К читателям

С древнейших времён прогресс человечества связан с потреблением природных ресурсов. Развитие современной цивилизации базировалось на извлечении и использовании ископаемого сырья, залегающего в земных недрах. Сначала это было простое собирательство камней, из которых создавались простейшие орудия. Затем, по мере роста потребностей, люди стали осваивать всё более глубокие горизонты земной коры. В результате развития этой области деятельности возникло горное дело, призванное создавать способы и средства добычи полезных ископаемых. На протяжении последующих веков и вплоть до настоящего времени суть их остаётся одной и той же: при неглубоком залегании доступ к полезному ископаемому осуществляется путём снятия вышележащих слоёв горных пород (открытый метод разработки), при глубоком залегании сооружаются специальные выработки – стволы, через которые производится доставка людей и всего необходимого для разработки и подъёма полезного ископаемого на поверхность (подземный метод добычи). При этом технологические принципы отделения его от массива не изменились: от кайла, лопаты, повозок на лошадиной тяги перешли к экскаватору, взрывному разрушению, механизированным комплексам, автомобилям, погрузчикам и другим механизмам.

К настоящему времени объём добычи полезных ископаемых достиг такого уровня, что ставит перед обществом трудноразрешимые экологические, экономические и социальные проблемы. Перспективы сырьевых отраслей связаны с необходимостью вовлечения в эксплуатацию месторождений, характеризующихся низким содержанием полезных и повышенном вредных компонентов, неблагоприятными горно-геологическими условиями. Как правило, месторождения расположены в отдалённых необжитых районах, со сложными погодными условиями, что требует огромных капитальных вложений с большими сроками окупаемости. В результате происходит существенное удорожание конечной продукции, а во многих случаях производство оказывается нерентабельным.

Увеличивающиеся масштабы горного производства, требуют только для складирования пустых пород и отходов отчуждения больших площадей земельных угодий, наносят значительный ущерб водному и воздушному бассейнам.

В современном мире информационных технологий, стремительного развития биологии, освоения космического пространства и других наукоёмких технологий тяжёлый, опасный и сравнительно малоквалифицированный труд шахтёров становится непрестижным. Совершенствование технологий открытой и подземной добычи ископаемых не может полностью решить этих проблем.

Отечественная горная промышленность нуждается в создании технологий на принципиально новых принципах, решающих эту проблемы. Развиваемая в последние десятилетия физико-химическая геотехнология представляется весьма перспективным направлением. Краеугольныы камень, на котором оно базируется, это использование подхода, заключающегося в переводе твёрдого полезного ископаемого в жидкость, газ или гидросмесь, извлечении флюидов на поверхность с последующей переработкой на наземных предприятиях в товарную продукцию, что позволяет заменить вскрывающие месторождение горные выработки системой скважин. Такой подход сразу решает проблему безопасности для шахтёров, так как их рабочее место переносится из подземных забоев на поверхность земли. Кроме того, изменяется и характер их труда: он становится близким к труду оператора на заводе или фабрике. Это существенно повышает его квалификацию и социальный статус.

Наряду с этим, исключается необходимость извлекать, перерабатывать и складировать огромные объёмы горных пород и отходов. Использование же скважин вместо дорогостоящих шахт и карьеров позволяет в несколько раз снизить необходимые капитальные ресурсы и сроки их окупаемости.

Реализация этого подхода предполагает создание наукоёмких технологий, позволяющих перевести полезное ископаемое из твёрдого состояния, в котором оно залегает в природе, в жидкое и газообразное или превратить его в пульпу. Такое превращение возможно лишь с использованием достижений физики, химии, биология, гидромеханики и других фундаментальных наук. В результате возник новый раздел горного дела – физико-химическая геотехнология (ФХГ), которая изучает и внедряет в практику методы, в основном, бесшахтной добычи твёрдых полезных ископаемых, основанные на переводе их в подвижное состояние на месте залегания.

ФХГ – удивительно яркий пример прогресса на стыке наук. В ней переплелись, завязались в тесный узел плодотворного сотрудничества почти все естественные и многие инженерные, технологические и общественные науки. ФХГ является на сегодня самый разносторонний предмет, в разви-

тии которого участвуют геолого-минералогические, технические, физико-математические, химические и даже биохимические науки.

ФХГ – это действительно инновационный путь развития горного производства, которому принадлежит будущее. Подготовка горных инженеров в этой области является своевременным и обязательным этапом в становлении и широкой практической реализации нового направления. Настоящий учебник призван облегчить и систематизировать учебный процесс в горных вузах.

Учебник состоит из двух частей. Первая посвящена рассмотрению фундаментальных проблем ФХГ, вторая – знакомит с практическим опытом использования новых методов. В приложениях приведены сведения и инженерные методики расчетов.

Систематическое изложение состояния, основ и достижений физико-химической геотехнологии очень актуально в нашем стремительно меняющемся мире, когда технологический прогресс всё в большей степени связан с использованием достижений фундаментальных наук. Не сомневаюсь, что этот учебник будет чрезвычайно полезен студентам, аспирантам, и специалистам, связанным с проблемами горного производства, поскольку его авторы стояли у истоков зарождения и создания физико-химической геотехнологии, работая на производстве, в научно-исследовательских и учебных институтах.

Вице президент РАН

Н.П. Лавёров

ПРЕДИСЛОВИЕ

Физико-химическая геотехнология (ФХГ) раздел горной науки, изучающий методы бесшахтной (скважинной) добычи твердых полезных ископаемых, основанные на переводе их в подвижное состояние в недрах Земли. Практически все процессы добычи как бы «вторят природе», но идут в обратном направлении.

Цель ФХГ — развитие методов активного воздействия на полезные ископаемые, геологическую обстановку горной среды и процессы добычи, расширение области эффективного применения новых методов добычи. Изучая процессы и средства бесшахтной добычи полезных ископаемых и воздействуя на их параметры, ФХГ использует данные и методы физики, химии, математики, микробиологии, геологии, горного дела.

Основные области исследований ФХГ связаны с подземными процессами растворения солей, выщелачивания металлов, газификации каустобиолитов, выплавки серы, битума, вязких нефтей, скважинной гидродобычи, извлечения глубинного тепла Земли.

Выделяются три основных направления ФХГ:

Первое связано с изучением горной среды для определения возможности перевода извлекаемого полезного ископаемого или его ингредиентов в подвижное состояние (газ, раствор, расплав, подвижные смеси) непосредственно на месте их залегания и изучение влияния на этот процесс физико-геологической обстановки.

Второе — изучение физического и химического изменения полезного ископаемого и вмещающих пород (установление природы процесса и последовательности отдельных стадий). Перевод полезного ископаемого в подвижное состояние осуществляется воздействием: физическим плавлением, перегонкой (воздействие температуры, давления), гидро-пневморазрушение; химическим — окислением, разложением (частичное или полное сжигание, обжиг), выщелачиванием и растворением с образованием ионо-молекулярных растворов, растворением связующего вещества; физико-химическим --, растворением и выщелачиванием с участием физических полей, гидрогенизацией, диспергированием поверхностно-активными веществами (ПАВ), химическими реагентами и физическими полями; микробиологическим — бактериальным выщелачиванием, растворением вмещающих пород.

Третье – изыскание, разработка способов, средств добычи и переработки полученных растворов. Выявление их зависимости от геологической обстановки и минерального состава полезных ископаемых.

В процессе добычи направленное изменение состояния полезного ископаемого рассматривается в едином комплексе с физико-геологической обстановкой.

Истоки физико-химической геотехнологии добыча соли подземным растворением, подземне выщелачивание меди ещё в средние века, предложеная ещё в 1888 г. Д.И. Менделеевым подземная газификация угля, метод подземной выплавки серы опробованный в 1891г. Г. Фрашем (США). В начале XX вв. В.А. Обручев выдвинул идею использования глубинного тепла Земли. В середине 1960-х годов сформулированы основные понятия ФХГ, дано определение ее предмета, целей и задач, исследований.

Готовя учебник по физико-химической геотехнологии, авторы стремились, как можно шире раскрыть основные понятия новой науки, рассматривая свою работу как своего рода и справочник по ФХГ. Основная цель издания дать широкому кругу студентов и преподавателей не только сведения по наиболее часто встречающимся понятиям и терминам ФХГ, но и пищу для направления поиска прорывных технологий XXI века.

ФХГ охватывает широкий круг вопросов, в развитии её будут участвовать технические, геолого-минералогические, экономические физико-математические, химические и даже биохимические науки. Содружество их делает ФХГ фундаментальной наукой.

Данный учебник – первый по ФХГ. Ему предшествовали многие монографии: в том числе 1. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. М, Недра, 1975; 2. Скважинная добыча полезных ископаемых (геотехнология). М., Недра, 1986; 3. Физико-химическая геотехнология. М., Изд. МГГУ, 2001.

Авторы благодарны многочисленным коллегам, вложившим свой труд в развитие этого нового научного направления в горном деле.

ЧАСТЬ I

ОСНОВНЫЕ ВОПРОСЫ ТЕОРИИ

1. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

1.1. Физико-химическая геотехнология как наука

Сегодня в горнодобывающей промышленности обращено пристальное внимание на необходимость отработки бедных и глубокозалегающих месторождений, а также старых отвалов бедных руд и хвостохранилищ, содержащих многие полезные ископаемые, а современный уровень науки и техники не позволяет решить поставленные задачи при одновременном повышении экономической и экологической эффективности производства. Разрешение этой кризисной ситуации связано с научно-технической революцией в горном деле, с поиском принципиально новых решений.

Одно из возможных принципиальных решений — объединение в недрах операций по добыче полезных ископаемых с их переделом. **В** настоящее время утвердилось **определение ФХГ как науки, изучающей условия, средства и способы разработки твердых полезных ископаемых путем перевода их на месте залегания в подвижное состояние посредством осуществления в недрах тепловых, массообменных, химических и гидродинамических и других воздействий, что позволяет добвать ископаемые из недр или отвалов через специальные дренажные выработки-скважины с последующим извлечением полезных компонентов из добытых продуктов.**

Междисциплинарная связь ФХГ как науки представлена в табл. 1.1., а в таблице 1.2 показаны её основные разделы.

Предмет ФХГ изучение месторождений, средств добычи, процессов, явлений и т.п. для использования в горной промышленности.

Основные исследования в ФХГ связаны с решением задач в «познавательном пятиугольнике»: состав, строение, состояние, способность и свойства полезного ископаемого и месторождения.

Таблица 1.1

Междисциплинарная связь ФХГ

Уровень	Предмет изучения
Геологический	Минералы, полезное ископаемое, горные породы, горная среда, физико-геологическая обстановка
Физико-химический	Движение, взаимодействие, превращение
Технологический	Рабочие операции, процессы, оборудование, управление
Экономический	Затраты, прибыль (показатели работы)
Экологический	Нагрузка на среду (мера техногенного воздействия)
Социальный	Место, роль, характер труда человека в процессе добычи

Таблица 1.2

Разделы ФХГ и их содержание

Раздел	Содержание
Учение о горной среде	Свойства горной среды, породы, полезного ископаемого и особенности их исследования. Физико-геологические условия залегания и факторы разработки
Физико-химические основы воздействия на горную среду	Химические и физические превращения при взаимодействии рабочих агентов с горными породами. Процессы движения рабочих и продуктивных флюидов в недрах. Технологические основы процессов добычи и переработки продуктивных флюидов
Учение о физико-химических методах геотехнологии	Проектирование геотехнологических комплексов. Вскрытие и подготовка месторождений. Системы разработки. Средства добычи и управления. Экономические, экологические и социальные аспекты геотехнологии

Цель ФХГ создание методов добычи и оптимизация параметров технологии, для чего необходимо решение комплекса научных, технических и экономических вопросов, (в частности, выбор вида рабочих агентов, способов их доставки к месторождению, управление технологическим процессом, подъём полезного ископаемого на поверхность и его дальнейшая переработка).

Для достижения указанной цели необходимо развитие **теории ФХГ — комплекса взглядов, представлений и идей, направленных на объяснение механизмов основных процессов и явлений, а также установление закономерностей и связей при осуществлении методов ФХГ.**

Теория ФХГ — внутренне дифференцированная и, вместе с тем, целостная система знаний, дающая программу практической деятельности

по расширению и перенесению ее положений на новые объекты и ситуации, открывая новые практические перспективы, предлагая обширную программу исследований.

Рассмотрение исследовательских задач в ФХГ основывается на общем методологическом принципе **«трехаспектного единства»:** ни одно явление, процесс, технологическая схема добычи полезных ископаемых не могут быть адекватно описаны и объяснены вне системы трех координат, отражающих геолого-гидрогеологические, физико-химические и технолого-экономические условия. Для реализации данного принципа необходимо рассматривать эти «координаты» в качестве активно взаимодействующих факторов с учётом минимизации экологического воздействия.

1.2. Современное состояниеФХГ

Физико-химические методы (ФХМ) широко используются при добыче соли, золота, серы, урана, железа, меди, а для других только разрабатываются (табл. 1.3). Уровень их развития определяется уровнем развития ФХГ.

Д.И. Менделеев, В.И. Вернадский и А.Е. Ферсман, дали теоретические основы геохимических, физико-химических процессов геотехнологии. Академик Н.В. Мельников, создал в Московском горном институте кафедру геотехнологии.

Научные школы МГИ, ГИГХС, МГРИ, ВНИИГалургии, ЦНГРИ, ВНИИпромгаза, ВНИИХТ, Промниипроекта, ЛГИ, ИрГТУ, ИрГУ и многие другие исследовательские коллективы внесли значительный вклад в развитие ФХГ.

Для существенного расширения методов ФХГ (Табл. 1.3) необходимо, чтобы в ближайшие годы произошли значительные сдвиги в фундаментальных разделах ФХГ, связанных с физикой и химией технологических процессов добычи и переработки.

Изучая месторождения полезных ископаемых с геотехнологической точки зрения, следует выявить какие механизмы физических, химических или физико-химических процессов могут обеспечить изменение агрегатного состояния полезного ископаемого и в каких условиях эти устойчивые минеральные ассоциации можно привести в подвижное состояние для извлечения полезного компонента. Важно резко расширить исследования по избирательному растворению полезных компонентов, обусловливающему устойчивость технологического процесса растворения в недрах, а

Таблица 1.3

Физико-химические методы

Метод	Объекты промышленного освоения	Объект полупромышленных и опытных исследований. Проработки, предложения
Подземное растворение	Месторождения каменной, калийной солей	Месторождения бишофита, соды, глауберовой соли
Подземное выщелачивание	Месторождения меди, урана, золота	Месторождения марганца, алюминия, сульфидные месторождения меди, свинца, цинка и никеля, фосфоритов, титана, известняка. Осадочные бурожелезняковые месторождения
Подземная выплавка	Месторождение серы	Месторождения легкоплавких минералов
Подземная газификация	Месторождения каменного и бурого угля	Осушенные месторождения серы. Месторождения битумов, горючих сланцев, руд, содержащих мышьяк и ртуть
Скважинная гидродобыча	Месторождения фосфоритов, строительные пески, железо, золото	Осадочные месторождения металлов, строительные пески и гравий. Титан, золото, алмазы, касситерит в погребенных россыпях, желваковые фосфориты, уголь, мягкие бокситы, алмазоносные породы и т.д.
Добыча полезных ископаемых из подземных вод	Месторождения иодобромных вод, а также вод, содержащих бор, уран, РЗМ	Сточные воды рудников, нефтепромыслов, шахт
Извлечение и использование тепла Земли	Природные парогидротермы	Тепло «сухих» горных пород и низкопотенциальных источников тепла

главное — по разработке эффективной технологии переработки добытых флюидов. Изыскание способов разупрочнения горного массива, разработка алгоритмов многомерных, нестационарных задач теплообмена, химических превращений, подвижных границ фаз, поиск методов контроля и управления состоянием массива в процессе его разработки, определят научно-технический прогресс в ФХГ.

Особо отметим важность геотехнологической оценки месторождений полезных ископаемых: благодаря ФХГ становятся доступны для горной промышленности многие забалансовые месторождения полезных ископаемых, отвалы бедных руд и старые хвостохранилища, содержащие много полезных компонентов.

Бурно развивается микробиологическая наука, однако ее исследовательские разработки пока не всегда готовы для промышленного использования в горнодобывающих отраслях из-за специфичности физико-геологических условий залегания руд отечественных месторождений. Одна из ключевых проблем рудничной микробиологии — получение культур, устойчивых к неблагоприятным факторам среды и работающих в экстремальных условиях.

Главные перспективы ФХГ связываются с решением ее химических аспектов. По-видимому, именно химик-геотехнолог будет заниматься поиском рабочих агентов для перевода полезного ископаемого в подвижное состояние. Химики в лаборатории могут извлечь из руды любой полезный компонент, но проблема в его промышленном извлечении, следовательно, необходим поиск не только реагентов, катализаторов и технологий, но и решение проблемы всех сопутствующих реакций, и продуктов, которые в большинстве случаев тормозят как основной процесс, так и процесс переработки; без кропотливой, фундаментальной работы геохимиков и химиков-технологов не обойтись (то же следует сказать о работе физиков в ФХГ). Необходимость более интенсивно разрабатывать технику и технологию бурения геотехнологических скважин, их подготовки к эксплуатации;. Ведь эти работы являются основными, а затраты на них составляют в среднем треть затрат на добычу. Актуальна проблема эффективного сооружения наклонно-направленных скважин. Основная проблема при бурении геотехнологических скважин — это проблема качества вскрытия продуктивного горизонта, — фактически подготовка месторождения для его эффективной разработки через скважины.

Развитие связано с решением ряда проблем.

Проблема сырья. Сводится к разработке критериев оценки и анализа месторождений с точки зрения ФХГ.

