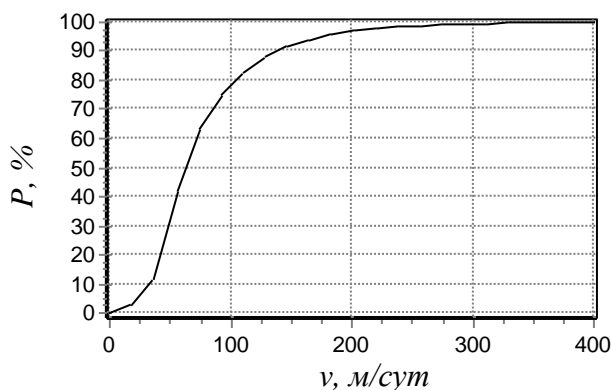


Рис. 2.23. Функция распределения притока P по скорости воды, стекающей в выработки.

2.5. Гидравлический расчет перетока между шахтами для оценки параметров водоотлива

Научно обоснованное, управляемое затопление смежных шахтных полей представляет собой актуальную инженерно-техническую задачу в период консервации и закрытия угледобывающих предприятий.

Процесс затопления, протекающий в горном массиве с нарушенной структурой в условиях техногенного гидродинамического режима, осложняется наличием сбоек между соседними шахтами на разных горизонтах. Наличие завалов в этих выработках создает дополнительное фильтрационное сопротивление перетоку воды. Полное перекрытие поперечного сечения сбойки слабопроницаемыми породами вызывает подпор, который может достигь нескольких десятков метров, что усиливает давление на целики. При высоком гидростатическом давлении следует оценить возможность прорыва завала и быстрого поступления большого объема воды в соседнюю шахту.

Недостаток информации о степени гидравлического совершенства сбоек не дает возможность выполнить адекватный детерминированный прогноз. В таких условиях переток целесообразно рассчитывать в рамках стохастического подхода, задавая положение завалов и их фильтрационные свойства с помощью распределенных параметров.

Ниже представлена методика расчета перетока через сбойку, соединяющую две соседние шахты, из которых одна затапливается, а в другой существует водоотлив [107]. Наиболее важной частью методики является оценка фильтрационной проницаемости и устойчивости завалов в сбойке.

Переток из затапливаемой в водоотливную шахту сопровождается следующими процессами (рис. 2.24): 1) поступлением воды в сбойку из выработок затапливаемой шахты; 2) движением воды в ней по мере подъема уровня $H_0(t)$ в стволе; 3) фильтрацией через препятствия (завалы) и в окружающие сбойку породы. При больших скоростях течения через завалы может возникнуть механическая суффозия. После перелива через верхнюю отметку сбойки («гребень») вода растекается по выработкам, попадая в водосборник водоотливной шахты.

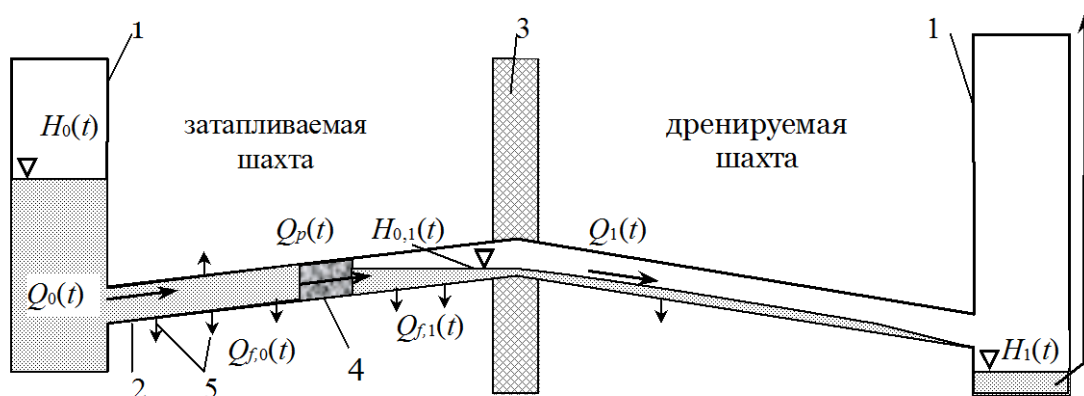


Рис. 2.24. Схема перетока воды по сбойке между шахтами:

- 1 – шахтные стволы; 2 – сбойка; 3 – целик; 4 – препятствия (завалы);
5 – фильтрация в окружающие породы.

Ориентировочные оценки на основе формул Шези и Дарси-Вейсбаха показывают, что в заваленной сбойке небольшой просвет в сечении $1,5 - 2,0 \text{ м}^2$ вдоль ее длины (при первоначальной площади сечения около 8 м^2) оказывается достаточным, чтобы пропустить водоприток $400 - 600 \text{ м}^3/\text{час}$. При этом уровень воды в затапливаемой шахте может превысить «гребень» сбойки не более чем на $2 - 3 \text{ м}$. Наиболее опасным является полное перекрытие сбойки на каком-либо участке. Рассмотрим случай единичного завала более детально.

Пусть $p(d)$ – распределение по размеру частиц пород, из которых состоит завал. Коэффициент линейной ламинарной фильтрации этих пород можно рассчитать по формуле, полученной на основе экспериментов для крупнообломочных пород, из которых состоят взрывонабросные плотины:

$$k_l = 0.0925 \frac{g}{\nu} \frac{n^3}{(1-n)^2} \frac{1}{S^2}, \quad (2.46)$$

где ν – кинематическая вязкость воды, $g=981 \text{ см}/\text{с}^2$, S – площадь удельной поверхности частиц, определяемая на основе гранулометрического состава, $\text{см}^2/\text{см}^3$, n – пористость (пустотность). Для рассматриваемых типов пород значения k_l изменяются в диапазоне от 180 до $1040 \text{ м}/\text{сут}$.

Фильтрационный расход в условиях переходного и турбулентного режимов, которые характерны для течения в завалах, рассчитывается по формуле

$$Q_s = S_p k_{nl} I^m, \quad (2.47)$$

где S_p – площадь поперечного сечения препятствия, k_{nl} – коэффициент нелинейной фильтрации, $I = (H_0 - H_{0,1})/L_1$ – градиент напора, $H_{0,1}$ – уровень воды за препятствием. Величина $H_{0,1}$ определяется динамикой поступления воды через препятствие и заполнением верхней части сбойки. Показатель степени m изменяется в диапазоне 0.5–1,0 в зависимости от величины I согласно экспериментальным данным [23].

Кроме хаотически ориентированных пустот и малых трещин, через которые проходит фильтрационный поток, в завалах могут существовать несколько узких протоков, по которым движется гидравлический поток со значительно большей скоростью. Средняя длина этих каналов $l_c = \chi L_1$, где L_1 – длина препятствия, χ – коэффициент извилистости, принимаемый по аналогии с пористой средой приближенно равным 1,5. Скорость течения в таком канале можно определить по формулам [40]

$$v_h = \sqrt{2d_t g I_0 / \lambda}, \quad \lambda = k_1 / [2 \lg(3,7/\bar{\Delta})]^2, \quad (2.48)$$

где I_0 – градиент напора в препятствии, учитывающий извилистость канала, d_t – его диаметр, $\bar{\Delta}$ – его относительная шероховатость, k_1 – коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения.

Диапазон изменения каналов по размеру $[0, d_{max}]$ разбивается на n интервалов равной длины: $d_i = \delta \cdot i$, $i = 0, \dots, n$. Средняя площадь одного канала составляет $S_i = k_{2,i} (\pi/12\delta) (d_i^3 - d_{i-1}^3)$, где коэффициент $k_{2,i}$ учитывает отличие формы сечения канала от круговой. В соответствии с распределением каналов по размеру поперечного сечения $p_h(d)$ для всех диапазонов найдем p_i – ту часть каналов, диаметры которых d находятся в промежутке $[d_{i-1}, d_i]$. Фактическая площадь

каналов такого размера $S_{t,i}=S_t p_i$, а их среднее количество – $k_{t,i} = S_{t,i}/S_i$, где S_t – общая площадь поперечного сечения всех каналов. Тогда проходящий через все каналы гидравлический расход определяется по формуле

$$Q_h = \sum_i Q_{t,i} = \sum_i k_{t,i} S_i v_h(\bar{d}_i), \quad (2.49)$$

где \bar{d}_i – средний диаметр каналов в диапазоне $[d_{i-1}, d_i]$.

Суммарный расход воды через завал определяется по формуле

$$Q_p = Q_s + Q_h, \quad (2.50)$$

в которой величины Q_s и Q_h рассчитываются по формулам (2.47) и (2.49).

Поступление воды в сбойку и напор H_0 в ней определяются динамикой водопритока и объемом пустот в затапливаемой шахте. Увеличение уровня воды в стволе и сбойке за промежуток времени Δt составит

$$\Delta H = (Q_0 - Q_p - Q_{f,0}) \Delta t / S_h, \quad (2.51)$$

где S_h – площадь горизонтального сечения выработок в затапливаемой шахте, определяемая как отношение объема пустот V_w над горизонтом отработки к его мощности: $S_h = V_w / \Delta z$. Величина Q_0 рассчитывается путем моделирования фильтрации при затоплении шахты, либо задается в пределах диапазона минимального и максимального значений, установленных по данным замеров в период эксплуатации шахты.

Потери на фильтрацию через стенки выработки в окружающие слабопроницаемые породы определяются по формуле

$$Q_{f,0} = S_1 K_1 I_1, \quad (2.52)$$

где S_1 – смоченная площадь границы «выработка – массив» до завала, K_1 – коэффициент фильтрации окружающих пород, I_1 – средний градиент напора между сбойкой и ближайшими к ней выработками. Формула (2.52) справедлива в

предположении, что между входом в сбойку и завалом отсутствуют сопряжения с другими выработками.

Прошедший через завал расход может уменьшиться вследствие фильтрации в окружающие породы в верхней части сбойки. Соответствующая потеря расхода $Q_{f,1}$ рассчитывается аналогично формуле (2.52).

Перелив через «гребень» начинается с момента достижения уровнем воды его высоты. После этого необходимо учитывать дополнительный подпор, создаваемый нисходящим стоком в сбойке в пределах водоотливной шахты

$$\Delta h = \left(Q_1 / b_s C_1 \sqrt{I_1} \right)^{2/3}, \quad (2.53)$$

где C_1 , I_1 – коэффициент Шези и уклон потока в той части сбойки, которая расположена в пределах дренируемой шахты, b_s – ширина выработки.

При высоких значениях градиента напора фильтрационная проницаемость завала изменяется вследствие суффозии. Так, если действительная скорость фильтрации v_r в препятствии, вычисленная с помощью формул [23]

$$v_r = v/n, \quad v = 0.5 \left(\sqrt{\theta^2 + 4\eta} - \theta \right), \quad \theta = 10n^{2.3} \nu / \sqrt{k_l \nu / g}, \quad \eta = 10n^{2.3} \sqrt{k_l \nu g I},$$

превышает неразмывающую скорость v_{nr} для какой-либо фракции пород вывалов, становится возможен срыв частиц этой фракции протекающим потоком воды и их вынос за препятствие. Значения v_{nr} можно рассчитать по эмпирическим формулам, полученным для открытых русел [23, 62]. Интенсивность вымывания частиц характеризуется параметром $\xi Q_s / V_f$, где Q_s – фильтрационный расход через завал, V_f – объем воды в порах и трещинах, ξ – коэффициент, зависящий от суффозионных свойств и связности горной породы. С учетом дискретизации процесса на каждом временном шаге определяется количество частиц разных фракций, которые вымываются из препятствия. При этом меняется гранулометрический состав слагающих его пород, и, следовательно, коэффициент фильтрации, определяемый по формуле (2.46).

Размыв промоин, по которым проходит гидравлический поток, происходит быстрее вследствие более высоких скоростей течения в них. Пусть d_k – средний диаметр одного из таких каналов в момент времени t_k . При текущем градиенте по формуле (2.48) определяется скорость течения в нем. По формулам для неразмывающей скорости [23, 62] оценивается размер частиц $d_{suf,k}$, которые могут отрываться и выноситься потоком воды при скорости v_h . Таким образом, непосредственному влиянию суффозии в течение промежутка времени Δt будет подвергаться слой толщиной $d_{suf,k}$ вокруг канала. За период Δt из этого слоя будет вынесена часть его объема $p_{suf,k} = \lambda \Delta t$, где λ – параметр суффозии. Площадь поперечного сечения канала увеличится на величину $\Delta S_k = p_{suf,k} \pi d_{suf,k} (d_{suf,k} + 2d_k) / 4$, а диаметр его станет равным $d_{k+1} = 4 \sqrt{d_k^2 / 4 + \Delta S_k / \pi}$. Кинетический параметр λ , определяющий интенсивность суффозии и увеличения промоин, можно оценить путем сопоставления начальных и конечных размеров каналов за длительный промежуток времени (несколько месяцев).

Ниже представлены результаты расчета перетока из шахты «Юнком» в водоотливную шахту «Красный Октябрь» в Центральном районе Донбасса, выполненного на основании данных мониторинга. Горизонт 560 м шахты «Юнком», расположенный на отметке –370 м, соединен с выработками шахты «Красный Октябрь», причем самая высокая точка сбойки имеет отметку –358.3 м. Длина сбойки в пределах шахты «Юнком», согласно планам горных работ, может составлять от 500 до 900 м. Площадь сечения выработки в непогашенном состоянии равна 8 м².

Согласно одному из вариантов закрытия шахт [64], после затопления выработок ниже горизонта 560 м весь водоприток из шахты «Юнком» будет перетекать в шахту «Красный Октябрь». Длительность затопления нижележащих выработок, согласно выполненным прогнозным оценкам, может составить около 300 сут. Дальнейший подъем уровня воды в затапливаемой шахте и динами-

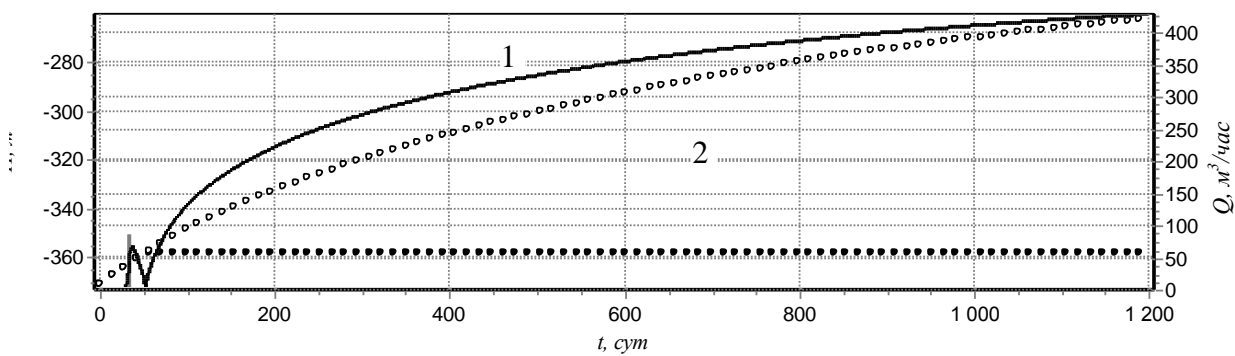
ка перетока прогнозировались на основе разработанной методики при максимально возможном притоке в шахту «Юнком» $Q_0=500 \text{ м}^3/\text{час}$.

Согласно имеющимся данным, гранулометрический состав пород завалов может быть представлен кусками и обломками, размер которых изменяется в широком диапазоне. Ввиду отсутствия точных сведений при расчетах рассматривались два варианта состава завалов, для которых значения фильтрационной проницаемости составляют 200 и 900 м/сут. Площадь поперечного сечения промоин в завале до начала перетока варьировала в диапазоне 1–5% площади всех пустот и пор в поперечном сечении.

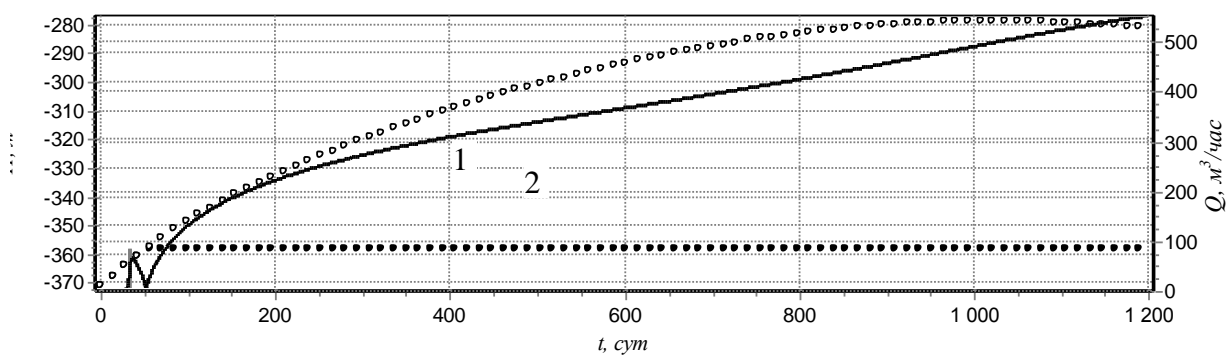
Рассматривались варианты фиксированного расположения завала в сбойке, а также случай равновероятного расположения завала вдоль ее длины. В результате решения серии прогнозных задач установлено, что динамика формирования подпора в затапливаемой шахте и перетока в дренирующую шахту зависит главным образом от проницаемости и длины завалов, интенсивности суффозионных процессов, а в некоторых случаях и от расположения завала в сбойке. Основные результаты расчетов представлены на рис. 2.25, 2.26.

При меньшей проницаемости, длине завала $L_1=10 \text{ м}$ и отсутствии суффозионных процессов происходит значительный подъем уровня воды в затапливаемой шахте с формированием подпора более 100 м (рис. 2.25 а), что создает давление на препятствие и целик. Расход через промоины составляет в этом случае около половины суммарного расхода через завал.

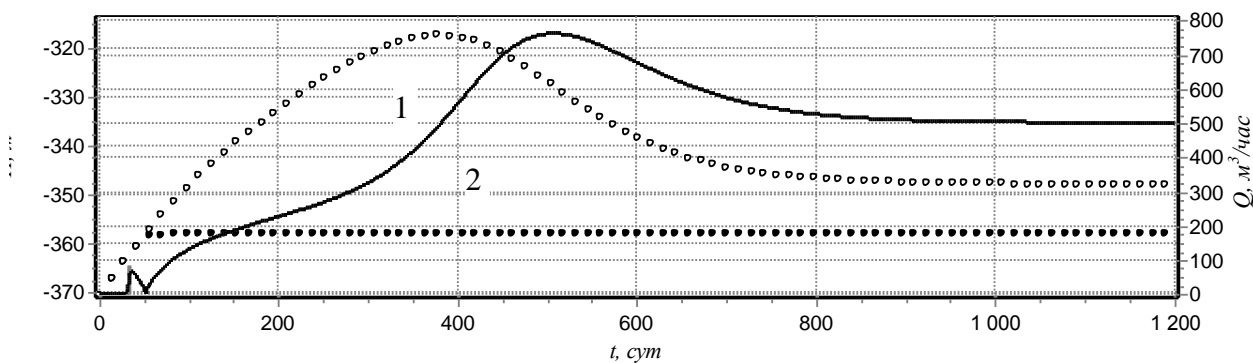
Фильтрационные потери в окружающие породы $Q_{f,0}$ при коэффициенте фильтрации $K_1=0.01 \text{ м/сут}$ не превысят $10 \text{ м}^3/\text{час}$ при условии, что сбойка находится в зоне дренирования. В случае подъема уровня подземных вод эта величина уменьшится. Но даже указанное значение $Q_{f,0}$ не окажет заметного влияния на динамику процесса, поскольку оно не превышает 2% перетока.



а)

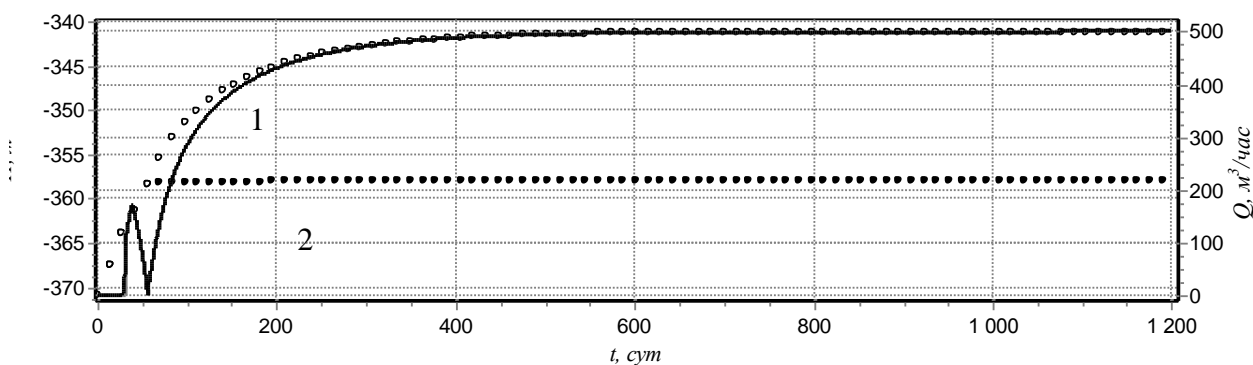


б)

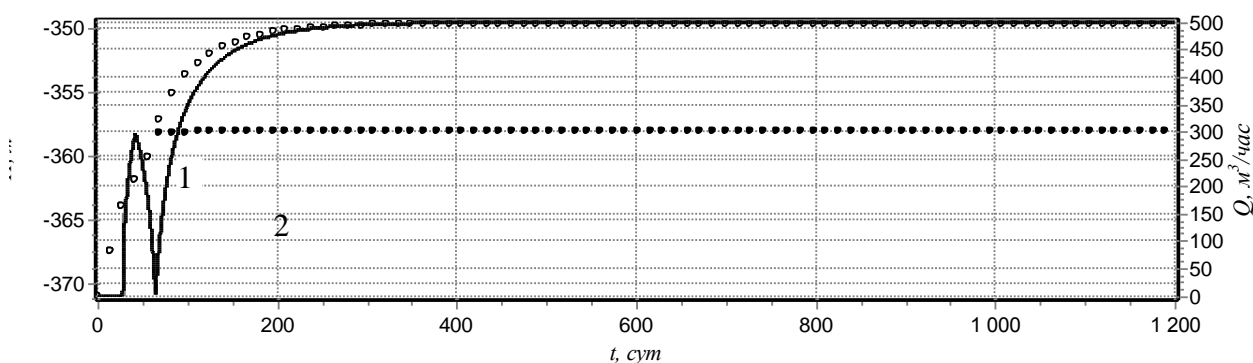


в)

Рис. 2.25. Изменение напора и расхода воды через сбойку: а) без суффозии, б) при незначительной суффозии, в) при значительной суффозии:
 ○○ – напор в затапливаемой шахте; ●● – напор за завалом в сбойке;
 1 – общий расход через завал, 2 – расход через промоины в завале.



а)



б)

Рис. 2.26. Изменение напора и расхода воды через сбойку в ходе перетока при различной длине препятствия L_n (обозначения аналогичны рис. 2.25) ($K=900$ м/сут): а) $L_n=10$ м, б) $L_n=5$ м.

Увеличивающийся перепад напоров на участке завала приводит к большему расходу. Это, в свою очередь, замедляет подъем уровня воды в затапливаемой шахте и, в условиях суффозии, приводит к его снижению (рис. 2.25 б, в). После перетока основных запасов воды, накопившихся в период постепенного размыва завала (например, промежуток времени 300 – 600 сут на рис. 2.25в), наступает квазистационарный режим. В этот период расход через препятствие медленно уменьшается до полного перетока всего ресурса водосбора на шахтном поле. При этом постепенно снижается уровень воды в затапливаемой шахте. Одновременно увеличивается доля расхода, проходящего через промоины. Перепад напоров на участке завала различной проницаемости в условиях суффозии в квазистационарном режиме составляет 10–20 м.

Интенсификация суффозии существенно ускоряет процесс формирования и снижения подпора в затапливаемой шахте (рис. 2.25 б, в). Вследствие более высокой скорости течения воды в промоинах и их размыва доля проходящего через них расхода может возрасти и достичь 90% общего расхода через завал. При этом фильтрационная проницаемость за тот же период увеличится не более чем на 1–2%. Основной причиной этого является высокая гидравлическая крупность подавляющего большинства частиц в завале.

При высокой фильтрационной проницаемости влияние суффозии в рассматриваемых процессах менее выражено. Более важными факторами становятся длина завала и его расположение относительно «гребня» сбойки. Чем ближе к входу в сбойку расположен завал, тем большую длительность имеет период первого возрастания и уменьшения расхода. Временное уменьшение расхода (при $t = 30 - 60$ сут) объясняется быстрым затоплением сбойки за завалом, когда поднимающийся уровень воды за ним вызывает уменьшение градиента. После достижения уровнем воды самой высокой точки сбойки и установления H_0 , градиент и расход снова возрастают, стабилизируясь в течение 5 – 8 месяцев. Далее наступает квазистационарный режим, при котором перепад уровней воды составляет от 4 до 50 м, если длина участка завала соответственно равна 2 и 20 м. Эффект временного уменьшения расхода почти не проявляется при близком расположении завала к «гребню».

Полное перекрытие сбойки слабопроницаемыми обрушенными породами на небольшом участке (5–10 м) может создать гидростатическое давление на препятствие и целик. Расположение препятствий вдоль длины выработки влияет на динамику перетока по сбойке только при высокой проницаемости завалов в начальный период перетока воды. Промоины в завале, занимающие всего несколько процентов всех пустот, могут существенно компенсировать недостаточную фильтрационную проницаемость, особенно если они подвержены суффозии.

Разработанная методика позволяет прогнозировать длительность переходного режима, в течение которого устанавливается расход воды через сбойку,

близкий к водопритоку в затопливаемую шахту. Длительность этого режима для рассмотренных горно-геологических условий составляет от полугода до 2–3 лет в зависимости от длины завала и его проницаемости. Принятая геометрическая схематизация допускает обобщения на случаи переменного наклона сбойки и ее сопряжения с другими выработками вдоль длины.

2.6. Анализ динамики утечек из отстойников рудничных вод*

Одной из проблем безопасного функционирования горнодобывающих предприятий стала надежная локализация минерализованных рудничных вод. Их утечки из прудов накопителей приводят к повышению минерализации подземных вод, используемых для хозяйственно-питьевого водоснабжения, а также к снижению геомеханической устойчивости массивов горных пород в результате карстовых явлений при растворении ряда минералов. Снижение прочности пород сопровождается появлением провалов и оползней, которые представляют опасность для населенных пунктов в зоне влияния прудов-накопителей.

Изоляция химически активных и агрессивных рудничных вод, согласно горно-геологической практике последних десятилетий, выполняется путем создания противofильтрационных экранов, преимущественно из глинистых грунтов низкой проницаемости [23]. Вместе с тем, долговременная фильтрация рассолов через глинистый экран приводит к его существенным физико-химическим трансформациям, затрагивающим консистенцию и структуру пород и сопровождающихся уплотнением и растрескиванием [26]. Интенсивность фильтрационных деформаций зависит от химического состава и минерализации рудничных вод, физико-механического и химического состава глинистых пород.

Особенную остроту эта проблема приобрела в Кривбассе, где на небольшой площади расположено несколько накопителей рудничных вод [4]. Типич-

* В работе над данным разделом участвовала Т.И. Воробьева

ным примером является накопитель, построенный к 1975 г. в балке Свистунова (рис. 2.27). Полный объем пруда-накопителя при уровне воды 88,5 м достигает 12 млн. м³, площадь зеркала воды – 216 га. Под экраном залегают суглинки, понтические пески и сарматские известняки. С 22 марта по 21 октября в 1976 г. в пруд было подано около 13 млн. м³ рудничных вод, но в результате утечек пруд к 10.01.1977 г. стал сухим. После ремонта экрана, с 15 июля по 14 ноября в 1977 г. в пруд было подано около 8 млн. м³ воды, но к 13 апреля 1978 г. он вновь опустел. После каждого заполнения и утечки наблюдалась деформация чаши пруда, образовывались промоины и трещины.

В следующие годы пруд эксплуатировался не на полную мощность. Из-за периодического разрушения экрана стало необходимым регулярно осушать накопитель и проводить ремонтно-восстановительные работы, что на определенное время уменьшало утечки и предотвращало оседание грунтовой основы дамбы. К настоящему времени пруд эксплуатируется с эпизодическим сбросом воды. Средний уровень воды в накопителе колебался за все годы от 76.2 до 83.5 м, а минерализация в месте сброса в 1997–2004 гг. – от 22.5 до 35.5 г/дм³.

Подобные процессы, однако более протяженные во времени, наблюдались и в Западном Донбассе, где, например, обработанный солями и коллоидами глинистый экран пруда-накопителя в балке Свидовок эффективно сдерживал миграцию рассола после заполнения лишь в течение 3–5 лет [32].

Экспериментальные исследования этого процесса, проводившиеся в лабораторных условиях [42, 120], сосредоточивались преимущественно на гидромеханических факторах. В работах [73, 137] основное внимание уделялось химическим факторам (составу солей в водах и глинах, параметрам массообмена и т.д.). Сложность химической суффозии обусловлена одновременным протеканием гидродинамических и химических процессов, включая выщелачивание, растворение солей, их диффузию и перенос. Это сопровождается изменением химического состава и физико-механических свойств пород, что приводит к повышению проницаемости глин в несколько раз при росте минерализации растворов.

Меры предупреждения суффозии в зоне влияния прудов-накопителей должны быть научно обоснованы моделированием физико-химических изменений в глинистых породах при фильтрации через них минерализованных растворов. Применяемые на практике модели фильтрации и миграции рассола через водоупорные экраны основаны, как правило, на представлениях сплошной пористой среды [23] и не учитывают должным образом движение воды и солей через трещины и промоины в глинистом слое. Модели трещиновато-пористой среды [5] не отражают в полной мере структурные изменения пород при фильтрации через них рассолов.

Ниже представлена модель утечек минерализованных вод из прудов-накопителей, учитывающая нестационарные изменения проницаемости водоупорных пород экрана под влиянием физико-химических реакций [99].

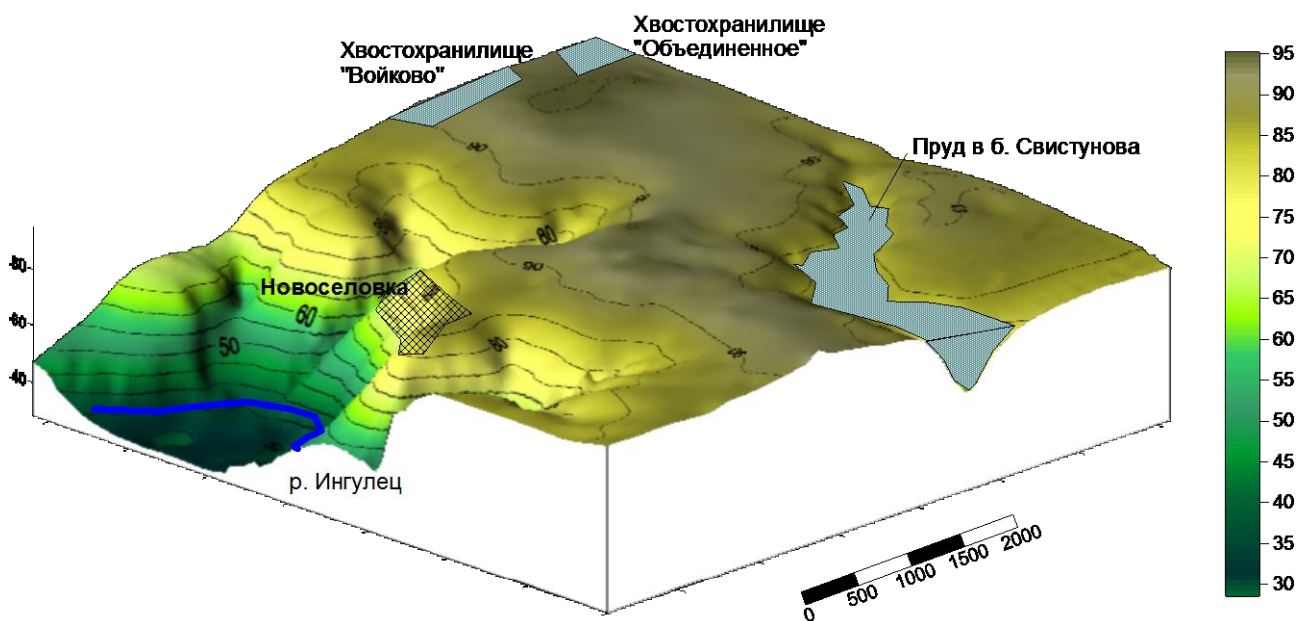


Рис. 2.27 Схема расположения пруда-накопителя рудничных вод в балке Свистунова.

Предлагаемый подход к моделированию фильтрации в условиях суффозии пород глинистого экрана, в отличие от численной калибровки обобщенного коэффициента фильтрации, предусматривает выделение фильтрационной составляющей потока через мелкие поры по всей площади дна и гидравличе-

ской составляющей через трещины с растущим во времени раскрытием и проиной, которые появляются преимущественно вблизи дамбы. Таким способом воспроизводится неравномерность потерь по площади и времени, которая может быть оценена сопоставлением с данными гидрохимического мониторинга.

Разработанная модель основана на уравнении баланса воды в пруде-накопителе, которое дискретизируется во времени

$$\frac{\Delta V}{\Delta t} = Q_{mw} + Q_b + Q_{gw} + Q_{ev} + Q_p, \quad (2.54)$$

где Q_{mw} – интенсивность сброса шахтных вод; Q_b – расход через дно пруда; Q_{gw} – боковой приток (отток) за счет взаимосвязи с грунтовыми водами; Q_{ev} и Q_{pr} – расходы, обусловленные испарением и атмосферными осадками с учетом поверхностного стока; ΔV – изменение объема пруда за промежуток времени Δt , которое равно произведению $S\Delta h$, где Δh – соответствующее изменение уровня воды в пруде, S – площадь поверхности воды в нем.

Форма пруда в балке Свистунова аппроксимирована с помощью срезанной пирамиды, основание которой имеет форму трапеции (рис. 2.28). Параметры S и V изменяются в зависимости от уровня воды в пруде h . Оцененные геометрические характеристики соответствуют имеющимся натурным данным.

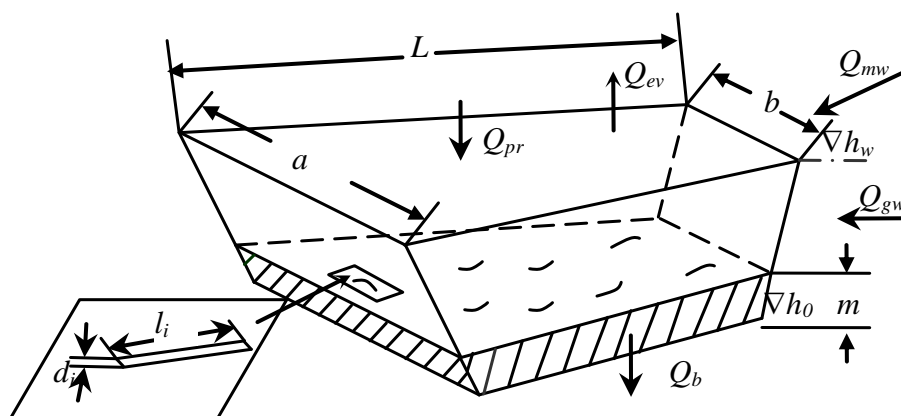


Рис. 2.28. Схематизация пруда-накопителя.

Изменение проницаемости пород в дне пруда под воздействием рассола в реальных условиях происходит за счет роста количества трещин и промоин и увеличения площади их поперечного сечения. Такой процесс моделируется путем выделения двух составляющих расхода через дно

$$Q_b = Q_{b,f} + Q_{b,s}, \quad (2.55)$$

где $Q_{b,s} = S_b K_b I$ – фильтрационный расход через поры; S_b – площадь дна; K_b – коэффициент фильтрации пресной воды; $I = (h - h_b) / m_b$ – градиент фильтрации; h_b – отметка дна, m_b – мощность слоя суглинков подстилающих пород на дне; $Q_{b,f}$ – гидравлический расход через трещины, определяемый по формуле для потока жидкости в канале [23, 40] с учетом наличия n групп каналов со средней шириной d_i , $i=1..n$

$$Q_{b,f} = \frac{g}{12\nu} k_t k_f \sum_{i=1}^n k_{h,i} d_i^2 S_{f,i}. \quad (2.56)$$

Здесь k_t , k_f и $k_{h,i}$ – коэффициенты сопротивления, которые учитывают извилистость каналов, форму их поперечного пересечения, режим и скорость течения соответственно, $S_{f,i} = d_i l_{f,i}$ – суммарная площадь каналов шириной d_i , $l_{f,i}$ – их суммарная длина на площади дна. Градиент фильтрации определяется на основе текущего уровня воды в пруде, формы его дна и толщины глинистого экрана.

Предлагаемый подход к дифференциации расхода через дно пруда аналогичен способу расчета расхода через завалы в сбойке, соединяющей две шахты (раздел 2.5). Однако если размыв завала при высоких гидравлических градиентах обусловлен преимущественно механической суффозией, то динамика развития трещин и увеличения их раскрытия на дне пруда-накопителя определяется кинетикой реакций солей в растворе с глинистыми минералами. Результат химической суффозии дна моделируется увеличением во времени ширины и длины трещин и промоин во время движения рассола через них. Допуская, что их расширение происходит равномерно по всей площади дна с устоявшейся

скоростью, рост площади поперечного пересечения S_f для каждой группы таких полостей можно определить на основе уравнения:

$$\frac{dS_f}{dt} = \sigma S_f, \quad (2.57)$$

где σ – кинетический параметр, который определяется интенсивностью химических реакций рассола с суглинистыми породами.

С точки зрения количественной оценки фильтрационных деформаций при верификации модели наиболее важными являются геометрические характеристики трещин в дне пруда и скорость их расширения под воздействием химических и механических факторов. Они оценивались путем инверсного моделирования процессов, которые сопровождали заполнение пруда-накопителя шахтными водами в 1976 – 1978 гг.

При ограниченных данных об изменении уровня воды в этот период основным критерием адекватности модели было воспроизведение полного осушения пруда к концу периода наблюдений и ограничение уровня воды максимальными отметками уровня в накопителе. Интенсивность сброса задавалась постоянной во время заполнения пруда. Результаты моделирования представлены на рис. 2.29.

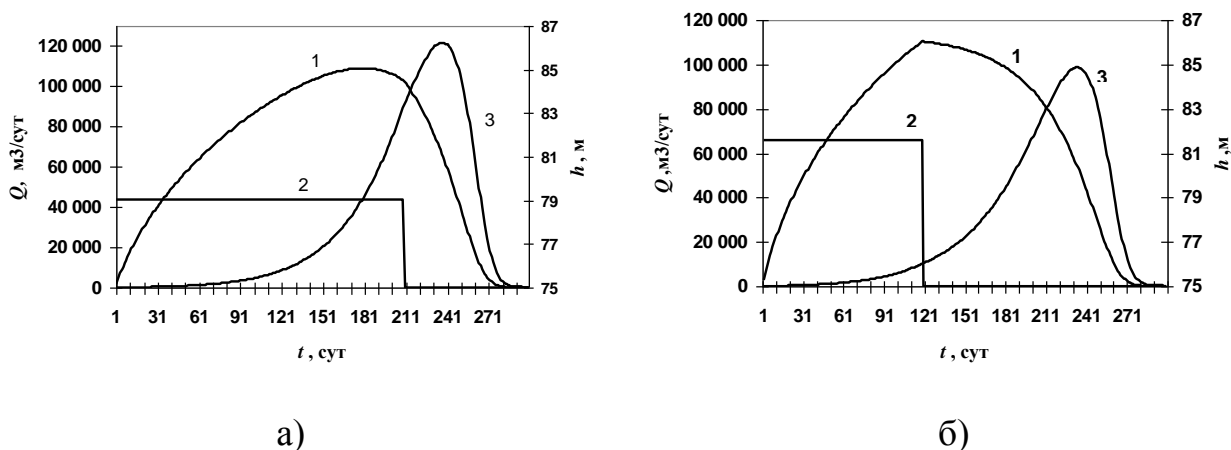


Рис. 2.29. Изменение уровня воды h (1), расхода Q при сбросе рудничных вод (2) и утечек из пруда-накопителя (3) во время эксплуатации в период:

а) 22.03.1976 – 10.01.1977; б) 15.07.1977 – 13.04.1978.

Начальное распределение трещин по размеру для обоих периодов характеризуется диапазоном от 1 мм до 2 см с преобладанием мелких щелей. Согласно расчетам, суммарная площадь их поперечного сечения увеличилась за каждый из этих периодов от 0.01% до 1% общей площади дна. Оцененный в при моделировании параметр σ в уравнении (2.57) составил $(8\pm 2)\cdot 10^{-3} \text{ сут}^{-1}$. Рассчитанный максимальный размер промоин после опорожнения пруда достигает 20 см, что полностью подтверждается натурными данными относительно состояния дна.

Процесс наполнения пруда сопровождается поначалу небольшими, но быстро растущими потерями воды, преимущественно за счет гидравлической составляющей, которая превышает 90% общего расхода утечек через 5–6 месяцев. Уменьшение объема сброса на 40% после восстановления дна летом в 1977 г. (рис. 2.29б) практически не изменило сроки осушения. Это свидетельствует, в частности, о слабой суффозионной устойчивости глинистого экрана пруда-накопителя. Оцененные параметры увеличения проницаемости дна на один–два порядка за счет суффозии согласуются с данными [73].

Таким образом, разработанная модель позволяет адекватно воспроизводить динамику изменения уровня воды и утечек из прудов-накопителей минерализованных рудничных вод, которые сопровождаются физико-химическими изменениями пород глинистого экрана. Модель также допускает обобщения и уточнения, необходимые для определения режима эксплуатации пруда-накопителя, при котором минимизируются утечки и химическая нагрузка на защитный экран.

Оцененные диапазоны объема полостей в глинистых породах в результате суффозии могут быть использованы для оценок параметров прочностных свойств пород при расчете устойчивости массивов в условиях техногенного химического карста. Это даст возможность комплексно оценить состояние окружающего массива, прилегающей территории и динамику гидрогеомеханических процессов в зоне влияния этих объектов.

3. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ГИДРОГЕОХИМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ТЕХНОГЕННО НАРУШЕННОМ МАССИВЕ

3.1. Разработка аналитических моделей миграции в подземных водах

Разработанная методика моделирования предназначена для решения следующих задач.

1. Оценка динамики растворения и выщелачивания твердых отходов горнодобывающих предприятий.

2. Расчет нисходящей миграции растворенных веществ из отвалов шахтных пород, хвостохранилищ и других объектов в зону аэрации, а также оценка интенсивности их поступления в водоносные горизонты.

3. Расчет миграции в водоносных горизонтах с учетом вида источников поступления веществ, их состава и гидрогеологических факторов.

4. Оценка выноса веществ с подземным стоком в поверхностные водоемы (водотоки).

Предложенный подход к моделированию миграции в системе «верхний почвенный слой – водоносный горизонт – поверхностные водоемы (водотоки)» основывается на аналитических моделях массопереноса в подземных водах [3, 88, 89, 91, 95, 139]. Сначала в рамках модели вертикального переноса в слоистой толще грунтов определяется интенсивность поступления веществ на поверхность водоносного горизонта. Дальнейшая миграция рассчитывается по линиям тока двумерного в плане фильтрационного течения. На основании значений концентрации на границе разгрузки водоносных горизонтов оценивается поступление веществ в поверхностные воды.

Миграционная модель (рис. 3.1) базируется на следующих допущениях: 1) горные породы в придонной части хвостохранилища (захоронения отходов) находятся в водонасыщенном состоянии, вследствие чего в растворе поддерживаются высокие концентрации продуктов выщелачивания; 2) миграция через днище происходит равномерно по заполненной толще; 3) сезонные колебания

уровней подземных вод существенно не изменяют картину фильтрационного течения и направления скорости подземного потока.

Математическое описание нисходящего массопереноса можно упростить, предположив, что миграция в нижележащем слое не оказывает влияния на миграцию в вышележащем слое, а также приняв условие равенства конвективных массопотоков на контакте двух слоев [139]. Это позволит последовательно решить задачи массопереноса в каждом слое.

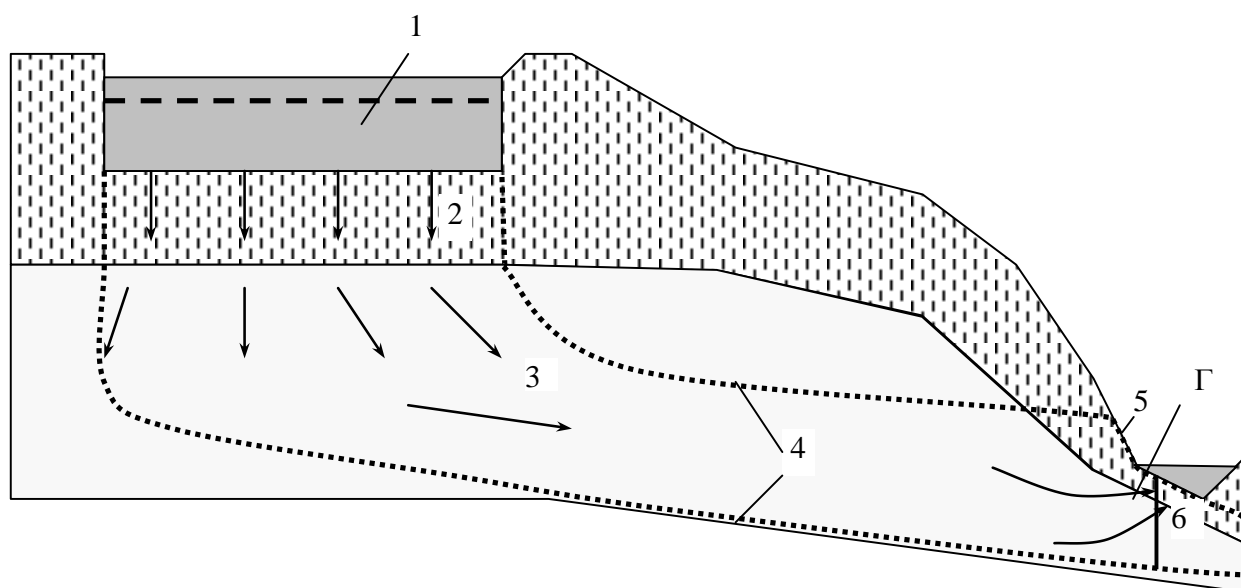


Рис. 3.1. Схематизация зон миграционных процессов: 1 – выщелачивание, 2 – массоперенос в верхних слоях пород, 3 – массоперенос в водоносном горизонте, 4 – контур зоны миграции; 5 – зона высачивания; 6 – сток в поверхностные водотоки, Г – граничное сечение.

Основой прогнозной модели миграции является уравнение пространственной конвективной диффузии, которое в случае сорбции, описываемой изотермой Генри, имеет вид [11, 55, 127, 129]

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(D_x \frac{\partial C}{\partial x} - v_x C \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(D_y \frac{\partial C}{\partial y} - v_y C \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(D_z \frac{\partial C}{\partial z} - v_z C \right) - \lambda n_e C = n_e \frac{\partial C}{\partial t}, \quad (3.1)$$

где C – концентрация вещества в поровом растворе; D_x, D_y, D_z – коэффициенты гидродисперсии, определяемые обычно как функции скорости фильтрации; $v_x,$

v_y, v_z – компоненты скорости фильтрации; n_e – коэффициент эффективной пористости, учитывающий линейную обратимую сорбцию; λ – постоянная распада.

В условиях преобладания вертикальной миграции в верхних слоях грунтов горизонтальные компоненты скорости и диффузии становятся пренебрежимо малыми. В маломощных водоносных горизонтах, наоборот, доминирует горизонтальный массоперенос, хотя в общем случае, особенно с увеличением мощности водоносных пластов, необходимо учитывать все члены уравнения (3.1).

На верхней границе слоев 2, 3 и 4 (рис. 3.1) задается входной массопоток F или концентрация вещества в растворе C_0

$$-D_z \frac{\partial C}{\partial z} + v_z C \Big|_{\Gamma} = F, \quad (3.2)$$

$$C \Big|_{\Gamma} = C_0. \quad (3.3)$$

При моделировании миграции в подземных водах рассматриваются следующие типы границ (рис. 3.1):

а) непосредственный контакт подземных и поверхностных вод в граничном сечении Γ фильтрационного потока, когда вещество выносится из водоносного горизонта конвективным и диффузионным путем, по нормали n имеет место

$$D \frac{\partial C}{\partial n} \Big|_{\Gamma} = v_n (C - C_s), \quad (3.4)$$

где C_s – концентрация в поверхностном водоеме (водотоке);

б) участок выхода подземных вод на дневную поверхность выше уровня поверхностных вод (участок высачивания), где вынос вещества возможен только конвективным путем и имеет место частичное испарение вытекающей воды [88]:

$$D \frac{\partial C}{\partial n} \Big|_{\Gamma} + \alpha v_n C = 0. \quad (3.5)$$

Здесь $\alpha = \varepsilon / v_n$, ε – испаряемость [47]. В предельном случае, когда $\alpha = 1$, происходит полное испарение воды, вытекающей через границу воды, а поток нелетучих веществ за пределы области фильтрации равен нулю. При испарении происходит накопление растворенных веществ вблизи границы.

Для потоков подземных вод в маломощных слоях уравнение (3.1) можно упростить, усреднив концентрацию по вертикали

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(D_x \frac{\partial \bar{C}}{\partial x} - v_x \bar{C} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(D_y \frac{\partial \bar{C}}{\partial y} - v_y \bar{C} \right) + \frac{Q}{m_0} - \lambda n_e \bar{C} = n_e \frac{\partial \bar{C}}{\partial t}, \quad (3.6)$$

где $\bar{C}(x, y, t) = \frac{1}{m_0} \int_0^{m_0} C(x, y, z, t) dz$, m_0 – мощность водоносного горизонта. Уравнение (3.6) применимо для описания миграции в потоке подземных вод, горизонтальные размеры которого на один – два порядка превышают величину m_0 .

Поступление веществ в фильтрационный поток в рамках двумерной модели может быть задано либо как мгновенное, с помощью неоднородного начального условия

$$\bar{C}(x, y, 0) = \begin{cases} C_0, & x_1 \leq x \leq x_2, \quad y_1 \leq y \leq y_2, \\ 0, & x < x_1, x > x_2, \quad y < y_1, y > y_2, \end{cases} \quad (3.7)$$

либо функцией распределения внутренних источников

$$Q(x, y, t) = \begin{cases} q(t), & x_1 \leq x \leq x_2, \quad y_1 \leq y \leq y_2, \\ 0, & x < x_1, x > x_2, \quad y < y_1, y > y_2, \end{cases} \quad (3.8)$$

где $q(t)$ – интенсивность поступления вещества в фильтрационный поток; координаты x, y определяют положение и размеры источника. Динамика $q(t)$ определяется исходными запасами вещества, скоростью его выщелачивания, распада и т. п. При наличии защитного грунтового слоя между дном накопителя и

уровнем подземных вод (слой 2 на рис. 3.1) значение $q(t)$ следует определять в результате расчета вертикального переноса в этом слое. Комбинация соотношений вида (3.7) – (3.8) позволяет отобразить в моделях неоднородное распределение начальной концентрации в области фильтрации, а также сложную форму и характер действия источников поступления веществ в водоносные горизонты.

Аналитические решения уравнения (3.2) для пласта-полуплоскости и пласта-квадранта имеют вид

при $Q=0$

$$C(x, y, z, t) = C_0 e^{-\bar{\lambda}} C_x(x, t) C_y(y, t) C_z(z, t), \quad (3.9)$$

при $C_0=0$

$$C(x, y, z, t) = \frac{t}{n_e} \int_0^1 q(t(1-\theta)) e^{-\bar{\lambda}} C_x(x, t\theta) C_y(y, t\theta) C_z(z, t\theta) d\theta, \quad (3.10)$$

где C_x , C_y , C_z – решения одномерных задач нестационарного переноса, полученные независимо друг от друга преобразованием Лапласа, $\bar{\lambda} = \lambda t$.

Для неограниченного в плане пласта и $C_s=0$ выражение для C_x имеет вид

$$C_x(x, t) = 0.5 \{ \operatorname{erfc}(\mu_{1,x} - w_x) - \operatorname{erfc}(\mu_{2,x} - w_x) \}, \quad (3.11)$$

при условии (3.4) C_x записывается в виде [139]

$$\begin{aligned} C_x(x, t) = & 0.5 \{ \operatorname{erfc}(\mu_{1,x} - w_x) - \operatorname{erfc}(\mu_{2,x} - w_x) - 0.5 \exp(-4w_x \zeta) \times \\ & \times [\operatorname{erfc}(\mu_{3,x} - w_x) - \operatorname{erfc}(\mu_{4,x} - w_x)] - 1.5 \exp(8w_x^2 + 4w_x \zeta) \times \\ & \times [\exp(8w_x \zeta_1) \operatorname{erfc}(\mu_{3,x} + 3w_x) - \exp(8w_x \zeta_2) \operatorname{erfc}(\mu_{4,x} + 3w_x)] \}, \end{aligned} \quad (3.12)$$

а при условии (3.5) [139] – в виде

$$\begin{aligned} C_x(x, t) = & 0.5 \{ \operatorname{erfc}(\mu_{1,x} - w_x) - \operatorname{erfc}(\mu_{2,x} - w_x) + (1-\beta)/(1+\beta) \exp(-4w_x \zeta) \times \\ & \times [\operatorname{erfc}(\mu_{3,x} - w_x) - \operatorname{erfc}(\mu_{4,x} - w_x)] - 2\beta/(1-\beta) \cdot \exp(-4w_x \zeta) \times \\ & \times [\exp(-(\mu_{3,x} - w_x)^2 + u_1) \operatorname{erfc} u_1 - \exp(-(\mu_{4,x} - w_x)^2 + u_2) \operatorname{erfc} u_2 \} \}. \end{aligned} \quad (3.13)$$

Здесь

$$u_1 = (\mu_{3,x} - \beta w_x), u_2 = (\mu_{4,x} - \beta w_x), \mu_{1,x} = g_x(x_1 - x), \mu_{2,x} = g_x(x_2 - x),$$

$$\mu_{3,x} = g_x(x_1 + x), \mu_{4,x} = g_x(x_2 + x), \zeta = xg_x, \zeta_1 = x_1g_x, \zeta_2 = x_2g_x,$$

$$g_x = \frac{1}{2\sqrt{D_x^*t}}, w_x = \frac{v_x^*\sqrt{t}}{2\sqrt{D_x^*}}, v_x^* = v_x/n_e, D_x^* = D_x/n_e, \beta = 2\alpha - 1;$$

Аналогично определяется C_y в случае, когда на границе $y=0$ заданы условия (3.4) или (3.5).

При условии (3.2) на верхней границе выражение для C_z , полученное преобразованием Фурье [139], имеет вид

$$C_z(z,t) = \frac{2g_z}{\sqrt{\pi}} \exp\left\{-4(\bar{z} - w_z)^2\right\} - P_z \exp\{P_z z\} \operatorname{erfc}(\bar{z} + w_z), \quad (3.14)$$

$$g_z = \frac{1}{2\sqrt{D_z^*t}}, w_z = \frac{v_z^*\sqrt{t}}{2\sqrt{D_z^*}}, v_z^* = v_z/n_e, D_z^* = D_z/n_e, P_z = \frac{v_z}{2D_z}.$$

Подставляя общее выражение массопотока в граничные условия, получим формулу для определения удельного (на единицу длины) потока массы через границу полуплоскости $x \geq 0$ в точке y

$$\Psi(y,t) = \xi_x |v_x| m_0 C(0, y, t), \quad (3.15)$$

где $\xi_x=2$ для условия (3.4), а для условия (3.5) в случае нелетучих веществ $\xi_x=(1-\alpha)$, летучих – $\xi_x=1$. Суммарный поток вещества через всю границу равен

$$\Psi_\Gamma(t) = \xi_x |v_x| m_0 \int_{-\infty}^{+\infty} C(0, y, t) dy, \quad (3.16)$$

а количество вещества, вынесенное из области за промежутки времени $[t_1, t_2]$,

$$\Psi_{1,2} = \xi_x |v_x| m_0 \int_{t_1}^{t_2} \Psi_\Gamma(t) dt. \quad (3.17)$$

В случае, когда область массопереноса представляет собой положительный квадрант ($x \geq 0, y \geq 0$), удельный массопоток определяется отдельно на каждом участке границы [88] согласно формулам (3.15) – (3.17).

Для определения интенсивности поступления вещества в водоносный горизонт через слоистую толщу грунтов (рис. 3.1) с различными сорбционными свойствами можно применить следующий способ. Сначала определяется концентрация на нижней границе верхнего слоя (обозначим его индексом «2») без учета влияния подстилающего слоя (с индексом «3»). Для этого может быть использовано, например, решение задачи нестационарного массопереноса с заданной на входе постоянной концентрацией [20]. Изменяющаяся во времени концентрация $C_2(L_1, t)$ на выходе из слоя «2» является исходной для слоя «3». Тогда

$$C_3(z, t) = \int_0^t \tilde{N}_2(L_1, \tau) \frac{\partial G_3}{\partial t}(z - L_1, t - \tau) d\tau, \quad (3.18)$$

где G_3 имеет вид, аналогичный C_2 , но взято с соответствующими параметрами для слоя «3». Интенсивность поступления вещества в горизонтальный поток $q(t)$ определяется по его концентрации на выходе из этого слоя $C_3(L_2, t)$.

В общем случае для расчета массопереноса в переменном поле скоростей фильтрации применяются численные алгоритмы. Простым и достаточно эффективным при решении практических задач является расчет миграции с помощью аналитических зависимостей вдоль линий тока. Это позволяет, с одной стороны, учесть особенности течения подземных вод, с другой – избежать искусственной дискретизации области и связанных с этим погрешностей.

Большинство аналитических решений задач массопереноса получено при постоянной или специальным образом изменяющейся скорости фильтрации v [20, 80]. Для расчета миграции усредним скорость v на участке длиной $L(T)$ вдоль произвольной линии тока, который будет пройден фронтом растворенного вещества к моменту T

$$v_s = \frac{1}{L(T)} \int_0^{L(T)} v(S) dS . \quad (3.19)$$

Длину L можно уточнить, приняв во внимание неравномерность распределения концентрации вдоль линии тока в переходной зоне. Расчет миграции на период T выполняется по аналитическим зависимостям, куда входит постоянная скорость фильтрации v_s .

Корректность такого подхода подтверждена с помощью стандартных средств системы компьютерной математики Maple 8. В ходе расчетов были построены профили концентрации по аналитической зависимости с осредненной скоростью и конечно-разностным методом на мелкой сетке при переменной скорости. Установлено, что в характерном для осадочных пород диапазоне скорости фильтрации расхождения в положении фронта вещества не превышают 5–10% от длины участка, пройденного веществом за период прогноза 40–50 лет. Эта ошибка существенно ниже общепринятой точности определения миграционных параметров, что позволяет применять предлагаемый подход для решения практических задач.

При выполнении расчетов участки неправильной формы аппроксимируются с помощью прямоугольных или многоугольных площадных источников, причем степень детализации определяется изменчивостью поля скоростей. Концентрация вещества вычисляется на основе аналитических решений задач двумерного нестационарного массопереноса в однонаправленном потоке с внутренним источником в виде прямоугольника или многоугольника. Линия тока для каждого элементарного участка строится, начиная от его центра, а среднее направление скорости на интервале времени $[0, T]$ определяется аналогично формуле (3.19). Прогнозируемая концентрации в горизонтальном плановом потоке рассчитывается как сумма концентраций, определенных для всех участков.

При таком подходе учитывается пространственная изменчивость скорости фильтрации, продольной и поперечной дисперсии, сорбционных парамет-

ров, интенсивности поступления вещества в горизонтальный поток. Последний параметр зависит от проницаемости, сорбционных свойств и толщины слоя пород, подстилающих хранилище отходов. При расчете необходимо учитывать, что средняя скорость v_s для каждого элемента должна определяться для каждого периода времени T с учетом положения линий тока и свойств горных пород.

Преимуществами разработанного комплекса моделей миграции в подземных водах являются:

1) условие непрерывности, состоящее в последовательном определении концентрации мигрирующих веществ, начиная с момента их поступления в породы до выноса в поверхностные водоемы (водотоки);

2) достаточный для большинства случаев на практике учет особенностей фильтрационных течений: размерности области потока, различных типов границ, межслоевого обмена, изменчивости поля скоростей в пространстве и времени;

3) возможность оперативного использования моделей с помощью современных средств компьютерной математики, обеспечивающих высокую вычислительную точность;

4) отсутствие искусственной сеточной дискретизации при адекватном учете формы, вида проявления и интенсивности источников поступления продуктов выщелачивания в водоносные горизонты.

Возможности практического применения разработанных моделей можно продемонстрировать на следующих примерах.

Расчет 1. Требуется оценить эффект полного извлечения радиоактивных отходов из захоронения с целью предотвращения недопустимых концентраций ^{90}Sr в подземных и поверхностных водах спустя период его эксплуатации t_e . Расположение участка захоронения определяется координатами, м: $x_1=150$, $x_2=200$, $y_1=100$, $y_2=150$. Исходная активность стронция составляет $F_0=10^{-3}$ Ки и равномерно распределены по всей площади участка. Предполагается, что имеет место непосредственное поступление ^{90}Sr в подземные воды. Период эксплуа-

тации t_e составляет 10 лет (3650 сут), а интенсивность массопотока в подземные воды определяется аналогично [30]

$$q(t) = \frac{F_0 K_{\hat{a}}}{S} \exp(-\lambda' t), \quad \lambda' = \lambda + K_{\hat{a}}, \quad K_{\hat{a}} = \frac{\ln 2}{T_{\hat{a}}}, \quad (3.20)$$

где $T_{\hat{e}}$ – период полувыведения радионуклида из твердых частиц в растворимые формы (принято $T_{\hat{e}}=5$ лет), S – площадь участка. После извлечения отходов (при $t > t_e$) $q=0$.

Принятые значения параметров, соответствующие условиям миграции в верхних водоносных горизонтах, составляют: $v_x=0,08$ м/сут, $v_y=0,01$ м/сут, $D_x=0,8$ м²/сут, $D_y=0,1$ м²/сут, $n_e=2,5$, $m_0=10$ м. Для данных условий принята двумерная в плане модель миграции. Фильтрационный поток направлен к границе области, где выше уровня поверхностных вод происходит высачивание подземных вод, причем испаряется в среднем 30% вытекающей воды. Такому случаю соответствует условие (3.5) при $\alpha=0.3$. Результаты расчетов представлены на рис. 3.2, 3.3.

Зона превышения допустимой концентрации (ДКБ) для ^{90}Sr (около 15 Бк/л) смещается с течением времени к границе, где вследствие испарения отмечается локальное повышение концентрации (рис. 3.2). Эффект ликвидации источника поступления стронция в подземные воды проявится спустя 8 лет (рис. 3.3). Его суммарный вынос за период более 50 лет (около 20000 сут) за счет данного фактора уменьшится с $0.575F_0$ до $0.464F_0$ ($T_{\hat{e}}=5$ лет) и с $0.357F_0$ до $0.177F_0$ ($T_{\hat{e}}=20$ лет). В рассмотренных вариантах от 32 до 36% поступившего в подземные воды радионуклида распадается, не выходя через границу. С увеличением периода полувыведения снижается опасность радиоактивных отходов за счет уменьшения массы вещества, переходящего в подвижную форму.

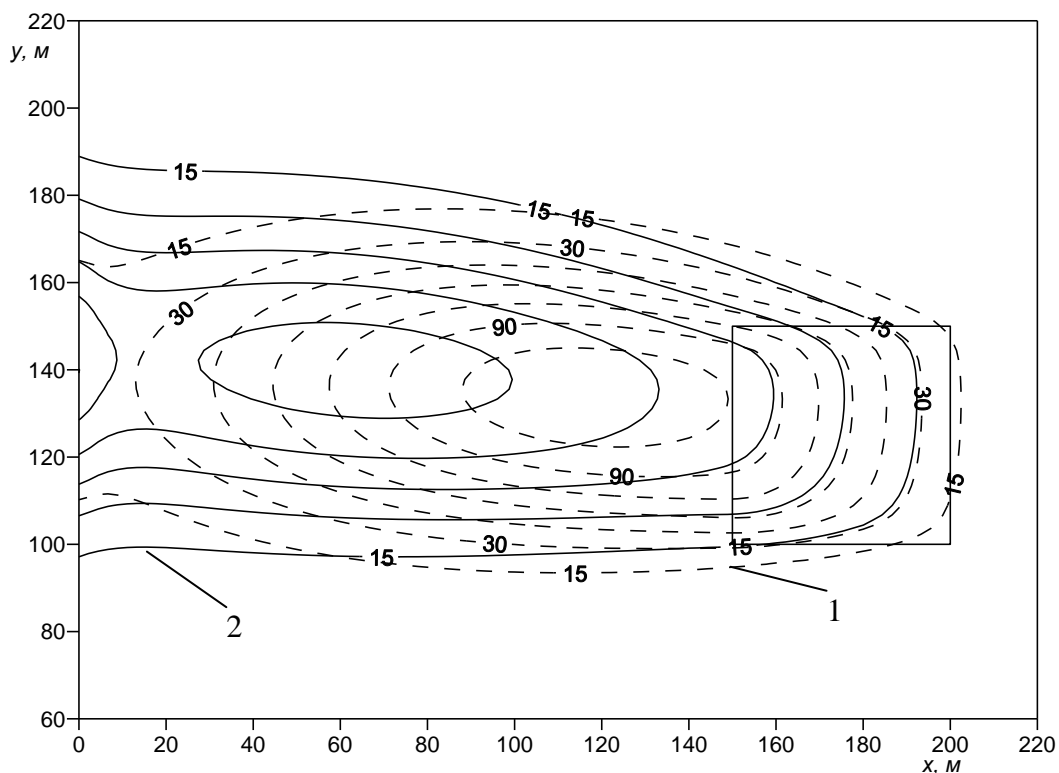


Рис. 3.2. Изменение в плане концентрации ^{90}Sr (Бк/л) в водоносном горизонте:
 1 – в момент извлечения отходов $t=3650$ сут от начала заполнения хранилища;
 2 – спустя 5 лет после извлечения $t= 5475$ сут от начала заполнения хранилища.

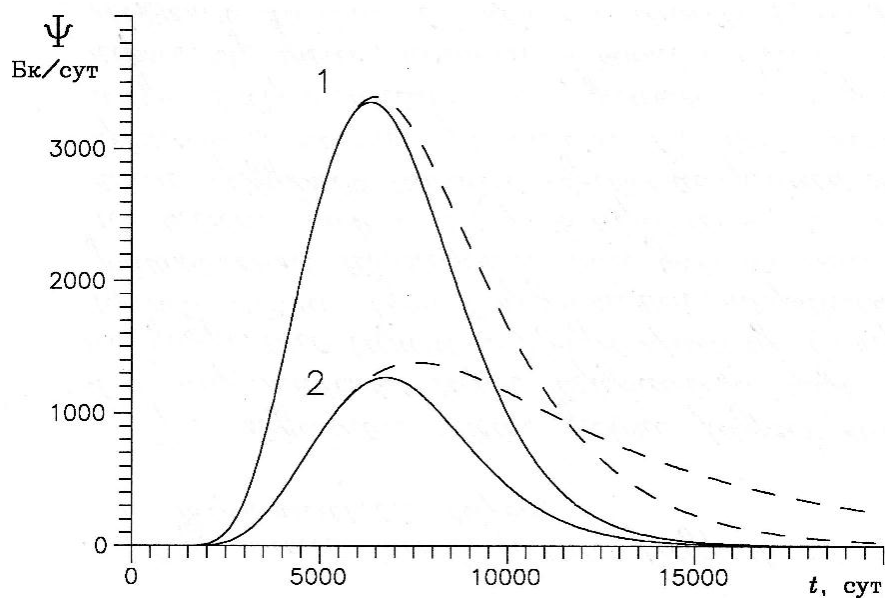


Рис. 3.3. Динамика суммарного выноса ^{90}Sr (Ψ) из водоносного горизонта
 во времени t при различных значениях периода полувыведения:
 $T_e=5$ лет: (1), $T_e=20$ лет (2) в случае извлечения отходов (сплошные кривые)
 и без извлечения (штриховые кривые).

Расчет 2. Требуется оценить возможное поступление ^{90}Sr в поверхностный водоток при размещении радиоактивных отходов на участках А и В (рис. 3.4) в соответствии с заданной интенсивностью и последовательностью заполнения хранилища.

Общий запас ^{90}Sr составляет $F_0=6\cdot 10^{-3}$ Ки, период полувыведения $T_g=5$ лет. Рассматриваются следующие варианты заполнения:

- 1) $F_A=2\cdot 10^{-3}$ Ки, $F_B=4\cdot 10^{-3}$ Ки, $t_A=t_B=0$;
- 2) $F_A=4\cdot 10^{-3}$ Ки, $F_B=2\cdot 10^{-3}$ Ки, $t_A=t_B=0$;
- 3) $F_A=2\cdot 10^{-3}$ Ки, $F_B=4\cdot 10^{-3}$ Ки, $t_A=0$, $t_B=10$ лет;
- 4) $F_A=2\cdot 10^{-3}$ Ки, $F_B=4\cdot 10^{-3}$ Ки, $t_A=0$, $t_B=15$ лет.

Здесь t_A , t_B – моменты заполнения соответствующих участков А и В отходами. Первые два варианта предполагают одновременное заполнение, вторые два – последовательное. Значения миграционных параметров взяты из предыдущего примера. На выходной границе имеет место непосредственный контакт подземных и поверхностных вод, которому соответствует условие (3.4). Результаты расчетов отражены на рис. 3.4, 3.5.

Смещение зоны максимальных концентраций (рис. 3.4) связано с существенным (более чем в 8 раз относительно начального значения) ослаблением интенсивности поступления ^{90}Sr на участке А вследствие уменьшения его запасов. Область максимальных концентраций, образовавшаяся в начальный период, перемещается в сторону границы. В момент времени, представленный на рисунке, влияние участка В еще не успевает проявиться.

Размещение отходов с большей концентрацией на более удаленном от границы участке В незначительно уменьшает величину Ψ (рис. 3.5): общий вынос стронция за 60 лет при варианте 1 на $0.02F_0$ меньше, чем при варианте 2. Скачкообразные изменения кривых 2 и 3 обусловлены интервалами между заполнением участков А и В (варианты 3, 4), когда после прохождения первой миграционной волны через границу, спустя определенный период времени подходит вторая волна. В рассмотренных вариантах из водоносного горизонта выносятся 63-67% вещества, поступившего в поток, или $0.55-0.57F_0$.

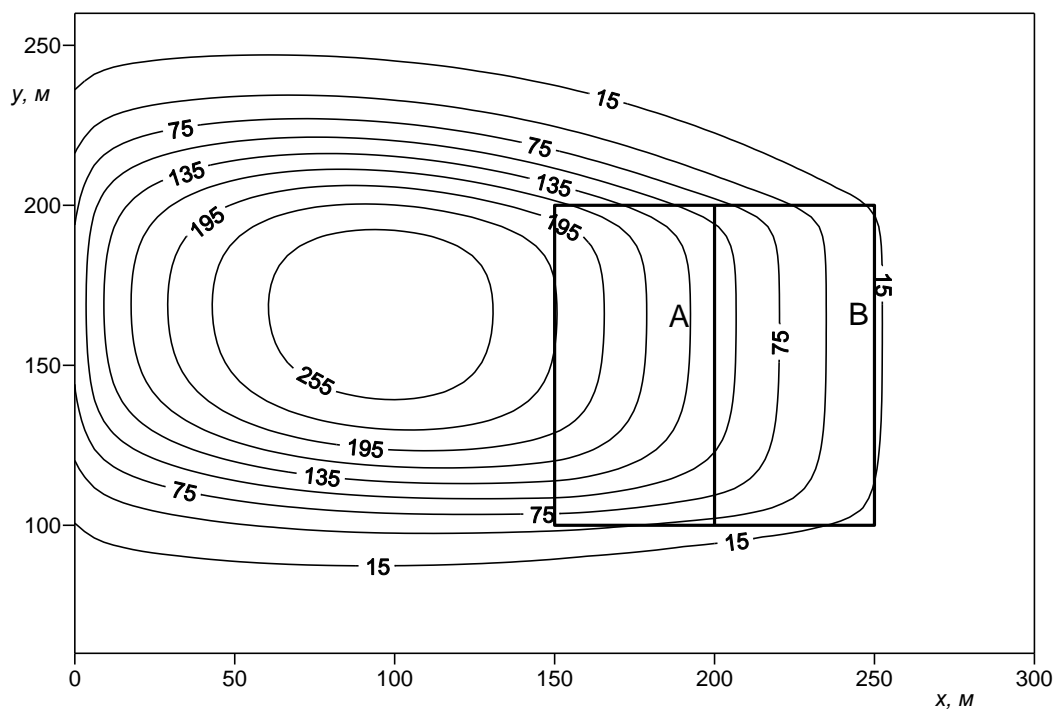


Рис. 3.4. Концентрация в плане ^{90}Sr (Бк/л) в подземных водах в момент $t=15$ лет при варианте «3» заполнения участков А и В.

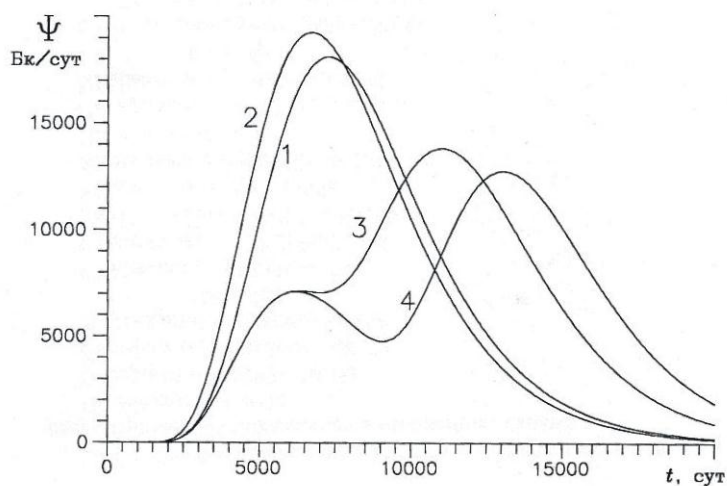


Рис. 3.5. Динамика суммарного выноса ^{90}Sr (Ψ) из водоносного горизонта во времени t при различном порядке создания хранилищ радиоактивных отходов (номера кривых соответствуют номерам вариантов).