Проблема новых технологий добычи — определяется установлением связи физико-геологической обстановки залежи, полезного ископаемого и вмещающих пород с рабочими веществами и средствами добычи на уровне молекул, ионов, атомов. Решение этих задач позволит предсказать свойства, функцию и назначение рабочих агентов в конкретных условиях. В настоящее время можно надежно прогнозировать основные реакции и реакционную способность разных рабочих агентов, но для конкретных условий должны быть выполнены соответствующие эмпирические работы.

Проблема новых технологий связана с управлением добычей и переработкой. Физико-химический геотехнологический процесс добычи — это

перегруппировка вещества, в результате чего получают подвижные «продукты реакции» и, затем, «конечные» -концентраты, минералы, металлы.

Химическая реакция, физическое воздействие требуют энерго затрат разных в зависимости от условий. Надо управлять механизмом воздействия (последовательность и взаимозависимость элементарных процессов). Знание механизма необходимо для определения лимитируемых процессов и побочных явлений.

Конечная цель — повышение производительности и селективности процесса. В этом плане необходим поиск катализаторов, стимуляторов для регулирования технологических процессов. Надо больше заниматься физическими способами стимулирования химических процессов и их регулирования. Физическое воздействие должно быть направлено на изменение фазового состава смеси реагирующих частиц. Необходима селективность, «организация» реакций в нужном направлении, а для этого нужен поиск реагентов и материалов, работающих в агрессивных средах и при повышенных температуре и давлении.

Проблема оборудования. Горная технология будущего должна отвечать ряду таких определяющих моментов, как малооперационность, поточность, простота в обслуживании и надежность, безотходность, малая энергоемкость, высокая производительность труда и низкая себестоимость, т.е. надо стремиться создавать прямые технологии превращения руды в целевые компоненты, а для их обеспечения разрабатывать новое горное оборудование, способное работать в сложных условиях.

Проблема переработки, утилизации добытых продуктивных флюидов. Значительный интерес представляют технологии на основе органических веществ — комплексонов, экстрагентов, обеспечивающих селективное извлечение полезных компонентов.

Итак, **ФХГ должна воспринять современный уровень знаний по всем аспектам науки, занять особое место в системе наук о Земле, пропагандировать и популяризировать накопленные знания и возможности.**

В социальном и экологическом плане, методы ФХГ наиболее приемлемы; обеспечивая безлюдную, безмашинную и поточную технологию добычи, позволяя вывести из забоя рабочих, создать им комфортные условия труда, отвечающие требованиям времени, когда человек перестает выполнять функцию помощника машины, становится контролером и регулировщиком.

Горнодобывающая отрасль промышленности очень инерционна, большая фондо- и материалоемкость ее, а также длительность разработки

Таблица 1.4

Стратегические направления развития НИР в ФХГ

Наименование направления	Актуальность	Ожидаемые результаты
1. Создание высокоэффективной техники и технологии вскрытия месторождений полезных ископаемых для их отработки скважинными геотехнологическими методами (в т.ч для бурения скважин сложного профиля, вскрытия продуктивного пласта пенами, создания типоразмерного ряда буровых установок)	Отсутствие специализированной высокоэффективной техники и технологии бурения технологических скважин для геотехнологических методов добычи сдерживает их внедрение и создание новых методов	Снижение себестоимости буровых работ в 3—5 раз. Увеличение производительности в 5—7 раз. Снижение вредного влияния на окружающую среду. Создание систем автоматизированного слежения за бурением скважин сложного профиля
2. Разработка эффективных методов подготовки месторождений к отработке геотехнологическими методами (в т.ч. технологий искусственного улучшения фильтрационных свойств участка месторождения)	Отсутствие эффективных методов подготовки месторождений к эксплуатации геотехнологическими методами снижает эффективность их внедрения или исключает возможность их применения	Увеличение коэффициента извлечения полезного ископаемого, снижение расхода реагентов, улучшение характеристик продуктивных флюидов
3. Разработка эффективных конструкций оборудования, отвечающих технологическим и экономическим требованиям	Отсутствие эффективных конструкций добычного и перерабатывающего оборудования сдерживает внедрение геотехнологических методов	Увеличение эффективности использования геотехнологических методов
4. Создание теоретических основ физико-химических процессов, протекающих при геотехнологических методах	Необходимость разработки эффективных способов перевода полезных ископаемых в подвижное состояние	Выявление технической возможности создания новых ФХМГ и оптимизация действующих технологии
5. Разработка методов обеспечения оптимальных режимов, нагнетания, движения и подъема на поверхность рабочих и продуктивных флюидов	Отсутствие совершенных методов управления движением рабочих и продуктивных — флюидов	Обеспечение полноты охвата отрабатываемой залежи рабочими флюидами, обеспечение надежности работы технологических скважин разработка новых методов
6. Разработка техники и технологии подготовки рабочих флюидов, в т.ч. новых эффективных растворов для выщелачивания	Необходимость создания технологии производства рабочих флюидов для новых геотехнологических методов	Снижение затрат на производство реагентов

Окончание табл. 1.4

Наименование направления	Актуальность	Ожидаемые результаты
7. Разработка техники и технологии переработки продукционных флюидов, в т.ч.: переработка сильвинитовых рассолов, полученных методом подземного растворения на поташ и соду; технология получения удобрений на базе подземного выщелачивания фосфоритов; бассейновая переработка рассолов на хлористый калий; синтез и испытание селектиновых сорбентов повышенной емкости	Отсутствие эффективной техники и технологии переработки продукционных флюидов, отвечающих современным требованиям производства	Производство новых видов продукции, снижение эксплуатационных затрат, увеличение производительности труда
8. Разработка математических основ и программныхсредствдляэкономико-математического моделирования вычислительного эксперимента при решении научно-исследовательских и производственных задач	Необходимость оптимизации технологических процессов и управления ими на всех стадиях — от разработки до промышленного внедрения	Снижение затрат, сокращение времени на разработку, обоснование оптимальных параметров технологических процессов, увеличение эффективности проектных работ, совершенствование методов контроля и управления производственными процессами
9. Разработка экологических требований использования ФХМ и мероприятий по охране окружающей среды	Создание ФХМ вызывает необходимость регулирования их взаимосвязей с окружающей средой	Разработка природоохранных мероприятий

новых, экономически и экологически приемлемых технических решений требуют уже сегодня выделить определенные силы и ресурсы для создания новых технологий добычи полезных ископаемых. Основные направления НИР на ближайшие годы представлены в табл. 1.4.

1.3.Физико-химические методы ФХГ и их классификация

Сущность методов ФХГ заключается в переводе полезного ископаемого в подвижное состояние. Эти методы имеют следующие особенности.

1. Разработка месторождений, как правило, ведется через скважины, которые служат для вскрытия, подготовки и добычи полезного ископаемого.

2. Месторождение — объект добычи полезного ископаемого и место его частичной переработки, так как технология добычи предусматривает избирательное извлечение.

3. Рудник состоит из трех основных элементов: блока приготовления рабочих агентов, добычного поля (рудное тело, где протекает процесс) и блока переработки продуктивных флюидов.

4. Инструментом добычи служат рабочие агенты (энергия или ее носители, вводимые в рабочую зону, например, химические растворы, электрический ток, вода-теплоноситель).

5. Под воздействием рабочих агентов полезное ископаемое изменяет агрегатное состояние, образуя продуктивные флюиды (раствор, расплав, газ, гидросмесь), которые обладают легкой подвижностью и начинают перемещаться.

6. Разработка месторождения зональна и перемещается во времени у добычных скважин, а сам метод определяет размеры и форму рабочей зоны в эксплуатируемой части месторождения.

7. Управляют процессом добычи с поверхности регулируя параметры рабочих агентов (расход, температуру, давление, концентрацию и т.д.), места их ввода в залежь и отбора продуктивных флюидов.

Первую классификацию ФХМГ дал И.П. Кириченко (см. Приложение №1). В таблице 1.5 приведена классификация ФХМ по процессам добычи, в основе которых лежат вид и способ перевода полезного ископаемого в подвижное состояние

Приведем примеры химических, физических и комбинированных методов добычи.

К химическим относятся методы, основанные:

- на подземном растворении водой каменной, калийных, магнезиальных и урановых солей, сульфатов и сульфаткарбонатов, соды, буры и др.;

- на подземном выщелачивании растворами кислот — серной (целестин, азурит, куприт, некоторые урановые минералы и др.), соляной (сфалерит, молибденит, уранит и др.) и азотной (аргентит, висмутин, сфалерит и др.); щелочей (бокситы, антимонит); растворами солей — сульфата натрия, хлорди железа, цианида калия и других реагентов;

- на подземной термохимической переработке полезного ископаемого газификацией (например, подземная газификация угля, сланца, нефти) и обжигом (пирит, халькопирит, антимонит и др.).

Таблица 1.5

Классификация ФХМ

Подвижное состояние полезного ископаемого состояние полезного компонента	Способы перевода полезного ископаемого в подвижное состояние		
	физические	химические	комбинированные (физико-химические и химико-бактериальные)
Газообразное	Воздействие температуры, давления (сублимация, перегонка, отбор тепла)	Окисление, разложение (частичное или полное сжигание, обжиг)	Химические реакции с участием физических полей, бактериального воздействия
Жидкое (расплав, раствор)	Воздействие температуры, давления (снижение вязкости, плавление, перегонка с конденсацией жидкой фазы)	Выщелачивание и растворение с образованием молекулярных растворов	Растворение, выщелачивание и гидрогенизация с участием физических полей, бактериального воздействия
Гидромеханическая смесь	Гидро- пневморазрушение	Растворение связующего вещества	Диспергирование ПАВ, химическими реагентами, физическими полями, бактериями

К физическим относятся методы, основанные:

- на подземной выплавке (серы, озокерита и др.) и возгонке (реальгара, киновари и др.);

- на разрушении рыхлых горных пород струей воды (например, скважинная гидродобыча) и превращении их в плывунное состояние вибрацией или другими методами.

К комбинированным относятся методы, основанные на использовании как химических, так и физических процессов (например, выщелачивание металлов в электрических полях). К ним следует отнести методы, основанные на бактериальном выщелачивании.

1.4. Некоторые понятия и определения

Процесс ФХМ добычи полезного ископаемого в горном массиве характеризуется совокупностью целого ряда параметров, отражающих гео-

логическое строение, гидрогеологические условия, физические и химические свойства пород и насыщающих их флюидов, давление, температура и т.д. Всю эту совокупность условий и определяющих их параметров целесообразно характеризовать термином физико-геологическая обстановка.

Физико-геологическая обстановка включает в себя характеристику геологических, гидрогеологических и геотермических условий залегания месторождения, а также физических и химических свойств полезного ископаемого и вмещающих его пород, рассматриваемых во взаимосвязи с возможными методами разработки.

Часть месторождения в зоне целенаправленного изменения состояния полезного ископаемого, представленная горной породой и насыщающими ее флюидами, которым свойственны определенные термодинамические условия, правомерно характеризовать понятием горная среда. Горная среда, в отличие от горной породы, представляющей собой различные минеральные ассоциации, — это одна или несколько гетерогенных систем с различными компонентами, в твердой, жидкой и газообразной фазах.

Исследования горной среды заключается в изучении состояния, состава, строения и свойств полезного ископаемого и горных и вмещающих пород (табл. 1.6).

Совокупность горной среды физических или химических процессов добычи и средств их реализации следует трактовать как геотехнологическую систему.

Таблица 1.6

Изучение горной среды

Характеристика рудного тела и вмещающих пород	Способ определения
Состояние: положение залежи, мощность, обводненность, условия питания и разгрузки	Бурение разведочных скважин, гидрогеологические и геофизические исследования
Состав: минеральный, химический, гранулометрический, состав и pH пластовых вод	Лабораторные исследования
Строение: структура и текстура руд, пористость и трещиноватость, неоднородность в разрезе и плане	Изучение керна, лабораторные исследования
Свойства: фильтрационные (проницаемость, водопроницаемость); размываемость, вязкость, пластичность, размокаемость, влагоемкость, влагоотдача, хрупкость, консолидация, крепость (предел прочности на сжатие, сдвиг, растяжение, изгиб, модуль Юнга, коэффициент Пуассона) и т.д.	Натурные и лабораторные исследования

Геотехнологическая система — это совокупность горной среды, физических и химических процессов добычи и средств для их реализации.

Это понятие в полной мере отвечает представлению о системах, состоящих из взаимосвязанных частей и представляющих замкнутое целое. Выделенные элементы геотехнологической системы обладают внешними и внутренними связями и в процессе разработки месторождения обмениваются веществом и энергией.

В геотехнологической системе следует выделить ряд основных элементов. Например, отдельным элементом являются узлы приготовления рабочих агентов и переработки продуктивных растворов. Основной элемент — транспортная магистраль. Как правило, это скважина, пробуренная на месте залегания полезного ископаемого и открывающая доступ рабочих агентов к залежи, а полезного ископаемого — на поверхность.

Особо важен горный элемент — часть горной среды, охваченна рабочими агентами, которую можно назвать рабочей зоной. Рабочую зону, т.е. некоторую ограниченную часть горной среды, можно описать, пользуясь представлением о фазах, из которых она образована. Как известно, *фазой называют термодинамически равновесное состояние вещества, отличающееся по своим физическим свойствам от других равновесных состояний того же вещества*. Так, если призабойная часть разрабатываемого месторождения заполнена рабочим агентом — водой, разрушенным полезным ископаемым, рудой и воздухом, то рабочая зона состоит из трех фаз: твердой, жидкой и газообразной. Составные части рабочей зоны — разные фазы, образующие данную систему.

Компоненты системы — вещества, из которых можно образовать все фазы данной системы. Свойства компонентов системы веществ — их характерные качества. Физические свойства — это свойства внутренние, присущие данному веществу (к ним относятся плотность, теплоемкость, электро- и теплопроводность и т.д.). Свойства веществ, характеризующие их способность участвовать в химических реакциях (процессах превращения одних веществ в другие), называют химическими.

Свойства полезных ископаемых, определяющие их способность переходить в подвижное состояние при размыве, растворении, выщелачивании, горении, плавлении, возгонке и т.д., мы называем геотехнологическими свойствами полезных ископаемых.

Геотехнологические процессы перевода полезных ископаемых в подвижное состояние можно подразделить на тепловые, массообменные, химические и гидромеханические. Тепловые процессы определяются зако-

нами теплопередачи и фазовых переходов. Скорость тепловых процессов в значительной степени зависит от гидродинамических условий (скоростей, режимов течения), при которых осуществляется передача тепла теплоносителем. Массообменные (диффузионные и конвективные) процессы характеризуются переносом полезного компонента. Ход массообмена тесно связано с гидродинамикой процесса и теплообменом. Химические (реакционные) процессы определяются законами химической кинетики, однако в подземных условиях этот процесс зависит от гидро- и термодинамических условий протекания реакций. Гидромеханические процессы определяются законами гидродинамики (науки о движении жидкостей и газов с учетом движения в поровом пространстве), т.е. законами фильтрации.

Основной принцип ФХГ — обеспечение процесса добычи и изменений горной среды под влиянием рабочих агентов с целью перевода полезного ископаемого в подвижное состояние и извлечение его на поверхность, причем одно из возможных превращений для данной геотехнологической системы является доминирующим и определяет ее изменение.

Исходя из этого принципа, в ФХГ следует выделить три основных направления исследования возможности ФХГ в отношении конкретного метода:

1. Изучение влияния физико-геологической обстановки и горной среды на процесс перевода полезного ископаемого в подвижное состояние;

2. Изучение собственно превращений химического и физического характера (установление природы процесса и последовательность протекания отдельных стадий);

3. Изыскание средств осуществления процессов добычи.

Методы ФХГ. Для ФХГ характерна комплексность подхода к изучаемым явлениям. На основе изучения процессов и средств добычи полезных ископаемых и воздействия на их параметры физическими и химическими методами в ФХГ используются методы физики, химии, геологии, горного дела это позволяет комплексно оценивать происходящие процессы, дать возможность их изучить и использовать.

В настоящее время наибольшее применение нашли следующие геотехнологические методы:

Подземное выщелачивание — метод добычи полезных ископаемых избирательным растворением их химическими реагентами на месте зале-

гания с извлечением на поверхность продукционных растворов. Подземное выщелачивание относится к фильтрационным процессам и основано на химических реакциях «твердое тело — жидкость». В основном оно применяется для добычи цветных, редких и радиоактивных металлов.

Бактериальное выщелачивание — выщелачивание с помощью микроорганизмов при изменения состава среды за счет продуктов их метаболизма.

Подземное растворение — метод добычи полезного ископаемого растворением его на месте залегания. Применяется для разработки соляных месторождений и создания подземных емкостей.

Подземная выплавка — метод добычи легкоплавких минералов посредством подачи теплоносителя по скважинам в залежь и извлечение полезного ископаемого на поверхность в виде расплава. Применяется для добычи серы (метод Фраша), вязких углеводородов.

Подземная газификация — метод добычи полезных ископаемых путем перевода их в газообразное состояние за счет термохимических реакций. Например, подземный термохимический процесс перевода угля в газ, пригодный для энергетических и химико-технологических целей. К подземной газификации можно отнести и методы подземной **перегонки,** основанные на переводе полезного ископаемого в газовую фазу без изменения химического состава.

Скважинная гидродобыча — метод добычи, основанный на приведении полезного ископаемого в подвижное состояние путем гидромеханического воздействия и выдачи в виде гидросмеси на поверхность. К этим же методам можно отнести и методы **внутрипластового ожижения** (например, угля) за счет диспергирования ископаемого химическими реагентами.

В сферу ФХГ входит и такое полезное ископаемое, как **тепло Земли**. Использовать тепло Земли можно, утилизируя природные парогидротермы, а также тепло глубинных «сухих» горных пород и тепло низкопотенциальных тепловых источников, используя принцип «теплового насоса»..

Заслуживают изучения такие перспективные методы, как **гидрогенизация** угля и битумов на месте их залегания, скважинная добыча углей воздействием на них реагентами, использование земных недр в качестве реакторов для осуществления технологических процессов, протекающих при высоких температурах и давлениях. (современное состояние использования ФХМ отражено в табл. 1.3.)