3.2. Многокомпонентная миграция в условиях физико-химических превращений

Массоперенос в районах добычи полезных ископаемых, как правило, сопровождается реакциями мигрирующих веществ, как с горными породами, так и между собой. Среди множества физико-химических трансформаций, характерных для горнопромышленных регионов [19, 110], целесообразно выделять наиболее важные для практики и поддающиеся количественному прогнозу изменения в них. Характерным примером такого рода процессов является водная миграция цепочки распада радионуклидов [28], а также нитратов и синтезированных органических веществ. Образующиеся дочерние компоненты нередко представляют значительно большую опасность для живых организмов, чем исходные материнские вещества.

К настоящему времени получены аналитические решения одномерных задач фильтрационного массопереноса компонент цепочки распада, описывающие нестационарную диффузию вблизи хранилищ радиоактивных отходов [124]. Предложенная в работе [142] модель описывает изменение во времени общего содержания материнского и дочерних радионуклидов в изолированном водоносном горизонте без учета факторов диффузии и конвекции. Двумерная численная модель данного процесса использована в работе [134] для исследования влияния неоднородности водоносного горизонта на формирование зон рассеяния материнского и дочернего веществ.

Разработанная и описываемая в данном разделе модель горизонтальной миграции компонент цепочки распада, наряду со всеми рассматриваемыми ранее факторами процесса, учитывает отличие сорбционных свойств горных пород относительно разных компонент цепочки распада.

Массоперенос материнского и $(s-1)$ образующихся по цепочке дочерних веществ в однородном водоносном горизонте может быть описан последовательностью дифференциальных уравнений

$$D_{x,1} \frac{\partial^2 C_1}{\partial x^2} + D_{y,1} \frac{\partial^2 C_1}{\partial y^2} - v_x \frac{\partial C_1}{\partial x} - v_y \frac{\partial C_1}{\partial y} - \lambda_1 n_{e,1} C_1 + \frac{Q}{m_0} = n_{e,1} \frac{\partial C_1}{\partial t}, \quad (3.21)$$

.....

$$D_{x,j} \frac{\partial^2 C_j}{\partial x^2} + D_{y,j} \frac{\partial^2 C_j}{\partial y^2} - v_x \frac{\partial C_j}{\partial x} - v_y \frac{\partial C_j}{\partial y} - \lambda_j n_{e,j} C_j + \lambda_{j-1} n_{e,j-1} C_{j-1} = n_{e,j} \frac{\partial C_j}{\partial t}, \quad (3.22)$$

где C_j – концентрации материнского ($j=1$) и дочерних ($j=2, \dots, s$) веществ в подземных водах; $D_{x,j}$, $D_{y,j}$ – коэффициенты гидродисперсии, v_x , v_y – компоненты скорости фильтрации; $n_{e,j}$ – коэффициенты эффективной пористости; λ_j – постоянные распада.

Система уравнений (3.21), (3.22) соответствует случаю, когда при распаде каждого вещества образуется только одно дочернее вещество. Другая ситуация, когда одно материнское вещество при распаде порождает несколько дочерних, может быть описана путем введения коэффициентов p_k перед членами $\lambda_{j-1} n_{e,j-1} C_{j-1}$, определяющими интенсивность образования дочерних веществ. Неотрицательные коэффициенты p_k , в сумме равные единице, соответствуют долям дочерних веществ в общей массе продуктов распада материнского вещества. Непосредственное поступление этих веществ в водоносный горизонт рассматривается аналогично миграции исходного вещества.

На удаленных границах задаются условия

$$\frac{\partial C_j}{\partial x} = 0, \quad \frac{\partial C_j}{\partial y} = 0. \quad (3.23)$$

Начальное распределение материнского вещества и источник его поступления в водоносный горизонт задаются соотношениями (3.7) и (3.8).

Способ решения системы (3.21) – (3.22) основан на последовательном определении концентраций C_j , причем слагаемые $\lambda_{j-1} n_{e,j-1} C_{j-1}$ рассматриваются как неоднородная часть уравнений массопереноса. Аналитическое решение

системы для условий (3.23) получено методом источников. При условиях (3.3) – (3.6) соотношения для материнского вещества имеют (3.9) – (3.13).

Опуская промежуточные выкладки, запишем формулы для расчета концентрации первого дочернего вещества C_2 в виде

$$C_2(x, y, t) = C_{1,0} \frac{n_{e,1}}{n_{e,2}} e^{-\bar{\lambda}_1} \int_0^1 e^{(\bar{\lambda}_1 - \bar{\lambda}_2)\omega} S(a_{1,x}, a_{2,x}, a_{3,x}) S(a_{1,y}, a_{2,y}, a_{3,y}) d\omega + \\ + \bar{\lambda}_1 \frac{t n_{e,1}}{m_0 n_{e,2}} e^{-\bar{\lambda}_1} \int_0^1 (1 - \omega) \int_0^1 q(t(1 - \theta)(1 - \theta)) \times \\ \times e^{-\bar{\lambda}_1 \theta(1 - \omega) - \bar{\lambda}_2 \omega} S(r_{1,x}, r_{2,x}, r_{3,x}) S(r_{1,y}, r_{2,y}, r_{3,y}) d\omega d\theta, \quad (3.24)$$

$$S(z_1, z_2, z_3) = \frac{1}{2\sqrt{\pi}} \int_{-\infty}^{+\infty} e^{-\psi^2} [\operatorname{erf}(z_1 - \psi z_3) - \operatorname{erf}(z_2 - \psi z_3)] d\psi, \quad (3.25)$$

$$a_{i,x} = \frac{\mu_{i,x} - w_{x,2} \sigma_x \omega}{\sqrt{1 - \omega}} - w_{x,1} \sqrt{1 - \omega}, \quad a_{i,y} = \frac{\mu_{i,y} - w_{y,2} \sigma_y \omega}{\sqrt{1 - \omega}} - w_{y,1} \sqrt{1 - \omega}, \quad i=1,2,$$

$$r_{i,x} = \frac{\mu_{i,x} - w_{x,2} \sigma_x \omega}{\sqrt{(1 - \omega)\theta}} - w_{x,1} \sqrt{(1 - \omega)\theta}, \quad r_{i,y} = \frac{\mu_{i,y} - w_{y,2} \sigma_y \omega}{\sqrt{(1 - \omega)\theta}} - w_{y,1} \sqrt{(1 - \omega)\theta}, \quad i=1,2,$$

$$a_{3,x} = \frac{\sigma_x \sqrt{\omega}}{\sqrt{1 - \omega}}, \quad a_{3,y} = \frac{\sigma_y \sqrt{\omega}}{\sqrt{1 - \omega}}, \quad r_{3,x} = \frac{a_{3,x}}{\sqrt{\theta}}, \quad r_{3,y} = \frac{a_{3,y}}{\sqrt{\theta}},$$

$$\sigma_x = \sqrt{\frac{D_{x,2}}{D_{x,1}}}, \quad \sigma_y = \sqrt{\frac{D_{y,2}}{D_{y,1}}}, \quad w_{x,2} = \frac{v_{x,2}^* \sqrt{t}}{2\sqrt{D_{x,2}^*}}, \quad w_{y,2} = \frac{v_{y,2}^* \sqrt{t}}{2\sqrt{D_{y,2}^*}}, \quad \bar{\lambda}_2 = \lambda_{2t},$$

$$D_{x,2}^* = \frac{D_{x,2}}{n_{e,2}}, \quad D_{y,2}^* = \frac{D_{y,2}}{n_{e,2}}, \quad v_{x,2}^* = \frac{v_x}{n_{e,2}}, \quad v_{y,2}^* = \frac{v_y}{n_{e,2}}.$$

Интегральные функции (3.24) и (3.25) целесообразно вычислять с использованием квадратур Гаусса и Эрмита, что позволяет достичь высокой точности численного интегрирования. Полученные соотношения позволяют прогнозировать миграцию дочерних веществ независимо от миграции материнского веще-

ства и, кроме того, они могут использоваться для проверки точности разрабатываемых численных моделей.

В работе [92] получены аналитические решения уравнений (3.21), (3.22) для случая многоугольного источника. Они позволяют с большей точностью отразить форму источника поступления веществ в водоносный горизонт; но выведенные формулы для расчета концентрации дочернего компонента имеют громоздкий вид, что затрудняет их практическое использование. Кроме того, все особенности совместной миграции компонент цепочки распада могут быть исследованы с помощью соотношений (3.24), (3.25).

Моделирование совместного переноса компонент цепочки распада показано далее на примере материнского радионуклида ^{241}Pu и продукта его распада ^{241}Am . Источник поступления ^{241}Pu в водоносный горизонт имеет прямоугольную форму, а интенсивность массопотока в подземные воды определяется зависимостью (3.20).

Дочерний ^{241}Am попадает в подземные воды двумя путями: 1) при распаде плутония, мигрирующего в подземных водах, 2) при распаде плутония, содержащемся в источнике поступления в подземные воды. В первом случае прогноз миграции америция должен выполняться как для дочернего вещества, во втором – как для материнского вещества с интенсивностью, которая учитывает распад ^{241}Pu в источнике и скорость образования ^{241}Am , а также скорость выщелачивания америция из твердой фазы.

При проведении расчетов приняты следующие значения параметров: периоды полувыведения $T_1=10$ лет, $T_2=5$ лет; компоненты скорости фильтрации $v_x=0,02$ м/сут, $v_y=0,06$ м/сут; параметры гидродисперсии $D_{x,1}=D_{x,2}=0,1$ м²/сут, $D_{y,1}=D_{y,2}=0,3$ м²/сут; коэффициенты эффективной пористости $n_{e,1}=10$, $n_{e,2}=7$; мощность водоносного горизонта $m_0=8$ м. Начальная концентрация обоих радионуклидов принята равной нулю. Результаты расчетов представлены на рис. 3.6, 3.7.

Сравнение полей концентрации двух компонент позволяет отметить основную особенность массопереноса дочернего вещества – зона его максималь-

ных концентраций смещена относительно аналогичной зоны материнского вещества. Это обусловлено тем, что источником поступления америция является зона рассеяния материнского вещества.

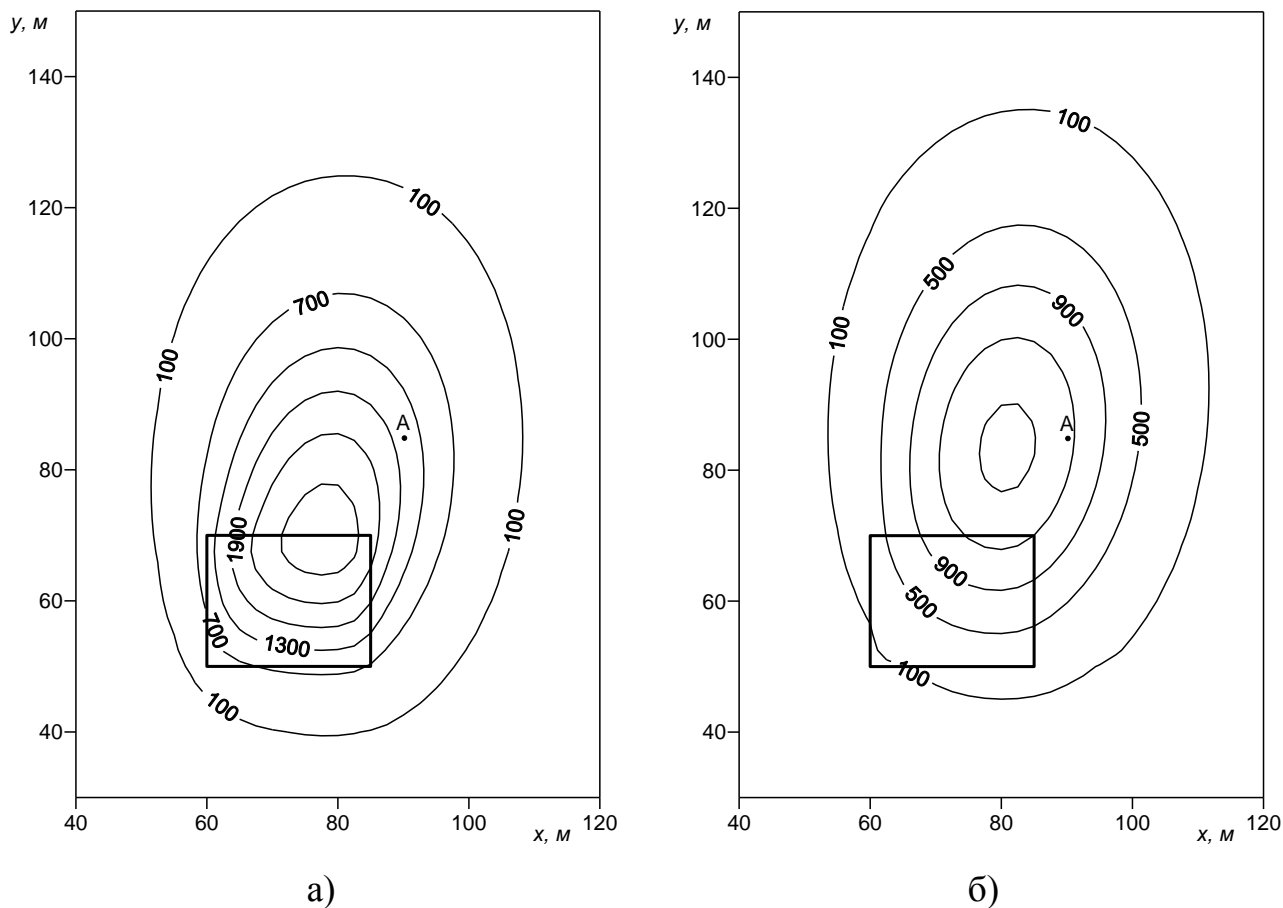


Рис. 3.6. Распределение в плане концентрации (Бк/л) материнского ^{241}Pu (а) и дочернего ^{241}Am (б) в подземных водах через 3000 сут с начала поступления веществ в водоносный горизонт.

Сопоставление графиков изменения концентрации радионуклидов в точке А (рис. 3.7) показывает отличие моментов достижения максимума для материнского и дочернего веществ. Это объясняется отличием действительных скоростей миграции $v_{x,2}^*, v_{y,2}^*$ в зависимости от параметров сорбции $n_{e,1}, n_{e,2}$. Кроме того, концентрация дочернего вещества зависит от соотношений периодов полураспада и скорости полувыведения веществ из твердой фазы. Снижение кон-

центрации после достижения максимума связано с уменьшением начальных запасов материнского вещества в источнике с течением времени.

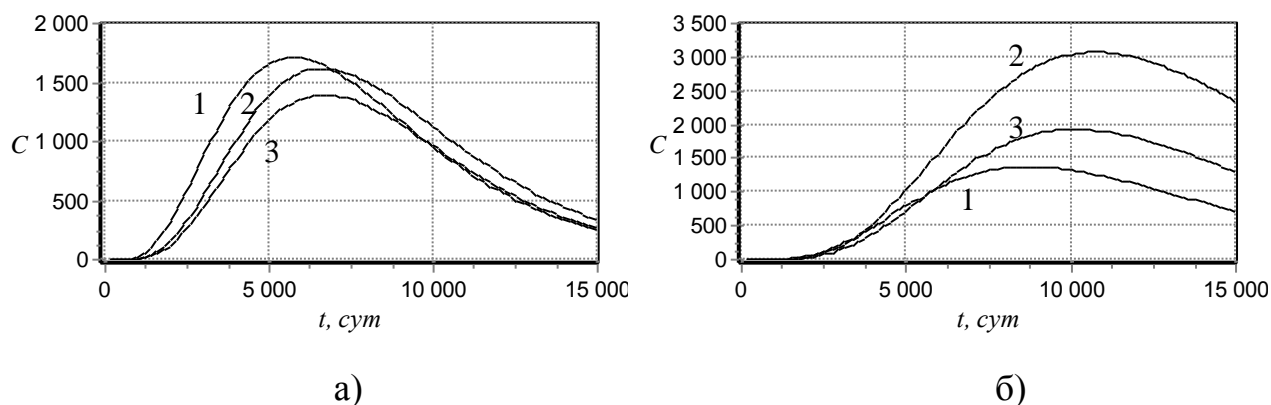


Рис. 3.7 – Изменение во времени t концентрации радионуклидов (Бк/л) в

точке А (рис. 3.7) при различных параметрах миграции

а) $v_x=0,02$ м/сут, $v_y=0,06$ м/сут, $D_x=0,1$ м²/сут, $D_y=0,3$ м²/сут,

б) $v_x=0,01$ м/сут, $v_y=0,03$ м/сут, $D_x=0,05$ м²/сут, $D_y=0,15$ м²/сут;

1 – ²⁴¹Pu, 2 – ²⁴¹Am, образующийся в водоносном горизонте;

3 – ²⁴¹Am, образующийся в источнике.

Практическое применение разработанных моделей массопереноса в подземных водах рассмотрено в следующем разделе на примере конкретного объекта – хвостохранилища радиоактивных отходов в Днепропетровской области.

3.3. Прогнозирование миграции токсичных компонент в зоне влияния хвостохранилища радиоактивных отходов*

Хвостохранилище «С» находится на правом берегу р. Днепр (расстояние до реки около 5 км), в 4,5 км юго-восточнее г. Днепродзержинска. Оно образовано устройством перегораживающих балку земляных плотин и состоит из двух последовательно расположенных секций. Общая протяженность объекта составляет около 4.8 км, а площадь земель под ним – 492 га. В геоморфологи-

* В работе над данным разделом участвовали Анищенко О.Л. и Шматков Г.Г.

ческом отношении хвостохранилище находится в пределах водораздельного плато в левом отвержке балки Рассоловатая, входящей в овражно-балочную сеть бассейна р. Сухая Сура. Воздействие хвостохранилища испытывают два водоносных горизонта – первый от поверхности четвертичный и второй – неогеновый. Влияние объекта на четвертичный горизонт лессового состава пород локализовано ввиду сходящегося характера фильтрационного потока к чаше хвостохранилища.

В первой секции, заполнявшейся с 1968 по 1983 гг., находится примерно 8.55 млн. м³ шламов и 107.2 тыс. м³ воды. Пульпа, покрытая водой, занимает площадь 540.8 тыс. м². Площадь открытых сухих пляжей составляет 138.4 тыс. м². Вторая секция введена в эксплуатацию в 1983 году. Проектный объем заполнения составляет 19,2 млн. м³ отходов. По состоянию на 31.12.1998 г. отметка заполнения II секции составляла 112,10 м, а объем заполнения – 8741,4 тыс. м³, из которых 5464.6 тыс. м³ составлял объем шламов и 3276.8 тыс. м³ – объем воды [67].

В днище I секции в пределах «литологического окна» выполнен грунтово-битумный экран для уменьшения фильтрационных потерь из чаши хвостохранилища. В донной части балки II секции также имеются «окна», где отсутствует естественный водоупор. Для предотвращения фильтрационных потерь из хвостохранилища созданы противофильтрационные сооружения (ПФЗ). Верхние и нижние ПФЗ врезаны на глубину 1 м в водоупорные глины и замыкаются между собой в пределах плотин обеих секций. ПФЗ заполнены бентонитовым раствором и каолиновой глиной.

Поток в неогеновом водоносном горизонте под хвостохранилищем горизонте характеризуется значительной изменчивостью (рис. 3.8). Течение под секцией II имеет расходящийся характер, что определяет несколько направлений миграции на данном участке. Вместе с тем, скорость фильтрации здесь в несколько раз меньше, чем в районе первой секции, где имеет место практически однонаправленный поток в северном направлении. Такая картина обусловлена изменением фильтрационных характеристик пород и строения неогеново-

го горизонта, неравномерным растеканием шламовых вод. Среднее значение коэффициента фильтрации пород неогенового горизонта составляет 6.5 м/сут [67].

По данным гидрохимического опробования (декабрь 2001 г.) превышение ПДК для Be, Pb, Cd (элементы I и II классов опасности) отмечено в большей части действующих скважин режимной сети. На рис. 3.8 знаком \circ показаны скважины, суммарное содержание Be, Pb, Cd в которых близко к их фоновым значениям, знаком \oplus – скважины, где содержание выше фона, но ниже ПДК. Через \bullet обозначены скважины, где суммарное содержание указанных компонент находится в пределах от 1 до 5 ПДК, а знаком \blacksquare – где оно выше 10 ПДК. Высокий уровень загрязнения в скважинах 4р, 8а обусловлен бериллием; в скважинах 8р, 9р, 10а – свинцом и кадмием, в скважине 3а – всеми тремя микрокомпонентами.

Анализ имеющихся данных по содержанию других микрокомпонентов, радионуклидов и макрокомпонентов указывает на то, что зона распространения веществ в неогеновом горизонте в плане предположительно составляет несколько сот метров. Существующая сеть наблюдений не полностью охватывает все направления возможной миграции, а гидрохимические опробования проводятся довольно редко.

Согласно результатам мониторинга, поток в верхнем водоносном горизонте направлен в сторону хвостохранилища; при этом он маломощный и практически не используется для водоснабжения. Наиболее важным для использования и одновременно незащищенным от попадания загрязнений является второй от поверхности неогеновый водоносный горизонт.

Изменение состава подземных вод в неогеновом горизонте происходит вследствие нисходящей фильтрации шламовых вод через днище хвостохранилища. Миграция в самом горизонте идет в сторону р. Днепр к водозаборам ближайшего населенного пункта. Область массопереноса схематизируется в виде трехслойной толщи пород аналогично рис. 3.1.

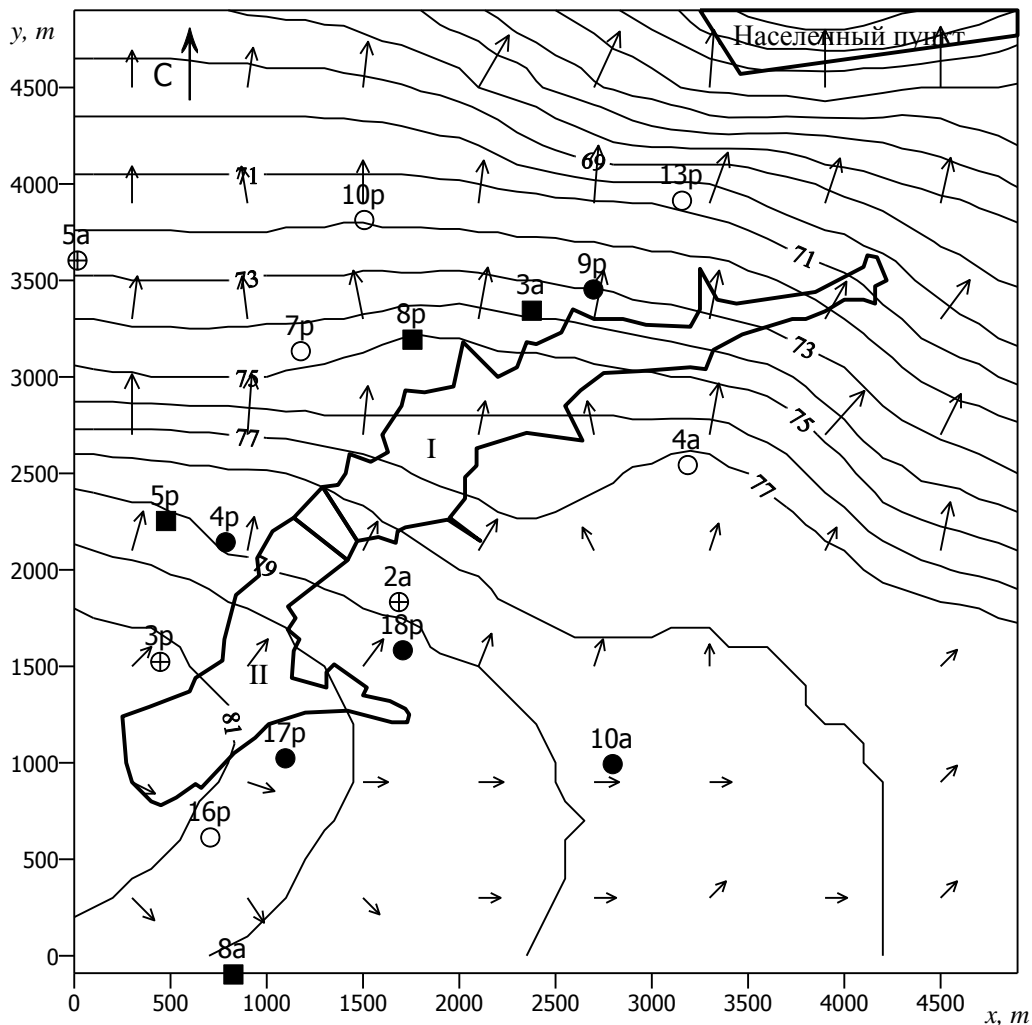


Рис. 3.8. План расположения хвостохранилища:

- I, II – номера секций; —75— – отметки уровня неогенового горизонта;
- 3а – номер одной из наблюдательных скважин;
- – направления фильтрации подземных вод.

Слой остаточных продуктов переработки урановых руд с преобладанием песчаных и супесчаных фракций подстилается слоем суглинков, а в местах отсутствия водоупора – искусственным грунтово-битумным экраном. Ниже суглинков в неогеновом горизонте расположен слой песка выше уровня воды. В нижней части секции II третий слой отсутствует, так как уровень неогенового горизонта находится в толще суглинков. В соответствии с принятой схемой на верхней границе пород, подстилающих отходы, задается концентрация веществ в шламовых водах.

Поле скоростей фильтрации в неогеновом горизонте определено на основании данных об уровне подземных вод [67]. Прогноз миграции выполнен в соответствии с методикой, изложенной в разделе 3.1 [3]. При выполнении расчетов территория секций хвостохранилища аппроксимировалась площадными источниками треугольной формы.

Прогноз миграции в неогеновом горизонте был выполнен для микрокомпонентов I и II классов опасности (Be, Pb, Cd), которые в настоящее время определяют уровень загрязнения подземных вод. На первом этапе была решена обратная задача оценки уровня содержания микрокомпонент в подземных водах с учетом результатов гидрохимического опробования, проведенного в конце 2001 г. В ходе решения задачи уточнялись параметры миграционной модели. Параметры сорбции задавались, исходя из литературных данных [110]. Результаты эпигноза зон предельно допустимых концентраций (ПДК) представлены на рис. 3.9.

Хорошее согласование модельных и фактических данных получено по 75–80% всех отобранных проб для рассматриваемых компонентов. Это свидетельствует о том, что принятые значения параметров модели в целом соответствуют условиям миграции в данном районе. Определенные расхождения результатов расчета с данными опробования в скважинах 5р, 8а, 10а связаны с наличием зон повышенной проницаемости в толще водоносных пород и неравномерностью распределения микрокомпонентов в слое отходов, что невозможно отразить в модели при имеющихся исходных данных. Для уточнения этих параметров, а также объема фильтрационных утечек и свойств пород в днище хвостохранилища необходимы дополнительные гидрогеологические и гидрохимические исследования, главным образом вокруг второй секции.

Проведенные расчеты показывают (рис. 3.9), что зона с содержанием Be, Pb и Cd в неогеновом горизонте выше ПДК распространилась к концу 2001 г. на север от первой секции на 500-1000 м, и на 200-300 м – вокруг контура второй секции. Ее наибольший размер в районе скважин 3а и 9р составляет более

1 км, а максимальный уровень загрязнения под второй секцией – выше 15-20 ПДК.

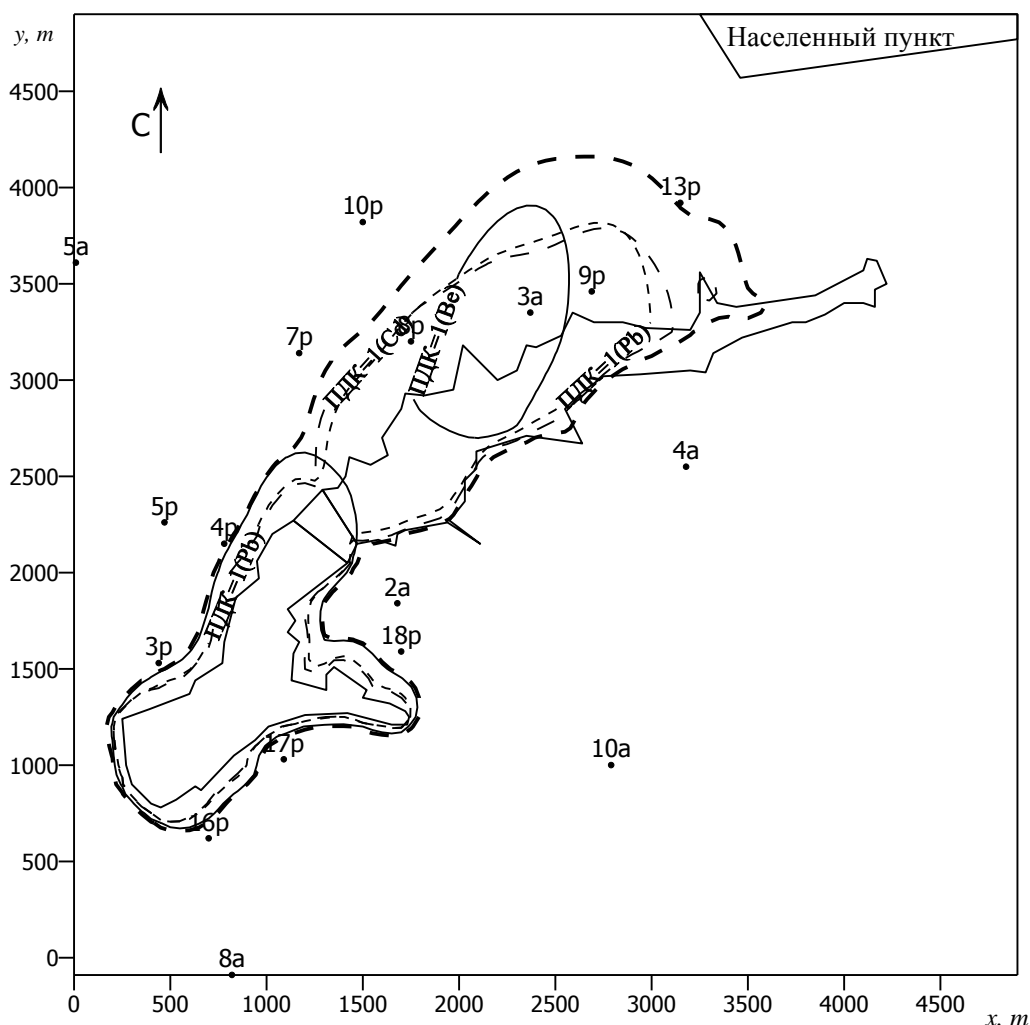


Рис. 3.9. Положение зон с превышением допустимых концентраций Be, Pb и Cd в неогеновом горизонте по данным моделирования на 2003 г.

Контурные зоны с превышением ПДК:

- - - - - суммарного; — по Be; - - - - по Cd; - - - - по Pb.

Динамика поступления Be, Pb и Cd в подземные воды неогенового горизонта (рис. 3.10) отражает различия скоростей их миграции и буферную роль глинистых пород, подстилающих отходы. Это приводит к заметной задержке начала поступления микрокомпонентов в горизонтальный поток. Наибольшая скорость миграции, что подтверждается натурными данными, характерна для бериллия.

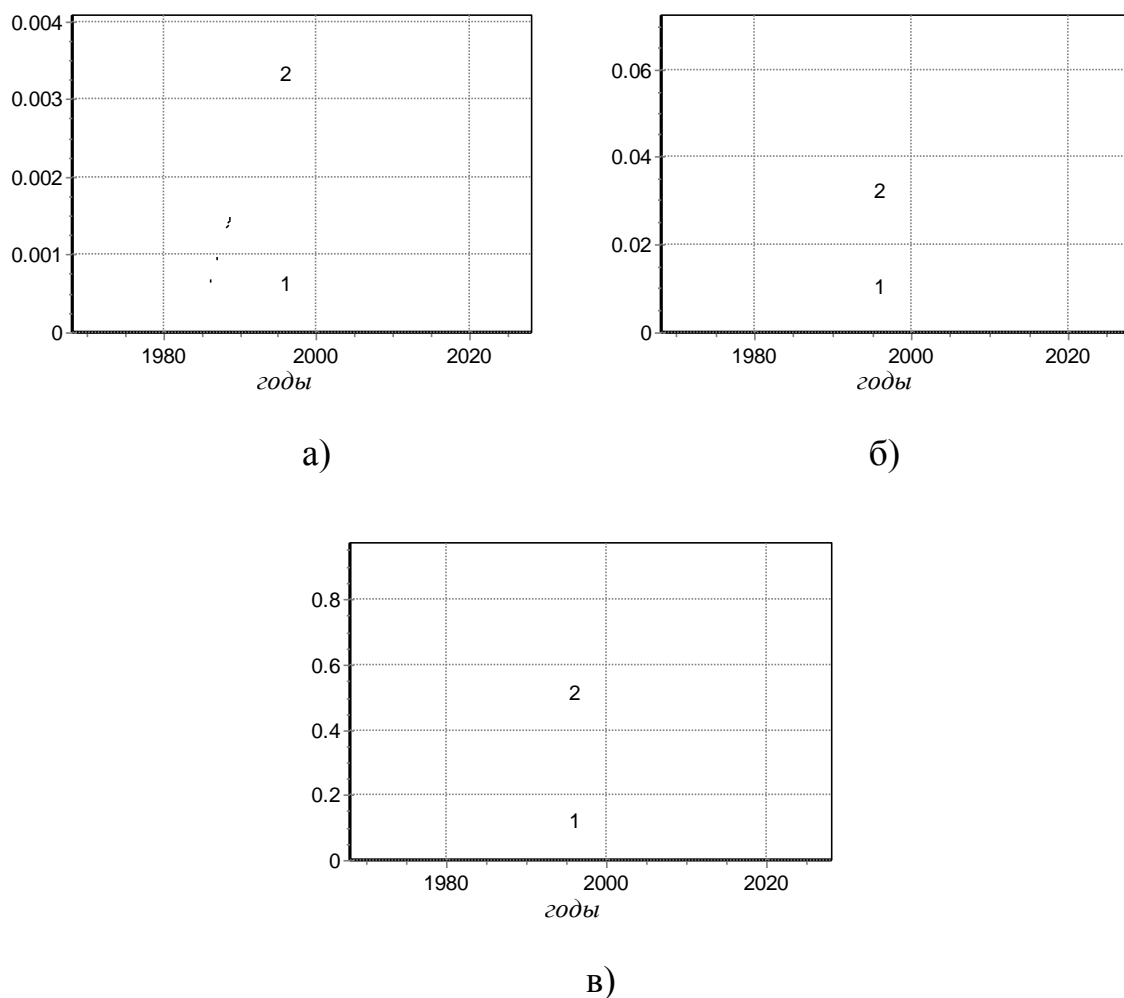


Рис. 3.10. Динамика поступления токсичных микрокомпонентов в неогеновый горизонт по данным моделирования: а) Be, б) Cd, в) Pb; 1 – из первой секции; 2 – из второй секции.

Согласно прогнозным оценкам, в настоящее время рассматриваемые микрокомпоненты поступают в неогеновый горизонт преимущественно из второй секции. Это объясняется различной толщиной буферного слоя пород, подстилающих отходы. Если под первой секцией она составляет 15–35 м, то под второй – 10–15 м. Уровень неогенового горизонта под первой секцией находится ниже данного слоя на 10–15 м, вследствие чего под глинами расположена дополнительная песчаная прослойка. Под второй секцией такая прослойка практически отсутствует. Кроме того, для второй секции характерны более высокие концентрации рассматриваемых компонентов в шламовых водах. Оцениваемое суммарное суточное поступление этих веществ в неогеновый горизонт

составляло на 2003 г. около $4.5 \cdot 10^{-3}$ г/сут для Ве, $7.5 \cdot 10^{-2}$ г/сут для Cd, 1.05 г/сут для Рb. Через 20 лет эти величины могут возрасти для Ве на 10–12 %, для Cd и Рb – на 25–40 %.

Следующим этапом прогноза было определение концентраций микрокомпонент через 25 лет с момента эпигноза (рис. 3.11).