1.5. Оосновные направления развития ФХГ

В ФХГ можно выделить два основных направления.

1. Первое связано с изучением физико-геологических условий месторождений. Эти условия находятся вне сферы действия инженера-технолога по добыче, однако их надо хорошо изучить и знать, чтобы предвидеть ход процесса добычи.

2. Второе направление связано с разработкой технологии добычи полезных ископаемых и заключается в выборе способа вскрытия месторождения, процесса перевода полезного ископаемого в подвижное состояние, доставки, подъема, транспортирования и наиболее эффективных схем переработки добытого продукта.

Следовательно, ФХГ как научная дисциплина должна по большому количеству отдельных факторов, характеризующих месторождение, рекомендовать выбор оптимальной технологической схемы процессов и средств добычи полезного ископаемого.

Рассмотрение экономических и экологических вопросов необходимо при решении задач в конкретных условиях разработки. Будучи прикладной наукой, ФХГ тесно связана с исследованиями теоретического характера, причем в качестве научно-технической базы для ее развития используются данные фундаментальных наук.

Для успешного развития ФХГ требуется разработка многих технологических задач, а также определение критериев качественной и количественной оценки месторождений полезных ископаемых для их разработки геотехнологическими методами. При использовании последних важно знать обстановку, в которой происходит процесс добычи, поэтому в число задач ФХГ должны включаться исследования естественных физико-геологических условий залегания месторождений. Знания природы и механизма процесса добычи не всегда достаточно для определения его оптимального режима. Поэтому нельзя, пользуясь существующими теоретическими концепциями, найти точные критерии для оценки интенсивности процесса добычи, определить количественную сторону его зависимости от природных факторов, классифицировать формы и интенсивность процесса добычи в зависимости от управляемых параметров технологии. В связи с этим специальные исследования должны быть направлены на выработку методик количественной оценки технологических процессов в зависимости от природных и технологических факторов.

Кардинальные задачи ФХГ: изучение влияния горной среды на процессы перевода полезного ископаемого в подвижное состояние и изменения в связи с этим равновесия в геотехнологической системе; изучение превращений химического и физического характера. При этом под изучением механизма превращений полезного компонента в геотехнологической системе понимается установление природы их и последовательности протекания отдельных стадий: кинетики процессов, сопровождающих превращение, скорости их протекания и сложного динамического равновесия; изыскание средств осуществления процессов добычи.

После установления возможности фазового превращения полезного ископаемого необходимо решить комплекс научных, технических и экономических задач, таких как доставка рабочих агентов к рудному телу залежи, выбор вида рабочих агентов, способ и параметры их транспортирования; проблемы управления технологическим процессом добычи с учетом распространения рабочих агентов в массиве, транспортирования полезного ископаемого от места залегания на поверхность и его дальнейшей переработки; выбора таких систем разработки, которые характеризовались бы высокой технологической эффективностью и экономической рентабельностью.

Важную роль в технологическом и экономическом отношении играет правильный выбор рабочего агента, состав и свойства которого определяются рядом факторов: физико-геологическим состоянием залежи, энергетическим эффектом, сопровождающим перевод полезного ископаемого в подвижное состояние, необходимым температурным диапазоном, технической осуществимостью генерирования энергии в залежи и др. Особую актуальность имеют снижение потерь полезного ископаемого в залежи и вопросы охраны окружающей среды.

Состав рабочего агента и его количество в значительной степени определяют технико-экономические показатели метода. Решения проблем доставки рабочих агентов и управления их распространением в горном массиве в общем случае тесно взаимосвязаны. Ввиду сложности исследования этих проблем их взаимное влияние можно учесть после независимого изучения, причем определяющими и наиболее трудно исследуемыми являются процессы, происходящие в горном массиве.

Основой анализа и прогнозирования должно стать математическое моделирование геотехнологических систем. Установление алгоритмов оптимальной эксплуатации, управления процессами и их комплексами составляет основу теоретических разработок в ФХГ, которые должны иметь

две тенденции развития и совершенствования: детального изучения отдельных геотехнологических процессов добычи с выявлением конкретных параметров их воспроизводства, характерных для каждой определенной геотехнологической системы; типизации основных процессов ФХГ (тепловых, диффузионных, кинетических), выражающейся в установлении общности математического их описания и автоматического управления. В свете развития этих направлений формальные понятия о горном массиве, как о статической системе, должны уступить место представлениям о сложных динамических системах.

Проблема управления технологическим режимом добычи состоит из ряда частных вопросов, к которым относятся управление процессами тепло- и массопереноса в горном массиве, выбор параметров системы разработки и технологии процесса добычи. Все эти вопросы невозможно решить без детального изучения определяющих свойств горной среды — геологического строения и гидрогеологических условий залегания месторождения, обстоятельной физико-геологической характеристики залежи. Знание физико-геологической характеристики горной среды и особенностей протекания технологических процессов добычи обеспечивает возможность расчетного определения параметров технологии и конструкции добычных скважин. Проблемы доставки полезного ископаемого на поверхность и его дальнейшая переработка решаются в зависимости от фазового состояния, в которое преобразуется полезный компонент в горном массиве. Транспортная магистраль для доставки полезного ископаемого на поверхность в одних случаях может быть совмещена со скважинами, которые используются для подачи рабочего агента к залежи, в других случаях — бурятся специальные скважины (дренажные каналы).

Для суждения о возможности применения того или иного геотехнологического метода можно воспользоваться табл. 1.7, где представлена их зависимость от геотехнологических свойств и физико-геологических условий залежи.

Главное условие применения ФХГ возможность и экономическая целесообразность перевода полезного ископаемого под воздействием тех или иных рабочих агентов в подвижное состояние. Не менее важно обеспечить возможность подачи рабочих агентов к поверхности взаимодействия и отвод полезного ископаемого через скважины на поверхность.

Инструментом воздействия на горную среду при ФХМГ служат рабочие агенты, под которыми понимается энергия или ее носители, вводимые в рабочую зону. Примерами рабочих агентов могут служить химические растворы, электрический ток, вода-теплоноситель и т.д. Под влиянием ра-

Таблица 1.7

Геотехнологические свойства и характеристики месторождений

Свойство				
	сплошные крупные скопления полезных ископаемых	залежи содержат рассеянные включения полезного ископаемого		
		проницаемые	слабопроницаемые	
		пористые и рыхлые	трещиноватые и кавернозные	связные и скальные
1. Способность образования газовых систем (гореть, возгоняться, разлагаться)	уголь, известняк	битум, нефть	сера, известняк	сланцы, реальгар, киноварь, сидерит
2. Способность образования жидких систем: а) плавлением б) растворением в воде в) химической реакцией	бишофит,карналлит, асфальтит	битум, тяжелая нефть	сера, озокерит, битум	сера, битум
	каменная, калийная соль, бишофит	сода	—	—
	уголь	уран, полиметаллы, железо, озокерит, марганец, золото	полиметаллы	уран, мышьяк, медь, никель, свинец, цинк сланцы
3. Способность отдавать тепло Земли	сухие горные породы	низкопотенциальные водные горизонты	природные паро-гидротермы	-
4. Способность к образованию подвижных механических гидросмесей	уголь, песок	россыпные месторождения металлов, фосфоритов, янтаря	-	бокситы, марганец, железные и урановые руды
V. Подземных вод содержит полезные компоненты	рассолы	—	растворы (иода, брома и др.)	-

бочих агентов полезное ископаемое образует продуктивные флюиды (раствор, расплав, газ, жидкость и др.), обладающие свойством подвижности и содержащие в своем составе полезное ископаемое.

Контрольные вопросы

1. Дайте определение ФХГ
2. Характеризуйте основные ФХМ
3. На чём основана классификация ФХМ?
4. Как оценить возможность использования ФХМ?
5. Какие проблемы стоят перед ФХГ?

Литература

1. Аренс В.Ж. Геотехнологи и геотехнология. Ж. ГИАБ, №2, 1999. С. 12—16.

2. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология. Изд. МГГУ 2001г.

3. Кириченко И.П. Химические способы добычи полезных ископаемых изд. АНСССР м.и 1958г.

4. Мельников Н.В. Аренс В.Ж. Некоторые понятия определения геотехнологии ФТПРПИ, 3 1977

2.ФИЗИКО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФХГ

Разработка месторождений геотехнологическими методами невозможно без детального изучения их геологического строения и гидрогеологических условий, свойств массива, т. е. без обстоятельной физико-геологической характеристики горной среды. Решающая роль в этом принадлежит геологическим, гидрогеологическим и геофизическим исследованиям, которые сопровождают разведку месторождения и должны предшествовать проектированию.

Не всякое месторождение эффективно разрабатывать геотехнологическими методами, а физико-геологические основы ФХГ определяют граничные условия применения этих методов и дают методику их нахождения. Получение достоверных исходных данных о физико-геологических условиях существования месторождения в земных недрах — главная задача геолого-гидрогеологического цикла наук, рассматриваемых в сфере ФХГ. Решение этой задачи сводится к исследованию физико-геологических факторов, определяющих возможность использования геотехноло-

гических методов, оценке месторождений с точки зрения возможности их разработки этими методами, обоснованию требований к изученности месторождений, разработке методики их разведки и подготовки к основанию, а также геологического обслуживания предприятий

2.1. Горная среда, порода, полезные ископаемые и их свойства

Сложность строения земной коры связана с распределением давления, температур, состава и свойств горных пород. Кольская сверхглубокая скважина достигла 12 км глубины, нефть добывается уже с глубины 6-8 км. Наиболее глубокие рудники достигают 3-4 км, а большинство месторождений разрабатываются на глубинах первых сотен метров.

Полезные ископаемые чаще всего находятся в недрах Земли в виде каких-то соединений, которые возникли в результате геологических процессов — магматизма, метаморфизма, разрушения и седиментации. Число устойчивых природных химических соединений (минералов) не превышает трех тысяч. Каждый минерал характеризуется химическим составом, физическими свойствами и внутренним строением.

Минерал, по В.И. Вернадскому, «физический или химический индивидуальный продукт земных химических реакций, состоящий из химических молекул». Жидкости и газы им также отнесены к минералам. Таким образом, минералами называются все элементы и их химические соединения, встречающиеся в земной коре, отличающиеся однородностью состава, строения и свойств.

По химическому составу минералов выделяют простые вещества (например, самородное золото, платину, серу, углерод и др.), сульфиды (соли сероводородной кислоты, например пирит, халькопирит, сфалерит, галенит и др.), галоиды (соли) и кислородные соединения, составляющие основную массу земной коры (гидроксиды, силикаты, алюмосиликаты, сульфаты, фосфаты, карбонаты и др.). Большинство минералов имеют кристаллическое строение и только некоторые — аморфное.

Физические свойства минералов чрезвычайно разнообразны и, естественно, зависят от их химического состава и строения.

Они находятся в земной коре в виде отдельных кристаллических выделений или кристаллических зернистых агрегатов и землистой массы. Как известно, минералы образуются при эндогенных (кристаллизация магматических расплавов, возгонка газов с метасоматозом одних минера-

лов другими, метаморфизм) и экзогенных процессах (механическое, химическое и биологическое разрушение и седиментация горных пород).

Горные породы — устойчивые формы ассоциаций различных минералов, образующие геологически самостоятельные тела. По происхождению горные породы бывают магматические, метаморфические и осадочные. Для геотехнологических методов чрезвычайно важно знать строение (структуру) горных пород, которое определяется размером, формой и взаимным расположением зерен, агрегатов, включений; их сложение **(текстуру)** — пространственное взаиморасположение минеральных масс (например, сланцеватое, массивное сложение); форму залегания (пласты, гнезда, линзы, жилы, штоки, батолиты и др.).

В физико-химической геотехнологии рассмотрение отдельно взятых горных пород и полезных ископаемых неприемлемо, необходимо исследовать горную среду, представляющую собой одну или несколько гетерогенных систем с различными компонентами, присутствующими в твердой, жидкой или газообразной фазах. При этом наибольшее значение имеют геотехнологические свойства полезных компонентов, поскольку именно они определяют способность полезного ископаемого к фазовым превращениям. Исследования горной среды заключаются в изучении состояния, состава и строения полезного ископаемого и горных пород, его вмещающих.

Состояние горного массива определяется степенью заполнения пор, трещин и пустот газами или жидкостью, температурой залежи и окружающей среды, а также положением залежи в горном массиве. Состояние горного массива может быть определено как обводненное, влажное и воздушно-сухое. Положение залежи определяет давление окружающих пород и гидрогеологическую обстановку.

Пласт водопроницаемой породы, насыщенный водой и способный ее отдавать, залегающий между водоупорными породами (глины, нетрещиноватые изверженные породы), называется водоносным горизонтом (в.г.). Площадь питания в.г. — это место их выхода на поверхность или участок земли, не перекрытый водоупорными породами. Движение воды (фильтрация) по водоносному горизонту происходит по порам, трещинам горных пород.

Изучение горных пород — определение их вещественного состава, исследование морфолого-минералогических ассоциаций, образующих полезное ископаемое, изучение минералогического состава, химического, т. е. определение химических элементов и соединений; определение гранулометрического и микроагрегатного состава залежи.

Наряду со структурой и текстурой полезных ископаемых особое значение имеет изучение их пористости; особенно важно знать эффективную или открытую пористость, которая определяет возможность осуществления многих геотехнологических методов, так как позволяет перемещаться в массиве рабочим агентам и полезному ископаемому под действием градиентов давления, и характеризуется коэффициентом открытой пористости (отношение объема открытых пор к объему образца породы). Коэффициент пористости — отношение объема пор к общему объему всей породы.

Наибольшее значение для геотехнологических методов имеют гидравлические свойства горного массива. Фильтрационные (или коллекторские) свойства горного массива связаны с его пустотностью, проницаемостью и способностью смачиваться различными жидкостями. Оценка горного массива как коллектора делается на основании исследований его пустотности. Общая пористость определяется отношением объема пустот и пор к объему горной породы. Динамическая пористость характеризует объем только тех пор, по которым может фильтроваться жидкость. Площадь поверхности, образуемая стенками пустот и пор, является одной из важнейших геотехнологических характеристик горной породы. Следовательно, проницаемость зависит от степени открытости поровых каналов, формы и размера частиц, сложности путей течения.

Физическое свойство горных пород пропускать жидкости и газы характеризуется коэффициентом проницаемости *(Дарси)* $K_{пр}$ и коэффициентом фильтрации $K_ф$ (м/сут, см/с).

$$К_ф = К_{пр}\rho_ж/\mu,$$

где $\rho_ж$ — плотность жидкости (кг/см^3); μ — вязкость жидкости (пуаз).

Коэффициент фильтрации — показатель, характеризующий проницаемость пород , численно равен скорости фильтрации при напорном градиенте равном единице.

При расчете в нефтяных и газовых месторождениях, где вязкость и плотность играет значительную роль, пользуются коэффициентом проницаемости в *Дарси (*10^6 нм^2*).*

- произведение коэффициента фильтрации водоносного горизонта на его мощность (м^2/сут) коэффициентом водопроводимости.

В геотехнологии проницаемость горных пород следует определять в натурных условиях путем опытных нагнетаний и откачек воды в скважинах. На проницаемость влияют и такие свойства пород, как сжимаемость, упругость, пластичность, зависящие от давления. Различают абсолютную,

эффективную и относительную проницаемость пород. Абсолютная проницпемость характеризует пропускную способность образца для воздуха или жидкости при атмосферном давлении и полном заполнении породы воздухом или жидкостью и вычисляется по линейному закону фильтрации. Разная проницаемость для газов и жидкостей при их совместном движении называется фазовой (или эффективной). Отношение эффективной проницаемости *к* абсолютной называется относительной проницаемостью пород. Для определения проницаемости пород в натурных условиях надо исходить из конкретных особенностей залегания и учитывать внутреннее давление, температуру и физико-химические свойства жидкостей (химический состав, минерализацию, вязкость, плотность и др.). Напорный градиент — потеря напора на единицу пути фильтрации жидкости. Служит причиной движения жидкости в поровых каналах (безразмерная величина). Напорный градиент, при котором начинается суффозия перемещения рыхлых песчаных пород под действием потока жидкости, движущейся по пласту, называется критическим.

К **гидравлическим свойствам** горных пород так же относится их способность вмещать и удерживать воду — влагоемкость, отдавать воду путем свободного вытекания — водоотдача, сохранять связанность, консистенцию и прочность при взаимодействии с водой — водоустойчивость, поднимать влагу по порам под воздействием капиллярных сил — капиллярность, увеличивать объем — набухание, уменьшать объем при высыхании — усадка, уменьшать объем при замачивании — просадочность, входить в молекулярное взаимодействие с жидкостями — смачиваемость, концентрировать на своей поверхности различные вещества из газов, паров и жидкости — адсорбция, поглощать газы, пары и жидкости — абсорбция, прилипать к различным предметам — липкость.

Водо- нефтенасыщенность характеризуется коэффициентом водо- нефтенасыщения (отношение объема жидкости к объему пор) и по нему делается оценка запасов нефти. Водонасыщенные пласты обладают упругими свойствами. При откачке давление по пласту передается не мгновенно, скорость распространения изменения давления по пласту характеризуется коэффициентом пьезопроводимости, который равен отношению коэффициента проницаемости к коэффициенту вязкости жидкости и упругости пласта. Скорость передачи волны давления в горных породах характеризуется величиной водопроводимости *a*, м/сут.

Тепловые свойства полезных ископаемых определяют геотехнологические методоы, использующих свойство части горной породы при определенной температуре переходить из твердой в жидкую или га-

зообразную фазу. Способность к фазовым превращениям, имеющим физический характер, подразделяется на плавление, испарение, сублимацию, кристаллизацию и конденсацию.