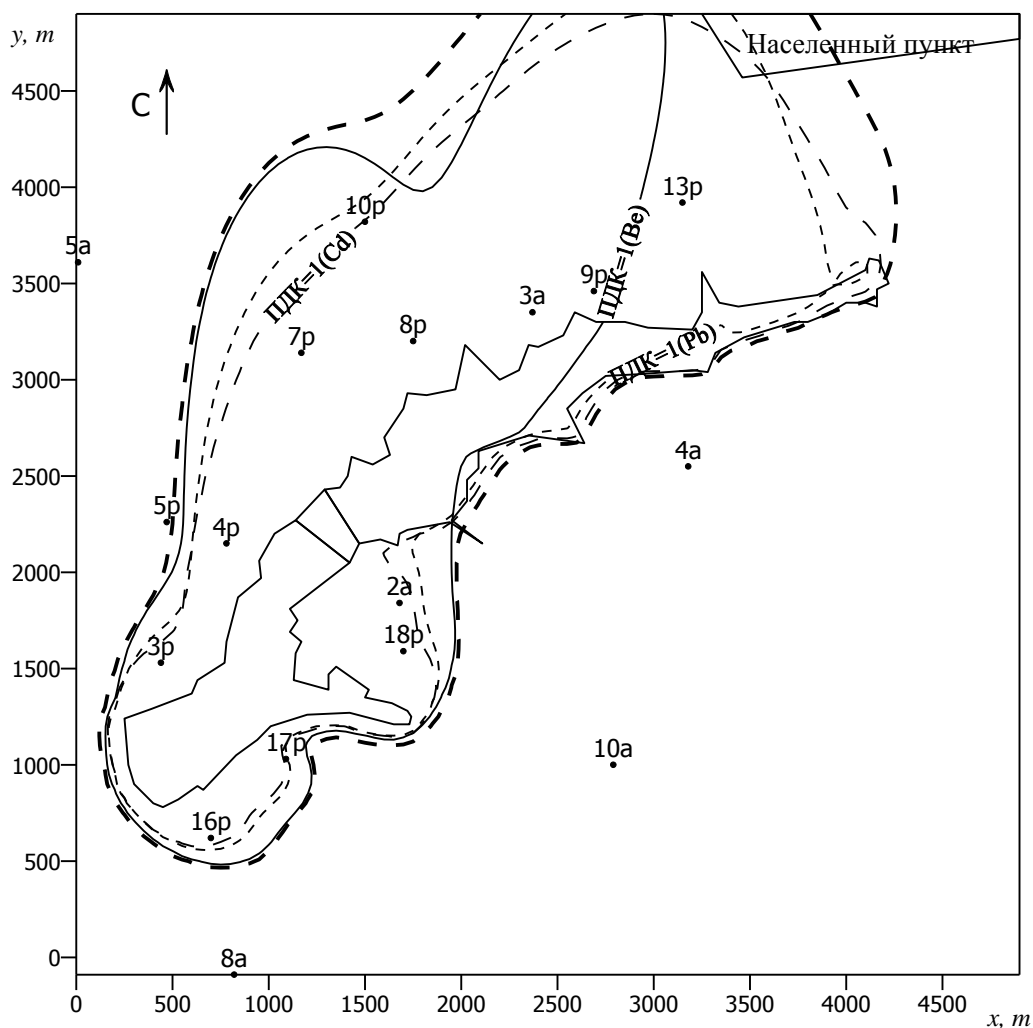


Рис. 3.11. Положение зон с превышением допустимых концентраций Ве, Рb и Cd в неогеновом горизонте по данным моделирования на 2028 г.

Контурные зоны с превышением ПДК:

- - - - - суммарной; — по Ве; - - - - по Cd; - - - - по Рb.

По сравнению с 2003 г. продвижение зоны с превышением ПДК по Ве, Рb, Cd может составить до 1–2.5 км, а максимальные значения их суммарного содержания – до 25–35 ПДК. Превышение суммарного ПДК можно ожидать

практически во всех действующих скважинах сети наблюдений. Зона с превышением ПДК по сравнению временем расчета может частично распространиться на территорию ближайшего населенного пункта. Следует обратить внимание на отсутствие данных опробования к северо-востоку от верхней части I секции, где самые высокие градиенты подземного потока. Здесь необходимо восстановить бездействующие или оборудовать как минимум 3-4 новые скважины в неогеновом горизонте севернее скважины 9р, а также севернее и восточнее скважины 13р. Частота гидрохимического опробования должна быть не реже одного раза в 2 года.

С точки зрения экологической безопасности проживающего поблизости населения представляет интерес определение концентраций рассматриваемых компонент в подземных водах на территории расположенного к северо-востоку от первой секции населенного пункта. Согласно результатам прогноза (рис. 3.12), заметного увеличения концентраций Be, Pb и Cd там можно ожидать после 2010 г., а превышения ПДК – после 2020 г.

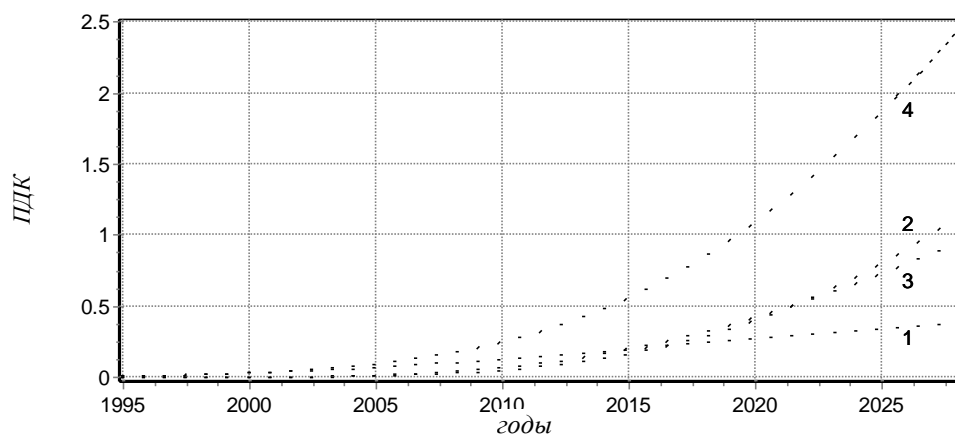


Рис. 3.12. Динамика содержания токсичных микрокомпонент в подземных водах неогенового горизонта на юго-западной окраине населенного пункта (по данным моделирования):

1 – Be; 2 – Cd; 3 – Pb; 4 – Be+Cd+Pb.

В состав складированных хвостов, наряду с нерадиоактивными токсичными веществами, входят компоненты цепочки распада, образованной есте-

ственным ураном, главным образом изотопы ^{238}U , ^{226}Ra , ^{210}Pb , ^{210}Po . Наибольшие запасы радионуклидов сосредоточены в первой секции, где они составляют, согласно [67], $7.1 \cdot 10^{14}$ Бк; во второй секции их запасы в несколько раз меньше. Повышение радиоактивности шламовых вод обусловлено в основном тремя элементами: ^{238}U , ^{210}Pb , ^{210}Po , данные по которым приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1.

Содержание радионуклидов в шламовых водах
по результатам гидрохимических исследований в 1997–2001 гг. (в долях ДК_Б)

	^{238}U			^{210}Pb			^{210}Po		
	мин.	макс.	сред.	мин.	макс.	сред.	мин.	макс.	сред.
I секция	0.003	0.16	0.069	0.26	5.9	2.54	0.23	4.4	1.1
II секция	0.003	0.21	0.081	0.15	9.9	1.91	0.15	0.33	0.21

Содержание изотопов ^{238}U , ^{210}Pb , ^{210}Po в верхнем горизонте, за исключением одной скважины вблизи контура хвостохранилища, находится на уровне фоновых значений. Однако их содержание в неогеновом горизонте, хотя и не выше ДК_Б, но по результатам проведенного в конце 2001 г. гидрохимического опробования превышает в некоторых скважинах фоновые значения (рис. 3.13).

Символами \circ разного размера обозначены скважины, где суммарный коэффициент концентрации ($K_{\text{сум}}$) радионуклидов не превышает $0.22 \cdot \text{ДК}_B$, причем величина символа пропорциональна $K_{\text{сум}}$. Символом \otimes обозначены скважины, где $K_{\text{сум}} \approx 0.28 \cdot \text{ДК}_B$, символом \bullet – скважина 5р, где $K_{\text{сум}} = 0.37 \cdot \text{ДК}_B$ и скважина 3р, где $K_{\text{сум}} = 0.63 \cdot \text{ДК}_B$. Обращают на себя внимание два обстоятельства: 1) мозаичный характер распределения радиоактивности, когда в удаленных скважинах обнаруживаются более высокие концентрации, чем в расположенных вблизи хвостохранилища пунктах наблюдения; 2) в целом не очень высокий уровень радиоактивности неогенового горизонта. Данные опробования указывают на то, что основным источником радиоактивности в неогеновом гори-

зонте является ^{210}Pb и его элемент-спутник ^{210}Po . Неравномерность концентрации по площади существенно затрудняет калибровку математической модели в условиях отсутствия детальной информации о распределении утечек по площади хвостохранилища.

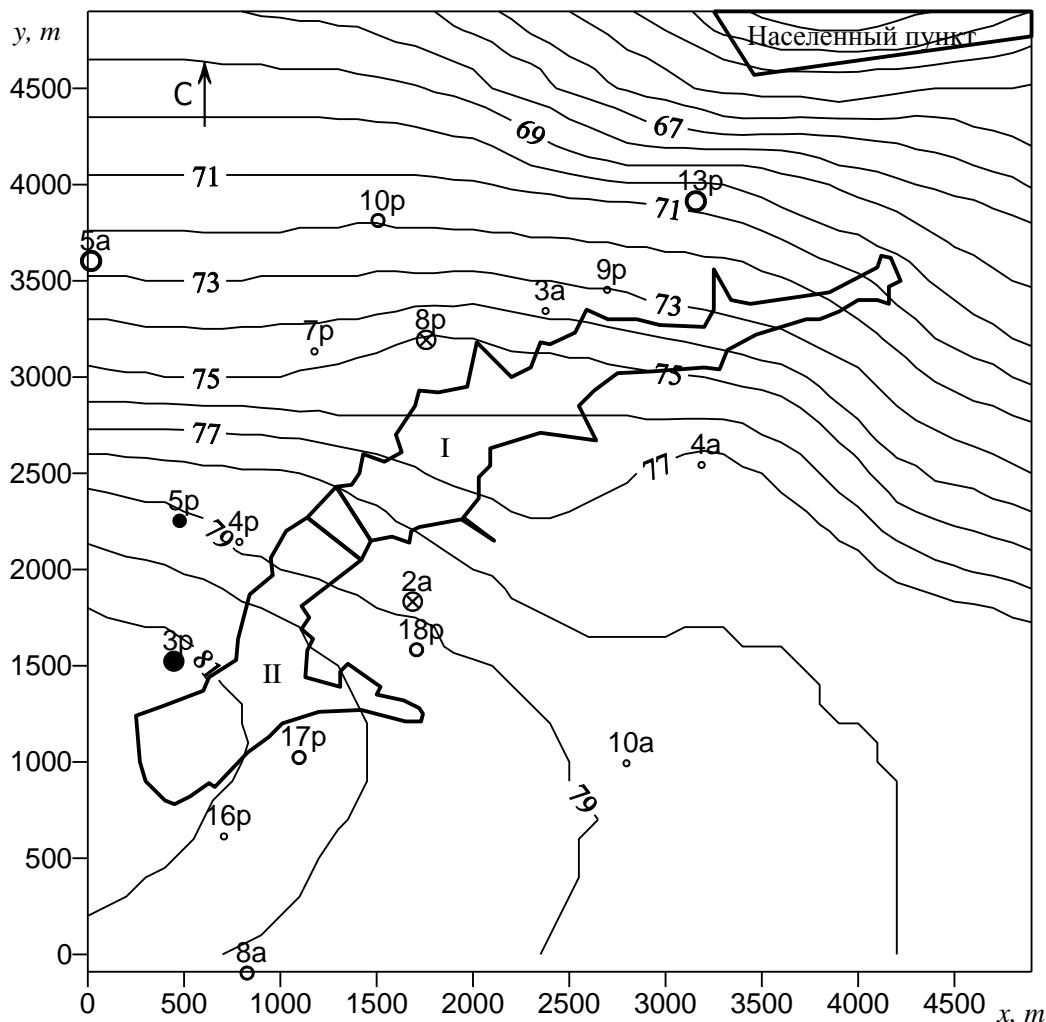


Рис. 3.13. Результаты радиохимического анализа
подземных вод вокруг хвостохранилища:

I, II – номера секций, —75— – уровень неогенового горизонта,
3а – номер одной из наблюдательных скважин.

Радиоактивные элементы, содержащиеся в шламовых водах, способны мигрировать с подземными потоками на значительные расстояния. Наибольшая миграция характерна для соединений урана, в частности, для нитрат-иона. Миграции урана способствует окисленная форма его соединений, характерная для

данного хвостохранилища, присутствие в воде растворенного кислорода, ионов CO_2^{2-} и HCO_3^- . По интенсивности водной миграции уран относится к таким подвижным элементам, как кальций, магний, натрий. При фильтрации из хвостохранилища шламовые воды значительно обогащаются ураном, содержание которого может увеличиться на порядок. При определенных условиях дальность миграции урана может достигать нескольких километров, а в отдельных случаях – десятков километров.

При прогнозе миграции в неогеновом горизонте рассматривались изотопы ^{238}U , ^{210}Pb и ^{210}Po , содержание которых по состоянию на 2001 г. в некоторых скважинах превышает естественный фон. Эти элементы содержатся в повышенных концентрациях в шламовых водах хвостохранилища.

Математические модели совместного переноса компонент цепочки распада рассмотрены в разделе 3.2. Поскольку миграция ^{238}U , ^{210}Pb и ^{210}Po имеет свои особенности, то оказывается возможным моделировать ее с помощью более простых моделей, основываясь на изложенном в разделе 3.1 подходе.

Между ^{238}U и ^{210}Pb в урановой руде на большом временном интервале устанавливается равновесие [28], при котором концентрации этих элементов стабилизируются на определенном уровне. Для сравнительно коротких сроков прогноза (50–70 лет) дополнительное поступление ^{210}Pb за счет распада предшествующих ему долгоживущих компонент незначительно, причем как в шламовых, так и в подземных водах. Так, из соотношений для компонент цепочки распада следует, что за 50 лет дополнительное поступление ^{210}Pb за счет распада его долгоживущего предшественника ^{226}Ra не превысит 1.3% от концентрации последнего. Учитывая в целом низкие концентрации радия вблизи объекта, можно моделировать миграцию ^{210}Pb независимо от миграции ^{238}U , считая, что значительного пополнения содержания радиоактивного свинца в отходах за счет распада предшествующих элементов не произойдет.

Для ^{210}Po с малым периодом полураспада (138,3 сут) миграцию из хвостохранилища на протяжении длительных сроков можно практически не учитывать. Основным его источником в подземных водах является мигрирующий

там радиоактивный свинец. Если не принимать во внимание различие параметров сорбции ^{210}Po и ^{210}Pb , то после длительного периода времени отношение концентраций полония и свинца $\xi = C_{\text{Po}}/C_{\text{Pb}}$ должно составить около 0.017. Однако реальные значения ξ в скважинах неогенового горизонта варьируют от 0.012 до 0.225, составляя в среднем 0.104. Это может быть связано с различием параметров сорбции этих элементов, что учитывают модели в разделе 3.2. Для шламовых вод с кислой средой значения ξ еще выше, чем в подземных водах – от 0.27 до 0.54. При расчетах миграции содержание полония в подземных водах можно в первом приближении определить по концентрации ^{210}Pb , взяв ее с коэффициентом ξ , характерным для подземных вод. Ввиду сравнительно короткого периода полураспада полония можно также не рассматривать миграцию той части этого элемента, которая образуется при распаде ^{210}Pb в подземных водах.

Обратная задача по оценке поступления радионуклидов в подземные воды и уточнению миграционных параметров была решена с использованием результатов гидрохимического опробования, представленных на рис. 3.13. Хорошее согласование модельных и фактических данных получено по большинству скважин режимной сети (рис. 3.14), что говорит об общем соответствии принятых значений параметров модели условиям миграции радионуклидов в районе хвостохранилища. Некоторые расхождения результатов расчета с данными опробования, в частности, по скважинам 3р и 5р могут быть связаны с наличием зон повышенной проницаемости в неогеновом горизонте, что невозможно отразить в модели в рамках имеющихся исходных данных. Лучшая степень согласованности достигнута по урану, меньшая – по свинцу и полонию.

Проведенные расчеты показали, что в 2003 г. зона с повышенной радиоактивностью в неогеновом горизонте окаймляла хвостохранилище на 200–500 м, и была растянута в северном направлении до 1000–1500 м. Возможно, что она уже достигла юго-западной окраины ближайшего населенного пункта, хотя этот результат нуждается в проверке натурными исследованиями. В то же время зона заметного увеличения концентрации радионуклидов (выше 0.2 сум-

марного ДК_Б) расположена очагами, преимущественно в пределах территории секций. Область распространения ²³⁸U локализована территорией второй секции и отдельным участком в пределах первой секции. Отметим, что практически везде, за исключением небольших участков в пределах секций, уровень радиоактивного загрязнения не превышает ДК_Б.

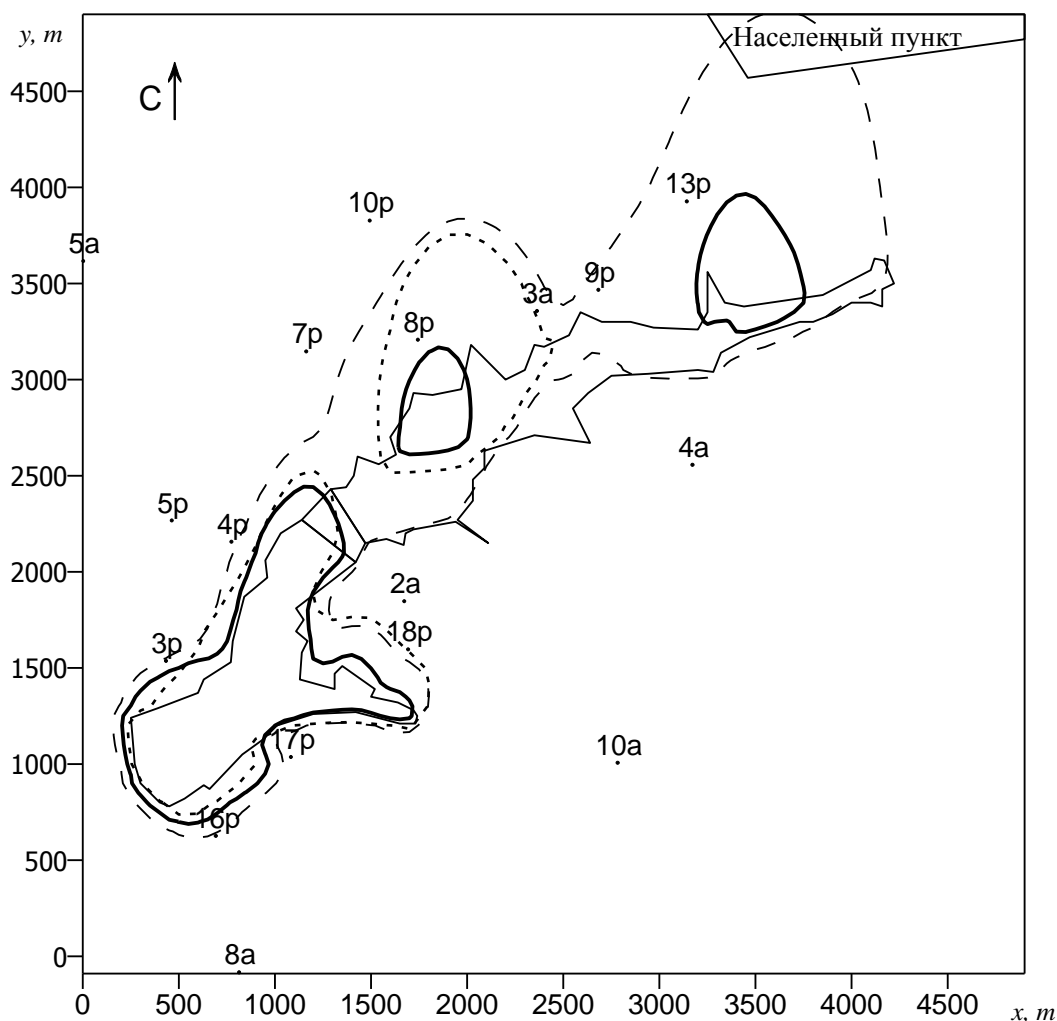


Рис. 3.14. Уровень радиоактивного загрязнения неогенового горизонта на середину 2003 г. по данным моделирования. Контуры зон с превышением: естественного фона (— — — —), уровня 0.2 ДК_Б по ²³⁸U, ²¹⁰Pb и ²¹⁰Po (—), концентрации урана более 1% ДК_Б(- - - - -).

Вторым этапом прогноза было определение уровня радиоактивного поступления в неогеновый горизонт через 25 лет (рис. 3.15). По сравнению с

2003 г. продвижение зоны с превышением естественного радиоактивного фона за 25 лет может составить до 1–2 км, причем наибольшее ее расширение произойдет в северном направлении. Произойдет также расширение отдельных участков с более высоким уровнем радиоактивности, вплоть до населенного пункта, хотя и в концентрациях, не превышающих 0.2 ДК_Б. Следует ожидать расширения зоны повышенного содержания урана, в пределах которой его средняя концентрация не превысит 0.12 ДК_Б, максимальная – 0.21 ДК_Б. Превышение ДК_Б по сумме трех радионуклидов в зоне загрязнения возможно лишь на отдельных участках в пределах второй секции, утечки из которой интенсивнее из-за «окна», где отсутствует естественный водоупор.

Расчеты показывают, что уровень радиоактивного загрязнения подземных вод и в дальнейшем будет определяться главным образом ²¹⁰Pb – элементом со сравнительно небольшим (относительно урана) периодом полураспада T_{0,5}=21.8 года. Поэтому на длительном отрезке времени (50–70 лет и более) этот фактор будет существенно ограничивать расширение зоны радиоактивного загрязнения.

Несмотря на имеющиеся неопределенности в исходных данных, результаты прогноза миграции радионуклидов свидетельствуют о локализованном влиянии объекта, что обусловлено защитными свойствами геологической среды. При функционировании объекта в течение ближайших 25 лет в режиме консервации произойдет некоторое повышение концентрации подвижных радионуклидов в подземных водах, однако главным образом в непосредственной близости от хвостохранилища и не выше ДК_Б.

Следует обратить внимание на отсутствие данных опробования к северо-востоку от верхней части I секции, где самые высокие градиенты подземного потока. Здесь необходимо восстановить бездействующие или оборудовать как минимум 3-4 новые скважины в неогеновом горизонте севернее скважины 9р, севернее и восточнее скважины 13р. Частота гидрохимического опробования должна быть не реже одного раза в 2 года.

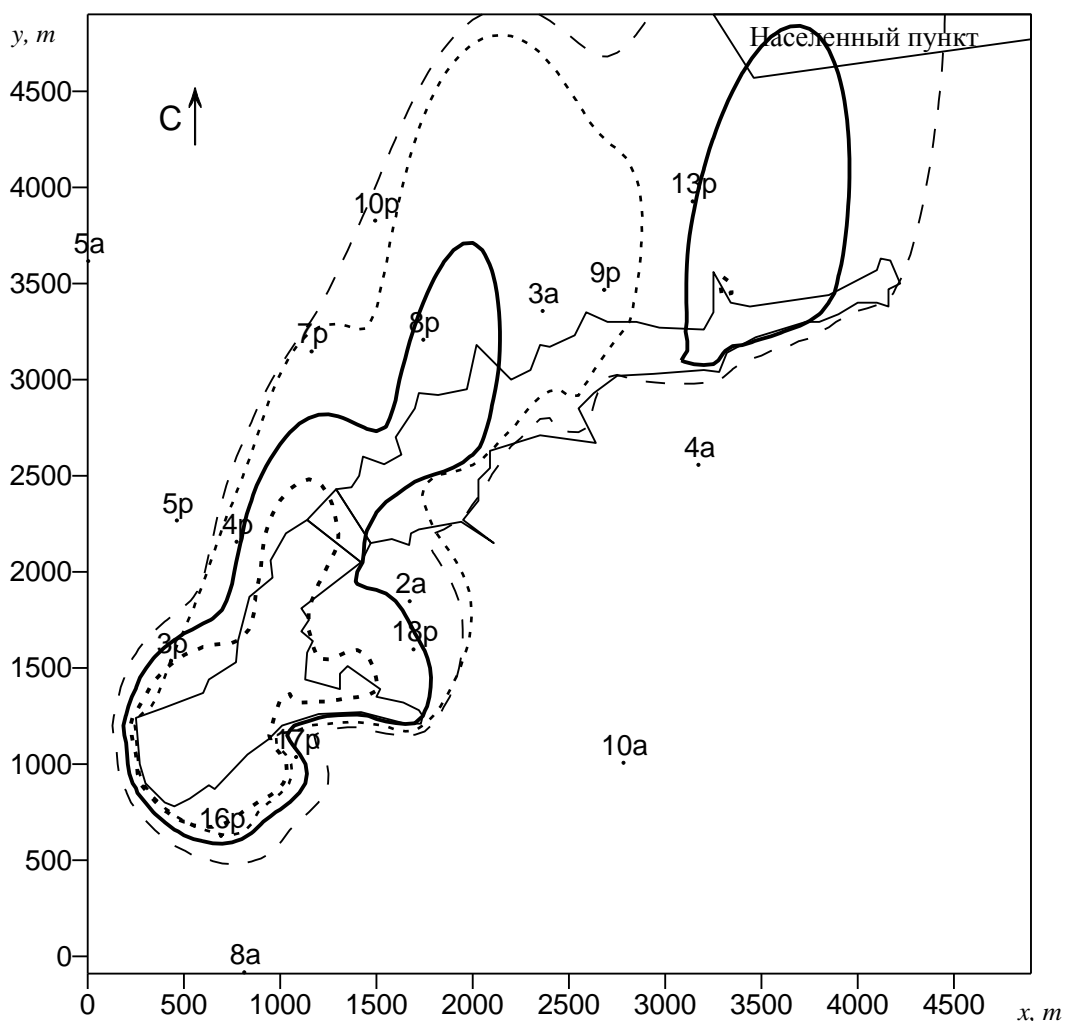


Рис. 3.15. Уровень прогнозируемого радиоактивного загрязнения неогенового горизонта на середину 2028 г. по данным моделирования.

Контурные зоны с превышением: естественного фона (---), уровня 0.2 ДК_Б (—) и 0.5 ДК_Б () по ^{238}U , ^{210}Pb и ^{210}Po , концентрации урана более 1% ДК_Б(- - - -).

Проведенные исследования показывают, что разработанная модель (разделы 3.1, 3.2) позволяет адекватно и с необходимой детальностью учитывать основные факторы, определяющие миграцию микрокомпонентов и радионуклидов из хвостохранилища в подземные воды: его расположение, форму, сроки заполнения, состав шламовых вод, параметры буферных защитных слоев, фильтрационные и миграционные свойства пород, неоднородность водоносного горизонта.

Результаты прогноза концентрации токсичных микрокомпонентов (Be, Pb, Cd) и радионуклидов ^{238}U , ^{210}Pb и ^{210}Po свидетельствуют, что существует опасность достижения ближайшего населенного пункта зоной с превышением ПДК по микрокомпонентам в подземных водах. Повышение естественного радиоактивного фона на этой территории является вполне реальной угрозой. Хотя поступление радионуклидов в неогеновый горизонт не приводит к превышению ДК_Б, это не отменяет необходимость проведения радиационного мониторинга подземных вод в данном районе.

3.4. Моделирование перераспределения фитотоксичных компонент в верхнем слое отвалов шахтных пород при рекультивации

Сложность процессов миграции в отвалах шахтных пород обусловлена рядом факторов, в том числе: 1) многокомпонентностью порового раствора; 2) одновременным протеканием в нем нескольких химических реакций; 3) изменением во времени водно-физических и сорбционных свойств пород вследствие коагуляции пор мелкоземом, образующимся на поверхности и внесении мелиорантов при проведении рекультивации. Поэтому общая математическая модель многокомпонентной миграции всех взаимодействующих элементов довольно громоздка и включает большое количество параметров, достоверное определение которых не всегда возможно. Следует учитывать, что содержания большинства химических соединений в породах обычно близки к фоновым значениям. В таких условиях наиболее важным становится прогноз перераспределения в верхнем слое отвалов тех компонент, которые в наибольшей мере определяют условия произрастания растений, используемых для рекультивации территорий складирования шахтных пород.

Предлагаемая модель миграции подвижных форм железа, алюминия и сульфатов [97] основывается на следующих допущениях (рис. 3.16): 1) область миграции формируется условно мгновенно, сразу после отсыпки отвалов; 2) перераспределение веществ происходит преимущественно в вертикальном

направлении; 3) принимаются среднесуточные значения скорости вертикального влагопереноса; 4) скорость образования сульфатов и подвижных форм железа определяется интенсивностью разложения пирита, которая уменьшается с глубиной вследствие замедления там скорости воздухообмена и окислительных процессов; 5) интенсивность перехода алюминия в подвижные формы возрастает в кислой среде, формирующейся с образованием H_2SO_4 при разложении FeS_2 ; 6) принимается линейная изотерма равновесной сорбции.

Вертикальная миграция подвижных форм Fe, Al и сульфатов в верхнем слое отвалов может быть описана уравнениями массопереноса вида

$$D_z \frac{\partial^2 C_i}{\partial z^2} - v_z \frac{\partial C_i}{\partial z} - \gamma_i C_i + q_i = n_{e,i} \frac{\partial C_i}{\partial t}, \quad (3.26)$$

где C_1, C_2, C_3 – концентрация соответственно подвижных форм железа, алюминия и сульфатов в поровом растворе; D_z – коэффициент диффузии; v_z – скорость вертикального влагопереноса; γ_i – параметры скорости осаждения вещества (перехода в неподвижные формы); $n_{e,i}$ – коэффициенты эффективной пористости.

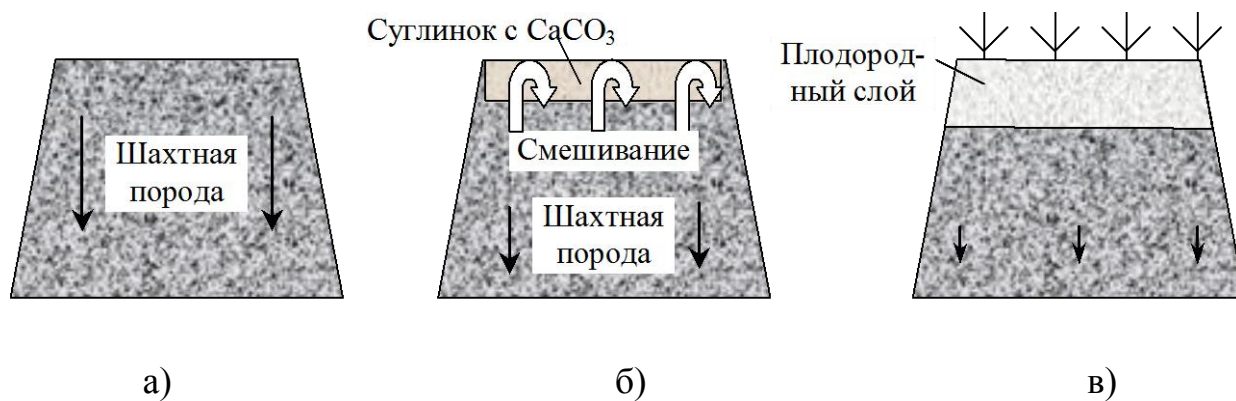


Рис. 3.16. Этапы миграции токсичных солей в верхнем слое породных отвалов: а) отсыпка пород, б) внесение добавок, в) осаждение и иммобилизация.

Наиболее важным с точки зрения рекультивации отвалов является перераспределение веществ в шахтных породах вблизи поверхности. Прогноз тако-

го перераспределения можно выполнить на основе модели миграции в полубесконечной области $0 \leq z < \infty$, в которой ось Oz направлена вниз. В начальный момент времени концентрации всех компонент постоянны по глубине: $C_i(z, 0) = C_{i,0}$. На большой глубине (при $z \rightarrow \infty$) исходная концентрация остается неизменной во времени $\partial C_i / \partial z = 0$. Ввиду незначительных концентраций мигрирующих веществ в атмосферных осадках их массопоток через дневную поверхность ($z=0$) принимается равным нулю

$$-D_z \frac{\partial C_i}{\partial z} + v_z C_i = 0. \quad (3.27)$$

Увеличение концентрации железа и сульфатов в поровом растворе происходит преимущественно за счет окисления сульфида железа. В начальный момент времени FeS_2 распределен равномерно по глубине. Наиболее интенсивно его окисление происходит вблизи дневной поверхности при доступе O_2 и присутствии влаги. С увеличением глубины скорость разложения пирита уменьшается вследствие ограниченного поступления воздуха. Тогда процесс перехода железа и сульфатов в поровый раствор при разложении FeS_2 может быть описан уравнением

$$q(z, t) = q_0 q_t(t) q_z(z). \quad (3.28)$$

Предполагая, что скорость разложения пирита пропорциональна оставшемуся к данному моменту его количеству, можно принять

$$q_t(t) = \exp(-\mu t), \quad q_z(z) = \exp(-vz),$$

где μ – параметр скорости окисления пирита (сут^{-1}), параметр v (м^{-1}) характеризует воздухопроницаемость породы.

Параметры μ и v можно оценить на основании экспериментальных данных о динамике окисления FeS_2 . Например, если за период $[0, T]$ в слое $0 \leq z \leq L_0$ окислилась доля θ ($0 < \theta < 1$) от начальных запасов пирита, то из условия баланса

массы получим соотношения для определения запасов i -го вещества в данном слое в момент T после отсыпки отвалов $A_{n,i}(T)$

$$A_{i,i}(T) = \theta A_{i,i}^{(0)} = \theta \rho L_0 = q_0 \int_0^T \int_0^{L_0} e^{-vz - \mu t} dz dt = \frac{q_0}{\mu v} (1 - e^{-vL_0}) (1 - e^{-\mu T}), \quad (3.29)$$

где $A_{i,i}^{(0)}$ – исходные запасы вещества в слое до глубины L_0 , ρ – плотность распределения вещества по вертикали. При малой глубине L_0 происходит практически полное окисление ($\theta \approx 1$), отсюда $q_0 \approx \rho \mu$. Неразложившийся пирит остается главным образом в нижней части данного слоя. Интенсивность поступления подвижного Al в поровый раствор может быть описана аналогичным уравнением, поскольку этот процесс обусловлен повышением кислотности среды, что является одним из результатов разложения пирита.

Водно-физические и миграционные параметры, а также распределение веществ по глубине изменяются после формирования на поверхности отвалов искусственного плодородного слоя, создаваемого путем внесения мелиорантов, содержащих карбонат кальция. При перемешивании слоя карбонатного суглинка толщиной L_m со слоем шахтной породы толщиной L_n формируется однородный почвенный слой толщиной $L_{ATS} = L_n + L_m$, суммарные запасы вещества в котором определяются с учетом толщины перемешиваемых слоев, начальных запасов мигрирующих веществ в мелиоранте $A_{i,i}^{(0)}$ и промежутка времени между отсыпкой отвалов и созданием искусственного слоя T_{ATS} . Аналогично определяется распределение концентрации веществ в поровом растворе после создания данного слоя. При этом предполагается, что после перемешивания запасы веществ, как в породе, так и в поровом растворе равномерно распределены по глубине.

Миграция железа, сульфатов и алюминия в новом почвенном слое будет протекать в измененных условиях: 1) при повышенной сорбционной емкости, обусловленной более высоким содержанием глинистых фракций и большего рН

в карбонатном суглинке, 2) с большей скоростью осаждения сульфатов и алюминия в результате нейтрализации серной кислоты карбонатом кальция.

Весь прогноз миграции в приповерхностном слое отвалов выполняется последовательно: сначала для свежееотсыпанного слоя шахтных пород, а затем для искусственного плодородного слоя.

Решение задачи (3.26) – (3.27) получено методом источников в виде интегральных функций [71]. С использованием разработанной методики было выполнено моделирование миграции подвижного железа, алюминия и сульфатов в приповерхностном слое шахтной породы, отсыпанной в 1997 г., и в искусственных плодородных субстратах, созданных на ее основе в 1998 г. на опытном полигоне в Западном Донбассе. Рассмотрены три варианта составов для формирования плодородного слоя:

1) смесь верхнего слоя горной породы (40 см) и карбонатного суглинка (30 см);

2) смесь верхнего слоя горной породы (40 см), карбонатного суглинка (15 см) и осадков хозяйственных стоков (15 см);

3) смесь верхнего слоя горной породы (40 см), карбонатного суглинка (15 см) и плодородной почвы (15 см).

Результаты расчета сравнивались с данными экспериментальных исследований содержания указанных компонент в породах.

Среднемноголетнее значение скорости вертикального влагопереноса v_z принято равным 70 мм/год. Коэффициент диффузии определяется по известной формуле $D_z = \delta v_z$, где параметр δ составляет $5 \cdot 10^{-4}$ м. Для коэффициентов эффективной пористости и скорости осаждения в шахтной породе приняты следующие значения, уточненные при решении обратных задач: $n_{e,Fe} = 5$, $\gamma_{Fe} = 10^{-5}$ сут $^{-1}$, $n_{e,SO_4} = 2$, $\gamma_{SO_4} = 10^{-6}$ сут $^{-1}$, $n_{e,Al} = 3$, $\gamma_{Al} = 10^{-5}$ сут $^{-1}$. Скорость образования сульфатов и подвижного железа при окислении пирита μ , параметр ν замедления скорости этой реакции с глубиной и значения интенсивности поступления веществ в поровый раствор из шахтной породы определены балансо-

вым методом с использованием соотношения (3.29) на основе анализа изменения во времени содержания серы и железа в зоне активного окисления. Согласно экспериментальным данным, за три года в верхнем слое окислилась одна треть серы. Исходя из этого для шахтной породы принято $\mu=1.8 \cdot 10^{-3} \text{ сут}^{-1}$, $\nu=2.5 \text{ м}^{-1}$.