Плавление — способность полезного ископаемого переходить в жидкое состояние. Характеризуется температурой плавления (вернее температурным интервалом плавления, определяющим температуру начала плавления горной массы и полного перехода ее в жидкое состояние); удельной теплотой плавления, т. е. количеством тепла, необходимого для плавления единицы горной массы.

Испарение (парообразование) — способность полезного ископаемого переходить из твердой или жидкой фазы в газообразную. В количественном отношении это свойство оценивается теплотой испарения (количество тепла, потребного на преодоление сил связи между молекулами и их «отрыв» с поверхности).

Сублимация — способность полезного ископаемого переходить из твердого состояния в газообразное. В количественном отношении это свойство характеризуется теплотой сублимации (мерой энергии связи между атомами и молекулами).

Кристаллизация — способность полезного ископаемого к образованию и росту кристаллов из расплава, раствора или газа. Кристаллизация возникает в результате нарушения равновесия (пересыщение или переохлаждение) исходной фазы. В количественном отношении она характеризуется степенью кристаллизации (т. е. количеством вещества, выделившегося в твердую фазу из раствора или расплава) и температурой кристаллизации (температура, соответствующая началу образования твердой фазы).

Конденсация — способность полезного ископаемого переходить из газообразного в твердое или жидкое состояние.

Кроме этого, для расчета технологических параметров, основанных на использовании тепловых свойств горных пород, необходимо исследовать такие свойств горных пород, как **те**плопроводность- способность передавать тепловую энергию при возникновении разности температур, характеризуемая коэффициентом теплопроводности и коэффициентом конвективного теплообмена способность, повышать свое теплосодержание при повышении температуры, характеризуемая удельной, средней и истинной теплоемкостью и коэффициентом температуропроводности, теплового расширения или сжатия способностью изменять размеры при изменении температуры, характеризуемая коэффициентами объемного и линейного расширения).

При наложении электрических, магнитных и радиационных полей на горную породу достигается интенсификация химических и физических процессов. Многие геофизические методы исследования скважин основаны на использовании этих свойств горных пород при воздействии на них различных полей.

Электрические свойства: электропроводность (характеризуется удельной электропроводностью или удельным электрическим сопротивлением и коэффициентом электроанизотропии), электрическая прочность — способность сопротивляться разрушающему действию электрического напряжения (измеряется пробивным напряжением), **поляризация —** способность горной породы взаимодействовать с окружающим электрическим полем (оценивается относительной диэлектрической проницаемостью и углом диэлектрических потерь).

Магнитные свойства горных пород: магнитная восприимчивость (свойство горных пород намагничиваться под действием внешнего магнитного поля) и остаточная намагниченность (свойство горных пород сохранять намагниченность).

Радиационные свойства горных пород: естественная радиоактивность (способность горных пород создавать радиоактивное излучение) и способность горных пород поглощать α, β, γ, а также нейтронное излучение.

Механические свойства горных пород (их необходимо изучить для оценки условий выемки полезных ископаемых).

Тиксотропность — способность горных пород, содержащих коллоидные фракции, под воздействием динамических нагрузок к обратимым переходам из твердого состояния в жидкое), зависящая от вида воздействия, его интенсивности и длительности; показателями способности горной породы к разупрочнению являются чувствительность и предел структурной прочности;

прочность — способность сопротивляться разрушению под воздействием внешних сил), характеризуемая пределом прочности при одноосном сжатии или растяжении, сопротивлением срезу, пределом прочности при изгибе, коэффициентом крепости;

твердость — способность оказывать сопротивление локальному воздействию), количественно характеризуемая показателем статической и динамической твердости;

вязкость разрушения (способность горной породы сопротивляться развитию в ней трещин);

упругость — способность горной породы восстанавливать после снятия нагрузки свою первоначальную форму и размеры), характеризуемая модулем Юнга, коэффициентом Пуассона, модулем сдвига, коэффициентом всестороннего сжатия;

пластичность — способность горной породы изменять форму без разрыва сплошности при силовом воздействии и сохранять эту форму при снятии действующей нагрузки), характеризуемая степенью пластичности, коэффициентами пластичности и уплотнения;

компрессионность — способность горной породы сжиматься при вертикальной нагрузке и невозможности бокового расширения, характеризуемая коэффициентами уплотнения и консолидации, модулями усадки и полной деформации;

хрупкость — способность к внезапному разрушению при нагрузке без заметных пластических деформаций), характеризуемая коэффициентом хрупкости.

акустическими проводимостью и поглощением звуковых волн горной породой.

удельный вес — отношение веса твердого к объему породы (без объема порового пространства).

Плотность — масса единицы объема горной породы.

2.2. Физико-геологические факторы, определяющие эффективность отработки месторождения ФХМГ

Физико-геологические факторы- движущие силы какого-либо процесса или же условия, в которых этот процесс протекает**.**

Успех разработки месторождении методами ФХГ зависит прежде всего от физико-геологических факторов. Внутренние факторы определяют способность химических элементов и их соединений давать подвижные состояния. Мы их назвали геотехнологическими свойствами; внешние факторы — параметры физико-геологической среды (например, T, P, pH, Eh). Для каждого месторождения выявляется свой перечень факторов, в разной степени влияющих на эффективность и экономику процесса добычи. В первую очередь к ним относятся геотехнологические свойства полезного ископаемого, которые обеспечивают возможность перевода его в подвижное состояние. Поэтому изучение любого месторождения должно начинаться с исследования этого фактора, а также тех факторов, которые обеспечивают распространение в недрах рабочих агентов и движение по-

лезного ископаемого к добычным скважинам. В ряде случаев для успешного применения геотехнологических методов необходимы технические мероприятия, которые позволят управлять теми или другими свойствами полезных ископаемых и вмещающих пород. Изучение физико-геологических факторов, влияющих на эффективность применения методов ФХГ, представляет собой сложную, комплексную проблему вследствие многообразия происходящих в недрах Земли процессов.

На параметры процесса добычи существенное влияние оказывают следующие физико-геологические факторы:

- химико-минералогический состав залежей и вмещающих пород — определяет характер их взаимодействия с рабочими агентами. Наиболее благоприятен состав залежей, обеспечивающими выборочное взаимодействие рабочего агента с минералами, содержащими полезное ископаемое. Наличие сопутствующих или вмещающих минералов, взаимодействующих с рабочим агентом, может привести к перерасходу реагентов или к серьезным осложнениям (например, кольматация порового пространства).

- содержание полезного компонента в залежи при прочих равных условиях определяет эффективность метода добычи.

- механические свойства залежи и вмещающих пород — в ряде случаев определяют возможность перевода полезного ископаемого в подвижное состояние (гидравлический размыв) и осуществление гидроразрыва. Кроме этого, они определяют ход процесса сдвижения налегающей толщи пород, т.е. управление горным давлением при ведении процесса добычи.

- химический состав, плотность и вязкость подземных вод — определяют скорость и характер распространения по залежи рабочих агентов, а также возможность использования пластовых вод для приготовления рабочих агентов и условия промышленного сброса вод.

- условия питания и разгрузки подземных вод, их связь с выше- и нижележащими горизонтами определяют размер утечек рабочих и продуктивных агентов. Близость участков питания и разгрузки подземных вод, как правило, затрудняет ведение процесса добычи.

- пористость, текстура и структура залежи — определяют степень доступности полезного ископаемого для рабочего агента.

- проницаемость залежей — для многих геотехнологических методов это необходимым условием осуществления процесса добычи. Неоднородность проницаемости рудной залежи, как правило, затрудняет ведение процесса добычи, поскольку проницаемые участки служат каналами движения рабочих агентов, а непроницаемые остаются вне сферы их действия.

Из вышеизложенного следует, что круг основных факторов, влияющих на условия добычи полезных ископаемых методами ФХГ, охватывает многие свойства залежей. В этой связи одна из важнейших задач- выявление степени влияния каждого фактора на конкретный метод и нахождение их качественной и количественной оценки. А это, в свою очередь, обеспечит установление связей между факторами и экономическими показателями отработки месторождения. Так как комплекс природных факторов, которые бы только благоприятствовали ведению добычи, практически не встречается, для осуществления метода необходимо провести предварительные технические мероприятия, устраняющие влияние неблагоприятных природных факторов, т.е. подготовить месторождения к отработке путем улучшения геотехнологических свойств полезного ископаемого, повышения или снижения проницаемости залежи, изоляции залежи и т.д.

2.3. Требования методов ФХГ к физико-геологической обстановке

В основе каждого метода ФХГ лежит тот или иной физический или химический процесс. Для осуществления метода в промышленном масштабе необходимо знать влияние горной среды на параметры и показатели технологии. Естественно, что сформулировать общие для всех методов требования практически невозможно, тем не менее ряд требований можно сформулировать: **используемый метод должен обеспечивать заданное извлечение полезного ископаемого из недр и быть экономичным; химический и минералогический состав полезного ископаемого должен обеспечивать возможность перевода его в подвижное состояние; вмещающие породы должны обеспечивать возможность проведения технологического процесса по извлечению полезного ископаемого (поддержание необходимой температуры, давления, устойчивости); морфология залежи, текстура и структура руд должны обеспечивать доступ рабочих агентов к полезному ископаемому.** Перечисленные требования конкретизируются применительно к каждому методу.

Требования, к качеству полезного ископаемого: минимальное промышленное содержание полезного компонента в блоке, необходимое для экономичной разработки месторождения; бортовое содержание полезного компонента в пробе для включения в промышленный контур запасов; минимальная величина промышленного извлечения полезного компонен-

та, обеспечивающая экономичную разработку месторождения; технологичность полезного ископаемого.

Требования, к горно-геологическим условиям залегания полезного ископаемого: максимальная, а иногда минимальная глубина залегания; физические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород; минимальная промышленная мощность залежи; максимальная мощность прослоев проницаемых и непроницаемых пород, а также некондиционных прослоев, включаемых в контур подсчета запасов; минимальная мощность непроницаемых или слабопроницаемых, подстилающих и покрывающих пород; максимальная мощность проницаемых пород и некондиционных прослоев, залегающих под верхним водоупором в кровле залежи и не включаемых в контур подсчета запасов; гидрогеологические параметры залежи — фильтрационные свойства полезного ископаемого и вмещающих пород (проницаемость, водопроводимость), степень раскрытия, расстояние до контуров питания и разгрузки и др. Важным требованием является также минимальная производительность пласта, отражающая связь содержания полезного компонента с мощностью залежи.

Перечислены лишь самые основные требования, определяющие условия разработки месторождений, общие для большинства методов. На условия добычи влияют так же угол падения пластовых залежей, их размеры, наличие тектонических нарушений, степень неоднородности и изменчивость всех перечисленных показателей и др. Требования устанавливаются экономическими расчетами (методом вариантов), при которых отдельные показатели последовательно меняются и выбираются оптимальные для данного месторождения. Остальные требования устанавливаются на основании технологических исследований в полевых условиях для конкретного месторождения.

На основе выявленных требований методов ФХГ определяются кондиции. Как известно, **кондиции на полезные ископаемые оценивают совокупностью требований к их качеству и горно-геологическим условиям добычи, предъявляемых с учетом конкретных методов и технических средств добычи, экономической конъюнктуры, а также тенденции их развития в будущем.** Кондиции служат для выделения, оконтуривания и подсчета балансовых и забалансовых запасов.

При определении кондиции для некоторых методов ФХГ удобно использовать понятие **продуктивность пласта — извлечение полезного компонента с 1 м^2 площади.**

2.4. Исследование месторождения при его подготовке к отработке методами ФХГ

Целью исследования при геологоразведочных работах — комплексная оценка месторождения как сырьевой базы народного хозяйства. При оценке месторождения дается его общая геологическая характеристика и определяются данные для решения вопросов технологии подготовки и эксплуатации месторождения. При разведке должны быть выявлены:

- форма, размеры и геологическое строение залежи, глубина залегания, тектонические особенности и вторичные преобразования (наличие складок, разрывов, интенсивной трещиноватости, кавернозности, крупных карстовых пустот, окисления руд и др.), содержание полезного ископаемого и его запасы, мощность, литологический, минералогический и химический состав, структурно-текстурные особенности залежи, соотношение полезных компонентов по технологическим свойствам, изменчивость их качественных и количественных характеристик;
- мощность, литологический состав, степень тектонической нарушенности и элементы залегания покрывающих и подстилающих пород, физико-механические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород;
- гидрогеологические параметры водоносных горизонтов (водоносная мощность, пьезометрический напор, коэффициент фильтрации, химический состав, температура вод и др.), гидрогеологическая блокировка запасов, источники водоснабжения предприятия, прогноз возможных изменений гидродинамических условий месторождения во время его эксплуатации и влияние последней на существующий водозабор и поверхностные водотоки;
- газоносность залежи, интенсивность газопроявлений, химический состав газов, их взрывоопасность;
- экономика и природные условия района месторождения (обжитость, энергетические ресурсы, транспортные возможности, сведения о месторождениях других полезных ископаемых, климате, рельефе и др.).

Специфическое отличие методики разведочных работ на месторождениях, предназначаемых к разработке геотехнологическими методами- детальность физико-геологических исследований, объем которых увеличивается за счет большего изучения соответствующих особенностей залежей.

Исследовательские работы проводятся на всех стадиях разведки и включают в себя как общегеологические и геотехнологические исследова-

ния. Под последними понимаются выявление важных для геотехнологии физико-геологических факторов и их конкретная оценка по данным исследований. При разведке требуется более полное изучение технологических свойств полезных ископаемых и вмещающих пород, что позволит провести подсчет извлекаемых запасов.

Учитывая специфические особенности месторождения и поставленные перед геологическим описанием задачи, основные геологические сведения следует дополнять количественной оценкой сортов и структурно-текстурных разновидностей полезного ископаемого, которые выделяются как геолого-промышленные и технологические типы, а также данными о пористости, кавернозности, трещиноватости, которые определяют водопроницаемость, фильтрационные и другие физико-геологические свойства, влияющие на условия разработки залежи. В этом состоит главная особенность геологической документации скважин при разведке месторождения.

В зависимости от целей исследований проводится химическое, минералого-литологическое, физическое и технологическое опробование полезного ископаемого.

Химическое опробование является основным и выполняется с целью определения химического состава, содержания полезных компонентов и вредных примесей. Опробуется керн всех скважин, пробуренных на месторождении (поисковых, разведочных и гидрогеологических). Пробы отбираются секционно по литологическим и текстурным типам полезного ископаемого. Длина секции 1 м, а в лежачем и в висячем боках залежи не более 0,5 м. Особое внимание при опробовании следует уделять точному выделению трудноизвлекаемых полезных ископаемых.

Минералого-литологическое опробование проводится для изучения состава минералов, структурно-текстурных и других особенностей, влияющих на показатели технологического извлечения с целью выяснения количественных соотношений разновидностей полезных ископаемых, форм и размеров их выделений, пространственного размещения в массиве и взаимоотношения с другими минералами, слагающими залежь, различных свойств полезного ископаемого, определяющих его технологические характеристики. Отбирают штуфы разных размеров, наиболее типичные и представительные для того или иного литологического или структурно-текстурного типа полезного ископаемого. Минералого-литологическое опробование в большинстве случаев не дает полного представления о количественном составе полезного ископаемого и чаще сводится к выяснению его качественной характеристики и некоторых физических

свойств. Этот вид опробования является вспомогательным при химическом, физическом и технологическом опробовании.

Физическое опробование (если оно необходимо) с целью установления физико-механических и теплофизических свойств полезного ископаемого и вмещающих пород. Пробы отбирают по основным литологическим разновидностям и геолого-промышленным типам полезного ископаемого, а также по тем покрывающим и подстилающим породам, которые определяют условия гидро- и теплоизоляции залежи при ее разработке.

Технологическое опробование полезного ископаемого с целью изучения его извлекаемости (прогнозирование коэффициентов извлечения) для разработки эффективного геотехнологического режима.

В ходе предварительной разведки возможны только лабораторные исследования. Перед строительством крупного предприятия на месторождении осуществляются опытно-промышленные испытания технологии и ее режима на опытной установке в естественных условиях.

Геологические, гидрогеологические и геофизические исследования залежи составляют единый неразрывный комплекс ее изучения в период подготовки месторождения к промышленному освоению. Главная задача этих исследований- изучение месторождения как гидроструктуры, гидродинамические свойства которой обусловливают ее пригодность для разработки геотехнологическими методами, т. е. определение условий фильтрации рабочих и продуктивных агентов в процессе добычи.

Специфика геотехнологических методов требует проведения специальных исследований для установления: условий и области питания, направления, скорости движения и области разгрузки подземных вод; число водоносных горизонтов, их состава, мощности, глубины залегания, статических уровней, пьезометрических напоров, дебита, наличия или отсутствия гидравлической связи между водоносными горизонтами, с водами залежи и поверхностными водотоками, химического и газового состава, а также температуры подземных вод, степени корродирующего влияния подземных вод на металлическое оборудование скважин; фильтрационных свойств руд и вмещающих пород, их водоотдачи, коэффициента фильтрации, гидро- и пьезопроводности, профиля водоприемистости, радиуса влияния скважин; области распространения и характеристики покрывающих и подстилающих пород как водоупоров, гидрогеологических проявлений, геолого-структурных особенностей залежи и вторичных преобразований полезного ископаемого; степени и характера изменчивости основных гидрогеологических параметров полезного ископаемого и

вмещающих пород по площади и в разрезе в разных частях залежи; эффективности применения различных методов искусственного улучшения фильтрационных свойств полезного ископаемого; возможных изменений гидродинамических условий залежи при ее эксплуатации геотехнологическими методами и влияния подземной технологии на действующие горные предприятия и систему их осушения, поверхностные водотоки, близко расположенные питьевые и лечебные водозаборы, а также на изменение химического и газового состава подземных вод и на их санитарное состояние; вероятных источников технического и хозяйственного водоснабжения предприятия и перспективных коллекторов для размещения промышленного стока.

Неоднородность полезного ископаемого и вмещающих пород по площади, и в вертикальном разрезе не позволяет достоверно оценить лабораторными методами проницаемость, водоотдачу, фильтрационные и другие свойства, влияющие на ФХГ. Поэтому в изучении этих свойств ведущее место принадлежит натурным исследованиям. Главными видами работ при гидрогеологическом изучении залежей, подготавливаемых к промышленному освоению геотехнологическими методами, являются гидрогеологическое точечное и площадное опробование разведочных и специальных гидрогеологических скважин, сопровождаемое геофизическими наблюдениями, режимные наблюдения за подземными и поверхностными водами, искусственное воздействие на водопроницаемость полезного ископаемого.

Общие положения методики проведения этих работ и определения гидрогеологических параметров изложены в соответствующих инструкциях и руководствах по гидрогеологическому изучению месторождений полезных ископаемых. Из всего цикла гидрогеологических исследований первостепенными являются опытные нагнетания или откачки. С помощью нагнетаний определяется стабильная величина водопоглощения при разных ступенях давления. Кроме того, опытные нагнетания позволяют непосредственно установить водоупорность пород кровли на гидроразрыв, что особенно важно при неглубоком залегании полезного ископаемого. Момент окончания нагнетания определяется временем установившегося режима поглощения при заданном давлении. При проведении нагнетания в опытной скважине все соседние изливающие скважины тщательно герметизируются и оборудуются манометрами. Для определения радиуса влияния опытных скважин при нагнетаниях наблюдения ведутся по всем реагирующим скважинам.

В исследованиях фильтрационных свойств, приемистости зон активного водопритока и других гидрогеологических характеристик полезного ископаемого и вмещающих пород, количественная оценка которых необходима для эксплуатации месторождения геотехнологическими методами, значительное место принадлежит геофизическим методам, служащими для расчленения вмещающих пород и залежи в разрезе скважин на группы, различающиеся своими физическими и гидродинамическими параметрами и водопроницаемостью: плотные, слабопористые, водонепроницаемые и рыхлые, трещиноватые, высокопористые (водные коллекторы). Задача выделения интервалов высокой проницаемости и водопритоков в разрезах скважин геофизическими методами сводится к выделению рыхлых, трещиноватых и высокопористых пород по аномалиям КС, ПС, ГК, НГК, кавернометрии и термометрии.

При гидрогеологических исследованиях скважин необходимо изучение профиля приемистости, выделения зон активного водопритока и скорости фильтрации подземных вод. Для этого используются методы резистивиметрии, объемной расходометрии и поинтервальных нагнетаний (в комплексе или по отдельности).

Целью экспериментальных исследований эффективности различных методов искусственного воздействия на водопроницаемость полезного ископаемого, которые должны проводиться при гидрогеологическом изучении месторождения для геотехнологических методов, является выяснение возможности и отыскание наилучших способов управления фильтрационными свойствами залежи (кислотная обработка, торпедирование, гидроразрыв и др.). Кроме этого, в процессе разведки целесообразно изучение применимости различных методов искусственного уменьшения водопоглощения по отдельным водоносным горизонтам вмещающих пород или определенным направлениям (особенно на контактах рудной залежи с покрывающими и подстилающими породами) в окисленных и закарстованных зонах. Для этого может быть рекомендован выборочный тампонаж глиной или цементом и другими материалами.

До экспериментов и после них по искусственному воздействию на водопроницаемость пород и в скважинах обязательно следует проводить комплексное гидрогеологогеофизическое опробование их разреза.

При исследованиях для геотехнологических методов наиболее важно оценить неоднородность параметров в плане с детальностью, позволяющей учесть эту неоднородность при проектировании системы разработки. В связи с этим целесообразно проводить кратковременные опыты на большом числе скважин, равномерно распределенных по площади залежи,

причем конструкция всех гидрогеологически исследуемых скважин должна быть совершенной по степени вскрытия. Для определения числа и мест расположения опытных скважин необходимо по данным геологической разведки разделить залежи на блоки с различными гидрогеологическими условиями. Границами блоков могут служить контуры залежи, тектонические нарушения, пережимы залежи, границы с безнапорной зоной. Каждый такой блок следует опробовать. Кроме того, необходимо заложить скважины в зонах разломов для получения их характеристики.

Подсчет запасов полезного ископаемого, пригодных для геотехнологических методов, включает в себя определение контуров и площади распространения промышленных залежей, их средней мощности, плотности и среднего содержания полезного компонента, выделение подсчетных блоков. Однако последние должны выделяться с учетом гидрогеологических особенностей и преимущественного распространения геолого-промышленных типов полезного ископаемого в той или иной части месторождения.

Оконтуривают запасы полезного ископаемого на основании временных или постоянных кондиций. При этом основные гидрогеологические параметры, приемистость и фильтрационные свойства залежи, геолого-промышленные типы и сорта полезных ископаемых, водопроницаемость покрывающих и подстилающих пород и другие характеристики месторождений должны быть изучены с детальностью, обеспечивающей надежность их при проектировании объектов ФХГ.

2.5. Геолого-гидрогеологические работы на предприятиях ФХГ

Основная цель геологического и гидрогеологического обслуживания состоит в повседневной помощи технологическому персоналу в эксплуатации месторождения и продлении срока существования предприятия. Удлинение срока существования или увеличение производственной мощности требуют от сотрудников геологической службы углубленного комплексного изучения особенностей месторождения и участков, расположенных в непосредственной близости от него. Для этого на основе обобщения и анализа всех материалов, получаемых в процессе разведки и эксплуатации месторождения, решаются задачи:

- увеличивают запасы, для геотехнологических методов, за счет доразведки слабо изученных участков;

- изучают геологические, гидрогеологические и технологические причины оставления полезного ископаемого в недрах и разработки мероприятий по их предотвращению;

- выясняют пригодность для геотехнологических методов относительно бедных участков залежей малой мощности или со специфическими гидрогеологическими условиями;

- геологически обосновывают планирование работы предприятия для обеспечения добычи в заданных объемах;

- изучают по данным бурения добычных скважин и эксплуатационной разведки условия залегания, гидрогеологические особенности и параметры, структуры, морфологии и мощности залежи, качества и пространственного распределения геолого-промышленных типов полезных ископаемых и их физических свойств (трещиноватости, пористости и кавернозности), контроль за качественным составом полезного ископаемого;

- выполняют систематическое геологическое документирование, опробование, необходимые гидрогеологические и геофизические исследования в добычных скважинах, контроля за технологией их проходки;

- изучают гидрогеологические условия ведения добычи и контролья за составом вод, сбрасываемых после их очистки в природные водотоки, а также охраны источников технического и хозяйственного водоснабжения от истощения и загрязнения;

- своевременно прогнозируют и срочно предупреждают технологический персонал об изменениях геологических, гидрогеологических и горнотехнических условий для предотвращения возможных осложнений в процессе эксплуатации;

- обобщают геологические, гидрогеологические, геофизические материалы детальной разведки и сопоставляют с фактическими данными разработки;

- составляют сводную геологическую и гидрогеологическую документацию (планы, разрезы, геолого-технологические карточки добычных скважин и др.), баланс, а также оперативного учета движения запасов полезного ископаемого и оформления актов на погашение отработанных участков и материалов на списание неподтвердившихся или утративших промышленное значение запасов, оценки перспектив развития предприятия и изучения состояния минерально-сырьевой базы района;

- составляют геолого-технический отчет о результатах геологического обслуживания, обзор по отдельным специальным вопросам и заключе-

ний по геологической и гидрогеологической части проекта эксплуатации месторождения или его участков, разработки служебных инструкций по геологическому и гидрогеологическому обслуживанию предприятия;

- консультируют технологический персонал по геологическим и гидрогеологическим вопросам, а также предоставляют необходимые материалы для проектирования работ и справки геологического характера.

Многообразие вопросов, периодически возникающих на действующем предприятии и решаемых геологической службой, не позволяет все их предусмотреть и регламентировать. Кроме перечисленных основных задач, могут быть и другие, требующие для своего разрешения участия геологов, гидрогеологов и геофизиков.

Главные технические приемы геологического обслуживания являются геологическое документирование и опробование добычных, водоотливных и других скважин, гидрогеологические и геофизические исследования в них. Для выяснения отдельных практических и теоретических вопросов геологии залежей, эксплуатируемых геотехнологическими методами, большое значение имеют специальные НИР, организуемые геологической службой предприятия всестороннего изучения геологических и гидрогеологических особенностей месторождения, его гидродинамического режима и структуры, вещественного состава и физических свойств полезного ископаемого, а также усовершенствования методики геологического обслуживания предприятия. Эти работы обычно выполняются специализированными научно-исследовательскими организациями. Активное участие сотрудников геологической службы в НИР способствует повышению уровня геологического обслуживания предприятия.

Геологическое изучение месторождения, переданного в эксплуатацию геотехнологическими методами, осуществляется в два этапа: доразведка с переводом запасов в высшие категории и эксплуатационная разведка. Отличие доразведки запасов для геотехнологических методов состоит в том, что доразведочные скважины должны располагаться на расстоянии, кратном сети добычных скважин, при условии их последующего использования для эксплуатации. Их диаметр должен быть равен диаметру добычных скважин. Скважины следует обсаживать, цементировать и консервировать до начала эксплуатации.

Эксплуатационная разведка при геотехнологических методах вносит существенные коррективы в геологические и гидрогеологические характеристики залежи, полученные при детальной разведке.

В большинстве случаев все задачи эксплуатационной разведки могут решаться при проходке разведочно-добычных скважин в соответствии с

проектом разработки. Принятое расстояние между добычными скважинами, которые одновременно являются и разведочными, достаточно для надежного определения запасов и качества полезного ископаемого на любом участке, а также детального изучения гидрогеологических условий залегания и физических свойств полезного ископаемого и вмещающих пород. В этом заключается специфика эксплуатационной разведки при геотехнологических методах.

На стадии эксплуатационной разведки, совмещаемой при геотехнологических методах с бурением добычных скважин, значительно возрастает роль исследований фактических контуров полезного ископаемого. Весьма сложные контуры полезного ископаемого резко отличаются от тех прямолинейных контуров, которые проводятся для подсчета запасов в период детальной разведки. Полнотой оконтуривания полезного ископаемого определяется технически возможная и экономически целесообразная полнота его отработки.

Главными сводными геологическими документами являются паспорт и геолого-технологическая карточка каждой добычной скважины, качественный (технологический) план участка и разрезы к нему, геологический и геолого-маркшейдерский планы и разрезы разрабатываемого участка, специальные гидрогеологические планы и разрезы.

Паспорт добычной скважины содержит: сведения о конструкции скважины, технологии бурения и выходе керна, начале и окончании проходки; полное геологическое описание с поинтервальным выделением в разрезе скважины промышленных типов полезного ископаемого; результаты опробования и анализа проб, данные о физических свойствах полезного ископаемого и пород (пористость, кавернозность, трещиноватость), полученные в результате визуально-статистической оценки; результаты гидрогеологических и геофизических исследований в скважине; акты на заложение, закрытие, обсадку, цементацию и контрольные замеры скважины.

Геолого-технологическая карточка скважины, прилагаемая к ее паспорту, наглядно (в табличной форме) отражает основные геологические и технологические показатели скважины.

Качественный (технологический) план участка содержит: все пробуренные скважины с указанием мощности залежи и среднего содержания полезного компонента, процентного содержания промышленных типов полезного ископаемого; изолинии процентного содержания полезного компонента и границы преимущественного распространения промышленных типов полезного ископаемого; контуры распространения других

литологических типов, если они присутствуют в количествах, отрицательно влияющих на геотехнологические методы; выявленные участки пустых пород и крупные карстовые пустоты (провалы) в залежи; характеристика фильтрационного поля.

Качественные (технологические) разрезы включают в себя скважины с данными опробования, покрывающие и подстилающие залежь породы, абсолютные гипсометрические отметки контактов полезного ископаемого и изолинии содержания полезного компонента в разрезе залежи; участки интенсивной трещиноватости, дробления, окисления, кавернозности и карстования залежи покрывающих и подстилающих пород, данные, количественно характеризующие проницаемость и фильтрационные свойства полезного ископаемого и пород в разрезе каждой скважины.

Геологический план- площадь разрабатываемого участка и непосредственно прилегающая к ней площадь, контакты стратиграфических единиц, зоны интенсивной трещиноватости, дробления, карстования и другие детали геологического строения и тектонической структуры месторождения.

Геолого-маркшейдерский план составляется геологической и маркшейдерской службами. На нем оконтуривается полезное ископаемое, а также ведется учет добычи и оставленных в недрах запасов полезного ископаемого. На план выносятся контуры эксплуатационных блоков, погашенных при добыче в течение месяца, квартала и года, с указанием внутри их площади количества добытого полезного ископаемого, содержания в нем полезного компонента и запасов, оставленных в недрах. Кроме этих основных рабочих документов, при геологическом обслуживании следует иметь планы изомощности залежи, гипсометрические планы ее кровли и почвы, изомощности покрывающих пород.

Из гидрогеологических документов целесообразно составлять на геолого-структурной основе гидрогеологический план участка, планы фильтрационных свойств, гидроизопьез, герметичности залежи, химического состава подземных вод, режима подземных вод с соответствующей разгрузкой. Эти планы в зависимости от размеров участка составляются в масштабе 1:500—1:2000, а геологический и гидрогеологические планы — в масштабе 1:2000—1:5000. Для наглядного изображения всех деталей внутреннего строения залежи, влияющих на технологические показатели, вертикальный масштаб разрезов увеличивается относительно горизонтального. На всех планах и разрезах должны быть нанесены контуры про-

мышленных запасов, утвержденных Государственным комитетом запасов, контуры запасов, пригодных для разработки геотехнологическими методами и уточненных эксплуатационной разведкой, а также проектные границы эксплуатации залежи.

Одной из главных задач геологического обслуживания является правильный учет запасов полезного ископаемого, их движения (путем систематических пересчетов). При оперативном учете движения запасов важно не только определение общего объема, но и их структуры по характеру подготовленности к эксплуатации.

Контрольные вопросы:

1. В чём различия горной среды и горной породы?
2. Чем характеризуется проницаемость горных пород?
3. Какие факторы определяют эффективность ФХМГ?
4. Что входит в понятия физико-геологическая обставка?
5. Что значит подготовка месторождения к отработке ФХМГ?

Литература

1. Аренс В.Ж., Гайдин А.М. Геолого-гидрогеологические основы геотехнологических методов добычи. М., Недра, 1980.

2. Гидродинамические и физико-химические свойства горных пород. Под ред. Н.Н. ВеригинаМ., Недра, 1977.

3. Голубев В.С. Динамика геохимических процессов. М, Недра, 1987.

4. Грабовников В.А. Геотехнологические исследования при разведке металлов. М., Недра, 1983.

5. Грабовников В.А. О критериях аналогии геотехнологических свойств руд при оценке объектов для подземного выщелачивания. ГИАБ №5, 1999.

6. Климентов П.П., Кононов В.М.. Динамика подземных вод. М, Высшая школа, 1973.

7. Лапинская Т.А., Протодьяконов Б.К. Основы петрографии. М, Недра, 1981.

8. Мироненко В.А., Шестаков В.М. Основы гидромеханики. М., Недра, 1974.

9. Питьева К.Е. Гидрохимия. Изд-до МГУ, 1978.

10. Саваренский Ф.П. Гидрогеология. М, 1953.

11. Справочное руководство гидрогеолога. Т. 1, 2. Л., Недра, 1967.

12. Холмс М. Основы физической геологии. М, 1949.

3. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССОВ ФХГ

Методы ФХГ основываются на физических и химических процессах. Первые сопровождаются изменением формы, внешнего вида, физических свойств полезного ископаемого (например, плавление серы, гидравлическое разрушение руды), вторые — изменением химического состава и свойств полезного ископаемого (например, горение угля, выщелачивание урана, меди).

Основной процесс добычи полезного ископаемого сопровождают:

- процессы движения жидкостей и газов по залежам полезного ископаемого, добычным скважинам, трубопроводам и аппаратам;
- процессы нагрева, плавления, конденсации, сублимации, возгонки;
- диффузионные процессы, обеспечивающие перенос вещества из одной фазы в другую;
- процессы разрушения, дробления, транспортирования твердых материалов и химические процессы, связанные с изменением химического состава и свойств веществ.

Естественно, что каждая технология включает не один, а несколько разных процессов, одни из них являются **основными,** другие **вспомогательными,** а третьи — **обеспечивающими.**

Основные процессы, связанны с добычей полезных ископаемых, например, процессы перевода полезного ископаемого в подвижное состояние, доставки рабочих агентов в разрабатываемую залежь, выдачи продуктивных флюидов на поверхность.

Обеспечивающие процессы -дают возможность выполнять добычные работы, например, процессы вскрытия и подготовки месторождения, приготовления рабочих агентов, переработки продуктивных флюидов, контроля и управления параметрами добычи и качества и др.

Вспомогательные процессы включают энергоснабжение, ремонт добычного оборудования, геолого-маркшейдерское обслуживание добычных работ и т. д.

Реализация геотехнологических процессов добычи требует их всестороннего изучения, а также учета процессов сдвижения горных пород под влиянием сил горного давления.

3.1. Химия геотехнологических процессов

В недрах при ведении технологического процесса добычи взаимосвязь химических процессов очень сложная и описывается системой уравнений,

совместное решение которых практически невозможно. Поэтому обычно рассматривают отдельные стороны процесса, определяемые основной химической реакцией и ее особенностями.

Химические реакции, в которых одни вещества превращаются в другие, бывают простые и сложные, обратимые и необратимые. По кинетике реакции подразделяются на моно-, би-, тримолекулярные. Порядок реакции определяется числом взаимодействующих молекул. Реакции геотехнологических процессов — гетерогенные, так как реагирующие вещества находятся в разных фазах.