Запасы веществ в искусственном слое сразу после его создания определяются по формуле (3.29). Общий запас веществ составляет определенную долю θ от их первоначального запаса в слое шахтной породы той же глубины. Пропорционально θ уменьшается интенсивность поступления веществ в поровый раствор. Исходя из измененного количества пирита в искусственном плодородном слое параметры скорости окисления составят $\mu=10^{-4} \text{ сут}^{-1}$, $\nu=4 \text{ м}^{-1}$. Коэффициент эффективной пористости сульфатов составляет $n_{e,SO_4} = 2$; скорость их осаждения γ_{SO_4} , уточненная при решении обратных задач, составила для разных субстратов: 1) $8 \cdot 10^{-3} \text{ сут}^{-1}$, 2) $8 \cdot 10^{-4} \text{ сут}^{-1}$, 3) $3 \cdot 10^{-3} \text{ сут}^{-1}$. Результаты моделирования, соответствующие распределению концентраций рассматриваемых компонент по нескольким разрезам в 2000 г., представлены на рис. 3.17 и в табл. 3.2.

Характер экспериментальных данных указывает на существенную неоднородность вертикального распределения компонент. Вместе с тем можно отметить некоторые тенденции, подтверждаемые моделированием:

- максимум концентрации алюминия в шахтной породе приурочен к поверхности, где наиболее интенсивно протекает окисление пирита и наиболее высока обменная кислотность, обуславливающая подвижность Al;

- максимум концентрации железа в шахтной породе наблюдается на некоторой глубине от поверхности, что может быть следствием его нисходящей миграции с потоком атмосферных осадков;

- концентрация сульфатов в шахтной породе распределена неравномерно, при этом наблюдается небольшая тенденция к ее уменьшению с глубиной, что

также связано с более интенсивным окислением пирита вблизи дневной поверхности;

– распределения концентрации сульфатов в субстратах 1 и 3 в целом подобны: низкие значения в верхней части разреза, обусловленные образованием гипса при смешении породы с карбонатным суглинком и высокие концентрации в нижней части, вызванные, по-видимому, ограниченной глубиной перепашки при создании искусственного слоя;

– концентрация сульфатов в субстрате 2 существенно повышена по сравнению с субстратами 1 и 3 вследствие более интенсивного окисления серы в присутствии осадков хозяйственно-бытовых стоков и более высокого начального содержания сульфатов в них;

– содержание сульфатов во всех искусственных субстратах существенно ниже, чем в контрольной шахтной породе.

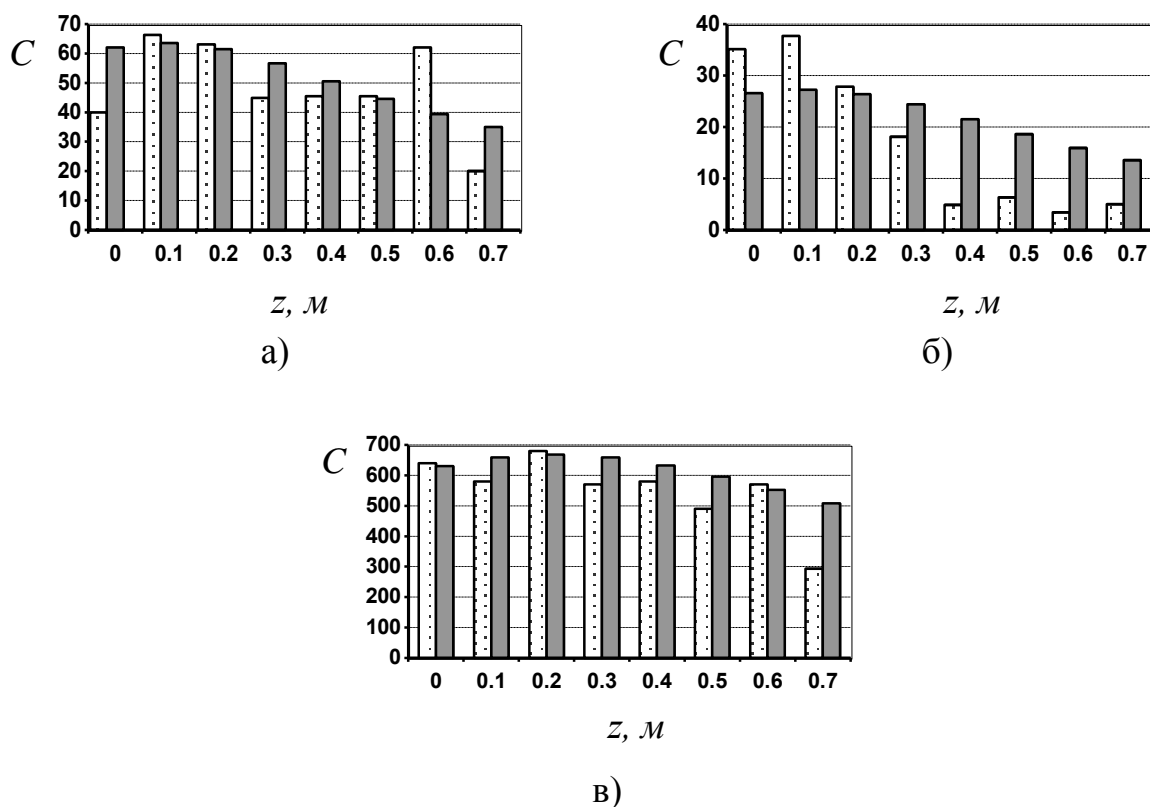


Рис. 3.17. Распределение концентрации C токсичных соединений в горной породе по глубине перед внесением почвообразующих субстратов: а) алюминий;

б) железо, в) сульфаты (мг/100 г породы):

□ фактические данные, ■ результаты моделирования.

Влияние состава почвообразующих смесей на снижение концентрации сульфатов через два года после их внесения в верхний слой отвалов

Диапазон глубины, м	Концентрация сульфатов (мг/100 г породы)					
	Субстрат №1		Субстрат №2		Субстрат №3	
	факт	расчет	факт	расчет	факт	расчет
0 – 0,2 м	30	36	900	713	115	139
0,2 – 0,4 м	30	38	130	603	80	150
0,4 – 0,6 м	40	37	420	487	300	157
0,6 – 0,8 м	100	35	380	414	90	156
>0,8 м	410	466	70	378	710	431

Предложенный метод определения концентрации позволяет учитывать неравномерность окисления пирита по глубине, а также прерывистый характер миграции (при создании искусственного плодородного слоя). Метод дает возможность выполнять прогнозные оценки перераспределения токсичных компонент при различном содержании CaCO_3 в почвообразующих добавках и различных сроках его отсыпки.

3.5 Модель водной миграции токсичных веществ в нарушенном трещиноватом массиве

Среди практических ситуаций, когда требуется выполнить прогноз миграции в нарушенном горными работами массиве, необходимо отметить следующие: 1) утечки токсичных веществ с поверхности земли через днище складов и отстойников предприятий химической, коксохимической, металлургической промышленности; 2) выщелачивание и растворение загрязняющих веществ из подземных захоронений (объектов химической и радиационной опасности); 3) попадание в шахтные воды органических веществ, применяемых в производственных целях при подземных работах.

Целью проведенных исследований [96] являлась оценка путей миграции органических соединений в подземных и шахтных водах в массивах полей шахт Центрального района Донбасса. В качестве фактических данных использованы результаты опытно-миграционных работ и наблюдений, включавшие запуски трассеров с мест предполагаемых утечек. Принимая во внимание статистический характер и неполноту исходных данных, целесообразным для решения данной задачи представляется вероятностный подход.

Горловско-Енакиевский промышленный узел характеризуется большим сосредоточением предприятий угледобывающей, химической, коксохимической отраслей. Начиная с середины 80-х гг. прошлого века здесь участились случаи аномального повышения концентраций опасных хлорорганических веществ в подземных и шахтных водах, что сопровождалось случаями отравления людей. Причиной этих явлений были аварийные и систематические утечки с территории Горловского химического завода, ПО «Стирол», складов продукции и свалок этих и соседних предприятий [66].

Данный район имеет сложное тектоническое строение. Под территорией заводов проходит главная антиклиналь Донбасса (рис. 3.18). Контурные шахтных полей показаны штриховыми линиями, зоны разломов и надвиги – толстыми ломаными серыми линиями. Точками показаны места запуска трассеров и отдельные наблюдательные скважины режимной сети, треугольниками – места расположения шахтных стволов.

Крутопадающие пласты песчаников, залегающие под углом $40 - 75^\circ$, подходят близко к поверхности и практически не защищены от загрязнения маломощным (до 5–15 м) покровным слоем суглинков. Особенно это характерно для заштрихованных участков. В верхней подработанной толще (до 50–60 м) вследствие повышенной проницаемости происходит интенсивная нисходящая инфильтрация. Дальнейшая миграция протекает по трещинам и выработкам в массиве пород, зонам тектонических разломов.

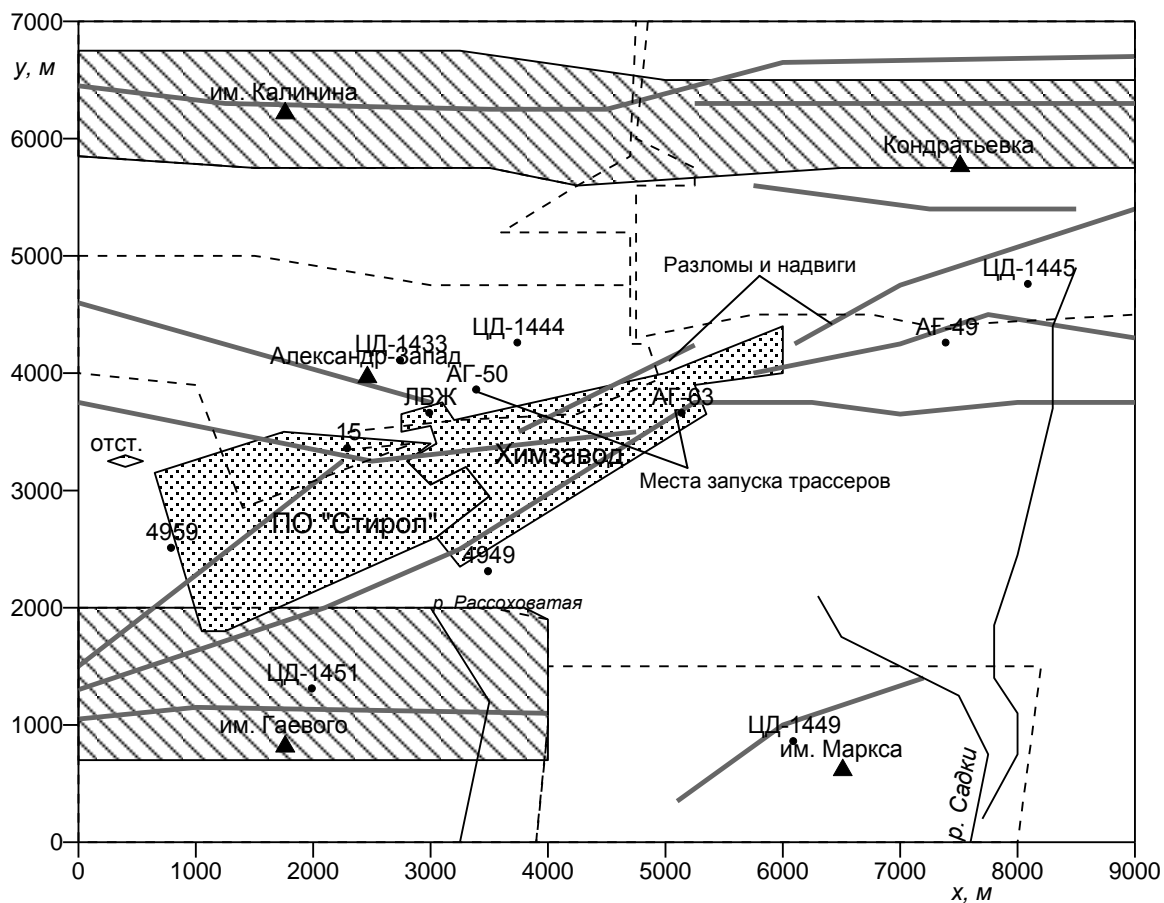


Рис. 3 18. Карта-схема района исследований.

С целью изучения вероятных путей миграции в подработанном массиве здесь в 1990 и 1992 гг. были выполнены натурные исследования по запуску флуоресцентных трассеров из различных точек – наиболее вероятных мест утечек токсичных веществ. Опыты показали практически равномерное распространение трассеров в различных направлениях, несмотря на определенные различия литологического и тектонического строения в данном районе. Время достижения трассерами горных выработок составило от 5 до 37 суток, а скорость миграции изменялась в диапазоне 100–1400 м/сут при преобладающих значениях 200–600 м/сут. Вместе с тем, по результатам экспериментов не проводились количественные оценки динамики массопереноса в подработанном массиве с учетом его геологического строения.

Область миграции охватывает территорию площадью несколько десятков квадратных километров, а дальность распространения загрязняющих веществ достигает 10–13 км. При таком размере области учет локальных особенностей

шахтных полей (например, ориентации и конфигурации выработок) является нецелесообразным.

В данных условиях адекватной процессу будет крупномасштабная модель, в которой дренирующий эффект выработок распределяется по осушаемому пространству. Характеристикой интенсивности водообмена в шахте при таком подходе может служить параметр $\lambda_{p\delta}$ (сут^{-1}). Вне дренируемого шахтного поля $\lambda_{p\delta}=0$, в его пределах $\lambda_{p\delta}=Q/V_w$, где $V_w=V_s n_{mp} \theta$ – запасы воды в нем, Q – интенсивность водоотлива, n_{mp} и θ – средние значения трещиноватости и влаго содержания. Величина $\lambda_{p\delta}$ показывает долю воды в пределах занимаемого шахтой объема, которая участвует в водообмене. Данная величина изменяется в пространстве в зависимости от степени нарушенности массива и положения источников инфильтрации, но при выбранном масштабе моделирования ее можно считать постоянной в отдельном шахтном поле.

С учетом структуры подработанного массива миграцию от места утечек или запуска трассера до водосборника целесообразно моделировать поэтапно: сначала в естественных трещинах и разломах, а затем – в дренажных канавах на дне выработок (рис. 3.19). На каждом из этих этапов миграция рассчитывается по одномерным моделям нестационарного массопереноса, которые описаны далее.

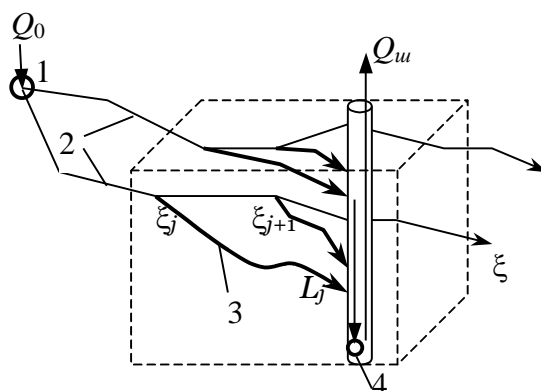


Рис. 3.19. Схема миграции растворенных веществ в шахтном поле:

1 – место поступления растворов; 2 – пути миграции в трещинах;

3 – пути миграции в выработках, 4 – водосборник.

Все траектории начинаются из точки запуска трассера (места утечки загрязняющих веществ). Они строятся в виде ломаных, ориентация которых зависит от азимута α и угла падения трещин β , заданных как непрерывно распределенные случайные величины. Вид и моменты распределения этих величин изменяются в пространстве в соответствии с литологическим строением и тектоническими особенностями.

На каждом звене ломаной в соответствии с законом распределения трещин по раскрытию определяется несколько групп щелей разного размера, течение воды в которых имеет разную скорость. Раскрытие трещин δ можно оценить по диапазону изменения коэффициента фильтрации K на разных глубинах. В принятой фильтрационной модели течения в трещиноватой среде [99] роль коэффициента K выполняет величина $K = n\rho g\delta^2/(12\mu)$, где ρ и μ – плотность и вязкость воды, n – трещиноватость. Тогда изменение δ с глубиной можно описать формулой

$$\delta(z) = \sqrt{\frac{12\mu K(z)}{\rho g n(z)}}.$$

В зонах обрушения и местах расположения выработок следует вводить поправку на увеличение δ . Для каждого участка траектории в соответствии с локальным распределением скоростей $P_{V,j}(V)$ можно определить средние значения скорости и расхода воды.

Исходный поток вещества или его начальная масса при кратковременных утечках делится на N частей. Каждая часть мигрирует в пределах одной траектории, содержащей трещины разного раскрытия. Количество этих трещин можно оценить как отношение среднего расхода воды, приходящегося на одну траекторию $\bar{Q}_{\delta\delta\hat{\delta}} = Q_0/N$ (Q_0 – общий начальный расход), к среднему расходу в отдельной трещине \bar{Q}_m . Для условий проводившихся экспериментов при $N=100\div 1000$ каждая траектория будет содержать от 10^{10} до 10^{11} трещин.

Обозначим через C_m концентрацию вещества в трещинах, $C_{др}$ – в дренажных водах, ξ – расстояние от места утечек (запуска трассера), отсчитываемое вдоль траектории, S_m – площадь сечения трещин. Тогда поток вещества на j -м участке траектории составит

$$q_j(t) = S_{\delta,j} \int_{v_{min,j}}^{v_{max,j}} v C_{\delta}(v, \xi_j, t) dP_v(v). \quad (3.30)$$

Здесь $[v_{min,j}, v_{max,j}]$ – диапазон скоростей течения воды на данном участке.

При пересечении трещинами выработок часть вещества из них переходит в шахтные воды. С помощью параметра $\lambda_{p\delta}$ этот процесс можно описать следующим образом. Время миграции вещества на j -м участке траектории длиной $\Delta\xi_j = \xi_{j+1} - \xi_j$ при скорости течения v составит $\tau_j = \Delta\xi_j/v$. Долю вещества, поступившего за это время при истечении в выработки, можно вычислить по формуле $\sigma_j = 1 - \exp(-\lambda_{p\delta}\tau_j)$. С учетом распределения по скорости течения воды в трещинах интенсивность поступления вещества в дренажные воды составит

$$q_{j,dr}(t) = S_{\delta,j} \int_{v_{min,j}}^{v_{max,j}} \sigma_j(v) v C_{\delta}(v, \xi_j, t) dP_v(v). \quad (3.31)$$

Расход воды из всех трещин траектории в дренажные воды на данном участке составит

$$Q_{j,gw} = S_{\delta,j} \int_{v_{min,j}}^{v_{max,j}} \sigma_j(v) v dP_v(v), \quad (3.32)$$

а концентрация вещества в стекающей шахтной воде

$$C_{j,gw}(t) = q_{j,gw}(t)/Q_{j,gw}. \quad (3.33)$$

При мелкомасштабном моделировании определение стока в отдельных выработках нецелесообразно. Будем предполагать, что миграция поступившего из трещин вещества в дренажных канавах идет с расходом воды $Q_{j,dr}$, а разбав-

ление происходит уже в водосборнике. Концентрация в водосборнике $C_w(t)$ определяется как отношение потока вещества $q_\Sigma(t)$, поступающего со всех выработок, к водоотливу Q_w :

$$C_w(t) = q_\Sigma(t)/Q_w, \quad q_\Sigma(t) = \sum_k \sum_j Q_{j,w} C_{j,dr}(L_j, t). \quad (3.34)$$

Суммирование по индексу k учитывает все траектории, пересекающие массив данного шахтного поля. Длину пути миграции вещества в дренажных водах L_j от j -го участка до водосборника можно считать равной расстоянию от данного участка до шахтного ствола, умноженного на коэффициент извилистости χ . Значения χ , по аналогии с извилистостью в пористой среде, составляют от 1 до 2. Скорость течения в дренажных канавах, рассчитанная по формуле Шези для типичных условий, изменяется от 0.05 до 0.2 м/с.

Нестационарный перенос растворимого вещества в трещине с постоянной скоростью течения v может быть описан уравнением

$$D \frac{\partial^2 C}{\partial \xi^2} - v \frac{\partial C}{\partial \xi} - \lambda_\Sigma C = \frac{\partial C}{\partial t}, \quad (3.35)$$

где D – параметр гидродисперсии; комплексный параметр λ_Σ ($\lambda_\Sigma = \lambda_{pc} + \lambda_{p\bar{o}} + \lambda_{c\bar{o}}$) характеризует уменьшение концентрации вдоль пути миграции за счет химического распада λ_{pc} , разбавления $\lambda_{p\bar{o}}$ (попадания вещества в шахтные воды) и необратимой сорбции $\lambda_{c\bar{o}}$ (поглощения в породах, окружающих трещину). Величины λ_{pc} и $\lambda_{c\bar{o}}$ определяются в соответствии с типом вещества и сорбционными свойствами пород.

Массоперенос рассчитывается в полуограниченной области $\xi > 0$. На входной границе ($\xi = 0$) задается концентрация поступающего в трещину вещества C_0 . В начальный момент времени она равна нулю во всей трещине. Входная концентрация и объем протекающей в трещинах воды при запуске трассеров определяется исходя из объемов закачки и средней концентрации вещества в растворе.

Размывание фронта движущегося вещества обусловлено как механическим перемешиванием в потоке воды в трещине, так и его поглощением по пути миграции. Поэтому параметр D в уравнении (3.35) зависит от конвекции и кинетики сорбции в породах. На большом удалении от входной границы концентрация нейтрального вещества в трещине может быть рассчитана по формуле [65]

$$C(x,t) = \frac{C_0}{2} \operatorname{erfc}\left(\frac{x-vt}{2\sqrt{a(vt-x)}}\right), \quad a = \frac{v}{\xi\eta} + \frac{\eta D_h}{v}, \quad (3.36)$$

где D_h – параметр механической дисперсии в потоке воды в трещине, ξ – параметр кинетики сорбции, $\eta=1/K_d$, K_d – параметр распределения между веществом в растворе и в окружающих трещину породах. Численный анализ формулы (3.36) показывает, что если длительность процесса превышает сутки, то изменение концентрации можно описать диффузионной моделью, в которой параметр гидродисперсии $D = v^2/(\xi\eta) + \eta D_h$. Если, кроме этого, учитывать распад и необратимую сорбцию вещества, то изменение концентрации можно определить по формуле [130]

$$C(x,t) = \frac{C_0}{2} \left\{ \exp\left(\frac{x(v-s)}{2D}\right) \operatorname{erfc}\left(\frac{x-vt}{2\sqrt{Dt}}\right) + \exp\left(\frac{x(v+s)}{2D}\right) \operatorname{erfc}\left(\frac{x+vt}{2\sqrt{Dt}}\right) \right\}, \quad (3.37)$$

где $s = \sqrt{v^2 + 4D\lambda_\Sigma}$.

Миграция вещества в шахтных водах описывается уравнением вида (3.35), в котором вместо v задана скорость течения в дренажных канавах, а параметр дисперсии D рассчитывается по формулам для русловых потоков. Параметр λ_Σ учитывает распад и сорбцию вещества на поверхности стенок и дна канав. В данном случае также применима расчетная схема полуограниченной области. Входной границей является место истечения вещества из трещин на одном из участков траектории миграции в трещинах. Там задается переменная во времени концентрация $C_{j,dr}$, рассчитываемая по формулам (3.33).

Предполагается, что после достижения шахтного ствола вещество сразу же попадает в водосборник. Тогда его концентрацию в откачиваемых шахтных водах можно рассчитать по формуле

$$C_{dr,j}(L_j,t) = \int_0^t C_{dr}(L_j,t-\tau) \frac{\partial}{\partial \tau} C_{j,dr}(\tau) d\tau, \quad (3.38)$$

в которой $C_{j,dr}$ рассчитываются аналогично $C_{j,gw}$, но со своими значениями параметров ν , D и λ_{Σ} .

При расчете было построено 500 траекторий миграции, проходящих по территории всех пяти ближайших шахт. Распределение азимута трещиноватости задавалось несимметричным на промежутке $[0^\circ, 360^\circ]$, причем в месте запуска его максимум приходился на северную часть Главной антиклинали. Дисперсия азимута и угол падения трещин уточнялась в ходе решения обратных задач. Результаты расчета были сопоставлены с фактическими данными о запуске красного трассера с места склада легковоспламеняющихся жидкостей (ЛВЖ) на территории Горловского химзавода в 1990 г. (табл. 3.3, рис. 3.20).

Фактические и расчетные данные в целом согласуются, однако количественный анализ отклонений затруднен ввиду нерегулярных замеров концентрации, проводившихся не чаще одного раза в течение 3–6 суток. Следует учитывать и несогласованность фактических данных до 10–15 суток по шахтам им. Калинина и «Кондратьевка» относительно момента достижения максимума концентрации.

Полученная в результате расчета динамика изменения концентрации в целом соответствует фактическим данным. Расхождения между характерными моментами времени, как правило, не превышают 3–5 суток. Изменения концентрации в шахтных водах после запуска трассера происходят в течение 20–60 суток для разных шахт, причем период увеличения концентрации обычно короче периода ее спада. Наилучшая согласованность по максимальной концентрации отмечается для шахт «Александр-Запад», им. Калинина. Для более

удаленных шахт им. Маркса и «Кондратьевка» рассчитанные концентрации несколько занижены.

Таблица 3.3

Сопоставление фактической и рассчитанной концентрации трассеров в водосборниках шахт

№	Шахта	Момент первого появления трассера, сут ¹		Момент достижения максимальной концентрации, сут		Максимальная концентрация, C_{max} част./дм ³	
		факт.	расчет	факт.	расчет	факт.	расчет
1	им. Калинина	8	8	27 (43) ²	27,5	100	87
2	«Александр-Запад»	6	2	11	12	более 20000	43833
3	им. Гаевого	8	8,3	30	24	–	134
4	им. Маркса	–	12,5	37	34	300	54
5	«Кондратьевка»	13	16	27 (38) ²	35	80	17

¹ в отдельных нижних горизонтах, ² по другим источникам в [66], прочерк – отсутствие данных

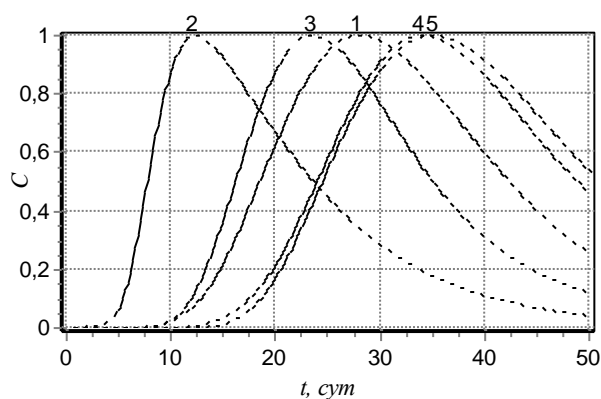


Рис. 3.20. Динамика изменения относительной концентрации

$C = C_w(t)/C_{max}$ по результатам моделирования.

Номера кривых соответствуют номерам шахт (табл. 3.3).

Таким образом, разработанная модель миграции в трещиноватом подработанном массиве позволяет определять параметры миграции в шахтных водах с учетом сложной структуры подземного пространства и нестационарного характера источников поступления веществ на поверхности. Модель наиболее чувствительна к параметрам водоотлива и трещиноватости, особенно вблизи мест поступления растворов в массив. Уточнение исходных данных модели и результатов ее использования возможно при наличии достоверной информации о распределении водоотлива по горизонтам и изменении раскрытия трещин в зоне выработок, а также путем детализации расчета при увеличении числа траекторий миграции. Реализованный принцип двухэтапной миграции отражает последовательность движения растворов по трещинам и в открытых потоках на почве выработок.

3.6 Миграция в зоне влияния объекта радиационной опасности на глубоких горизонтах ведения горных работ

Использование подземных выработок в глубоких геологических формациях для захоронения высокоактивных отходов ядерного топлива сопряжено с риском превышения допустимых концентраций радионуклидов в подземных водах. Влияние данного фактора может быть снижено и сведено к нулю при использовании естественных и искусственных барьеров на пути миграции радионуклидов [95]. В любом случае, возможность ведения горных работ вблизи объектов радиационной и химической опасности в шахтном поле должна быть обоснована с помощью системных прогнозов, учитывающих многофакторность физико-химических и механических процессов. Прогнозируемые сценарии развития ситуации («пессимистический» и «реалистический» варианты) количественно характеризуются диапазонами значений гидродинамических и гидрохимических параметров.

Определение параметров миграции для этих вариантов должно опираться на данные о геометрии выработок, трещиноватости пород, адекватно учитывать

водонасыщенность, сорбцию, нестационарный характер источников загрязнения, при этом учитывать эффекты механического воздействия объекта на массив, изменяющие его структуру и проницаемость.

Прогноз миграции в трещиноватом массиве должен выполняться в соответствии с распределением действительных скоростей фильтрации вокруг объекта и ближайших выработок. Для его построения можно использовать сложные численные модели, требующие подробной дискретизации подземного пространства. К сожалению, большинство их основано на представлениях сплошной среды, что не позволяет адекватно отобразить трещиноватость массива и стохастический характер его проницаемости. В этих условиях эффективным инструментом прогноза оказывается изложенный в разделе 2.4 подход, учитывающий распределение трещин по размеру и их геометрические параметры.

Характерным примером объекта рассматриваемого типа является зона камуфлетного ядерного взрыва мощностью 0.3 кт, проведенного в 1979 г. на глубине 903 м в одной из шахт Центрального района Донбасса. Схема расположения полости после взрыва в массиве показана на рис. 3.21.

Среди долгоживущих изотопов – продуктов взрыва (^{90}Sr , ^{137}Cs , ^{235}U , ^{239}Pu) наибольшей подвижностью обладает стронций. Основной проблемой безопасности данного объекта является возможное поступление этого радионуклида из зоны взрыва с подземными водами в выработки горизонта 936 м. Наиболее вероятна водная миграция ^{90}Sr по трещинам в пачке песчаников, расположенной между пластами «Девятка» и «Мазур». С учетом предполагаемого затопления нижней части шахтного поля необходимо оценить последствия возможного попадания радионуклидов в выработки горизонтов 936 и 826 м.

Фильтрационный расход, поступающий в восточный квершлаг горизонта 936 м со стороны объекта «Кливаж», может быть оценен по формуле Дюпюи для безнапорного потока

$$Q_f = BK \frac{H_K^2 - H_0^2}{2L}, \quad (3.39)$$

где B – ширина потока, принимаемая равной мощности пачки водопроницаемых песчаников, где находится объект; K – коэффициент фильтрации; L – расстояние от места взрыва до ближайшей выработки; H_K^2 и H_0^2 – уровни воды над объектом и вблизи выработок. Значение Q_f , рассчитанное по формуле (3.39), является заведомо завышенным ввиду того, что выработки функционируют как несовершенные дрены.

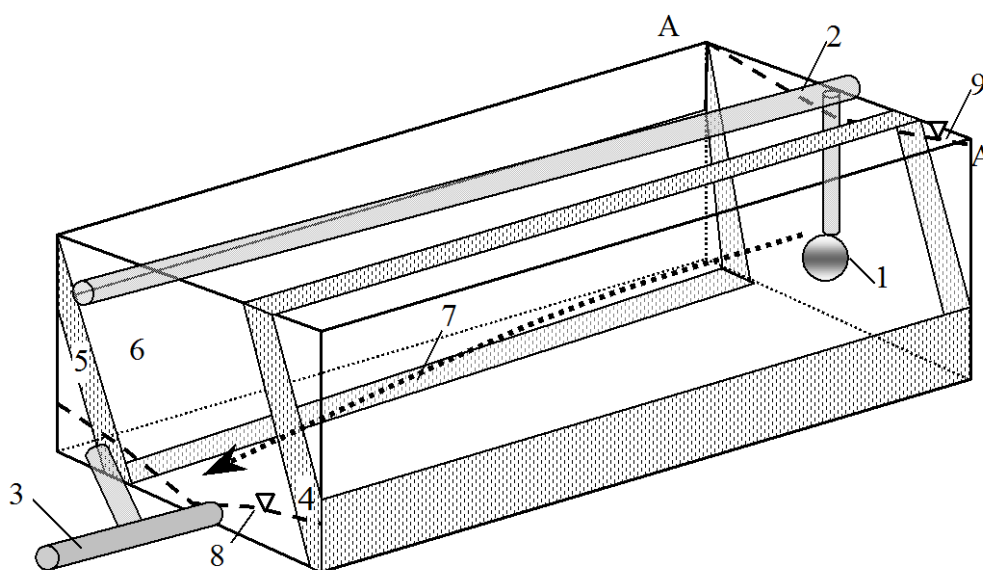


Рис. 3.21. Схема расположения объекта «Кливаж» и ближайших выработок: 1 – место расположения полости взрыва; 2, 3 – выработки горизонтов 826 м и 936 м; 4, 5 – пласты «Девятка» и «Мазур»; 6 – водопроницаемые песчаники; 7 – вероятное направление миграции; 8, 9 – уровень подземных вод в районе выработок горизонта 936 м и над объектом

Зона радиоактивного загрязнения в массиве представляет собой сферу, радиус которой R_K , согласно проведенным ранее исследованиям, не превышает 15 м. Основная часть активности сосредоточена в стеклокерамическом монолите радиусом 5 – 7 м. Наибольшая площадь сечения зоны загрязнения составляет долю $p_K = \pi R_K^2 / S_p$ от площади фильтрационного потока S_p , направленного в сторону выработок. Принимая $S_p = Bh$, где h – средняя глубина потока в зоне объекта, получим величину $p_K \leq 0.04$. Это указывает на более чем 25-кратное

разбавление радиоактивно загрязненной воды в фильтрационном потоке со стороны части массива, из которой она может поступать в выработки.

В условиях низкой массовой концентрации радионуклидов в подземных водах можно считать, что массоперенос не оказывает влияния на фильтрационный поток, причем миграция каждого изотопа происходит независимо друг от друга. Рассматривается миграция максимально подвижного ^{90}Sr , который обладает наименьшей сорбируемостью.

Выполненный прогноз основан на одномерной модели нестационарного массопереноса распадающегося сорбируемого вещества в трещине [20]. Модель учитывает распределение фильтрационного потока по скоростям течения в трещинах разного раскрытия. Согласно принятому подходу, от выработки по направлению к объекту многократно строятся ломаные – аналоги трещин. Их ориентация зависит от азимута и угла падения, задаваемых как случайные величины. Трещины в пласте, где находится объект, ориентированы преимущественно по простиранию. Поэтому миграция в сторону квершлага возможна только по тем из них, которые отклоняются от основного направления. Если γ – средний угол отклонения от этого направления, то средняя длина миграции увеличивается в $(\text{cosec } \gamma)$ раз.

В результате осреднения скоростей течения в независимо построенных траекториях строится распределение водопритока по скорости стекающей в выработку воды $P_V(v)$. В соответствии с ним можно определить часть общего количества трещин, скорость течения в которых изменяется в диапазоне $[v_{i,1}, v_{i,2}]$. Одномерный нестационарный массоперенос вдоль этих трещин с осредненной по данному интервалу скоростью $v_{i,s}$ описывается уравнением

$$D_i \frac{\partial^2 C}{\partial x^2} - v_{i,s} \frac{\partial C}{\partial x} - \lambda' C = n_e \frac{\partial C}{\partial t}, \quad (3.40)$$

где D_i – параметр гидродисперсии, соответствующий скорости $v_{i,s}$; $\lambda' = \lambda + \xi$, λ – постоянная распада, ξ – параметр необратимой сорбции в породах, окружающих трещину, n_e – коэффициент эффективной пористости, x – расстояние вдоль

длины трещины. Рассматриваемым гидрогеологическим условиям хорошо соответствует расчетная схема полуограниченной области. На входной границе в вертикальном сечении А–А (рис. 3.21), пересекающем зону взрыва, задается концентрация C_0 , изменяющаяся во времени вследствие выщелачивания, водообмена и распада. В начальный момент времени концентрация в трещине равна нулю.

Концентрация C_0 учитывает разбавление расходом, проходящим через водопроницаемый пласт со стороны объекта: $C_0(t) = C_K(t)p_K$. Концентрацию радионуклида в водонасыщенных трещинах вокруг места взрыва C_K можно найти из уравнения баланса массы в объеме этих трещин, записанного в дифференциальной форме

$$\frac{\partial C_K}{\partial t} = -\alpha' C_K + q_l(t). \quad (3.41)$$

Здесь $\alpha' = \alpha + \lambda$, $\alpha = Q_{f,K}/V_{f,K}$ – скорость водообмена в трещинах, $V_{f,K}$ – их объем, $Q_{f,K}$ – расход воды через загрязненную зону, λ – постоянная распада.

Интенсивность перехода радионуклида в растворимую форму q_l зависит от начальной концентрации продуктов взрыва в кусках застывшего и раздробленного расплава, площади их поверхности S_p , скорости выщелачивания ω . Поверхность кусков в зоне дробления, согласно различным оценкам, не превышает 10^4 м^2 . Значения скорости выщелачивания ^{90}Sr с их поверхности, оцененные с учетом результатов лабораторных исследований, составляли в начальный период после взрыва около $52 \text{ Бк}/(\text{м}^2 \cdot \text{сут})$. Данные экспериментов указывают на постепенное уменьшение параметра ω , вызванное, вероятно, вымыванием радионуклидов с поверхностных слоев в зоне дробления. В квазистационарном режиме выщелачивание зависит от весьма медленной диффузии радионуклидов в отвердевшей массе.

Предполагая, что в поверхностном слое радиоактивных обломков концентрация ^{90}Sr постоянно уменьшается, допустимо принять зависимость q_l от указанных параметров в виде

$$q_l(t) = S\omega \exp(-\beta t), \quad (3.42)$$

где β – параметр, характеризующий динамику уменьшения выщелачивания.

Решение уравнения (3.41) при q_l в форме (3.42) имеет вид

$$C_K(t) = \frac{\omega_0}{\alpha' + \lambda} (e^{-\beta t} - e^{-\alpha' t}). \quad (3.43)$$

При неблагоприятном варианте развития ситуации, когда поступление ^{90}Sr в подземные воды считается максимальным, следует принять минимально возможное значение β . При этом рассчитанная согласно (3.43) концентрация в зоне взрыва должна соответствовать фактическим данным.