Возможности протекания реакции определяется энергия Гиббса (изменение изобарно-изотермического потенциала) для реакций расчетным или эмпирическим методом. Практический интерес представляет установление различных факторов, влияющих на равновесие системы и способов, позволяющих сдвинуть равновесие в сторону целевых продуктов с помощью температуры, давления и концентрации рабочего агента, т.е. использовать принцип Ле-Шателье, согласно которому воздействие извне на систему, находящуюся в равновесии, путем изменения какого-либо условия, определяющего положение равновесия, вызывает усиление такого процесса, течение которого ослабляет влияние произведенного воздействия. Так, например, повышение температуры подавляет протекание экзотермической реакции и способствует эндотермическим процессам.

Термодинамические данные часто находятся в противоречии с кинетикой процесса, поэтому для оптимизации процесса необходимо учитывать как термодинамические, так и кинетические факторы.

Обычно химические процессы рассматривают на уровне взаимодействия отдельных молекул — микроуровень, но это возможно только в идеализированных условиях. В промышленных условиях, как правило, процесс рассматривается на макроуровне — взаимодействие агрегатов молекул, которое сопровождаются различными физическими процессами: диффузией и конвекцией рабочих и продуктивных флюидов в зоне реакции, выделением и распределением тепла.

Диффузия — перенос вещества, обусловленный выравниванием его концентрации в первоначально неоднородной системе, происходит вследствие теплового движения атомов, молекул или более крупных частиц вещества, например, частиц дисперсной фазы в коллоидных системах. Механизм диффузии в газах, жидкостях, твердых телах не одинаковые. Закономерности диффузии описываются законами Фика: внешняя — снаружи твердого тела (зерна или куска рудного материала, массива горной породы), внутренняя — внутри твердого тела; конвективная — турбу-

лентная, способствующая возрастанию константы скорости процесса (по сравнению с медленной молекулярной диффузией); коэффициент диффузии — величина, зависящая от массы и размера диффундирующих частиц, состава системы, температуры и давления и в линейном приближении не зависящая от концентрации. Коэффициент пропорциональности, $м^2/с$, в законах Фика определяет скорость накопления вещества в данной точке (размерность в системе СИ — $м^2/с$).

Химический процесс необходимо вести в условиях максимального извлечения и максимальной селективности. Практически все геотехнологические процессы относятся к гетерогенным. Примером такого процесса может служить подземная газификация угля, где сам процесс можно подразделить на пять стадий: внешняя диффузия кислорода через пограничный газовый слой, внутренняя диффузия кислорода через слой выгоревшего угля, химическая реакция, внутренняя и внешняя диффузия продуктов реакции через слой золы и пограничный слой газа.

В любом геотехнологическом процессе можно выделить три одновременно происходящих процесса: диффузию рабочих агентов к границе раздела фаз, химическую реакцию и диффузию продуктивных флюидов из зоны реакции, причем скорость процесса может тормозиться скоростью как диффузии, так и скоростью реакции, а влияние этих факторов в различных процессах неодинаково.

Скорость реакции зависит от температуры и концентрации реагирующих компонентов. Температура оказывает не только положительное, но и отрицательное влияние, так, например, увеличиваются потери продуктов вследствие образования побочных продуктов, увеличивается агрессивность рабочих агентов и продуктивных флюидов, снижается селективность сложных реакций. Поэтому все подземные химические процессы надо оценивать по фактору температуры как с положительной, так и с отрицательной стороны, находя оптимум на базе экономических расчетов.

Концентрация реагирующих веществ оказывает влияние на скорость реакций всех типов (кроме реакции нулевого порядка). Для определения изменения скорости реакции строят кривые зависимости концентрации реагентов от времени. Скорость реакции пропорциональна давлению в степени равной порядку реакции.

Различные растворители можно эффективно переводить в подвижное состояние многие полезные ископаемые. Такой перевод происходит в результате растворения и выщелачивания, которые различаются по механизму взаимодействия растворителя и растворяемого вещества.

Раствор — гомогенная смесь переменного состава (газовая, жидкая, твердая). В геотехнологии растворами называют жидкую молекулярно-дисперсную систему. Содержание компонента в растворе характеризуется его концентрацией, растворителем называют компонент, концентрация которого существенно выше концентрации остальных компонентов. Различают растворы электролитов (при наличии электролитической диссоциации), неэлекторлитов (при ее отсутствии) и полимеров (при очень большом различии в размерах молекул компонентов), при этом концентрированный раствор, содержащий растворимое вещество в близком к насыщению количестве, не насыщенный — содержащий максимально возможное количество вещества при данных условиях, насыщенный — с концентрацией растворенного вещества меньшей, чем в насыщенном растворе (в нем при данных условиях можно растворить еще некоторое количество вещества), перенасыщенный — содержащий при данных условиях больше растворенного вещества, чем в насыщенном растворе, избыток вещества легко выпадет в продуктивный осадок, — продукт геотехнологического процесса.

Растворение полезных ископаемых — сложный процесс, состоящий из нескольких стадий подвода частиц растворителя к поверхности минерала, собственно взаимодействия растворителя и минерала (руды) и отвода продуктов взаимодействия от поверхности раздела фаз. По характеру взаимодействия твердого вещества и растворителя процессы растворения классифицируются на так называемое «простое», или «физическое», растворение и «химическое» растворение, обусловленное химическими взаимодействиями между растворяемым веществом и растворителем (реакции обмена, нейтрализации, окисления-восстановления, комплексообразования и др.)

Растворение, протекающее без нарушения химического состава полезного ископаемого (в результате диффузии и межмолекулярного взаимодействия), — это процесс простого (или физического) растворения. Процесс растворения лежит в основе технологии скважинной добычи растворимых в воде солей — галита, сильвинита, бишофита и др.

Растворение, сопровождающееся изменением данного вещества как химического соединения и переводом его в раствор, называется «выщелачиванием». Методом подземного выщелачивания ведется извлечение из руд металлов, их солей и окислов. В качестве выщелачивающих агентов используются кислородные (серная, азотная, фосфорная, сернистая) и бескислородные (соляная, сероводородная) кислоты, водные растворы солей (соды, сернистого натрия, сернистокислых солей щелочных метал-

лов). При выщелачивании процесс массопередачи протекает (по крайней мере) в двух кинетических областях, характеризующихся коэффициентами внешней и внутренней диффузии.

Природа растворяемого вещества и растворителя определяет энергию и характер их взаимодействия, а также растворимость, т.е. способность веществ равномерно распределяться в том или ином растворителе.

Понятие растворимости как концентрации насыщенного раствора применимо лишь в случае физического растворения. Химическое же растворение (выщелачивание), как правило, осуществляется в условиях практической необратимости процесса. Понятие растворимости в строгом смысле этого слова здесь оказывается неприменимым. Под растворимостью минералов в химических растворителях понимается интенсивность их взаимодействия, которая характеризует кинетическую сторону процесса растворения — реакционную способность или устойчивость минерала по отношению к растворителю, но не условие его равновесия с растворителем.

Выщелачивание (или экстрагирование) — это растворение отдельных компонентов твердого вещества с помощью водного, неводного (например, органического) или смешанного растворителя; избирательное растворение отдельных минералов из руд. Выщелачивание — избирательный процесс, приводящий к разрушению растворителем и переводу в раствор только отдельных минералов (отдельных твердых веществ) или их составляющих с оставлением в твердой фазе остальных веществ в исходном состоянии, либо несколько измененном состоянии: кучное — путем просачивания растворителя через орошаемый им рудный (техногенный) штабель (кучу); микробиологическое (бактериальное, биотехнологическое, биохимическое) — осуществляемое с помощью микроорганизмов или продуктов их жизнедеятельности (метаболитов); подземное — непосредственно из рудных тел, без добычи их на дневную поверхность, методами скважинной добычи или другими методами; фильтрационное — на основе просачивания растворов через кучу или горные породы; фильтрационным является кучное, подземное, перколяционное выщелачивание.

Растворимость имеет два понятия: 1) величина, характеризующая концентрацию растворенного вещества в его насыщенном растворе; 2) интенсивность взаимодействия растворяемого вещества и растворителя, которая характеризует кинетическую сторону процесса растворения — реакционную способность или устойчивость растворяемого твердого вещества, например, минерала, по отношению к растворителю, а не условие его равновесия с растворителем. Понятие «растворимость», в

этом смысле, широко используется в технологии и при химическом растворении веществ.

Переработка растворов кучного и подземного выщелачивания для извлечения ценных элементов и примесей проводится сорбционно-экстракционными методами, цементацией, химическим осаждением. Перспективны электрохимические и мембранные процессы, а также использование неорганических ионитов, электронно- и ионоэлектронообменных смол, волокон, тканей и безреагентных способов осаждения с применением ускорителей электронов.

В ФХГ используются знания гидрометаллургии — раздела металлургии, базирующегося на методах извлечения металлов из руд, продуктов их переработки и техногенного сырья водными растворами химических реагентов с последующим выделением извлекаемого металла из раствора в форме химического соединения или простого вещества.

Сорбция — поглощение твердым телом или жидкостью вещества из окружающей среды. Поглощающее тело — сорбент, поглощаемое — сорбат (сорбтив). Поглощение всей массой сорбента — абсорбция, его поверхностным слоем — адсорбция. Хемосорбция — результат химического взаимодействия между твердым сорбентом и сорбатом. Основа многих сорбционных процессов — ионный обмен, представляющий собой обратимый стехиометрический обмен ионами между двумя контактирующими фазами — раствором электролита и ионитом (ионообменником).

Экстракция жидкостная — извлечение и разделение компонентов раствора путем их перевода из одной фазы в другую, содержащую экстрагент. Количественная характеристика процесса — коэффициент распределения экстрагируемого компонента между обеими фазами. Экстрагент — растворитель, избирательно извлекающий отдельные компоненты в одну из жидких фаз.

Особую перспективу для ФХГ представляет геохимический подход к изучению процессов добычи, ибо он дает основу для разработки их теории. Для оценки путей перевода минералов в подвижное состояние возможно внести коэффициент минералоразрушения, который равен отношению минералов данного класса к числу подвижных химических соединений, в которые он может быть переведен.

В ФХГ добывать — это значит заставить минералы, элементы, ионы мигрировать с места естественного залегания. Подвижное состояние — это форма пребывания элемента, минерала горной породы, находясь в которой он легко может переходить в раствор и мигрировать.

Закон действия масс выражается так: «при наступлении химического равновесия в условиях (P и T = const) отношение произведений активных концентраций веществ, образующихся в результате реакции, к произведению концентрации веществ, вступавших в реакцию, есть величина постоянная» (константа равновесия).

Количество вещества, участвующее в данной реакции, получило наименование активной концентрации. При подземном выщелачивании металлов в недрах образуется геохимический барьер — участок зоны гипергенеза, в котором быстро (на коротком расстоянии) происходит резкое уменьшение интенсивной миграции, что приводит к повышению концентрации химических элементов в этой зоне.

3.2. Процесс растворения

При растворении всегда имеется перемещение жидкой фазы относительно твердой поверхности растворяемого вещества. Даже в случае отсутствия внешних причин, вызывающих движение жидкой фазы, происходит естественная конвекция жидкости, обусловленная тем, что плотность жидкой фазы неодинакова в разных точках внутри раствора. Независимо от характера движения жидкости у границы раздела фаз всегда существует пограничный слой, который оказывает сопротивление диффузии частиц растворимого вещества в массу раствора. Скорость диффузионного процесса растворения определяется разностью концентрации растворяемого вещества на контакте между пограничным слоем насыщенного рассола, образующимся на поверхности растворения, и общей массой растворителя. По мере повышения концентрации растворяемого вещества в жидкой фазе скорость растворения уменьшается по логарифмическому закону, т. е. она пропорциональна насыщенности раствора (разности между растворимостью и текущей концентрацией растворенного вещества). Под скоростью растворения понимается количество соли, растворяемой в единицу времени с единицы поверхности (массовая скорость растворения), или расстояние, на которое распространяется растворение (линейная скорость растворения). Как показали многочисленные исследования, скорость растворения не является постоянной даже при постоянстве температуры, начальной концентрации и т. д. Следовательно, одного уравнения скорости недостаточно, чтобы описать явления, происходящие при растворении.

Справедливо возникает вопрос, какие же еще явления должны быть присоединены к явлениям диффузии, если считать, что условия химического взаимодействия на скорость растворения влияния не оказывают. В результате изучения растворимости каменной соли П. А. Кулле пришел к выводу, что для точного описания процесса должны учитываться гидродинамические параметры движения жидкости, зависящие от таких важных факторов, как ее вязкость и влияние силы тяжести. Было отмечено, что **скорость растворения в значительной степени зависит от угла наклона поверхности соли и температуры** (рис. 3.1). В зависимости от изменения температуры воды растворимость галита и сильвина изменяется различно (рис. 3.2). При совместном их растворении в растворе наблюдается определенное суммарное их количество и определенное количество каждого из них в отдельности.

Давление оказывает влияние на растворимость солей при очень высоких его значениях. Так, например, увеличение давления до 25 МПа повышает растворимость хлористого натрия на 2 г/л. Это важно учитывать при подземном растворении во избежание извлечения на поверхность пересыщенных растворов и кристаллизации солей в трубопроводах.

Кристаллизация соли — процесс, обратный растворению, наступает, когда раствор при данной температуре перенасыщен солью. Кристаллизация может происходить вследствие испарения части растворителя или понижения температуры насыщенного раствора. Скорость процесса кри-

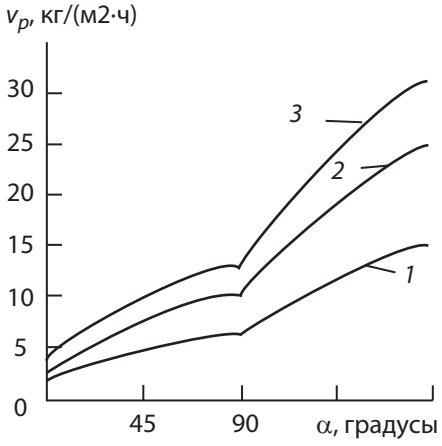


Рис. 3.1. Зависимость скорости растворения от угла Макла на ее поверхности
1, *2* и *3* — соответственно при температуре 0,5, 15 и 20 °С

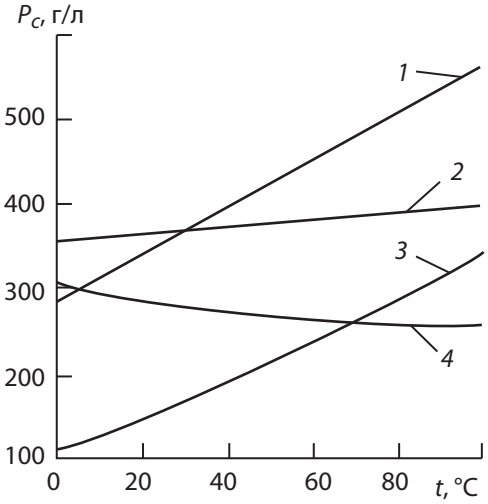


Рис. 3.2. Зависимость KCl (*1*), NaCl (*2*) при совместном их растворении в воде (*3*, *4*) от температуры

сталлизации зависит от присутствия в растворе зародышей кристаллов, быстроты охлаждения раствора, перемешивания, высокой начальной температуры, чистоты рассола.

Природа процесса растворения солей очень сложна. Прежде всего поверхность, на которой происходит процесс растворения, непрерывно изменяется, а включение нерастворимых компонентов осложняет процесс растворения.

3.3. Процесс выщелачивания

При движении рабочих флюидов по рудному телу происходят реакции, при которых соединения полезных ископаемых переходят в растворимые формы, массообмен между рудным телом и рабочим агентом (растворение, физическая десорбция, ионная сорбция) и конвективная диффузия в порах и трещинах.

Механизм процесса выщелачивания определяется структурой и составом растворяемого минерала, характером химической связи в его кристаллической решетке, комплексом физико-химических свойств растворителя.

В основе выщелачивания могут лежать:

обменные реакции (обмен ионами), при которых происходит образование легкорастворимых соединений (взаимодействие окислов и солей металлов с кислотами);

окислительно-восстановительные реакции, при которых происходит образование легко растворимых соединений за счет передачи электронов от атомов выщелачивающего агента к атомам минерала или наоборот. Вещества, отдающие электроны, называются восстановителями, а принимающие — окислителями.

Окислительно-восстановительные реакции могут приводить к образованию легко диссоциирующихся и растворяющих соединений, а также к непрерывному образованию новых количеств растворителя, например, образование трехвалентного сернокислого железа и серной кислоты; реакции с образованием комплексных соединений, например, цианирование руд (эти процессы отличаются высокой селективностью, обусловленной специфичностью реакции комплексообразования).

Механизм выщелачивания полезных ископаемых сопровождается нередко наблюдающимися вторичными процессами, которые возникают из-за содержания в руде комплекса взаимодействующих с растворителем

минералов, зачастую вторичные процессы приводят к осаждению из раствора уже извлеченного минерала или тормозят процесс растворения в связи с образованием плотных пленочных покрытий на поверхности растворения. Так как эти явления приводят к технологическим затруднениям, изучение их не менее важно, чем основного химического воздействия.

Диффузионный процесс характеризуется зависимостью коэффициента скорости растворения от скорости и направления движения растворителя, зависимостью коэффициента скорости растворения от коэффициента диффузии и вязкости, сравнительно невысокими значениями температурного коэффициента. Для кинетического процесса характерны независимость скорости растворения от скорости движения растворителя, малые абсолютные значения коэффициента скорости растворения, быстрое увеличение коэффициента скорости растворения с повышением температуры растворителя. Диффузионно-кинетический процесс характеризуется коэффициентами скорости межфазового и диффузионного растворения.

Растворение большинства солей идет по диффузионной кинетике, т. е. определяется скоростью диффузионных процессов. При наличии разных концентраций в жидкости возникает молекулярная диффузия — диффузионный поток, пропорциональный градиенту концентраций. Частицы вещества, растворенного в жидкости, увлекаются последней и переносятся вместе с ней.