Распределение концентрации вдоль длины трещины при переменной во времени входной концентрации можно определить по формуле

$$C(x, t) = \int_0^t C_p(x, t - \tau) \frac{\partial}{\partial \tau} C_0(\tau) d\tau, \quad (3.44)$$

где C_p рассчитывается по формуле (3.37). Параметр D в уравнении (3.40) зависит от конвекции и кинетики сорбции на стенках трещин.

На основе принятой схемы миграции при известном распределении скоростей водопритока можно получить математическое ожидание концентрации радионуклида в воде, стекающей в выработку

$$C_\Sigma(L_f, t) = \int_{v_{\max}}^{v_{\min}} C(L_f, t, v) dP_V(v). \quad (3.45)$$

Здесь v_{\min} и v_{\max} – минимальная и максимальная скорости течения при данном распределении трещин по размеру; L_f – средняя длина трещин между объектом и ближайшей выработкой.

Доля вещества, движущегося с водой при наибольших скоростях, в общей массе незначительна, а время достижения выработки – минимальное. С уменьшением скорости эта доля увеличивается, и в момент времени, соответ-

ствующий v_{min} , достигает максимума P_{max} . Вследствие распада и сорбции $P_{max} < 1$.

При составлении расчетной схемы, обосновании ее параметров, анализе результатов, использовались данные радиоэкологического мониторинга на объекте «Кливаж», а также исследования трещиноватости и проницаемости пород в Центральном районе Донбасса [12].

Максимально возможное значение притока Q_f , рассчитанное по формуле (3.39), составляет $28 \text{ м}^3/\text{сут}$. Тогда скорость водообмена в ближайших к месту взрыва трещинах $\alpha = 0.04Q_f / (4\pi R_K^3/3) \leq 2 \cdot 10^{-2} \text{ сут}^{-1}$. Активная трещинная пористость в пачке песчаников принята равной 0,005. Фильтрационный градиент, рассчитанный на основании результатов опробования в режиме осушения, составил 0.46. После затопления нижних горизонтов его значение не превысит 0.1.

Среднее раскрытие трещин, используемое при расчете, задавалось переменным в пространстве. Предполагалось, что по мере приближения к полости взрыва оно увеличивается в несколько раз по сравнению с ненарушенной частью пласта. Вычисленное по [83] значение коэффициента фильтрации хорошо согласуется с полученным на основе натуральных исследований максимумом $0,009 \text{ м/сут}$. Такое значение K соответствует неблагоприятному варианту, при котором происходит наиболее быстрая миграция радионуклидов в подземных водах. Рассчитанное распределение притока в выработки горизонта 936 м при разных градиентах, соответствующих осушенному и затопленному состояниям, показано на рис. 3.22а.

Коэффициент диффузии в уравнении (3.40) задавался в виде $D = \delta v$, причем параметр δ изменялся в диапазоне 0,5 – 25 м. Изменение D практически не повлияло на характер кривых выходной концентрации ^{90}Sr в воде, стекающей в выработки. Количественные изменения не превысили 15% в рассчитанном диапазоне распределения скоростей. Причиной этого является интегральный учет всех скоростей водопритока в предположении их непрерывного распределения. Параметр n_e , учитывающий сорбцию, в условиях принятой расчетной схемы

имеет несколько другой смысл по сравнению с моделью сплошной среды. Он равен разности между исходной и поглощенной на поверхности трещин массой вещества, которая отнесена к его массе в жидкой фазе. Поэтому при значении $n_e=1$ сорбция в данном случае формально отсутствует.

На рис. 3.22б приведены кривые выходной концентрации ^{90}Sr при «пессимистическом» варианте, когда сорбция отсутствует, а средняя длина трещин при угле их падения между объектом и выработками минимальна (400 м с учетом извилистости). Результаты расчета для более реалистических вариантов, когда точнее учитывается ориентация трещин, их длина и сорбция, показаны на рис. 3.22в, г.

При самом неблагоприятном развитии ситуации повышение концентрации ^{90}Sr в воде, стекающей в квершлаг горизонта 936 м, не достигнет 0,5% ДК_В (рис. 3.22б). Ее максимум при таком сценарии уже был достигнут через 8 – 12 лет после взрыва, а в настоящее время идет снижение концентрации вследствие уменьшения запасов растворимого стронция в зоне взрыва и его распада. При большей длине трещин и влиянии сорбции следует ожидать более позднего и менее интенсивного поступления радионуклида в шахтные воды.

Изменение градиента и соответствующее изменение скорости фильтрации учитывалось при расчете в формулах (3.44) и (3.45) введением поправочного коэффициента для скорости, который зависит от времени. Такой прием позволил учесть уменьшение градиента при затоплении нижних горизонтов (936 и 826 м) и соответствующее уменьшение скорости фильтрации. Следствием этого является снижение поступления стронция в шахтные воды. Наиболее заметен данный эффект при большей длине трещин и в условиях значительной сорбции. В целом его влияние незначительно: ожидаемое снижение концентрации ^{90}Sr в стекающей в квершлаг воде не превысит 1 Бк/м³.

Общее поступление ^{90}Sr в шахтные воды при «пессимистическом» сценарии за 20 лет после взрыва не превышает 0,005% от исходной активности этого радионуклида. Это свидетельствует о высоких защитных свойствах оцениваемого массива слабопроницаемых пород в условиях замедленного водообмена.

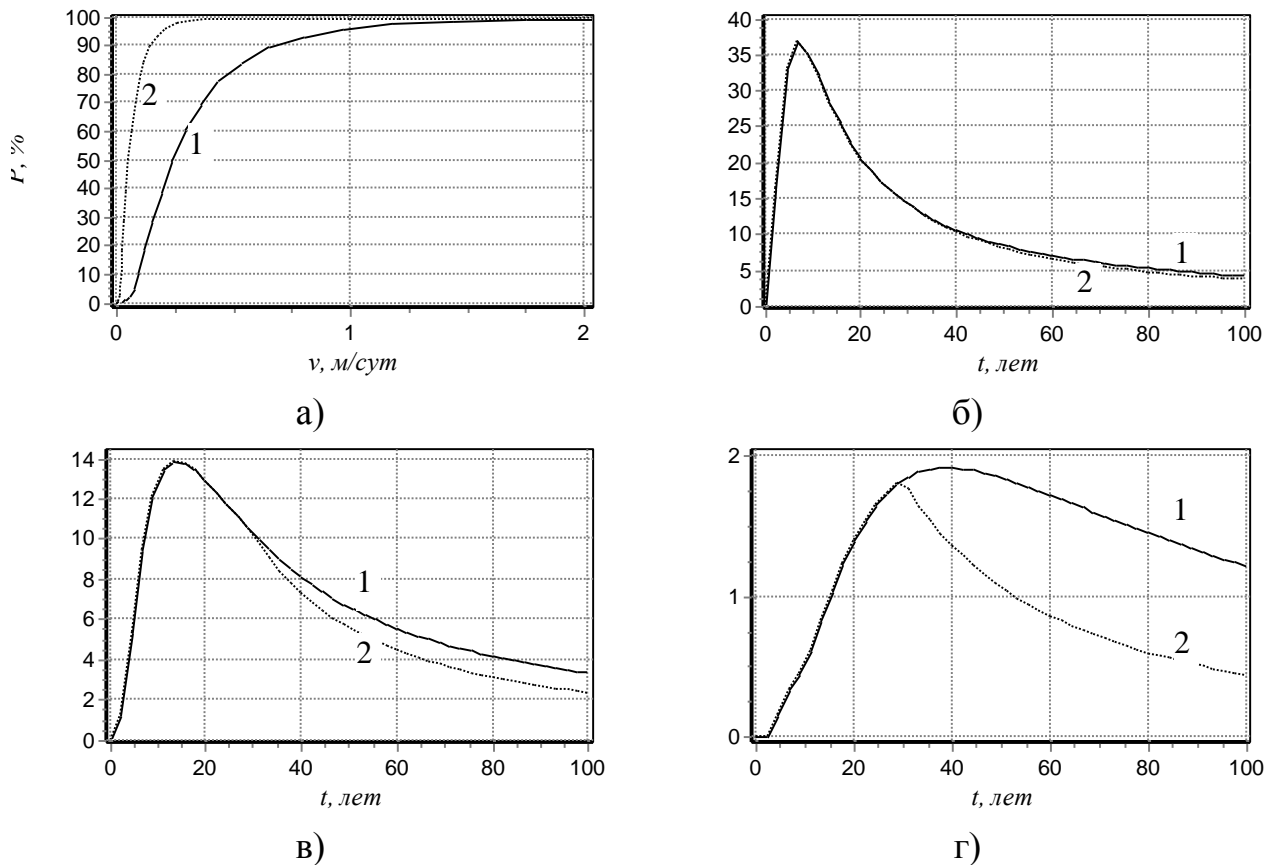


Рис. 3.22. Изменение параметров миграции в зоне объекта «Кливаж»:
 а) распределение притока по скорости воды, фильтрующаяся со стороны объекта; б, в, г) динамика изменения концентрации ^{90}Sr в воде, стекающей в выработки: б) $n_e=1$, $L_f=400$ м, в) $n_e=1$, $L_f=1150$ м, г) $n_e=5$, $L_f=1150$ м;
 1 – режим дренирования, 2 – затопление нижних горизонтов с 2009 г.

Таким образом, проведенными расчетами показана возможность безопасного ведения горных работ в выработках на нижних горизонтах, расположенных вблизи зоны взрыва. Предполагаемое их затопление уменьшит градиенты фильтрационного потока и скорость миграции, что послужит дополнительным барьером на пути остатков радионуклидов, еще содержащихся в полости взрыва и движущихся в пачке песчаников. Поэтому контролируемое затопление может рассматриваться как элемент в системе управления миграцией в нарушенном массиве.

Выполненные прогнозные оценки подтверждают возможность долговременного и безопасного размещения радиационно-опасных объектов в глубоких геологических формациях с использованием свойств естественных барьеров.

4. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ГИДРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПОТОКОВ В НАРУШЕННОМ УГЛЕВМЕЩАЮЩЕМ МАССИВЕ

Разработка конкретных моделей и формирование исходных данных выполняется в соответствии со следующими принципами. Газоносность углевмещающих пород, интенсивность газовыделения и состав рудничного газа задаются в соответствии с экспериментальными данными, полученными для угольных бассейнов Украины [17]. Учитываются следующие пути выделения метана (CH_4) в рудничную атмосферу в результате химических реакций и физических процессов: а) при добыче и перемещении углевмещающих пород, б) вследствие диффузии с поверхности выработок и оставшегося в массиве угля. Дополнительно с помощью известных методов можно учесть газовыделение при внезапных выбросах как отдельную составляющую. Полная эмиссия метана рассчитывается как сумма его расхода через вентиляционную систему, просачивания по трещинам на поверхность земли и фильтрацию через перемычки, изолирующие погашенные выработки.

Модели эмиссии метана и вытеснения рудничной атмосферы наиболее удобно сочленяются с моделями фильтрации воды общим потенциалом фильтрационного поля, в качестве которого принимается уровень подземных вод, рассматриваемый в качестве граничного условия. Считается, что преобладает влияние жидкой фазы на газообразную: воздух в изолированных выработках и трещинах не оказывает заметного влияния на затопление шахтного поля в целом. Влияние газообразной фазы на жидкую количественно оценивается показателями подъема грунтовых вод и водовыделений на поверхности в виде грифонов как результат вытеснения газа из затапливаемых выработок.

Воспроизведение гидрогазодинамических процессов при затоплении основывается на совместном применении моделей разного масштаба с оценкой их адекватности.

Модель в масштабе шахтного поля (раздел 4.1) включает как составные элементы расчет миграции газа и инфильтрационного притока по случайным трещинам (раздел 2.4). Расчетная схема эмиссии и миграции метана построена

как логическое продолжение конечно-разностного алгоритма для двумерной плановой фильтрации (раздел 2.1). Уравнения баланса для подземных вод дополняются газодинамическими соотношениями, а фильтрационная двумерная дискретизация обобщается рассмотрением пространственных блоков. Это позволяет применять модель эмиссии метана на основе других программных средств конечно-разностного моделирования плановой фильтрации в случае, если они адекватно отражают структуру массива, нарушенного горными работами.

Локальная модель в масштабе отдельной выработки (раздел 4.2) детально отображает следующую цепочку процессов: подъем уровня вод при затоплении шахты, сжатие и вытеснение газа из выработки, миграцию газа по трещинам в залегающем сверху массиве, движение газа через водоупорные и водонасыщенные слои, подъем уровня в грунтовом водоносном горизонте, выход водогазовой смеси на поверхность.

4.1. Моделирование эмиссии метана при эксплуатации и закрытии шахт

В данном разделе изложена методика моделирования эмиссии метана в масштабе шахтного поля [138], которая учитывает важнейшие параметры газовыделения в массиве, нарушенном горными работами, и позволяет прогнозировать интенсивность выхода рудничных газов на поверхность.

При схематизации шахтного поля объем пустот V представляется в виде суммы объема трещин и пор V_f , а также объема выработанного пространства V_w . Величину V_w , в свою очередь, можно представить в виде суммы объема выработок, сообщающихся с шахтным стволом $V_{w,s}$ и их объема $V_{w,i}$, который может быть гидравлически изолирован от ствола при затоплении. Объем V_f учитывает трещиноватость как естественного, так и техногенного происхождения. Изменение параметра V_w в пространстве задается на основе планов горных работ с учетом коэффициента заполнения.

С целью адекватного отображения фильтрационной неоднородности и пространственного распределения зон газовыделения подработанный массив разбивается на блоки в виде параллелепипедов. Свойства пород в каждом блоке принимаются постоянными, а рассчитываемые величины дискретно изменяются во времени. В соответствии с принятой аппроксимацией в каждом горизонтальном слое толщиной Δz задается общий объем выработанного пространства $V_{w,l}$ ($l=1, \dots, N_z$, N_z – число слоев). Исходя из объема $V_{w,l}$ для любой глубины определяется площадь горизонтального сечения выработок S_h как отношение объема пустот в слое к его мощности: $S_h(z) = V_w(z) / \Delta z$.

Уровень подземных вод и степень осушения (или затопления) блоков определяется путем численного моделирования фильтрации в слоистой неоднородной толще, с учетом распределения выработок по глубине и по горизонтали, динамики осушения и разработки массива, а также режима его затопления.

Давление газа в выработках изменяется за счет его эмиссии в осушенной части, изменения уровня подземных вод, добавления газа снизу при его вытеснении, частичной аккумуляции в трещинах и тупиковых выработках и последующего вытеснения из них, сорбции и десорбции, растворения газа в воде, утечек по крупным трещинам на поверхность земли. В рамках крупномасштабной модели шахтного поля могут быть учтены только наиболее важные из перечисленных факторов.

При моделировании процессов выделения и миграции газа принимаются следующие допущения: 1) эмиссия метана в атмосферу идет двумя путями – через выработки и систему вентиляции, а также на поверхность земли по крупным трещинам в массиве, как естественного происхождения, так и образовавшимся в процессе отработки пластов; 2) газопроводящие трещины и выработки распределены равномерно в объеме расчетных блоков; 3) перенос газа между блоками происходит главным образом по связанным между собой выработкам, 4) в подработанном массиве выделяется несколько зон (групп выработок), которые рассматриваются как отдельные, слабо связанные между собой резервуа-

ры газа; 5) при осушении массива и добыче угля в выработках поддерживается барометрическое давление, а выделяющийся метан удаляется путем принудительной вентиляции (рис. 4.1). Учитывая состав рудничной атмосферы, ее целесообразно рассматривать как многокомпонентную смесь, рассчитывая давление по закону Дальтона.

Газовыделение имеет свои особенности при осушении массива и добыче угля, после частичной изоляции отработанных горизонтов, в ходе затопления шахт. Выделение метана на первом этапе определяется механическими и химическими процессами в углевмещающих породах при изменении напряженно-деформированного состояния обрабатываемого массива [138]. Главными факторами процесса в этот период являются производительность добычи, доля угля в извлекаемой породе, содержание метана в угле.

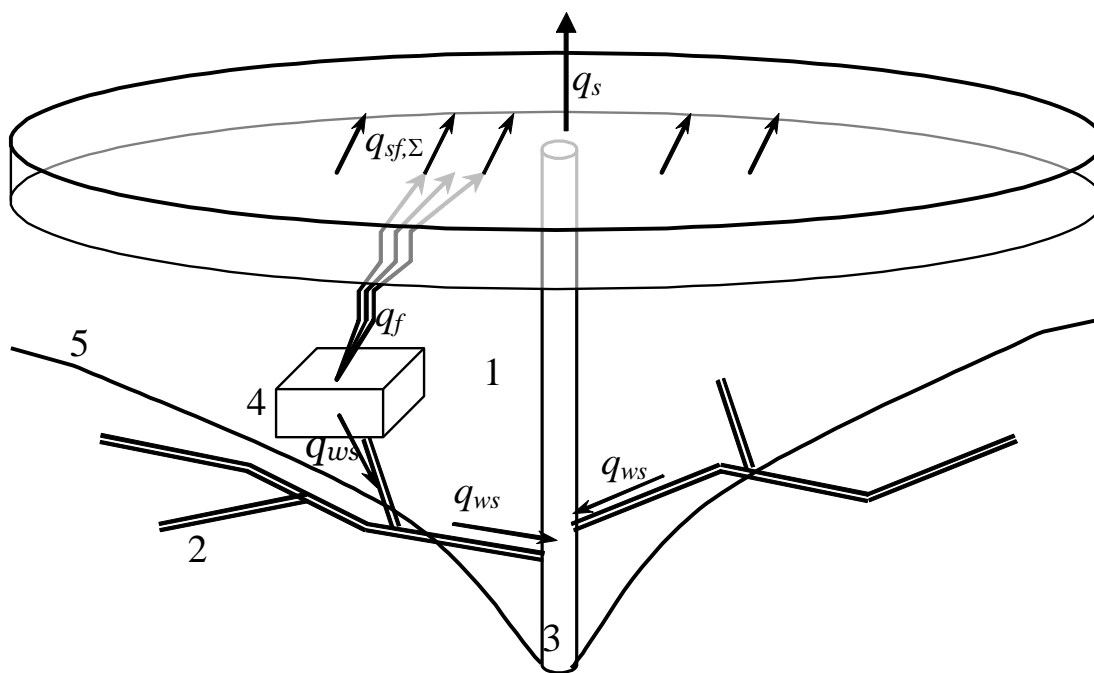


Рис. 4.1. Схема миграции газа в подработанном массиве:

1 – массив; 2 – выработки; 3 – шахтный ствол; 4 – расчетный блок пространственной дискретизации; 5 – уровень подземных вод.

Объем осушенной части отдельного блока, где может вестись добыча угля, вычисляется по формуле

$$V_{dr} = \max\{\min(h_r, h_{gw}) - \min(h_b, h_{gw}), 0\} \Delta x \Delta y, \quad (4.1)$$

где h_r и h_b – отметки верхней и нижней граней блока, h_{gw} – уровень подземных вод, Δx и Δy – длина и ширина блока. Пропорционально объему V_{dr} изменяется объем пород $V_{dr,c}$, из которых возможна добыча угля.

Объем метана, выделяющегося из блока за период Δt непосредственно при добыче, рассчитывается по формуле

$$V_{c,ex} = q_{ex} p_c \psi_m \rho_c \Delta t, \quad (4.2)$$

где q_{ex} – производительность добычи (извлечения угленосных пород из блока), м³/сут; ψ_m – содержание угля в толще горных пород, дол. ед.; p_c – их метаносность, м³/т; ρ_c – плотность угля, т/м³. Параметр q_{ex} задается исходя из программ горных работ, ψ_m и p_c – на основании горно-геологических данных по месторождению.

Наряду с выделением метана из разрабатываемых угольных пластов происходит менее интенсивное, но более продолжительное газовыделение из некондиционных пластов и пропластков. Интенсивность такого поступления пропорциональна площади контакта «выработка-массив». Через эту границу происходит диффузия газа, поступающего под избыточным давлением из внутренних частей массива по трещинам. Объем метана, поступившего в выработки за промежуток времени Δt , можно определить на основании диффузионной модели, считая поверхность пород границей с постоянным давлением

$$V_{diff} = S_w \sqrt{D_m \Delta t / \pi} f(M_m), \quad (4.3)$$

где S_w – площадь поверхности выработок; D_m – коэффициент диффузии метана в окружающих породах, $f(M_m)$ – безразмерная величина, зависящая от массы метана в блоке M_m , $0 < f(M_m) < 1$. С помощью поправки $f(M_m)$ учитывается уменьшение выделения метана по мере уменьшения его содержания в породах вокруг выработок.

Суммарное выделение метана и соответственное уменьшение его массы в блоке в период добычи угля составит

$$q_{ws} = (\Delta V_{c,ex} + \Delta V_{diff}) / \Delta t, \quad \Delta M_m = \rho_m (\Delta V_{c,ex} + \Delta V_{diff}), \quad (4.4)$$

где ρ_m – плотность метана. После прекращения добычи в той части массива, которая соответствует конкретному блоку, величина $\Delta V_{c,ex}$ принимается равной нулю, а его выделение контролируется значением V_{diff} .

Перемычки создают сопротивление потоку газа из выработок, вследствие чего в них несколько увеличивается давление. Однако при некотором давлении P_{cr} , большем барометрического P_b , газовыделение фактически прекращается. Полученная опытным путем зависимость эмиссии от давления имеет линейный характер [135]. С учетом этих результатов пополнение массы метана в выработанное пространство, не имеющее фильтрационной связи с шахтным стволом, может определяться по формуле

$$\Delta M_{m,w} = \rho_m \Delta V_{diff} c_r(P_w), \quad c_r(P_w) = \begin{cases} \frac{P_w - P_b}{P_{cr} - P_b}, & P_b \leq P_w \leq P_{cr}, \\ 0, & P_w > P_{cr}, \end{cases} \quad (4.5)$$

где корректирующий множитель c_r учитывает давление газа в выработках P_w .

Поступление газа из закрытых выработок по трещинам на поверхность моделируется следующим образом. Согласно результатам наблюдений [68], основной поток газа идет по крупным трещинам в зонах разломов и сдвижений. Скорость движения газа в них при высоком давлении в выработках может достигать нескольких см/с. Такие трещины схематизируются в виде протяженных каналов, частично заполненных водой, где имеет место относительно медленное течение газа. Его поток в мелких трещинах интенсивен на расстоянии несколько метров непосредственно вокруг выработок, но незначителен по сравнению с потоком в крупных трещинах при дальности миграции порядка нескольких сотен метров. Длинные трещины строятся в виде ломаных с числом

звеньев, определяемым на основании статистических параметров трещиноватости массива и использованием случайных чисел.

Параметры трещин, по которым движется основной поток газа на поверхность земли, могут быть оценены по формуле расчета потери напора в канале [40]

$$\frac{\Delta P_w}{\rho_g v_g^2 / 2} = \frac{\lambda l_f}{d_f}, \quad (4.6)$$

где принято $\Delta P_w = (P_w^2 - P_{at}^2) / P_{av}$, P_{at} – атмосферное давление, P_{av} – среднее давление между P_{at} и P_w , ρ_g – плотность газа, движущегося в трещине длиной l_f и средним раскрытием d_f со скоростью v_g . Коэффициент сопротивления λ при малых числах Рейнольдса, какие характерны для течения в трещинах, имеет вид $\lambda = 64k_f k_s / Re$, где поправочный коэффициент $k_f = 1.2 \div 1.5$ характеризует форму поперечного сечения, а коэффициент $k_s > 1$ учитывает степень насыщенности трещин водой и создаваемое в связи с этим дополнительное сопротивление.

В качестве v_g в формуле (4.6) следует принять скорость, при которой газ за сравнительно небольшой промежуток времени Δt (до нескольких суток) мигрирует от выработки к поверхности земли. Тогда, подставляя в (4.6) $v_g = l_f / \Delta t$ и $\lambda(Re)$, получим минимальное раскрытие d_{min} , такое, что при $d > d_{min}$ газ движется в трещине со скоростью, большей v_g

$$d_{min} = 8l_f \sqrt{k_f k_s \mu / (\Delta P \Delta t)}, \quad (4.7)$$

где μ – динамическая вязкость газа.

Доля трещин ξ_{min} , раскрытие которых превышает d_{min} , определяется на основании параметров статистического распределения трещин по величине их раскрытия. Принимая аналогично решению задачи о фильтрации воды [99] логнормальный закон распределения для раскрытия трещин в массиве, получим

$$\xi_{min} = \frac{1}{2} \left(1 + \operatorname{erf} \frac{M - \ln d_{min}}{\sqrt{2}\sigma} \right),$$

где M и σ – средние значения $\ln d$ и его среднеквадратичное отклонение.

Площадь поперечного сечения трещин, через которые движется поток газа к поверхности земли, определяется по формуле

$$S_{w,f}(d) = S_w n_f \xi_{min} \zeta, \quad (4.8)$$

где n_f – трещинная пористость, ζ – доля верхней и боковой поверхности выработок, через которую происходит утечка газа вверх. Исходя из геометрических соображений, можно считать, что для различных форм поперечного сечения $\zeta = 0.5 \div 0.75$.

Учитывая характер асимптотического уменьшения плотности логнормального распределения $p(d)$, с увеличением d можно принять $\bar{d} \approx k_d d_{min}$. Для типичных диапазонов значений M и σ $k_d = 1.3 \div 1.8$. Тогда среднюю скорость движения газа в крупных трещинах можно рассчитать по формуле (4.6), подставив в нее вместо d_f величину \bar{d} , а поток газа по трещинам из отдельного блока – по формуле

$$q_f = S_{w,f}(d) \bar{v}_g. \quad (4.9)$$

Увеличение давления в выработках, согласно (4.7), происходит, очевидно, при уменьшении d_{min} и возрастании доли трещин ξ_{min} , по которым происходит ускорение миграции газа к поверхности земли. Одновременно увеличивается скорость движения газа во всех трещинах. Таким образом, при уменьшении объема выработок в процессе их затопления процесс вытеснения газа резко активизируется.

Ввиду меньшей плотности метан скапливается в верхней части выработок. Принимая линейное распределение концентрации метана по высоте выработочного пространства, и зная объем вытесняемого газа вверх по трещинам, можно определить концентрацию метана в нем. Можно приближенно принять

ее равной концентрации в газе, поступающем на поверхность, учитывая относительно высокую скорость миграции газа в трещинах (до нескольких сотен метров в сутки).

Давление газа в изолированной от шахтного ствола части выработанного пространства изменяется в соответствии с динамикой изменения его объема при затоплении. В остальной части выработок, свободно сообщающихся со стволом, сохраняется барометрическое давление.

Площадь поверхности выработок S_w в формуле (4.8) оценивается аналогично выражению (2.7), полученному при построении численной модели фильтрации воды.

Резервуаром эмитируемого газа является верхняя часть подработанного массива над депрессионной воронкой. Эмиссия метана определяется как его суммарное поступление из выработанного пространства через ствол и на поверхность земли (рис. 4.1):

$$q_{\Sigma} = q_s + q_{sf,\Sigma} = \sum_l q_{ws,l} + \sum_{i,j} q_{f,ij}, \quad (4.10)$$

где $q_{ws,l}$ – поток газа из выработок в шахтный ствол на l -м горизонте, $q_{sf,\Sigma}$ – суммарный поток газа из массива по трещинам на поверхность земли. Величины $q_{ws,l}$ рассчитываются по формуле (4.4) суммированием объема метана, выделившегося со всех блоков l -го горизонта. Величины $q_{f,ij}$ рассчитываются по формуле (4.9) для всех объемных блоков.

Расчет q_f должен учитывать утечку газа через перемычки, отделяющие отработанные горизонты от шахтного ствола. В разработанной модели перемычки в околоствольном дворе рассматриваются как дополнительное сечение с фильтрацией газа площадью S_w в соответствующих блоках.

Для всех направлений горных работ в каждом слое следует выделять соответствующие объемы выработанного пространства. Связанные между собой выработки в каждом горизонтальном слое рассматриваются как единый объем (резервуар газа), давление в котором распространяется фактически мгновенно.

Связь между отдельными горизонтами может быть отражена в модели путем задания площади, через которую фильтруется газ. Давление в выработках на каждом горизонте рассчитывается при текущей массе воздуха и метана.

Накопление метана в помещениях подвалов зданий оценивается следующим образом. Пусть S_b – площадь помещений, где возможно накопление газа, V_b – их объем. Тогда из общего потока газа $q_{sf,\Sigma}$ его часть $(1 - \zeta_{sf})q_{sf,\Sigma}$ будет свободно уходить в атмосферу. Здесь $\zeta_{sf} = S_b/S_{gf}$, S_{gf} – площадь поверхности земли, через которую просачивается газ. Оставшаяся часть $\zeta_{sf}q_{sf,\Sigma}$ будет поступать в помещения, откуда одновременно будет выходить тот же объем газа, концентрация метана в котором равна его концентрации в помещениях. В соответствии с дискретизацией процесса во времени расчет концентрации газов в наземных помещениях выполняется по формулам

$$\begin{aligned} \Delta V_{sf}^{(k)} &= q_{sf}^{(k)} \zeta_{sf} \Delta t, & \Delta V_{mb}^{(k)} &= \Delta V_{sf}^{(k)} \varphi_{m,sf}^{(k)}, & V_{mb}^{(k)} &= V_{mb}^{(k-1)} + \Delta V_{mb}^{(k)}, \\ \Delta V_{mb}^{(k)} &= \Delta V_{sf}^{(k)} \varphi_{m,sf}^{(k)}, & V_{mb}^{(k)} &= V_{mb}^{(k-1)} - \Delta V_{sf}^{(k)} \varphi_b^{(k)}, \end{aligned} \quad (4.11)$$

где $\varphi_{m,sf}$ – концентрация метана, поступающего из трещиноватого массива в помещения, φ_b – концентрация метана в помещениях, индекс k соответствует моменту времени t_k . Величина $\varphi_{m,sf}$ при относительно высокой скорости течения газа в трещинах может определяться по его концентрации в блоках, где начинаются трещины и заканчиваются на данном участке поверхности.

Разработанная методика протестирована на примере расчета эмиссии метана в период, охватывающий разработку и осушение шахтного поля, погашение отработанных горизонтов и их затопление. Исходные данные, часть которых представлена на рис. 2.2, принимались по горно-гидрогеологическим условиям, типичным для Центрального района Донбасса [17, 59]. На границе шахтного поля размером 5×6 км поддерживается постоянный уровень подземных вод глубине 200 м. Трещинная пористость пород составляет 0,03. Фильтрационный расчет проводился на прямоугольной сетке с размером блоков 50×50 м,

при максимальном шаге по времени 10 сут (см. раздел 2.2). Расчет миграции газа выполнялся на той же сетке при вертикальном размере блоков 20 м. Трещиноватость характеризуется средним раскрытием $3 \cdot 10^{-5}$ м и его среднеквадратичным отклонением 0.4 м при логнормальном распределении. Результаты моделирования представлены на рис. 4.2 – 4.5.

Первый этап разработки из неглубоких, приповерхностных горизонтов характеризуется незначительным метановыделением: до $2\text{--}3 \text{ м}^3$ на тонну добычи (рис. 4.2). По мере углубления горных работ и разработки нижних горизонтов извлекается уголь с повышенным содержанием метана. Вследствие этого к концу периода добычи, после отработки верхних горизонтов отношение Q_m/M_c достигает максимальных значений порядка $27\text{--}30 \text{ м}^3$ на тонну добычи.

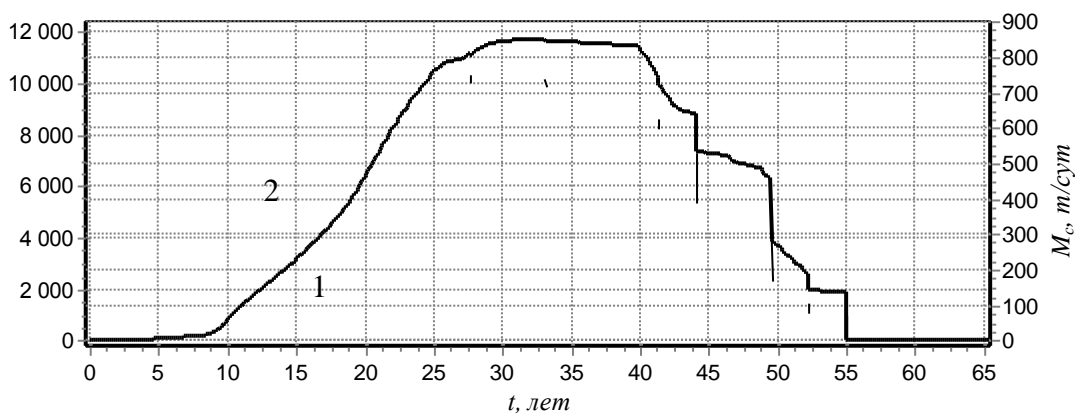


Рис. 4.2. Изменение выделения метана q_e (1) в зависимости от производительности добычи угля M_c (2) в период разработки шахтного поля.

Одновременно с увеличением выделения метана при добыче угля происходит увеличение его эмиссии из отработанного пространства. В первый период разработки поток газа на поверхность земли равен нулю. Последовательное погашение верхних, отработанных горизонтов сопровождается появлением незначительного потока на поверхность, расход которого не превышает $120\text{--}150 \text{ м}^3/\text{сут}$, что не превышает 15% эмиссии метана из работающей шахты. Концентрация метана в верхних горизонтах, согласно результатам моделирования, после 10–15 лет с начала погашения достигла 20–25%, а давление газа – превысило атмосферное на несколько процентов. Эти результаты хорошо согласуются с

количественными оценками, полученными для дегазационных скважин на ликвидируемых шахтах вблизи Донецка по данным МакНИИ [77]. Так, давление газа в выработках изолированного горизонта на глубине около 400 м, вычисленное на основании его фактического расхода из скважины, превысило атмосферное на несколько кПа.

При затоплении шахты происходит последовательное вытеснение газа на поверхность земли из расположенных друг над другом горизонтов. Перед окончанием затопления отдельного горизонта объем его свободных от воды выработок уменьшается, а давление газа в них – увеличивается до 1,5 МПа. Резкое, кратковременное увеличение потока газа, вытесняемого на поверхность (рис. 4.3), сменяется быстрым спадом и более продолжительным периодом медленного нарастания давления. Наиболее интенсивно вытеснение протекает на нижних горизонтах (рис. 4.3, 4.4), а по мере замедления подъема воды в шахтном стволе и связанных с ним выработках этот процесс становится более сглаженным.

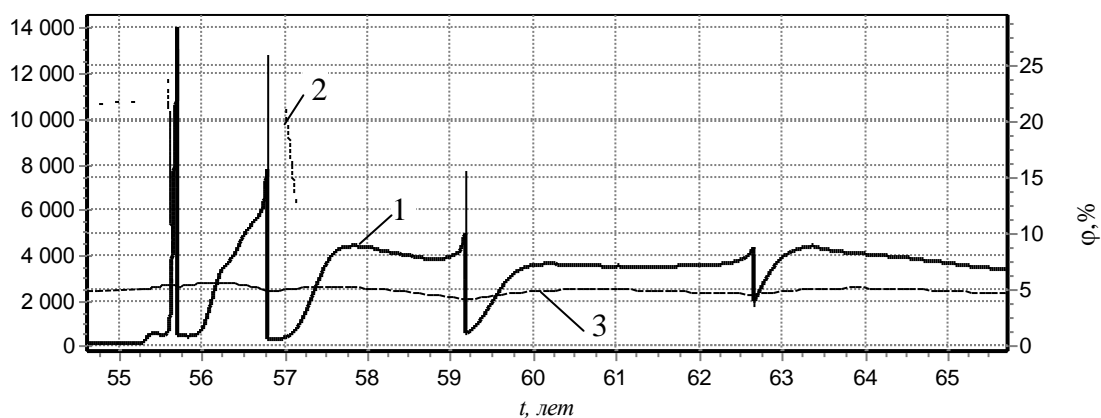


Рис. 4.3. Изменение газопотока на поверхность шахтного поля q_{sf} (1), средней концентрации метана в рудничной атмосфере φ (2) и средней концентрации метана в помещениях на поверхности (3).

Поскольку, согласно принятым при моделировании исходным данным, изоляция нижних горизонтов была выполнена незадолго перед отключением водоотлива (за 3 месяца), они содержат незначительное количество метана, до 3–5% (рис. 4.5). Одновременно с увеличением расхода вытесняемого газа сни-

жается его средняя концентрация (тонкая сплошная кривая), поскольку в эти периоды происходит интенсивное вытеснение газа с самого нижнего в рассматриваемый момент незатопленного горизонта. Неравномерное вытеснение газа и изменение концентрации в нем метана связано со слоистой структурой массива, в котором выделены относительно изолированные горизонты – емкости газа. При наличии связи между горизонтами и миграции газа между ними изменение давления и концентрации будет менее резким.

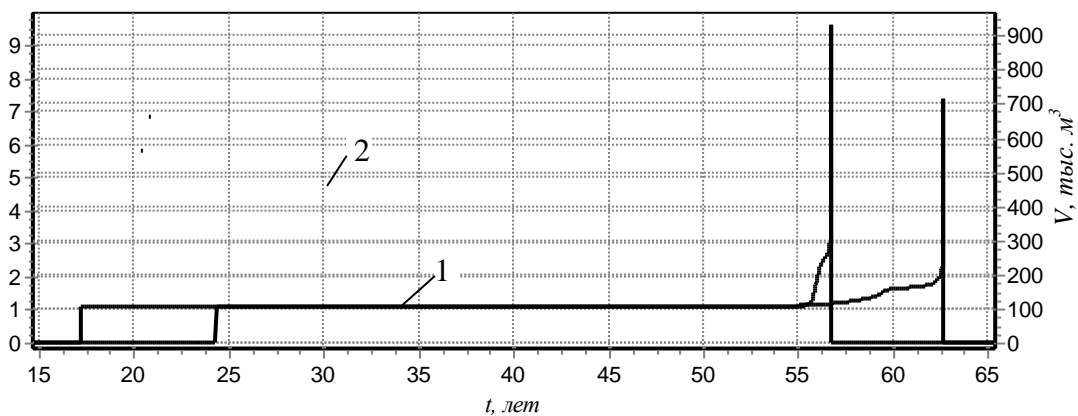


Рис. 4.4. Изменение давления газа P (1) и объема сухих выработок V (2) в нижних слоях горизонтов 3 и 4 (см. рис. 2.2).

До осушения и после затопления $P=0$, $V=0$.

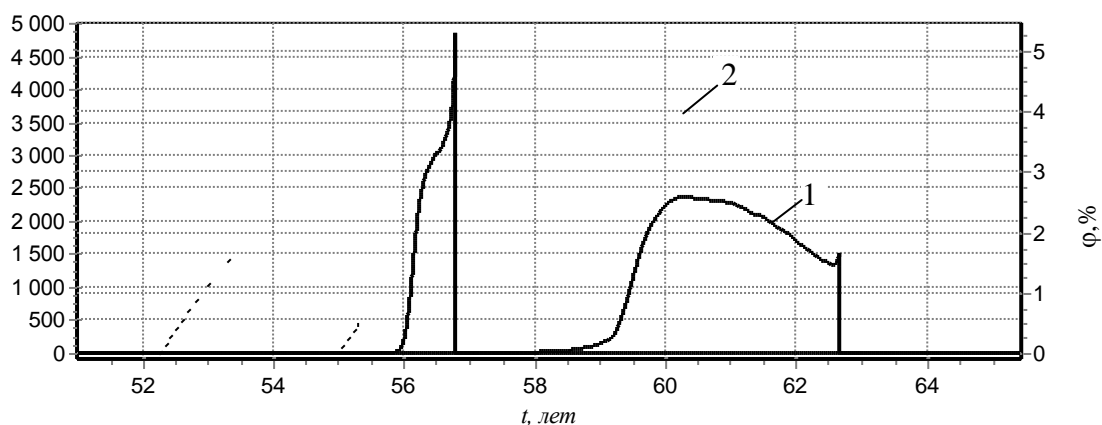


Рис. 4.5. Изменение расхода газа, вытесняемого на поверхность (1) из нижних слоев горизонтов 3 и 4 (см. рис. 2.2) q_{sf} и концентрация в нем метана ϕ (2).

При расчете концентрации газа в наземных помещениях предполагалось, что их площадь составляет $\zeta_{sf}=0.002$ от площади поверхности земли, через которую может просачиваться газ. В соответствии с этим $S_b=15000\text{ м}^2$, а объем помещений при их средней высоте 2 м $V_b=30000\text{ м}^3$. На основании этих данных в соответствии с соотношениями (4.11) выполнен расчет средней концентрации метана в помещениях. После изоляции отработанных горизонтов эта величина медленно нарастает и достигает 5% к моменту начала затопления. Смесь с таким содержанием метана уже является взрывоопасной, что говорит о потенциальной опасности взрывов в помещениях. Увеличение концентрации метана в период затопления сдерживается интенсивным вытеснением газа с нижних горизонтов, содержание CH_4 в которых к моменту затопления еще мало.

Разработанная методика позволяет прогнозировать динамику эмиссии метана при эксплуатации и затоплении шахт, интенсивность вытеснения рудничных газов на поверхность земли, концентрацию метана в наземных помещениях над шахтой. Методика расчета может быть обобщена на случай сложной конфигурации трещин в массиве, что позволит более точно определять опасные и угрожаемые участки выхода метана на поверхность земли.

4.2 Прогноз вытеснения рудничной атмосферы при затоплении подземных горных выработок

В данном разделе представлена методика моделирования процессов, связанных с вытеснением газа из выработок и его восходящей миграцией на поверхность земли [94].

Предполагается, что выделение CH_4 и сопутствующих газов происходит в угленосном массиве с переменной в пространстве и во времени интенсивностью [17]. Восходящая миграция образующихся газов формируется в трещинах и разломах, частично или полностью заполненных водой, с разгрузкой непосредственно на поверхность земли или в выработки. Попадающий в выработки

метан практически сразу удаляется в условиях вентиляции, при этом в выработках поддерживается безопасное содержание CH_4 и других углеводородов. После отключения вентиляции метан скапливается в верхних, тупиковых частях выработок.

При затоплении происходит постепенная изоляция отдельных выработок, уменьшение объема и увеличение давления газа в них. Вытесняемый из выработок газ фильтруется вверх по практически осушенным трещинам через породный массив. Подъем уровня воды на шахтном поле сопровождается его затоплением, уменьшением объема и увеличением давления газа в трещинах. Далее, вытесняемый из подработанного массива газ просачивается через водоупор и верхний водоносный горизонт на поверхность земли, что сопровождается подъемом уровня грунтовых вод и самоизливом в виде грифонов.

Модель миграции газа представляется взаимосвязанными частями, которые описывают: 1) изменение во времени объема и давления газовой смеси, а также концентрации CH_4 в затопляемой выработке, 2) изменение уровня воды и давления газа в массиве над выработкой в ходе и после ее затопления; 3) восходящую миграцию газа в верхнем водоносном горизонте (рис. 4.6).

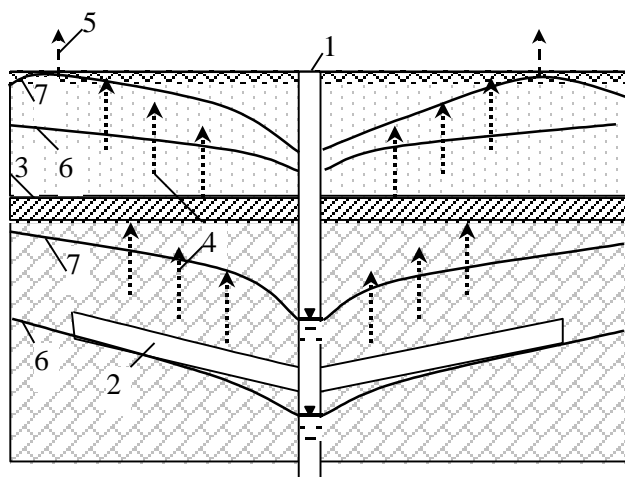


Рис. 4.6. Схема вытеснения рудничной атмосферы из затопляемых подземных выработок:

- 1 – шахтный ствол; 2 – выработки; 3 – водоупор; 4 – миграция газа;
- 5 – грифоны; 6 – уровень подземных вод при работе водоотлива;
- 7 – положение уровня подземных вод в процессе затопления шахты.

Рассмотрим сначала случай одиночной выработки. Вытеснение газа из массива с разветвленной системой пустот может определяться путем суперпозиции влияния отдельных выработок (групп выработок) с учетом их пространственного расположения. При этом можно адекватно учесть разнородность массива и изменение его трещиноватости.

Процесс вытеснения газа из выработки на поверхность земли дискретизируется во времени. В качестве начального принимается момент времени, когда уровень воды в шахтном стволе и гидравлически связанной с ним выработкой $h_w(t)$ превысит уровень кровли $h_{c,0}$ в месте сопряжения выработки с шахтным стволом (рис. 4.7а). Из-за отключения вентиляции к этому моменту в выработке накопится некоторый объем метана $V_{m,0}$, а его начальная концентрация составит $\varphi_{m,0}=V_{m,0}/V_0$, где V_0 – объем газа в выработке при $t=0$. Остальной объем заполнен воздухом: $V_{0,a}=V_0-V_{m,0}$. Далее рассматривается двухкомпонентная смесь «воздух–метан»; при необходимости можно учесть наличие нескольких газов, если их объемы существенно влияют на плотность и вязкость смеси.

Выработка схематизируется в виде цилиндра длиной L_0 и радиусом R , наклоненного под углом α к горизонту (рис. 4.7). Вытеснение газа будет продолжаться до тех пор, пока уровень $h_w(t)$ не достигнет кровли выработки в ее верхней, тупиковой части. Предполагается, что вода, стекающая в выработку, сразу поступает в ее нижнюю, обводненную часть.

Объем заполненного газом пространства рассчитывается по формулам для усеченного цилиндра. На первом этапе затопления, когда $h_{c,0} \leq h_w(t) \leq h_{d,N}$ (рис. 4.7а),

$$V(t) = \pi R^2 [L(t) + (L_0 - l(t))] / 2, \quad (4.12)$$

$$L(t) = L_0 - (h_w(t) - h_{c,0}) / \sin \alpha, \quad l(t) = (h_w(t) - h_{d,0}) / \sin \alpha.$$

На втором этапе (рис. 4.7б), когда $h_{d,N} \leq h_w(t) \leq h_{c,N}$,

$$V(t) = \frac{L(t)}{3b} [a(3R^2 - a^2) + 3R^2(b - R)\beta], \quad (4.13)$$

$$\beta = \pi - \gamma, \quad \cos \gamma = b_1/R, \quad b_1 = h_{N,c}/\cos \alpha, \quad h_{N,c} = (h_{c,N} + h_{d,N})/2, \quad b = b_1 + R.$$

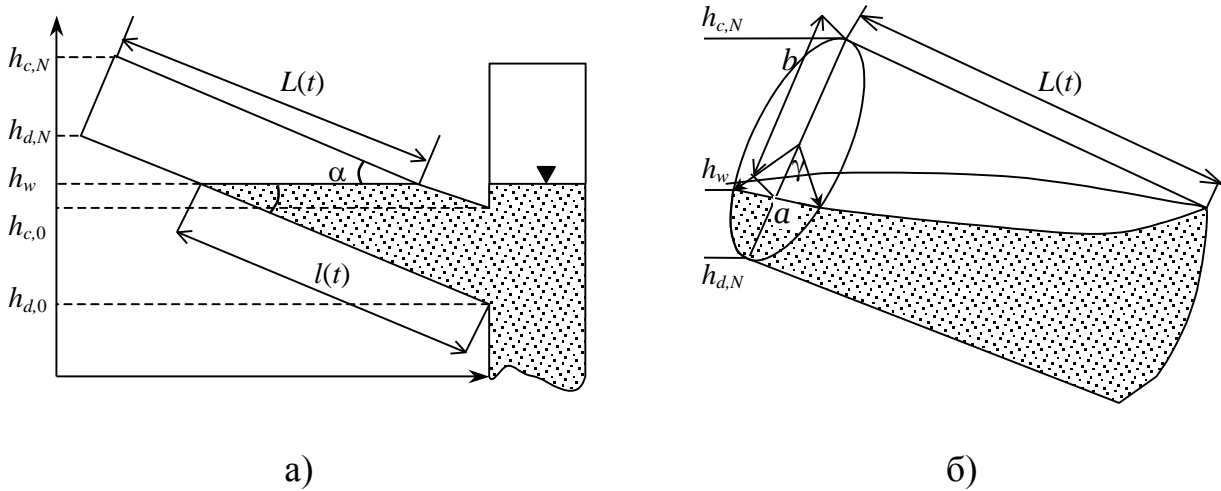


Рис. 4.7. Схема затопления выработки цилиндрической формы:
а) общий вид, б) верхняя часть на завершающем этапе затопления.

Процесс изменения давления считается изотермическим. Скорость затопления выработки существенно меньше скорости распространения возмущений в газе. Поэтому предполагается, что в каждый момент времени давление распределено равномерно в той части выработки, которая заполнена газом. Уменьшение массы воздуха и метана в выработке на i -м интервале времени $[t_{i-1}, t_i]$ вследствие вытеснения газа и подъема уровня воды $h_w(t)$ описывается балансовыми уравнениями

$$M_{a,i} = M_{a,i-1} - \Delta M_{a,i}, \quad M_{m,i} = M_{m,i-1} - \Delta M_{m,i},$$

$$\Delta M_{a,i} = Q_{c,i} \Delta t (1 - \varphi_{c,i}) \rho_{a,i}, \quad \Delta M_{m,i} = Q_{c,i} \Delta t \varphi_{c,i} \rho_{m,i}, \quad (4.14)$$

где $M_{a,i}$ и $M_{m,i}$ – массы воздуха и метана в момент времени t_i , $\Delta M_{a,i}$ и $\Delta M_{m,i}$ – их уменьшение за промежуток времени длительностью $\Delta t = t_i - t_{i-1}$, $Q_{c,i}$ – объемный расход вытесняемого из выработки газа, $\varphi_{c,i}$ – концентрация CH_4 в нем, $\rho_{a,i}$ и $\rho_{m,i}$ – плотности воздуха и метана, зависящие от давления. При реально возможном,

сравнительно небольшом давлении газа в затапливаемых выработках (до 20 атм.) зависимость $\rho(P)$ допустимо принять в виде уравнения Менделеева - Клайперона. Дополнительное поступление газа в выработку снизу из зон газо-выделения в период затопления считается незначительным по сравнению с начальным объемом V_0 . Впрочем, при наличии достоверных данных об интенсивности этого поступления его можно легко учесть введением дополнительного слагаемого в правые части уравнений (4.14).

Давление смеси воздуха и метана в выработке рассчитывается по закону Дальтона

$$P_{w,i} = \frac{RT}{V_i} \left(\frac{M_{a,i}}{\eta_a} + \frac{M_{m,i}}{\eta_m} \right), \quad (4.15)$$

где η_a и η_m – молекулярные веса воздуха и метана; R – газовая постоянная; T – температура. Изменение массы и давления воздуха и метана в выработке рассчитывается на каждом промежутке времени в соответствии с соотношениями (4.14) и (4.15).

С целью учета неоднородности массива, а также изменения во времени давления газа в вышележащих породах над разными частями выработки выделим N сегментов на ее кровле, длина каждого из которых $l_s=L_0/N$. Каждый j -й сегмент расположен на высоте от $h_{c,j}$ до $h_{c,j+1}$, причем $h_{c,j} = h_{c,0} + (h_{c,N} - h_{c,0})\xi/L_0$. Здесь ξ – длина, отсчитываемая вдоль выработки от сопряжения, $j=0, \dots, N$. Над каждым сегментом учитываются трещины, положение, ориентация и раскрытие которых определяется данными о структуре и проницаемости массива. В условиях выраженной анизотропии массива пучки трещин, начинающиеся над отдельными сегментами, можно в первом приближении рассматривать изолированно. Тогда, пренебрегая потерями давления в поперечном направлении, течение газа в них можно моделировать независимо друг от друга.

Если сегмент затоплен ($h_w(t) > h_{c,j+1}$), то утечка газа через него вверх равна нулю: $Q_{c,ij} = 0$. В противном случае величина $Q_{c,ij}$ может определяться на основании решения линеаризованного уравнения одномерного нестационарного течения газа в канале [114]

$$\frac{\partial P}{\partial t} = a \frac{\partial^2 P}{\partial x^2}, \quad a = \frac{c^2}{k}, \quad (4.16)$$

которое рассматривается применительно к отдельной трещине в массиве пород. Здесь P – давление газа в трещине; c – скорость звука в газе; $k = \lambda \nu / 2D$ (линеаризация И.А. Чарного при малых скоростях течения); λ – коэффициент гидравлического сопротивления; ν – скорость движения газа; $D = 2R$, R – гидравлический радиус. При малых скоростях течения газа в узких, частично заполненных водой трещинах с раскрытием δ до 10^{-4} м, сохраняется обычно ламинарный режим [22]. Тогда, считая $R \approx \delta$, можно записать $k = A \nu / (2\delta)^2$, где ν – кинематическая вязкость газа, A – коэффициент сопротивления. Для трещин, которые можно схематизировать в виде щелевидных каналов, как правило, обычно используют оценки параметра A для труб прямоугольного сечения [115].

Утечку газа из выработки через j -й сегмент кровли за промежуток времени $[t_{i-1}, t_i]$ можно определить по формуле

$$Q_{c,ij} = \frac{S_f}{k\rho_i} \left. \frac{\partial P_{ij}}{\partial x} \right|_{x=0},$$

где $S_{f,j}$ – площадь поперечного сечения трещин в их j -м пучке; $S_f = n_f S_s$, n_f – трещинная пористость, S_s – площадь сегмента кровли выработки; P_{ij} – давление газа в j -м пучке трещин, которое рассчитывается с учетом изменения давления в выработке как интеграл Дюамеля

$$P_{ij}(x) = \int_0^{t_i} \Psi_j(x, t_i - \tau) \frac{dP_w}{d\tau} d\tau, \quad \Psi_j(x, t) = \frac{1}{2} \operatorname{erfc} \frac{x}{2\sqrt{a_j t}},$$

где координата x отсчитывается от кровли выработки по направлению развития трещин. Нестационарность учитывается путем дискретизации процесса во времени, то есть окончательно имеем

$$Q_{c,i} = \sum_{j=1}^N Q_{c,ij}, \quad Q_{c,ij} = \frac{S_{f,j} \delta \sqrt{\Delta t}}{c_i \rho_i \sqrt{\pi \omega_i A}} \sum_{k=0}^i (P_{w,k} - P_{kj}) (\sqrt{i-k+1} - \sqrt{i-k}). \quad (4.17)$$

Концентрация CH_4 в вытесняемом газе вычисляется по следующему алгоритму. Считается, что вследствие заметной разности плотностей воздуха и метана сохраняется относительно устойчивая стратификация этих газов в выработке. Пусть в момент t_i объем газа в выработке V_i , площадь незатопленной части, через которую просачивается газ, равна S_i . Тогда средняя высота столба газа составит $h_i = V_i/S_i$. При подчиненном влиянии диффузии допустимо принять линейную зависимость распределения метана $\varphi_i(z)$ по высоте столба.

Ввиду меньшей плотности метана примем, что его концентрация на почве равна нулю. Если средняя концентрация метана в выработке в этот момент равна $\varphi_{w,i}$, то $\varphi_i(z) = 2\varphi_{w,i}z/h_i$, где z – высота от почвы до кровли. Вытеснение газа в массив происходит преимущественно в его верхней части, где скапливается метан. За промежуток времени $[t_{i-1}, t_i]$ удаляется верхний слой газа толщиной $h_{c,i} = Q_{c,i}\Delta t/S_i$. Тогда концентрация CH_4 в вытесняемом газе составит

$$\varphi_{c,i} = \int_{h_i - h_{c,i}}^{h_i} \varphi_i(z) dz = \varphi_{w,i} \frac{(2h_i - h_{c,i})}{h_i}. \quad (4.18)$$

В зависимости от концентрации $\varphi_{c,i}$ изменяется плотность, вязкость газовой смеси и скорость звука в ней, входящие в соотношения (4.14) и (4.17):

$$\rho_i = (1 - \varphi_{c,i})\rho_{a,i} + \varphi_{c,i}\rho_{m,i}, \quad \nu_i = (1 - \varphi_{c,i})\nu_a + \varphi_{c,i}\nu_m,$$

$$c_i = (1 - \varphi_{c,i})c_a + \varphi_{c,i}c_m. \quad (4.19)$$

Тогда значение концентрации CH_4 в выработке определяется по формуле

$$\Phi_{w,i} = \frac{M_{m,i}/\rho_{m,i}}{M_{a,i}/\rho_{a,i} + M_{m,i}/\rho_{m,i}}. \quad (4.20)$$

Объем газа в подработанном массиве уменьшается при подъеме уровня воды. В период затопления выработка продолжает функционировать как дрена, а уровень воды в трещинах над ней близок к уровню воды в шахтном стволе. После затопления происходит вертикальное сжатие депрессионной воронки, сопровождающееся более быстрым подъемом подземных вод.

Для расчета уровня воды в подработанном массиве и изменения объема газа в нем используется методика, успешно апробированная на примере затопления шахт Кривбасса [101]. Она основана на принципе смены стационарных состояний, каждое из которых описывается уравнением безнапорной фильтрации в радиально сходящемся потоке. Несколько более точный результат могут дать численные модели нестационарной фильтрации, хотя они принципиально не изменят картину описываемого процесса [101-104].

В соответствии с принятым далее алгоритмом на каждом интервале времени рассчитывается объем притока к депрессионной воронке вокруг шахтного ствола

$$V_{f,i} = \pi K_f \frac{H_L^2 - H_{w,i}^2}{\ln(L/L_{g,i})} \Delta t. \quad (4.21)$$

Здесь K_f – коэффициент фильтрации пород массива, H_L – напор на внешней границе, удаленной на расстояние L от ствола, $H_{w,i}$ – напор на условной внутренней границе, удаленной на расстояние $L_{g,i}$ от шахтного ствола. До полного затопления выработки положение внутренней границы совпадает с верхним концом выработки: $L_{g,i} = L_0$. После затопления внутренняя граница уже не фиксирована, а перемещается к шахтному стволу. Скорость этого продвижения зависит от скорости распространения фильтрационных возмущений в трещиноватом массиве. За промежуток Δt сдвиг внутренней границы приблизительно составит $\Delta L_i = v_{f,i} \Delta t / n_i$, где $v_{f,i}$ – скорость фильтрации.

Повышение уровня подземных вод в прилегающей к шахтному стволу части массива в пределах круга радиусом $L_{g,i}$ составит $\Delta h_{w,i} = V_{f,i} / (\pi L_{g,i}^2 n_f (1 - \theta_f))$, где θ_f – среднее содержание воды в трещинах. Тогда $H_{w,i+1} = H_{w,i} + \Delta h_{w,i}$. Объем газа в трещинах уменьшается при этом на величину $\Delta V_{ij} = S_j n_f \Delta h_{ij}$, где Δh_{ij} – повышение уровня подземных вод в пределах j -й группы трещин, рассчитанное, например, по формуле Дюпюи.

Расчет давления смеси воздуха и метана, а также концентрации CH_4 в трещинах над выработкой необходим для определения расхода газа, фильтрующегося через водоупор и верхний водоносный горизонт на поверхность земли. Это можно сделать путем решения задачи одномерного течения газа на основании уравнения (4.16). Вместе с тем численный анализ параметра $Fo = at / H_f^2$, где H_f – длина области движения газа, которая обычно не превышает 500–600 м, показывает, что давление с одной границы трещины (на контуре выработки) передается на другую (водоупор под грунтовыми водами) в течение нескольких суток. При уменьшении H_f вследствие подъема уровня подземных вод этот период становится еще короче. Поэтому объем трещин в пределах их отдельной группы, начинающейся над сегментом кровли выработки, допустимо рассматривать как некоторую емкость, давление газа в которой распределено равномерно.

Изменение массы воздуха и метана в каждой из таких емкостей описывается балансовыми соотношениями с учетом принятых ранее обозначений

$$\begin{aligned}
 M_{a,ij} &= M_{a,i-1j} + \Delta M_{a,ij}, \\
 \Delta M_{a,ij} &= \Delta t (Q_{c,ij} (1 - \varphi_{c,i}) \rho_{a,i} - Q_{f,ij} (1 - \varphi_{f,ij}) \rho_{a,ij}), \\
 M_{m,ij} &= M_{m,i-1j} + \Delta M_{m,ij}, \\
 \Delta M_{m,ij} &= \Delta t (Q_{c,ij} \varphi_{c,i} \rho_{m,i} - Q_{f,ij} \varphi_{f,ij} \rho_{ma,ij}), \tag{4.22}
 \end{aligned}$$

где $Q_{f,ij}$ – объемный расход вытесняемого из массива газа, $\varphi_{f,ij}$ – концентрация CH_4 в нем, $\rho_{a,ij}$ и $\rho_{m,ij}$ – плотности воздуха и метана; величины $Q_{c,i}$, $\varphi_{c,i}$, $\rho_{a,i}$ и $\rho_{m,i}$ приведены в соотношениях (4.14). Поступающий из выработки метан распределяется, ввиду меньшей плотности, по всему объему трещин. Примем, что концентрация метана в газе, просачивающемся через водоупор, равна его средней концентрации в трещинах $\varphi_{f,ij}$.

Давление воздуха и метана в трещинах вычисляется по формуле, аналогичной (4.15). Расход газа $Q_{f,ij}$ через водоупор и верхний водоносный горизонт рассчитывается совместно с подъемом газа и повышением уровня грунтовых вод.

На динамику изменения содержания воздуха и метана в затапливаемом массиве и водоносном горизонте может влиять растворение этих газов в воде и сорбция CH_4 в породах. Однако в первом приближении указанными эффектами можно пренебречь, поскольку поднимающаяся вода, профильтровавшаяся через зоны газообразования на нижних горизонтах, уже насыщена метаном и другими газами. Кроме того, при необходимости указанный фактор может быть учтен дополнительными слагаемыми в соотношениях (4.14) и (4.22).

Вследствие восходящей фильтрации газа по заполненным водой трещинам и порам в водоупоре и верхнем водоносном горизонте изменяется уровень грунтовых вод. Этот эффект количественно описывается как эрлифт в газожидкостной смеси. Подъем уровня грунтовых вод рассчитаем сначала как подъем столба воды в отдельном газопроводящем канале фиксированного раскрытия (трещине в водоупоре или системе пор в верхнем водоносном горизонте), обобщив далее результат на случай распределения каналов по размерам.

Пусть δ – ширина газопроницаемого канала, θ – содержание в нем газа, h_0 – начальный уровень воды в грунтовом водоносном горизонте. До вытеснения газа из выработки давление столба воды в канале уравновешено давлением снизу: $P_0 = \rho_w g h_0$, где ρ_w – плотность воды. При увеличении давления в подработанном массиве и проникновении газа вверх образуется водогазовая смесь,

плотность которой ρ меньше плотности воды $\rho = \rho_w - \theta(\rho_w - \rho_g)$, где ρ_g – плотность газа. Последнее выражение можно упростить, считая плотность газа пренебрежимо малой по сравнению с плотностью воды ($\rho_w \gg \rho_g$), тогда $\rho \approx \rho_w(1 - \theta)$.

Исходя из условия динамического равновесия столба водогазовой смеси $(P_0 + \Delta P) = \rho g(h_0 + \Delta h)$, и выражая газосодержание через относительный расход газа [29], можно получить соотношение для определения подъема смеси над первоначальным уровнем столба воды

$$\Delta h = \frac{1}{(1 - \bar{Q})} \left(\frac{\Delta P}{g\rho_w} + h_0 \bar{Q} \right), \quad (4.23)$$

где $\bar{Q} = Q_g / Q_{g,\max}$, Q_g – фактический расход газа в водогазовой смеси, $Q_{g,\max}$ – его максимально возможный расход в сухом канале. Величину $Q_{g,\max}$ можно определить по формуле [22]

$$\frac{\Delta P}{H} = \chi \frac{\rho_g v_{g,\max}^2}{2D}, \quad (4.24)$$

где ΔP – перепад давления на участке длиной H , $D=2R$, R – гидравлический радиус ($R \approx \delta$), $v_{g,\max}$ – максимально возможная скорость газа, χ – коэффициент гидравлического сопротивления. Величину χ для двухфазных течений можно представить в виде $\chi = \kappa(\theta) / Re$ [22], где κ – зависящий от газосодержания эмпирический коэффициент. Учитывая зависимость числа Re от скорости, можно записать

$$v_{g,\max} = \frac{2(2\delta)^2}{\kappa\mu} \frac{\Delta P}{H}, \quad Q_{g,\max} = v_{g,\max} S_f, \quad (4.25)$$

где μ – динамическая вязкость газа; S_f – площадь поперечного сечения канала. Фактический расход газа через столб водогазовой смеси также может опреде-

ляться по формуле (4.25), в которой в качестве μ следует принять значение вязкости смеси при газосодержании θ .

Динамика подъема уровня грунтовых вод и изменения скорости газа рассчитывается следующим образом. В момент времени t_{i-1} по известной разности между давлением газа в массиве и $P_{атм}$ определяется скорость его просачивания через водоупор v_i . Средняя скорость подъема газа по всей высоте столба водогазовой смеси v_i усредняется на предшествующем интервале времени таким образом, чтобы учесть предыдущие изменения скорости. Расход газа, входящий в соотношение (4.23), вычисляется не при текущей, а при осредненной скорости. Поэтому некоторый период после полного вытеснения газа из массива на каком-либо участке уровень грунтовых вод будет выше первоначального, так как содержащийся в воде газ будет продолжать всплывать. При этом средняя скорость всплытия, газосодержание и уровень водогазовой смеси будут постепенно уменьшаться.

Поскольку расход газа зависит от ширины каналов, превышение уровня воды следует рассчитывать с учетом их распределения по размерам

$$\Delta h = \int_{\delta_{\min}}^{\delta_{\max}} \frac{1}{(1 - \bar{Q}(\delta))} \left(\frac{\Delta P}{g\rho_w} + h_0 \bar{Q}(\delta) \right) p(\delta) d\delta,$$

где δ_{\min} и δ_{\max} – минимальная и максимальная ширина, $p(\delta)$ – вероятностная плотность распределения каналов по размеру.

Концентрация CH_4 в газе, выходящем из водогазовой смеси на поверхность массива, рассчитывается с учетом длительности миграции через водоупор и верхний водоносный горизонт. Выход метана из слоя смеси высотой h с концентрацией, равной его концентрации в массиве, начнется после момента времени $t > h/v$. Считая, что основным механизмом переноса газа в грунтовых водах является конвекция, можно записать $\varphi_s(t) \approx \varphi_f(t - h/v_{av})$, где φ_f – концентрация метана в массиве, φ_s – то же на выходе из слоя водогазовой смеси. Это

означает, что концентрация метана на поверхности определяется как его концентрация в массиве с соответствующим запаздыванием во времени.

Апробация модели выполнена на примере выработки длиной $L_0=500$ м радиусом $R=2.5$ м, наклоненной под углом $\alpha=5^\circ$ к горизонту. До ее полного затопления скорость подъема воды в шахтном стволе составляет 10 см/сут, а после – рассчитывается согласно описанному выше алгоритму при следующих значениях параметров: $L=1500$ м, $H_L=0$ м, $H_{c,0}=-200$ м, $H_{c,N}=-152.1$ м, $K_f=0.005$ м/сут. Водоупор расположен на 200 м выше места сопряжения выработки с шахтным стволом. Распределение трещин по размеру в подработанном массиве задается с помощью логнормальной зависимости со средним $M=\ln(\delta)=-10,6$ ($\delta=2.5 \cdot 10^{-5}$ м) и среднеквадратичным отклонением $\sigma=0,4$; трещинная пористость пород массива $n_f=0.01$. Для водоупора и водоносного горизонта принята аналогичная зависимость со средним $M=-10.1$ ($\delta=4.1 \cdot 10^{-5}$ м) и $\sigma=0,5$; пористость $n=0.18$. Перед затоплением выработки объемная концентрация CH_4 в ней составляла 0.2. Результаты расчета изменения давления и массы газа в выработке, концентрации в нем метана представлены на рис. 4.8.

Первая, более продолжительная часть периода затопления характеризуется медленным увеличением давления, значения которого не превышают 0.2–0.3 МПа. Непосредственно перед полным затоплением происходит резкий скачок, достигающий 1.5 МПа и более. Объемный расход вытесняемого газа сравнительно быстро увеличивается сразу после изоляции выработки и остается относительно стабильным продолжительный период. Одновременно с этим ускоряется расход массы газа, что связано с увеличением его плотности. Поэтому уменьшение объемного расхода перед окончанием затопления компенсируется существенным увеличением плотности вытесняемого газа. Уменьшение концентрации CH_4 связано с тем, что его концентрация в вытесняемом газе (ближе к кровле), в соответствии с (4.20) выше, чем в среднем по выработке.

Сопоставление динамики уровня подземных вод (УПВ) с изменением давления газа в трещиноватом массиве (рис. 4.9, 4.10) позволяет сделать выводы о буферной роли массива в процессе миграции газа. Уже до полного затоп-

ления выработки давление газа в массиве заметно повышено по сравнению с исходным. Наибольшее увеличение давления характерно для частей массива над верхним, тупиковым концом выработки, откуда вытесняется накопленный газ. Здесь давление газа в несколько раз меньше по сравнению с давлением в выработке. Момент достижения максимума давления в массиве определяется расстоянием от верхней части выработки. Смещение во времени момента достижения максимума давления зависит от коллекторских свойств пород, газопроницаемости водоупора, подъема уровня подземных вод и связанного с этим уменьшения объема пустот в массиве.

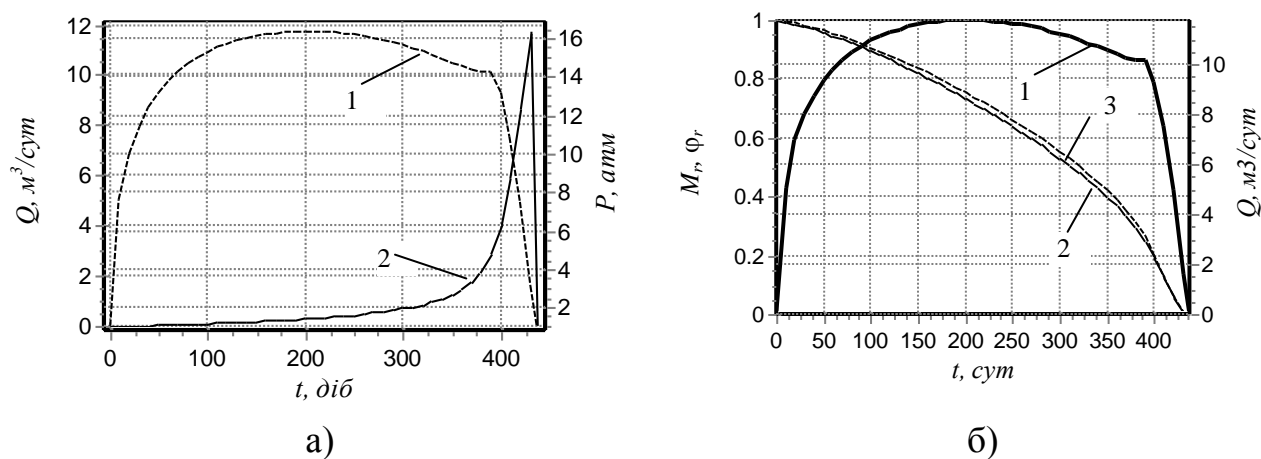


Рис. 4.8. Динамика вытеснения газа из выработки:

а) изменение объема газа V (1) и его давления P (2),

б) изменение расхода вытесняемого газа Q (1), относительной концентрации метана ϕ_r (2) и относительной массы газа M_r (3) в выработке.

Вытеснение газа в массиве происходит быстрее из его частей, расположенных вблизи верхнего конца выработки и удаленных от шахтного ствола. Это обусловлено увеличением расхода газа через водоупор при большем градиенте давления и более быстрым подъемом подземных вод в этой части массива. В результате, после резкого увеличения давления происходит его интенсивное снижение, причем в определенный период давление в этой части массива может стать даже меньше по сравнению с его другими частями, расположенными

ближе к шахтному стволу (превышение кривой 2 над кривой 1 на рис. 4.10 при $t > 620$ сут).

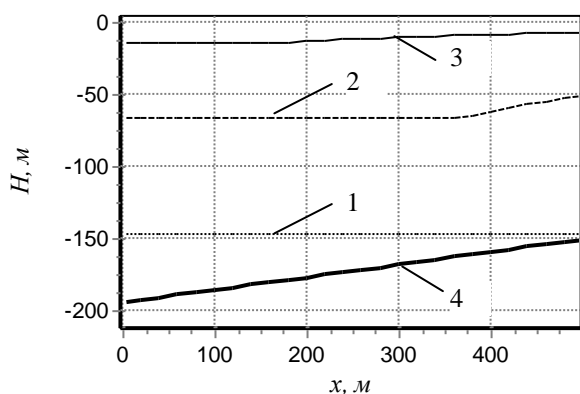


Рис. 4.9. Изменение УПВ в затапливаемом массиве над выработкой:

над выработкой:

1 – момент полного затопления выработки ($t=440$ сут), 2 – спустя 4 мес., 3 – спустя 10 мес.; 4 – контур выработки.

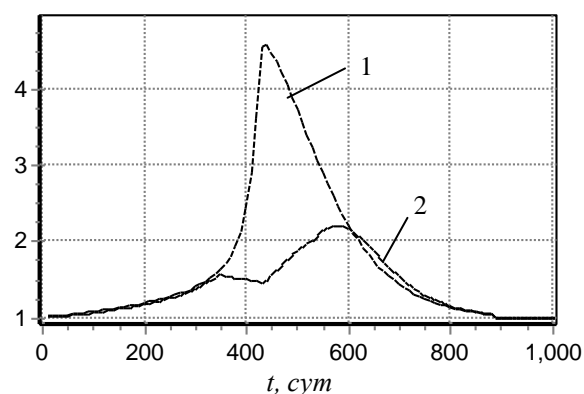


Рис. 4.10. Изменение давления газа в затапливаемом массиве над выработкой (L – расстояние от шахтного ствола):

над выработкой (L – расстояние от шахтного ствола):

1 – $L=500$ м, 2 – $L=400$ м.

В приведенном далее расчете уровня грунтовых вод (УГВ) h учитываются его изменения только вследствие восходящей миграции газа. Отметка начального положения УГВ принята равной 30 м. Максимальное повышение h характерно для небольшого участка, через который движется поток газа из верхней части выработки (рис. 4.11). Здесь быстрее, по сравнению с остальными участками, появляется локальное, хотя значительное повышение уровня. По мере вытеснения газа из других частей массива, этот процесс охватывает другие участки на поверхности, расположенные ближе к шахтному стволу.