Совокупность этих двух процессов представляет конвективную диффузию вещества в жидкости. Полный поток вещества при конвективной диффузии через 1см^2 поверхности будет

$$J = uC - D\,\mathrm{grad}\,C,$$

где D — коэффициент диффузии; C — концентрация смеси; u -скорость движения смеси.

Для решения общего уравнения конвективной диффузии в качестве граничных условий обычно принимается концентрация раствора или ее производная на границе общей диффузии. Это уравнение применимо как для условий движения свободной жидкости, так и для условий движения жидкости в пористой среде. Разница лишь в том, что во втором случае необходимо использовать эффективный коэффициент диффузии внутри массы пористого материала, который определяется средним диаметром пор, их числом на единицу площади и коэффициентом извилистости.

Следовательно, установление кинетических закономерностей процесса извлечения вещества в пористой среде связано с решением дифференциальных уравнений молекулярной и конвективной диффузии с учетом

влияния формы, размеров и полидисперсности частиц, длины слоя, концентрации растворителя, гидродинамики движения жидкости.

В приложении к большинству диффузионных процессов извлечения из пористых сред эта задача чрезвычайно сложна. До настоящего времени нет общепризнанной законченной теории извлечения компонентов из слоя пористых тел и во многих случаях невозможно научно обосновать выбор селективного растворителя и условий растворения. Теоретические представления в этой области получают все большее развитие. В этом большая заслуга Н.Н. Веригина, Г.А. Аксельруда, М.А. Альтшулера, Е.М. Семенишина и других исследователей.

Кинетика процессов растворения описывается уравнением

$$\frac{dC}{dt} = K_и S(C_Н - C), \tag{3.2}$$

где $\frac{dC}{dt}$ скорость изменения концентрации в объеме раствора; S — площадь растворяемой поверхности; $\kappa_и$ — константа скорости растворения, которая определяется коэффициентами скорости межфазового и диффузионного растворения; $C_Н$ — предельное насыщение.

Скорость межфазовых процессов зависит от природы твердого тела, а в конечном итоге — от энергии активации, рассчитываемой по уравнению Аррениуса.

Способность минералов растворяться зависит от температуры, химической устойчивости, обусловленной прочностью кристаллической решетки, величиной и структурой поверхности реагирования минерала с растворителем.

Кроме диффузионных и термодинамических параметров существенным фактором, определяющим кинетику процесса химического растворения, является гравитационная конвекция.

Методы химического извлечения минералов, основанные на выщелачивании, предусматривают, как правило, селективное извлечение полезного компонента, основанное на различной химической устойчивости отдельных минералов. Теоретической предпосылкой оценки химической селекции минералов может служить соотношение свободной энергии или теплоты их образования.

Химическая устойчивость минералов может быть сопоставлена на основании непосредственного расчета энергии кристаллической решетки (для этого пользуются формулой Капустинского).

Термодинамические величины не всегда позволяют правильно оценить химическую устойчивость минералов вследствие близости в энергетическом отношении некоторых различных структур. В таких случаях относительная химическая устойчивость минералов оценивается на основании сопоставления кинетики взаимодействия минералов с растворителями (в приложении 2 приведена сводка, неорганических реагентов ,разлагающих минералы).

3.4. Термохимические процессы

Термохимические процессы при ФХМ разработки месторождений основаны на энергетических изменениях системы при химических превращениях полезных ископаемых, возникающих под действием внутрипластового теплового очага. Именно наличие теплового очага отличает данные методы от прочих, при которых энергетические изменения связаны с выделением или поглощением теплоты в процессе химической реакции (большинство химических процессов). Термохимические процессы лежат в основе подземного сжигания серы, газификации угля и сланцев, теплового воздействия на нефтяные пласты. Обоснование эффективности термохимических процессов в каждом конкретном случае требует проведения специальных исследований, в ходе которых необходимо выяснить: распределение физико-химических зон процесса, характеризующихся различными химическими реакциями и фазовыми превращениями; закономерности неизотермической и нестационарной фильтрации жидкостей и газов в поровом пространстве; влияние и характер изменения фильтрационных свойств залежи; характер формирования и распространения тепловых полей в массиве при наличии движущегося очага горения; процессы массообмена и их влияние на тепловое поле; возможность регулирования теплового режима с целью наиболее полного извлечения полезного ископаемого; кинетику химических реакций в зависимости от температуры, параметров окислителя (состава, скорости, давления) и характеристик залежи, влияние сопутствующих реакций на ход основной реакции и на коэффициент извлечения полезного ископаемого; оптимальную технологическую схему ведения процесса (схема расположения скважин, конструкция скважин, характер нагнетания и состав окислителя); эффективную схему наземной переработки полезного ископаемого (если такая переработка требуется).

Для детальной разработки и оценки эффективности любой схемы добычи полезного ископаемого термохимическими методами необходимо иметь возможность прогнозировать протекание процессов, происходящих при высокотемпературном воздействии на горный массив. К ним следует отнести тепловые процессы, кинетику и массоперенос продуктов реакции в массиве. Дать обобщающую методику разрешения этих вопросов чрезвычайно трудно из-за специфичности термохимических методов и недостаточности их разработки применительно к добыче полезных ископаемых. Поэтому здесь ограничимся лишь рассмотрением процесса подземной газификации угля (ПГУ).

Процесс ПГУ подразделяется на три составляющих: реагирование твердой фазы (угля) с газообразной (кислород, водяные пары), взаимодействие различных компонентов газа в газовой среде, термическая переработка горючей массы с выделением летучих веществ.

Схема реакций газообразования следующая: в начале канала газификации кислород воздуха практически полностью исчезает, а концентрация окиси углерода достигает максимального значения. Однако окись углерода в присутствии кислорода частично сгорает до двуокиси углерода. В то же время часть двуокиси углерода, соприкасаясь с раскаленным угольным массивом, восстанавливается до окиси углерода. Летучие продукты (метан и др.) из угля окисляются, а водяные пары вступают в реакцию с образованием оксидов углерода и водорода.

За зоной горения расположена также сравнительно небольшая зона восстановления, характеризующаяся некоторым снижением концентрации окиси углерода и повышением концентрации водорода, двуокиси углерода и частично метана. Здесь наибольшее значение приобретает реакция восстановления паров воды и частично реакция восстановления двуокиси углерода. Продолжающийся рост концентрации двуокиси углерода и водорода свидетельствует и о протекании реакции конверсии -взаимодействия паров воды с окисью углерода.

Именно этим и объясняется снижение концентрации окиси углерода. Эта реакция протекает при сравнительно низкой температуре и, в общем, нежелательна, так как сопровождается повышением концентрации негорючей двуокиси углерода. Скорость течения реакции конверсии можно уменьшить повышением температуры по длине канала, что достигается интенсификацией процесса газификации (повышением концентрации кислорода в дутье или увеличением количества подводимого дутья). За пределами зоны восстановления существенных изменений в составе газа

не происходит (если не считать незначительного возрастания двуокиси углерода и метана).

Описанная схема реакций газообразования справедлива не только для каменных, но и для бурых углей.

3.5. Тепловые процессы

Использование термических воздействий на горные породы направлено на изменение агрегатного состояния вещества из неподвижной или малоподвижной формы в форму, удобную для доставки полезного ископаемого к скважине и на поверхность (жидкость, газ), а также физические свойства (например, уменьшение вязкости), улучшая условия фильтрации полезного ископаемого к добычным скважинам.

Указанные фазовые превращения обычно являются эндотермическими процессами и требуют подвода тепловой энергии. Нагрев горного массива может быть осуществлен передачей тепла с помощью различных видов теплоносителя (дымовые газы, пар, горячая вода и др.), воздействием на залежь электромагнитным полем, экзотермическими реакциями (путем окисления химически активных компонентов полезных ископаемых), а также за счет тепла, выделяющегося при ядерной реакции.

Выбор необходимого диапазона температурного воздействия на горный массив определяется в зависимости от свойств полезного ископаемого и вмещающих его горных пород, а также формы агрегатного состояния, необходимого для доставки его из скважины на поверхность. Например, температура плавления озокерита лежит в пределах 50—80 °С, серы 112,8—119 °С, бишофита 117 °С, сильвина 770 °С, реальгара 320°С, что должно быть использовано для добычи подземной выплавкой. Температурный диапазон воздействия на самородную серу ограничен температурой плавления 119 °С и температурой не более 160 °С, при которой происходит значительное увеличение вязкости жидкой серы. Сера горит в присутствии сернистого газа при температуре 300—465 °С с выделением большого количества тепла, что позволит осуществить ее подземное сжигание. Температура плавления киновари 1450 °С. Однако, возможность ее добычи может быть основана на свойстве киновари почти полностью возгоняться в диапазоне температур 360—380 °С. В интервале температур 700—800 °С и 900—1100 °С происходит тепловое разложение и коксование угля с максимальным выделением газообразного продукта. При нагревании сланцев от 350 до 1100 °С происходят термохимические реакции с образованием

газа, паров смолы и твердого остатка. Это может быть использовано для подземной газификации и сухой перегонки сланцев.

При воздействии тепла на горные породы в зависимости от их состава (минералогического и химического), строения (структуры, пористости) и естественного состояния происходят различные физические и химические процессы: переход вещества из одного фазового состояния в другое, полиморфные превращения, тепловое расширение, явления гидратации и дегидратации, реакции соединения, разложения, восстановления, окисления и др. Сведения об изменениях теплофизических и механических свойств горных пород с ростом температуры, а также использование происходящих при этом эффектов для терморазрушения, дробления и бурения горных пород достаточно широко изложены в специальных курсах теплофизики и физики горных пород.

Существенным фактором в осуществлении тепловых процессов для добычи полезного ископаемого через скважины является общий тепловой баланс процесса с учетом тепловых потерь из продуктивного пласта в окружающие породы.

Рассмотрим физические процессы, происходящие при изменении агрегатного состояния горных пород под воздействием температурного поля. Процессы плавления, парообразования, сублимации, испарения, кипения являются частным случаем фазовых превращений первого рода, которые характеризуются скачкообразным изменением плотности и термодинамических функций (энергии, энтропии, энтальпии и др.) в точке перехода, а также поглощением или выделением тепла, называемого теплотой (скрытой теплотой) фазового перехода. Равновесные состояния физических систем можно изображать графически (фазовая диаграмма) при различных значениях параметров, определяющих эти состояния, — температуры T, давления P, концентрации C, а в ряде случаев и в зависимости от других параметров — объема V, напряженности электрического E и магнитного полей и др. Пример фазовой диаграммы в координатах P–t приведен на рис. 3.3.

Плавление твердого тела начинается при определенной температуре T, постоянной для данного давления. Подведенная теплота увеличивает энергию колебания атомов, что проявляется в повышении температуры. С возрастанием температуры увеличивается концентрация вакансий в кристаллической решетке. При плавлении концентрация вакансий достигает критического значения и решетка распадается на легкоподвижные субмикроскопические области, беспорядочно ориентированные относительно друг друга. В этот момент теплота, подводимая извне, не увеличивает

Рис. 3.3. Фазовая диаграмма однокомпонентной системы

энергию колебаний атомов и температура остается постоянной вплоть до уменьшения субмикроскопичесих областей до молекулярных размеров. Дальнейший подвод теплоты к полностью расплавившемуся телу вновь приводит к повышению энергии колебаний атомов (или молекул) и к повышению температуры жидкости. Для большинства веществ при увеличении давления температура плавления повышается. Для некоторых веществ (вода, галлий, висмут и др.) плотность жидкой фазы больше, чем твердой. Температура плавления этих веществ понижается, начиная с тройной точки.

Аморфные твердые вещества (стекло, битумы, смола и др.) не имеют определенной температуры плавления и при нагреве постепенно размягчаются в широком диапазоне температур.

Парообразование по молекулярно-кинетическим представлениям — непрерывный процесс вылета молекул за пределы конденсированной фазы в результате теплового движения. Он сопровождается поглощением теплоты. Сублимация возможна во всем диапазоне температур и давлений, при котором совместно существуют твердая и газообразная фазы. Подводимая теплота затрачивается на преодоление сил связи между частицами твердого тела и на отрыв частиц с поверхности кристалла. Кривая равновесия твердое тело—пар называется кривой сублимации. Скорость сублимации (массы вещества, в единицу времени) связана с температурой поверхности и давлением насыщенного пара.

В зависимости от условий в газовой фазе можно выделить три области — равновесную, кинетическую и переходную. В равновесной области результирующая скорость сублимации близка к скорости диффузионного (или конвективного) переноса и практически не зависит от коэффициента сублимации. В кинетической области она определяется кинетикой сублимации и не зависит от окружающей среды. В переходной области на результирующую скорость сублимации влияет газообразная фаза.

Интенсивность испарения увеличивается с повышением температуры. Температура жидкости при испарении понижается. Для ее поддержания к жидкости необходимо подвести теплоту (общая теплота испарения), равную сумме внутренней и внешней теплоты испарения. Скорость испарения зависит от внешнего давления и движения газообразной фазы над свободной поверхностью жидкости.

Точка пересечения кривых фазового равновесия на фазовой диаграмме вещества называется тройной точкой и соответствует устойчивому равновесию трех фаз. У химически однородных веществ, не имеющих модификаций, существует одна тройная точка. У веществ с аллотропными модификациями их число соответственно увеличивается (например, сера).

Тройная точка воды-пара-льда принята как одна из 11 основных реперных точек абсолютной термодинамической шкалы температур, для нее принята T =273,16 К при P = 609 Па.

Важность как тройной, так и критической точек именно для воды обусловлена как тем, что вода является одним из наиболее распространенных и жизненно важных соединений на Земле, так и аномальными ее свойствами. Вода имеет теплоемкость в пять раз больше теплоемкости большинства минералов, чрезвычайно высокую теплоту испарения и очень низкую сжимаемость. Поэтому вода и водяной пар широко используются в теплотехнике в качестве теплоносителя и рабочего тела в различных механизмах. С химической точки зрения вода является одним из наиболее универсальных растворителей.

Воздействие теплоты на горные породы при ФХМГ помимо перечисленных выше фазовых превращений сопровождается различными явлениями тепло- и массопереноса, особый характер которых обусловлен тем, что горные породы представляют собой сложные конгломераты различных минералов, их пустоты, каверны, трещины заполнены жидкостью или газом, текстурные и структурные свойства обладают значительной анизотропностью, имеют место интенсивный теплообмен между твердой и газожидкостной фазами из-за большой площади контакта, конвектив-

ный перенос тепла при использовании в качестве теплоносителя различных флюидов, поверхностно-капиллярные и термохимические явления и др. Поэтому при изучении процессов тепло- и массопереноса в горных породах отвлекаются от микроскопического строения веществ и характера движения отдельных частиц, а рассматривают макроскопические характеристики объектов, основываясь на экспериментально установленных закономерностях. Такой феноменологический подход обладает большой общностью и широко используется при анализе явлений тепло- и массопереноса.

Достаточно интересной представляется перспектива непосредственной добычи полезных ископаемых из магмы, то есть из природного расплава глубинных горных пород. Генетическая связь эндогенного оруденения с магматизмом очевидна: видимо, в результате магматической дифференциации происходит концентрация рудного вещества. К сожалению, сегодня мы чрезвычайно мало знаем о внутренней структуре и свойствах магматических расплавов и возможных путях и способах их добычи. Наибольший объем исследований, как чисто теоретических, так и экспериментальных, проводят геологи, в частности занимающиеся проблемой ликвации (несмесимости) в магме. Кроме того, процессы, подобные ликвации, служат технологической основой стекольного производства, каменного литья, шлаковой металлургии, промышленного синтеза минералов обусловлен одновременным проявлением различных сил (удар, динамическое давление, фильтрационные силы и др.).

3.6. Электрофизические процессы

Горные породы отличаются чрезвычайно разнообразными электрическими и магнитными свойствами, которые зависят от большого числа факторов – минерального состава, пористости, влажности, температуры, давления и т.п. Эти свойства широко используются для поиска полезных ископаемых с использованием средств магнито и электроразведки. Воздействуют электромагнитными полями промышленной высокой и сверхвысокой частот на горную среду в целях получения теплового и термомеханического эффекта, интенсификации химических реакций и процессов диффузии и фильтрации. Прогрев горной массы определяется уровнем плотности вводимой в массив энергии, которая зависит от напряженности электрического поля. Электромагнитное поле в массиве создается с

помощью электродов, опускаемых в скважины, расположенные по контуру подлежащего разогреву массива. Обладая большой проникающей способностью, электромагнитные поля способствуют ускорению химических процессов, протекающих внутри значительного объема среды более эффективно, чем химические катализаторы, действие которых возможно лишь при поверхностном контакте с горной средой. Разрушение массива может быть достигнуто за счет термоупругих напряжений, возникающих в локально разогретых областях. Кроме того, за счет возникновения высоких температур вокруг проводящих включений происходит интенсификация химических реакций. Все это приводит к значительному увеличению фильтрационной способности горной породы.

Нагрев залежи для плавления, возгонки полезного ископаемого, активации химических реакций или достижения термомеханических напряжений, вызывающих разрушение горной породы, можно осуществить либо за счет джоулевого тепла токов проводимости, либо за счет тепла диэлектрических потерь при высокочастотном воздействии на залежь. При осуществлении электропробоя породы, особенно влажной, возможно ее безвзрывное диспергирование на месте залегания (эффект Юткина). При подземной газификация угля с успехом применялась электросбойка скважин, то есть образование канала газификации при частичном коксовании угля, нагретого токами проводимости.

Перспективным направлением является электрохимическое воздействие на залежь полезного ископаемого и пластовые флюиды. Постоянное электрическое поле действует на минералы, изменяя их физические свойства и производя электролиз в твердом состоянии, в результате чего происходит разделение минерала на элементы. Постоянное электрическое поле вызывает также электрокинетические явления, вызывающие перемещение жидкости в капиллярно — пористых средах в желаемом направлении, что может быть использовано для увеличения притока продуктивных флюидов к скважинам, например, в нефтяной промышленности.