Максимум УГВ достигается позже по сравнению с максимумом давления газа в выработке. Это смещение во времени зависит от проницаемости пород верхнего водоносного горизонта, а также фильтрационных свойств подработанного массива. В рассмотренном примере для выработки, заглубленной на 150-200 м, максимум УГВ достигается над ее верхним концом спустя 2–3 месяца.

ца после затопления, а над участками ближе к шахтному стволу – спустя 4–6 месяцев при меньшем значении повышения УГВ (рис. 4.12).

Расчитанное повышение УГВ является максимально возможным. В местах неглубокого залегания грунтовых вод их повышение ограничено положением поверхности земли. Поэтому на участках, где прогнозируемый уровень выше поверхности земли, следует ожидать появления грифонов. Синхронно с изменением УГВ происходит изменение водонасыщенности θ : сначала ее уменьшение до 0.8, а после вытеснения из массива большей части газа через 10 мес – восстановление до исходного значения.

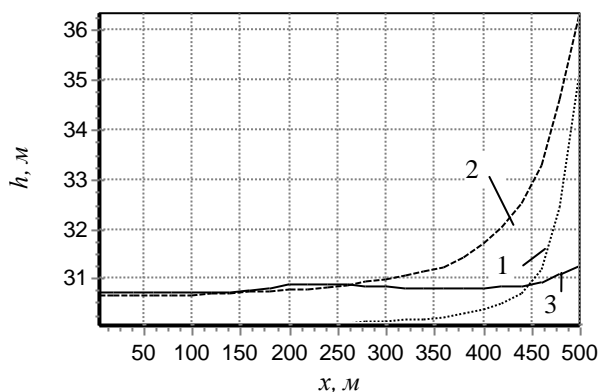


Рис. 4.11. Изменение УГВ (h) над выработкой: 1 – в момент полного затопления, 2 – спустя 4 мес.; 3 – спустя 10 мес.

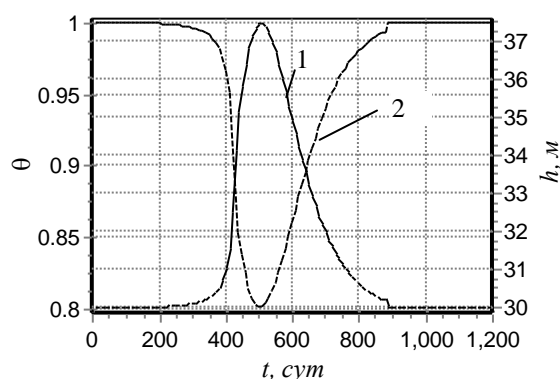


Рис. 4.12. Изменение максимального УГВ h (1) и водонасыщенности θ (2) над выработкой во времени.

Основная часть метана выходит на поверхность земли над верхней частью выработки (рис. 4.13). Интенсивность выхода CH_4 увеличивается вместе с расходом газа, причем максимум метановыделения на поверхности наступает несколько раньше, чем максимум расхода газа и связанного с ним УГВ. Это связано с тем, что метан, как более легкий газ, быстрее движется через водупор и поступает в трещинно-пористый водоносный горизонт. Расчеты показали, что максимальная концентрация метана в газе, выходящем на поверхность земли, в условиях данного примера не превышает 55–60% от начальной кон-

центрации CH_4 в выработке. На участках, расположенных ближе к шахтному стволу, концентрация метана оказывается гораздо ниже.

Неравномерность распределения метана вдоль длины выработки подтверждается рис. 4.14. Следует обратить внимание на то, что масса метана в массиве на момент полного затопления выработки несколько меньше, чем его общая масса, вытесненная из выработки. Это обусловлено притоком газа из массива, который продолжается до окончания затопления выработки. Основная масса воздуха и метана вытесняется из массива через водоупор в течение нескольких месяцев после затопления (в данном примере в течение 8–10 мес.).

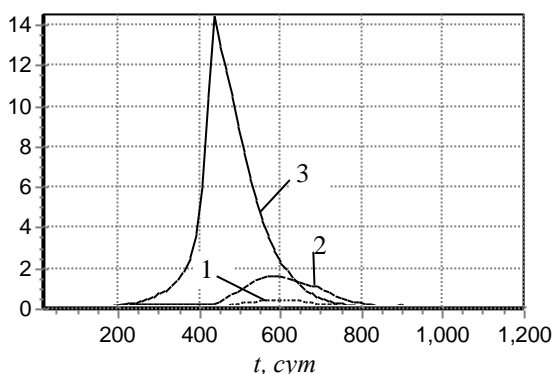


Рис. 4.13. Массовый расход CH_4 через поверхность земли во времени над затапливаемой выработкой:
1 – при $L=100$ м; 2 – при $L=250$ м;
3 – при $L=500$ м.

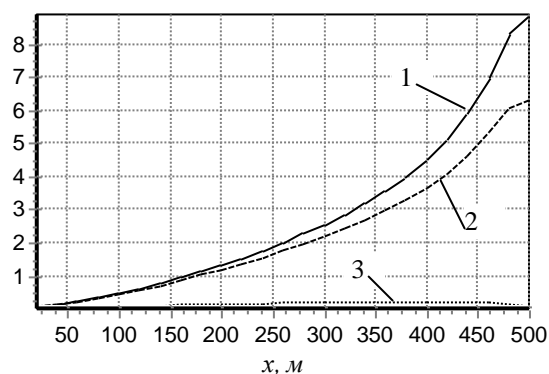


Рис. 4.14. Распределение массы CH_4 в массиве над выработкой:
1 – общее количество, вытесненное из выработки; 2 – к моменту полного затопления, 3 – спустя 10 мес.

Все приведенные данные по динамике газовыделений согласуются с фактическими, зафиксированными при затоплении шахт в Львовско-Волынском бассейне [76].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Основным результатом представленной работы стало обоснование и идентификация на реальных объектах моделей фильтрации и массопереноса в нарушенном массиве на разных этапах ведения горных работ. Особенностью предложенных моделей является комплексное использование численных и аналитических методов расчета, адаптированных к неполноте и недостаточной точности исходных данных с помощью распределенными параметрами, что позволяет количественно оценивать влияние детерминированных и случайных факторов.

Разработанные модели эффективно использованы для анализа и прогноза техногенных процессов в условиях неоднородности различного масштаба, когда применение традиционных методов численного моделирования затруднено или наталкивается на принципиальные трудности.

Так, статистическое обобщение модели гидравлического течения в щели для массива с проницаемостью, рассматриваемой как случайное поле, позволило дать адекватные количественные оценки динамики фильтрационных и миграционных потоков в трещиноватом подработанном массиве на территории Донбасса, как в верхних слоях с высокими скоростями инфильтрации, так и в зоне замедленного водообмена. Неоднородность среднего масштаба учтена в разработанной фильтрационной модели статистически усредненными соотношениями для оценки водопритока внутри расчетного блока, полученными на основе геометрии выработок. Более крупная неоднородность, связанная с горизонтами отработки и чередованием слоев, моделируется либо с помощью аналитических формул для слоистой среды, либо определением средней по вертикали проводимости массива, изменяющейся при эксплуатации месторождения.

Принятый подход к моделированию течения в неоднородном массиве, использованный для расчета гидравлического потока через завалы в соединительных сбойках между шахтами с учетом скорости их затопления, детермини-

рованных и распределенных характеристик гидравлического совершенства и суффозии, позволяет обосновать параметры водоотлива при затоплении шахт.

Аналитические модели водной миграции предусматривают последовательное определение показателей выщелачивания, переноса и сорбции растворенных веществ в элементах геотехнической системы «хвостохранилище (отвал) – подстилающие породы – водоносный горизонт – поверхностный водоем». Они использованы для прогноза распространения токсичных микрокомпонентов и радионуклидов в подземных водах в зоне влияния хвостохранилища радиоактивных отходов и для оценки вертикального переноса фито-токсичных компонентов в верхнем слое шахтных отвалов при ускоренном формировании плодородного слоя на поверхности.

Системно исследованы процессы эмиссии метана при отработке осушаемого угленосного массива и вытеснения рудничного газа при затоплении шахт. На основе моделирования эмиссии метана установлены закономерности кратковременного увеличения давления газа в изолированных выработках при их затоплении и последующим временным подъемом грунтовых вод, что подтверждается данными наблюдений.

Дальнейшее совершенствование разработанных фильтрационных и миграционных моделей возможно в направлении более достоверного задания полей проницаемости на основе адекватного учета трещинной анизотропии, макроструктуры массива и развития подземных выработок во времени, а также максимального использования экспериментальных данных по проводимости нарушенных водоносных горизонтов, полученных в результате гидрогеологического опробования и геофизических исследований. Совершенствование миграционных и гидрогазодинамических моделей требует расширения информационной базы путем развития системы гидрохимического и газодинамического мониторинга, проведения натурных исследований, а также экспериментальных работ по динамике массообмена тяжелых металлов, радионуклидов и органических веществ в горных породах, типичных для разрабатываемых месторождений.

ПЕРЕЧЕНЬ ССЫЛОК

1. Айруни А.А. Охрана окружающей среды при подземной добыче угля. Обзор ЦНИЭИуголь. – М., 1979. – 48 с.
2. Аковецкий В.И. Экологический бум. Аэрокосмос и ноосфера. – М.: Недра, 1989. – 196 с.
3. Анищенко О.Л., Рудаков Д.В., Шматков Г.Г. Моделирование загрязнения подземных вод в зоне влияния хвостохранилищ радиоактивных отходов. 1. Миграция нерадиоактивных микрокомпонентов// Екологія довкілля та безпека життєдіяльності. – 2004.– №1. – С. 96–104.
4. Багрій І.Д. Прогнозування розломних зон підвищеної проникності гірських порід для вирішення геоекологічних та пошукових задач. – К.: ІГН НАН України, 2003. – 152 с.
5. Баренблатт Г.И., Ентов В.М., Рыжик В.М. Теория нестационарной фильтрации жидкости и газа. – М.: Недра, 1972. – 288 с.
6. Блюсс Б.А., Сокил А.М., Гоман О.Г. Проблемы гравитационного обогащения титано-цирконовых песков. – Днепропетровск: Полиграфист. – 1999. – 190 с.
7. Бобров А.И., Аверин Г.В. Теоретические основы переноса импульса, тепла и примеси в горных выработках. – Макеевка: Изд-во МакНИИ. – 1994. – 270 с.
8. Бокий Б.В. Результаты моделирования перераспределения метана в окрестности движущегося очистного забоя // Проблеми гірського тиску, Донецьк. – 2005. – №13, – С. 26–67.
9. Большинский М.И., Лысиков Б.А., Каплюхин А.А. Газодинамические явления в шахтах. – Севастополь-Донецк: Вебер, 2003. – 283 с.
10. Бугара М.И., Назимко В.В., Иванов И.Е., Оценка риска прорыва шахтных вод через барьерный целик // Уголь Украины. –2002.–№5.–С. 27–29.
11. Бэр Я., Заславски Д., Ирмей С. Физико-математические основы фильтрации воды. – М.: Мир, 1971. – 451 с.

12. Вивчення умов міграції підземних вод і розробка прогнозу змін гідродинамічних умов у зоні об'єкта "Кліваж" у випадку затоплення шахти "Юний комунар" ВО "Орджонікідзевугілля": Звіт про НДР / Артемівськ, Артемівська ГГП. – 2004. – 81 с.
13. Водообмен в гидрогеологических структурах Украины: Водообмен в нарушенных условиях / В.М. Шестопалов, Н.С. Огняник, Н.И. Дробноход и др. – К.: Наукова думка, 1991. – 528 с.
14. Вознюк Г.Г., Баньковская В.М., Панарина Г.Н., Сухоплюева Т.М. Влияние отвалов угольных шахт на подземные воды // Использование и охрана подземных вод Урала: Тез. Всеурал. науч.-координац. совещ. по рациональному использованию и охране подземных вод Урала и сопредельных регионов. Ч. 1. – Свердловск, 1983, – С. 24–25.
15. Временные методические рекомендации по методам предварительной оценки гидродинамической обстановки и оптимизации сети в системе мониторинга подземных вод в Донбассе при закрытии шахт. – Дн-ск: ДО УкрГГРИ, 2001.– 67 с.
16. Гавич И.К. Теория и практика применения моделирования в гидрогеологии. – М.: Недра, 1980. – 358 с.
17. Газоносность угольных бассейнов и месторождений СССР. Т. 1. Угольные бассейны и месторождения европейской части СССР. – М.: Недра, 1979. – 628 с.
18. Геологическая деятельность и история воды в земных недрах / Б.И. Писаржевский, О.Н. Толстихин, Н.А. Журавель, С.Л. Шварцев / Под ред. Е.В. Пинеккера. – Новосибирск: Наука, 1982. – 239 с.
19. Гидрогеологические исследования в горном деле / В.А. Мироненко, Ю.А. Норватов, Л.И. Сердюков и др. – М.: Недра, 1976. – 352 с.
20. Гидрогеологические исследования за рубежом / Под ред. Н.А. Маринова. – М.: Недра, 1982. – 428 с.
21. Гидрогеология СССР. Том 6. Затопление и откачка шахт Донбасса. – М.: Недра. – 1971. – 480 с.

22. Гидродинамика газо-жидкостных смесей в трубах / Мамаев В.А., Одишария Г.Э., Семенов Н.И. и др. – М.: Недра, 1969. – 208 с.
23. Гидротехнические сооружения / Г.В. Железняков, Ю.А. Ибад-заде, П.Л. Иванов и др. – М.: Стройиздат, 1983. – 543 с.
24. Говард А.Д., Ремсон И. Геология и охрана окружающей среды. – Л.: Недра. – 1982. – 583 с.
25. Гольдберг В.М., Газда С. Гидрогеологические основы охраны подземных вод от загрязнения. – М.: Недра. – 1984. – 259 с.
26. Гольдберг В.М., Скворцов Н.П. Проницаемость и фильтрация в глинах. – М.: Недра. – 1986. – 160 с.
27. Гунин В.И. Новая трехмерная математическая модель теплопереноса в пористых средах и ее возможности // Геоэкология. Инженерная геология. Гидрогеология. Геоэкология. – 2003. – № 4. – С. 355 – 370.
28. Гусев Н.Г., Дмитриев П.П. Радиоактивные цепочки: Справочник. – М.: Энергоатомиздат, 1988. – 112 с.
29. Давидсон В.Е. Основы гидравлического расчета эрлифта. – Д.: ДГУ, 1986. – 68 с.
30. Джепо С.П., Скальский А.С., Бугай Д.А. и др. Гидрогеологический мониторинг и прогнозирование загрязнения подземных вод в зоне отчуждения ЧАЭС // Докл. НАН Украины. – 1994. – №1. – С.91–98.
31. Дэвис Дж. Статистика и анализ геологических данных. – М.: Мир, 1977. – 572 с.
32. Евграшкина Г.П. Влияние горнодобывающей промышленности на гидрогеологические и почвенно-мелиоративные условия территорий. – Д.: Монолит. – 2003. – 200 с.
33. Ермаков В.Н., Улицкий О.А., Питаленко Е.И. и др. Изменение гидрогеологических и геомеханических условий при закрытии шахт // Наук. праці ДонНТУ, Серія гірничо-геологічна, Донецьк. – 2001. – Вип. 321. – С. 69–73.

34. Ермаков В.Н., Улицкий О.А., Спожакин А.И. Изменение гидродинамического режима шахт при затоплении // Уголь Украины. – 1998. – №6. – С. 11–13.
35. Жук С. Г. Закономерности формирования водообмена в Криворожском железорудном бассейне. Дисс. ... канд. геол.-мин. наук. – К., 1987. – 248 с.
36. Зайденварг В.Е., Навитный А.М., Твердохлебов В.Б. Гидрогеологические аспекты ликвидации шахт России // Уголь. – 1999. – №12. – С. 28–30.
37. Заключение о результатах работы «Оценка влияния процесса ликвидации шахт на эколого-гидрогеологическое состояние окружающей среды и разработка рекомендаций по уменьшению негативных последствий»: Отчет о НИР / Артемовская ГГП, Артемовск, 2004. – 67 с.
38. Зборщик М.П., Осокин В.В. Предотвращение экологически вредных проявлений в породах угольных месторождений. – Донецк: ДонГТУ. – 1996. – 178 с.
39. Згуровский М.З., Скопецкий В.В., Хрущ В.К., Беляев Н.Н. Численное моделирование распространения загрязнений в окружающей среде. – К.: Наукова думка. – 1997. – 434 с.
40. Идельчик И.Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. – М.: Машиностроение. – 1992. – 672 с.
41. Изучение загрязнения подземных вод в горнодобывающих районах / В.А. Мироненко, Е.В. Мольский, В.Г. Румынин. – Л.: Недра. – 1988. – 277 с.
42. Истомина В.С. Фильтрационная устойчивость грунтов. – М.: Госстройиздат. – 1957. – 295 с.
43. КД12.12.001-98. Проект ликвидации угольных шахт. Эталон. – К.: Минуглепром Украины. – 1998. – 179 с.
44. Кедровский О.И., Шищиц И.Ю., Леонов С.А. и др. Основные направления решения проблемы надежной изоляции радиоактивных отходов в СССР // Атомная энергия, – 1988. – Вып. 4, Т. 64. – С. 287 – 294.

45. Князева Е.Н., Курдюмов С.П. Законы эволюции и самоорганизации сложных систем. – М.: Наука. – 1994. – 238 с.
46. Коллинз Р. Течения жидкостей через пористые материалы. – М.: Мир, 1964. – 350 с.
47. Константинов А.Р. Испарение. – М.: Гидрометеиздат. – 1963. – 590 с.
48. Коробов А.Д., Солдаткин С.И. Геохимические основы захоронения токсичных и вредных промышленных отходов в действующих гидротермальных системах с созданием техногенных месторождений // Экология промышленного производства. – 2003. – №2. – С. 50–55.
49. Костырев А.П. О повышении эффективности мер предупреждения прорывов воды на угольных шахтах // Уголь. – 2000, №2. – С. 56–59.
50. Котлов Ф.В. Изменение геологической среды под влиянием деятельности человека. – М.: Недра. – 1978. – 263 с.
51. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности. – М.: Недра. – 1991. – 221 с.
52. Криксин Ю.А., Самарская Е.А., Тишкин В.Ф. Балансовая модель распространения примеси в плановом фильтрационном потоке // Математическое моделирование. – М. – 1993. – № 6, Т. 5. – С. 69-84.
53. Лаверов Н.П., Величкин В.И., Омельяненко Б.И., Юдинцев С.В. Проблемы безопасного хранения облученного ядерного топлива: геолого-геохимические аспекты // Геоэкология. Инженерная геология. Гидрогеология. Геокриология. – 2006. – №4, – С. 293-304.
54. Ломизе Г.М. Фильтрация в трещиноватых породах. – Л.-М.: Госэнергоиздат. – 1951. – 127 с.
55. Лукнер Л., Шестаков В.М. Моделирование миграции подземных вод. – М.: Недра. – 1986. – 208 с.
56. Максимович Н.Г., Горбунова К.А. Формирование агрессивности подземных вод при использовании пород отвалов угольных шахт в строительстве // Инженерная геология. – 1990. №6. – С.90-99.

57. Маланчук З.Р., Жомирук Р.В. Дослідження впливу відвалів фосфогіпсу на забруднення ґрунтів та ґрунтових вод // Геотехнічна механіка. – 2005. – Вип. 56. – С. 108–117.
58. Малеев В.Б., Малашкина В.А. Водоотлив и дегазация угольных шахт. – М.: Недра, 1995. – 208 с.
59. Малышев Ю.Н., Трубецкой К.Н., Айруни А.Т. Фундаментально прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов. – М.: Изд-во Акад. горн. наук. – 2000. – 519 с.
60. Методичне супроводження робіт геологічних підприємств щодо підготовки матеріалів для моделювання гідрогеологічних умов Донбасу. Моделювання гідрогеологічних умов Центрального ГПР: Звіт про НДР / ДВ УкрДГРІ. – 2006. – 130 с.
61. Методы фильтрационных расчетов гидромелиоративных систем / С.В. Васильев, Н.Н. Веригин, В.А. Глейзер и др. – М.: Колос. – 1970. – 440 с.
62. Мирцхулава Ц.Е. Основы физики и механики эрозии русел. – Л.: Гидрометеоиздат. – 1988. – 303 с.
63. Моисеев Н.Н. Модели эволюции и экологии. – М.: Наука. – 1983. – 364 с.
64. О результатах исследовательских работ по прогнозу изменения гидрогеологических условий в зоне влияния шахт «Красный Октябрь», «Красный Профинтерн» и «Юнком» после их закрытия: Отчет о НИР / Артемовская ГПП, Артемовск, 1997. – 149 с.
65. Основы гидрогеологических расчетов / Ф.М. Бочеввер, И.В. Гармонов, Н.В. Лебедев, В.М. Шестаков. – М.: Недра. – 1969. – 367 с.
66. Отчет о результатах разведки очагов загрязнения и создания сети наблюдательных скважин на полях шахт Центрального района Донбасса. Книга 1: Отчет о НИР / ПО «Укруглегеология». Донецк. – 1993. – 213 с.
67. Оценка состояния ограждающих дамб, баланса заполнения и влияния на подземные воды хвостохранилища «С» ПГМЗ по данным стационарных наблюдений: Отчет о НИР / УкрНИПИ протехнологии. – 2002. – 152 с.

68. Печук И.М. Проникновение газов по трещиноватым породам в помещении и выработки. – К.: Изд-во Акад. наук УССР. – 1962. – 112 с.
69. Пилатовский В.П. Основы гидромеханики тонкого пласта. – М.: Недра. – 1966. – 317 с.
70. Полубаринова-Кочина П.Я. Теория движения грунтовых вод. – М.: Гос-техтеориздат. – 1977. – 664 с.
71. Полянин А.Д., Вязьмин А.В., Журов И.И и др. – Справочник по точным решениям уравнений тепло- и массопереноса. – М.: Факториал. – 1998. – 368 с.
72. Пригожин И., Стенгерс И. Порядок из хаоса. Новый диалог с природой. – М.: Прогресс. – 1986. – 432 с.
73. Приклонский В.А. Грунтоведение. – М. Госгеолиздат. – 1952. – 371 с.
74. Природа, техника, геотехнические системы. – М.: Недра. – 1978. – 151 с.
75. Приходько Н.К., Ильичев В.А., Касаткин В.В. и др. Закономерности миграции радионуклидов в массивах горных пород // Горный журнал. – 2003. № 4–5. – С. 112 – 114.
76. Проведення режимних спостережень в зв'язку з ліквідацією шахт №№ 2, 3, 4, 6, 7, 8 Нововолинські, №1 Червоноградська, №5 Великомогильська: Звіт про НДР / ДП «Львівсько-Волинська ГРЕ». – Володимир-Волинський. – 2006. – 221 с.
77. Провести исследования и мониторинг за газовыделением на земную поверхность горных отводов ликвидируемых шахт Пролетарского и Буденовского районов города Донецка: Отчет о НИР / Н210-96-Д4-5. МакНИИ, Макеевка. – 2003. – 39 с.
78. Прогноз водопритоков в горные выработки и водозаборы подземных вод в трещиноватых и закарстованных породах / В.Д. Бабушкин, З.П. Лебедянская, Л.З. Леви и др. – М.: Недра. – 1972. – 196 с.
79. Прогнозный каталог шахтопластов Донецкого угольного бассейна с характеристикой горно-геологических факторов и явлений. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1982. – 500 с.
80. Развитие теории фильтрации в СССР. – М.: Наука. – 1969. – 545 с.

81. Рац М.В. Структурные модели в инженерной геологии. – М.: Недра. – 1979. – 216 с.
82. Решение геоэкологических и социальных проблем во время эксплуатации и закрытии угольных шахт / В.Ф. Янукович, Н.Я. Азаров, А.Д. Алексеев и др. – Донецк. – 2002. – 480 с.
83. Ромм Е.С. Структурные модели порового пространства горных пород. – М.: Недра. – 1985. – 240 с.
84. Рудаков В.К. Плановая фильтрация при произвольном размещении участков повышенной инфильтрации относительно границ // Водные ресурсы, №6. – 1988. – С. 32–46.
85. Рудаков В.К. Численный способ учета наклона водоупора при гидрогеологических расчетах // Вопросы гидрогеологических прогнозов в связи с ирригацией земель и водоснабжением. Сб. науч. работ, Дн-ск, ДГУ. – 1970. – Вып. 3. – С. 102–114.
86. Рудаков Д.В. Концепція моделювання гідрогазодинамічних процесів у геотехнічній системі гірничопромислового району // Вісник Національного ун-ту водного господарства та природокористування. – 2007. – Вип. 3(39), Ч. 2. – С. 305–312.
87. Рудаков Д.В. Моделирование процессов осушения и затопления системы подземных горных выработок (на примере Кривбасса) // Сб. науч. трудов НГА Украины. – 1998. – №3, Т. 5. – С. 83-87.
88. Рудаков Д.В. Оценка выноса загрязняющих веществ из фильтрационного потока в окружающую среду // Техническая механика, – 1999, – №2. – С. 109–116.
89. Рудаков Д.В. Оценка точности численного моделирования массопереноса в пористой среде вблизи внутреннего источника сложной формы // Вісник Дніпропетр. ун-ту, Серія Механіка. – 2000. – Вип. 3, Т. 1, – С. 137 – 142.
90. Рудаков Д.В. Расчет фильтрации на криволинейном водоупоре // Науковий вісник НГАУ. – 2001. №4, – С. 31–33.

91. Рудаков Д.В. Решение задачи совместного переноса вещества и продуктов его распада в фильтрационном потоке // Техническая механика, – 1999, № 1. – С. 153–158.
92. Рудаков Д.В. Розв'язання задачі масопереносу радіоактивних речовин у підземних водах при дії джерел складної форми. – Деп. в ГНТБ України 20.07.1994, рег. N 1315, УК94. – 15 с.
93. Рудаков Д.В., Садовенко И.А. Моделирование гидродинамических процессов в окрестности шахтного ствола // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №8. – С. 9–13.
94. Рудаков Д.В., Садовенко И.А. Моделирование миграции газа в подработанном массиве при затоплении шахт // Матеріали міжн. конф. “Форум гірників – 2005”. – 2005. – Д. НГУ. – Т. 4. – С. 33–43.
95. Рудаков Д.В., Садовенко И.А. Прогноз долговременной локализации объекта радиационной опасности в шахтном поле // Сб. науч. тр. „Экологические проблемы“, Донецк. – 2007. – №. 1-2. – С. 20-25.
96. Рудаков Д.В., Садовенко И.А. Расчет загрязнения шахтных вод на основе моделирования миграции в подработанном массиве // Сб. науч. тр. НГУ. – 2005. – №23. – С. 203–211.
97. Рудаков Д.В., Садовенко И.А., Петриченко П.Н.. Моделирование миграции фитотоксичных компонент в верхнем слое отвалов шахтных пород // Наук. вісник НГАУ. – 2001. – №5. – С. 134–135.
98. Рудаков Д.В., Садовенко І.О. Прогнозування гідродинамічного режиму при відпрацьовуванні й затопленні шахтного поля // Вісник ЖДТУ, Житомир. – 2006. – №1 (36). – С. 151–157.
99. Рудаков Д.В., Воробйова Т.І., Прогнозування стійкості водотривких порід в умовах фільтрації з накопичувачів рудничних вод (на прикладі Кривбасу) // Науковий вісник НГУ. – 2008. – №5. – С. 63–66.
100. Рудаков Д.В., Садовенко И.А. Обоснование модели инфильтрационных потоков в неоднородном подработанном массиве горных пород // Сб. науч. трудов ДНТУ, Донецк. – 2005. – №13. – С. 3–15.

101. Садовенко И.А., Антропцев А.М., Антонов Ю.И., Тимощук В.И. Природоохранные и гидрогеомеханические аспекты оценки и использования водозащитных свойств горных пород // Известия Днепропетровского горного института: Сб. науч. тр. – 1990. – С. 126–131.
102. Садовенко И.А., Тимощук В.И. Исследование геофильтрационного состояния подрабатываемого горного массива на геомеханических моделях // Известия вузов. Геология и разведка. – 1991. – №2. – С. 92–97.
103. Садовенко И.А. Синтезирование численных моделей при решении задач управления геофильтрационным состоянием горного массива // Известия вузов. Горный журнал. – 1991. – №12. – С. 19–22.
104. Садовенко И.А. Эмпириоаналитическая оценка формирования водопроницаемой зоны над выработками // Известия вузов. Горный журнал. – 1991. – №9. – С. 34–38.
105. Садовенко И.А., Хрущ В.К., Рудаков Д.В., Якубовская З.Н. Моделирование процесса нейтрализации загрязнения грунтовых вод вблизи отвалов шахтных пород // Сб. науч. трудов НГУ. – 2003. – Т. 2, №17, – С. 487–491.
106. Садовенко И.А., Рудаков Д.В., Загриценко А.Н., Фоций Н.В. Прогнозирование процесса затопления шахт в условиях перетекания между водоносными горизонтами // Мат. Укр.-польского Форуму гірників (Ялта, Крым, 9-13 вересня 2004 р.), НГУ. – 2004. – С. 533–539.
107. Садовенко И.А., Рудаков Д.В. Анализ динамики перетоков при затоплении смежных шахт // Геотехническая механика. – 2005. – Вып. 61. – С. 93–100.
108. Ситников А. Б. Динамика влаги и солей в почвогрунтах зоны аэрации. – К.: Наукова думка. – 1986. – 152 с.
109. Техногенные последствия закрытия угольных шахт Украины / Ю.Н. Гавриленко, В.Н. Ермаков, Ю.Ф. Кренида, О.А. Улицкий, В.А. Дрибан. – Донецк. – 2004. – 631 с.
110. Тютюнова Ф.И. Гидрогеохимия техногенеза. – М.: Наука. – 1987. – 335 с.

111. Усенко В.С. Вопросы теории фильтрационных расчетов дренажных и водозаборных скважин. – М.: Колос. – 1968. – 301 с.
112. Цабут И.И., Улицкий О.А., Шворак Н.В. Анализ многолетней динамики обводнения угольных шахт Центрального углепромышленного района Донбасса // Труды ДонГТУ, Серия горно-геологическая, Донецк, – 2000. – Вып. 11. – С.124–128.
113. Чайкина Г.М., Объедкова В.А. Рекультивация нарушенных земель в горнорудных районах Урала. – Екатеринбург: Изд. УрО РАН. – 2003. – 268 с.
114. Чарный И.А. Неустановившееся движение реальной жидкости в трубах. – М.: Недра. – 1975. – 296 с.
115. Чарный И.А. Основы газовой динамики. – М.: Гостоптехиздат. – 1961. – 200 с.
116. Черникова С.А. Разработка методики прогноза уровня подземных вод по данным маркшейдерского мониторинга затопливаемых шахт Алмазно-Марьевского региона Донбасса // Наук. пр. ДНТУ, серия гірничо-геологічна, Донецьк. – 2002. – Вип. 42. – С. 36–40.
117. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики. – К.: Пульсари. – 2002. – 302 с.
118. Швидлер М.И. Статистическая гидродинамика пористых сред. – М.: Недра, 1985. – 288 с.
119. Шевченко В.В., Бокий Б.В., Назимко В.В. Особенности фильтрации метана в окрестности очистного забоя, примыкающего к ранее выработанному пространству // Известия Донецкого горного института. – 2002. – №3. – С. 78–81.
120. Шехтман Ю.М. Фильтрация малоцентрированных суспензий. – М.: Изд-во АН СССР. – 1961. – 212 с.
121. Экологический мониторинг ликвидации неперспективных шахт Восточного Донбасса / Под ред. В.М. Еремеева. – Шахты: Изд-во ЮРО АГН, 2001. – 182 с.

122. Яковлев Е.А., Сляднев В.А. Влияние промышленных отходов на формирование экологического риска загрязнения геологической среды Донбасса в связи с массовым закрытием угольных шахт // Труды 4-й Межд. конф. «Сотрудничество для решения проблемы отходов». Харьков. – 2007. – С. 25–27.
123. Bain J.G., Blowes D.W., Robertson W.D. et al. Modelling of sulphide oxidation with reactive transport at a mine drainage site // *Journal of Contaminant Hydrology*. – 2000. – Vol. 41. – P. 23–47.
124. Chambre P.L., Lee W.-W. L., Kim C.L. et al. Transient and steady state radionuclide transport through penetrations in nuclear waste containers // *Sci. Basis. Nucl. Waste Manag. X. – Proc. 10th Int. Symp., Boston, Mass., Dec. 1-4, 1986. – Pittsburg, 1987. – P.131-140.*
125. Cushman J.H. Dynamics of fluids in hierarchical porous media. – Academic, San Diego, USA. – 1990. – 505 p.
126. Diersch, H.-J.G. FEFLOW: Reference Manual. WASI Institute, Berlin. – 1998. – 321 p.
127. Flow and Transport in Fractured Porous Media / Ed. by G. Teutsch. – Springer Verlag. – 2005. – 465 p.
128. Gruner D.B, Hood W.C. Geochemistry of drainage from a coal refuse pile, Pyramid Mine, Perry County, Illinois // *Proc. of the Symposium on surface mining hydrology, Sedimentology and Reclamation, Lexington. – 1981. – P. 355–357.*
129. Kinzelbach W. Groundwater modelling. – Amsterdam, Elsevier. – 1986. – 312 p.
130. Marino M.A. Distribution of contaminants in porous media flow // *Water Res. Research*. – 1974. – Vol. 10, N 5. – P. 1013–1018.
131. Matess G., Otting R., Schulz M., Werner H. Effect of coal mine waters of Nordrhein-Westphalia in groundwater // *JANS Publications*, – 1982. – №139. – P. 271-278.

132. Methane emissions from abandoned coal mines in the United States: emission inventory methodology and 1990-2002 emissions estimates // Coalbed methane outreach program U.S. EPA. – 2004. – 54 p.
133. Montas H.J., Mohtar R.H., Hassan A.E., Al-Khal F.A. Heuristic space-time design of monitoring wells for contaminant plume characterization in stochastic flow fields // *Journal of Contaminant Hydrology*. – 2000, Vol. 43. – P. 271–301.
134. Oldenburg C.M., Pruess K. Mixing with first-order decay in variable-velocity porous media flow // *Transport in Porous media*. – 1996. – Vol. 22. – P. 161-180.
135. Piccot S.D., Masemore S.S., Ringler E.S., Kirchgessner D.A. Developing improved methane emission estimates for coal mining operations. US EPA, Air Pollution Prevention and Control Div. Res. Triangle Park. – 1996. – 12 p.
136. Quezada C.R., Clement T.P., Lee K.-K. Generalized solution to multi-dimensional multi-species transport equations coupled with a first-order reaction network involving distinct retardation factors // *Advances in Water Resources*. – 2004. – Vol. 27, Iss. 5. – P. 507–520.
137. Ridley K.I., Bewtra I.K., Corquodale I.A. Behavior of compacted fine-grained soil in a brine environment // *Can. J. Civ. Eng.* 1984.. – Vol. 11, N2. – P. 196–203.
138. Rudakov D., Sadovenko I. Modeling of coalbed methane migration in mined out rocks. Proc. of 21 World Mining Congress, Underground Mine Environment, Krakow, 07-12 Sept. 2008. – 2008. – P. 63–72.
139. Rudakov D.V., Rudakov V.C. Analytical modeling of aquifer pollution caused by solid waste depositories // *Ground Water*. – 1999. – Vol. 37, N 3. – P. 352–357.
140. Spizzichino K., Walton W.C. *Numerical Groundwater Modeling*. – CRC Press. – 1989. – 272 p.
141. Tompson A.F.B., Falgout R.D., Smith S.G. et al. Analysis of subsurface contaminant migration and remediation using high performance computing // *Advances in Water Resources*. – 1998. – Vol. 22, N. 3. – P. 203-221.

142. Van Ommen H.C. Calculating the impact of a momentary input of a decaying solute and decay components on the quality of outflowing groundwater // J. Hydrol. – 1986. – 89, N 1-2. – P. 59-64.
143. Vassolo S., Kinzelbach W., Schäfer W. Determination of a well head protection zone by stochastic inverse modelling // J. of Hydrology, – 1998 – N 206. – P. 268–280.
144. Viswanathan H.S., Robinson B.A., Valocchi A.J. et al. A reactive transport model of neptunium migration from the potential repository at Yucca Mountain // J. of Hydrology. – 1998. – Vol. 209. – P. 251–280.
145. Wen X.-H., Gomez-Hernandez J.J. Numerical modeling of macrodispersion in heterogeneous media: a comparison of multi-Gaussian and non-multi-Gaussian models // Journal of Contaminant Hydrology. – 1998, – Vol. 30. – P. 129–156.
146. Wena X.H., Capilla J.E., Deutsch C.V., Gomez-Hernandez J.J., Cullick A.S. A program to create permeability fields that honor single-phase flow rate and pressure data // Computers & Geosciences. 1999.–Vol.25, Iss. 3.–P. 217–230.
147. West M.R., Kueper B.H., Novakowski K.S. Semi-analytical solutions for solute transport in fractured porous media using a strip source of finite width // Advances in Water Resources. – 2004. – Vol. 27. – P. 1045–1059.
148. Yeh T.C., Guzman A., Srivatsava R., and Gagnard P.E. Numerical simulation of the wicking effect in liner systems // Ground Water. – 1994. – Vol. 32. – P. 2–11.