Проведены опытно-промышленные исследования по разогреву СВЧ токами серных руд в предкарпатье и битумов в Башкирии. Для разогрева призабойной зоны скважины возможно использование различных электронагревателей и генераторов сверхвысокой частоты, которые могут быть опущены непосредственно на забой скважины.

Успешно проводились многочисленные опытно-промышленные исследования по СВЧ оттаиванию мерзлых грунтов, разупрочнению и разрушению горных пород.

3.7. Процесс гидравлического разрушения

В ходе гидравлического разрушения нарушаются связи в горной породе и образоуется взвесь — дисперсная система, в которой дисперсная фаза представлена рудой грубого гранулометрического состава, а дисперсная среда рабочим агентом (жидкостью).

По прочности горные породы можно подразделить на два класса: породы с жесткими связями и породы без них. Для диспергирования наиболее перспективны вторые, которые делятся на две группы: связные (глинистые, лессовидные) и рыхлые. Необходимым условием перехода породы в плывунное состояние является или полное отсутствие у нее структурных связей, или настолько резкое их ослабление (например, под динамическим воздействием), что они не могут противостоять тем напряжениям, которыми обусловлено движение плывуна. Кроме того, способность к проявлению плывунности зависит от условий естественного залегания, влажности породы, гранулометрического и минералогического состава, наличия глинистых фракций, засоленности и др. Плывунные породы делятся на истинные плывуны и псевдоплывуны. К первым относятся породы, содержащие коллоидные фракции. Разжижение плывунов такого рода обусловлено обратимыми переходами насыщающей их связанной воды в подвижное состояние (свойство тиксотропности).

Жесткие конденсационные связи в породах, образованные коллоидными частицами, резко ослабляются в воде и переходят в коагуляционные связи, прочность которых зависит от влажности. Например, при малой влажности прочность глинистых пород весьма значительна, а при большей она уменьшается почти до полной утраты сопротивления сдвигу, которое является основной прочностной характеристикой раздельно-зернистых пород. Псевдоплывуны переходят в подвижное состояние только при динамическом воздействии. Прочность пород, лишенных структурных связей, определяется внутренним трением, а плывунность их проявляется под действием гидродинамического давления фильтрационного потока воды. Вода взвешивает частицы породы, уменьшает или вовсе устраняет внутреннее трение, и вся масса приобретает поступательное движение в направлении фильтрационного потока. К таким породам относятся пески и гравелистые породы. В зависимости от гранулометрического состава и специфики связи между частицами выделяют следующие типы плывунов: песчано-коллоидные, пылевато-коллоидные и плывунные глины.

Фильтрационным потоком можно разрушить структуру рыхлых водонасыщенных пород. К ним относятся: фильтрационный выпор, суффозия внешняя и внутренняя (защемленная). Фильтрационный выпор образуется под действием потока, когда мелкие частицы перемещаются в порах крупнозернистой породы. Суффозия бывает механическая, когда мелкие частицы вымываются из пор более крупных частиц, и суффозия массы, когда происходит вынос всей массы породы. Суффозионные явления приурочены обычно к рыхлым пескам и супесям и наблюдаются лишь при определенной структуре и составе породы и значительном градиенте фильтрационного потока. Критическая скорость потока, при превышении которой наблюдается суффозионный вынос частиц, определяется коэффициентом фильтрации.

При взрывном встряхивании, вибрировании и других механических воздействиях водонасыщенные пески, супеси, суглинки способны расплываться и течь вместе с содержащейся в них водой. Это происходит за счет разрушения естественной структуры водонасыщенной породы, уменьшения сопротивления пород сдвигу.

П.А.Ребиндером доказано, что ослабление структурных связей, облегчение деформации и понижение прочности породы достигается введением в породу поверхностно-активных веществ (ПАВ). Адсорбционные и сольватные слои молекул или ионов жидкостей с высокой энергией смачивания, проникая в микрощели породы, препятствуют смыканию поверхностей. В микрощелях создается раздвигающее тангенциальное давление, направленное вглубь микрощелей. В ряде случаев эффективного разрушения структуры песчаных горных пород можно достичь кислотной обработкой, разрушающей цементирующее карбонатное вещество. В.В.Радиясой установлено, что цементирующее вещество слабосвязных зернистых пород может быть разложено микроорганизмами, выделяющими продукты жизнедеятельности, которые придают горной массе повышенную подвижность. Важным условием является подбор соответствующих микроорганизмов, способных разлагать цементирующее вещество. Продукты жизнедеятельности микроорганизмов в виде слизи, газа и коллоидных соединений играют роль смазки, уменьшая вязкость дисперсной среды, которая приобретает свойства текучести.

Гидромониторной струей практически можно разрушить породы любой крепости. Однако разрушение струей в основном применяется при разработке песков, супесей, глинистых песчаников, алевролитов и реже при разработке углей, аргиллитов, мергелей, сланцев, из-вестняковистых песчаников и др. Механизм разрушения зависит от физико-механических

свойств горных пород, условий течения струи и обусловлен одновременным проявлением различных сил (удар, динамическое давление, фильтрационные силы и др.). Механизм разрушения крепких связных пород аналогичен механизму разрушения резанием и ударом. В результате удара и гидродинамического давления струи на забой в нем образуется лунка формы параболоида, размеры которой зависят от параметров струи и времени воздействия. После удаления разрушенных частиц из лунки образуются мелкие трещины. Если удар нанесен под углом к поверхности, то наблюдается отделение крупных частиц под воздействием касательной составляющей силы удара струи. Фильтрация части воды в поры рыхлых пород обусловливает их увлажнение и смачивание, что, в свою очередь, приводит к ослаблению сил сцепления. Кроме того, вода распирает забой и, как следствие, в массиве возникают напряжения, способствующие появлению трещин и отрыву отдельных частиц породы.

Таким образом, разрушение структуры связных горных пород возможно следующими способами: механическим (породоразрушающий механизм, струя воды, вибрация, взрыв), микробиологическим (разложение цементирующего вещества), разупрочнение связности с помощью ПАВ. Способы воздействия на породы с целью разрушения структуры пород и приведения их в подвижное состояние зависят от их прочности, текстурно-структурных характеристик, а также гранулометрического состава.

Взвешивание частиц пород и перенос их возможны при создании гидравлического градиента. Направленная вверх составляющая фильтрационной силы вызывает дополнительное взвешивание частиц, приводящее к уменьшению сопротивления сдвигу. Фильтрационные силы достаточной интенсивности могут вызвать разрушение структуры песчаных пород и возникновение разжижения, а фильтрационные потоки — разрушение массива пласта и течение разрушенной массы в направлении градиента давления.

При вибрационном воздействии создается градиент давления, возникают фильтрационные потоки и происходит процесс послойного разжижения и взвешивания пород. Зона разжижения постепенно перемещается, распространяясь вглубь массива. Состояние разжижения может быть присуще всем достаточно рыхлым несвязным породам любой крупности. Вследствие большой водопроницаемости время пребывания в разжиженном состоянии крупнозернистых пород значительно меньше, чем мелкозернистых. Полидисперсные гидросмеси горных пород в неподвижном состоянии не могут существовать. Однако взвесить их и транспортировать можно как самотечными, так и напорными потоками практически любой

крупности. Физическим условием взвешивания частиц породы самотечным и напорным потоками воды является равенство ее скорости гидравлической крупности частиц.

На основании сказанного можно заключить, что плывунное состояние полезных ископаемых создает наилучшие предпосылки для их добычи. Плывунность не является свойством какого-нибудь типа пород. При определенных условиях в плывунное состояние могут переходить горные породы любого гранулометрического состава. Сравнительно крепкие связные породы можно эффективно разрушать гидромониторной струей. Взвешивание и приведение горных пород в подвижное состояние возможно фильтрационными потоками и динамическим воздействием, а полидисперсных систем — напорными и самотечными потоками воды.

3.8. Процессы, определяющие движение рабочих и продуктивных флюидов

Рабочие агенты и продуктивные флюиды движутся под действием гидродинамического градиента давления, гидростатического напора, конвективных, гравитационных и диффузионных сил. Режим движения флюидов в залежи определяется преобладающим действием одной из указанных сил. Основной режим движения флюидов — напорный в свободном пространстве (при подземном растворении солей напорный градиент обеспечивает поступление растворителя к поверхности растворяемого вещества). Продуктивный флюид перемещается в основном за счет конвекции, обусловленной разной плотностью продуктивного раствора. Массопередача в пограничном слое осуществляется силами молекулярной диффузии и гравитацией в поровом пространстве.

Характер выщелачивания зависит от пористой среды. Если полезный компонент непосредственно омывается потоком выщелачивающего реагента, толщина диффузионной пленки очень мала и переход в раствор лимитируется лишь присутствием ионов выщелачивающего раствора. Если же полезный компонент вкраплен в породу и находится в мелких порах и узких капиллярах, то течение рабочего агента и удаление продуктивного раствора осуществляется силами молекулярной диффузии.

Гидродинамическое давление фильтрационного потока играет решающую роль в процессе скважинной гидродобычи полезных ископаемых. В результате удара и гидродинамического давления струи на забой разруша-

ется естественная структура связных и рыхлых горных пород, происходят разжижение и течение разрушенной горной массы.

Все геотехнологические процессы идут на поверхности контакта полезного ископаемого, вмещающей породы и рабочего агента, поэтому особое значение приобретает установление влияния поверхностных явлений на интенсивность процессов. Всякая поверхность, разделяющая фазы, сильно отличается по физико-химическим свойствам от внутренних объемов граничащих фаз. Граничные поверхности обладают запасом свободной поверхностной энергии, обусловленной особым (некомпенсированным) положением молекул в пограничном слое.

В подземном коллекторе содержится огромное число пор, каверн, трещин и каналов, поверхность которых достигает нескольких гектаров в 1 $м^3$ породы. Поэтому поверхностные явления оказывают большое влияние на движение флюидов в подземном коллекторе из-за особых свойств пограничных слоев.

Поверхностным слоем считается такой, толщина которого равна радиусу действия сил межмолекулярного взаимодействия. Молекулы, поверхностного слоя, стремятся втянуться внутрь жидкости, поверхность ее стремится уменьшиться. Перемещение молекул из внутреннего объема в поверхностный слой для образования новой поверхности требует определенной работы. Работа, затраченная на образование 1 $м^2$ поверхности, называется поверхностным натяжением. Поверхностное натяжение — свободная энергия единицы поверхности зависит от природы соприкасающихся фаз, меры напряженности, межмолекулярных сил, т. е. полярности. Чем больше разделяются полярностью соприкасающиеся фазы, тем больше поверхностное натяжение на границе их раздела.

Вода относится к наиболее полярным жидкостям, ее поверхностное натяжение составляет 720 мкН/см. Жидкая сера — также полярное вещество с поверхностным натяжением на границе с воздухом 600 мкН/см. Воздух менее полярен, чем вода, и поэтому поверхностное натяжение на границе между серой и водой (420 мкН/см) меньше поверхностного натяжения на границе сера-воздух. С ростом температуры межмолекулярные силы ослабевают, что приводит к уменьшению поверхностного натяжения, влияние давления на которое зависит от агрегатного состояния соприкасающихся фаз. С увеличением давления поверхностное натяжение жидкости на границе с газом понижается. Это связано с уменьшением свободной энергии вследствие сжатия газа и его растворения в жидкости.

Иначе обстоит дело с поверхностным натяжением на границе двух жидкостей. При изменении давления межмолекулярные силы у каждой из

жидкостей изменяются примерно одинаково, так что поверхностное натяжение остается постоянным.

Рассматривая поверхностные явления, следует иметь в виду, что сцепление разнородных молекул (адгезия) всегда больше сцепления однородных молекул (когезия) для наименее полярной фазы и меньше взаимного сцепления однородных молекул более полярной фазы.

Взаимодействие фаз на поверхности их раздела за счет действия сил поверхностного натяжения называется смачиванием. Смачиваемость является мерой физико-химической активности жидкой фазы по отношению к твердой поверхности. Известно, что жидкости, обладающие наибольшей полярностью, а следовательно, и наименьшим поверхностным натяжением, лучше смачивают твердую поверхность, чем жидкости с высокой полярностью. Улучшение смачивания твердого тела жидкостью основной признак выравнивания их полярности и понижения поверхностного натяжения на границе раздела. В геотехнологических процессах обычно участвуют две или более жидкие фазы и при их совместном контактировании с коллектором будет смачивать та жидкость, которая обладает наилучшей избирательной смачиваемостью. Поверхность породы должна лучше смачиваться той жидкостью, которая обладает меньшей разностью полярностей между твердым телом и жидкостью, т. е. меньшей величиной поверхностного натяжения на границе раздела фаз. Характеристикой избирательного смачивания принято считать величину краевого угла, образованного границей раздела жидкостей и твердой поверхностью.

Поверхностное натяжение совместно с величиной краевого угла смачивания определяет величину связи флюидов с поверхностью породы. Смачиваемость твердой поверхности зависит от ее микрорельефа — шероховатости.

Существенную роль в избирательном смачивании играет порядок смачивания породы жидкостями. В случае движения капли жидкости, как показано на рис. 3.4, образуется угол Q называемый углом наступления или, по терминологии П. А. Ребиндера углом опережения, и угол Q_2 — угол отступления, или угол запаздывания. Описанное явление с изменением краевого угла в процессе движения названо П.А.Ребиндером кинетическим гистерезисом смачивания. Наличие гистерезиса обусловливает зависимость значений смачиваемости от времени контакта и от степени шероховатости твердой поверхности. Чем больше шероховатость поверхности, тем больше проявляются гистерезисные явления. Величина гистерезиса зависит также от скорости перемещения границы раздела фаз по твердой поверхности и от адсорбции на последней различных веществ.

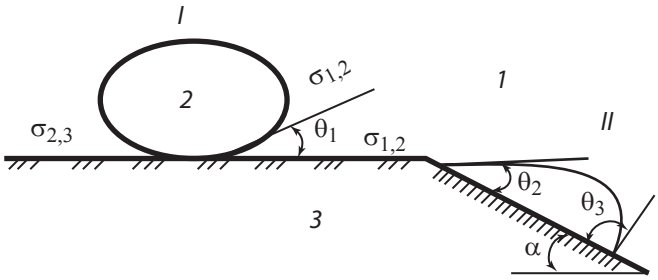


Рис. 3.4. Равновесие на трехфазной границе (I) и изменение краевых углов при движении капли по наклонной поверхности (II):
1, 2, 3 — фазы состояния

Чтобы отделить продуктивный флюид от поверхности породы, необходимо совершить работу адгезии, которая затрачивается на преодоление сил прилипания. Для снижения краевого угла смачивания и вытеснения продуктивного флюида с поверхности породы необходимо либо повысить разность работ адгезии двух жидкостей, увеличив смачиваемость рабочего агента, либо уменьшить межфазное натяжение между флюидами. Желаемые результаты могут быть достигнуты за счет применения поверхностно-активных веществ (ПАВ) и гидрофилизаторов.

ПАВ имеют особенное строение молекул, состоящих из гидрофильной и гидрофобной атомных групп. Ориентируясь одной из групп к поверхности, а другой от поверхности, молекулы ПАВ концентрируются на границе раздела фаз, компенсируя имевшую место поверхностную энергию и снижая межфазное натяжение. В случае гидрофильной поверхности молекулы обращаются своей полярной частью к твердой поверхности; в случае же гидрофобной — молекулы обращаются к твердой поверхности неполярной частью. В результате этого в первом случае происходит гидрофобизация поверхности и вода перестает ее смачивать, а во втором, наоборот, ее гидрофилизация.

Применение реагентов эффективно в геотехнологических процессах, протекающих в пористой среде, из которой удаляются продуктивные флюиды за счет повышенной смачивающей способности рабочих агентов, как, например, при заводнении нефтяных пластов и подземной выплавке серы (ПВС).

В основном движению флюидов препятствуют, силы капиллярные и гидравлического сопротивления. Действие последних при движении жидкостей в пористой среде пропорционально скорости потока и вязкости флюидов. Эти сопротивления аналогичны сопротивлению трения

при движении жидкости в трубах и сильно возрастают в узких каналах. В узких поровых каналах на границе смачивающей и несмачивающей фаз образуется мениск, который вогнут со стороны несмачивающей фазы и двигается в ее сторону под действием избыточного капиллярного давления, созданного кривизной поверхности.

Избыточное давление обуславливает капиллярный подъем смачивающей фазы в узких поровых каналах, сопротивление движению несмачивающей фазы из крупных пор в мелкие и удержание продуктивных флюидов в пласте. Для регулирования воздействия капиллярных сил необходимо изменение физико-химических свойств рабочих агентов и продуктивных флюидов с помощью реагентов. Свойства рудосодержащих пластов и насыщающих их жидкостей характеризуются большим разнообразием и в каждом конкретном случае проявление капиллярных сил различно, необходимость применения того или иного вида ПАВ зависит от направленности капиллярного воздействия.

Движение каждой из жидких фаз многофазной системы зависит от сил давления и взаимного расположения фаз в поровом пространстве. Распределение фаз в порах определяет форму области течения каждой из фаз и тем самым величину сопротивления, испытываемого этой фазой при движении. Капиллярные силы влияют как на распределение давления в фазах, так и на взаимное расположение фаз в поровом пространстве. Соответственно и процессы фильтрации флюидов идут по-разному в зависимости от характерно фильтрационного процесса и размеров области течения. Капиллярные силы создают в пористой среде перепад давления, величина которого ограничена и не зависит от размера области. Перепад внешнего давления создает фильтрационный поток. Если размеры области малы, то при достаточно медленном движении капиллярные силы могут превзойти внешний перепад давления. Поэтому в такой области время установления равновесного распределения фаз значительно меньше, чем время, за которое происходит заметное изменение средней насыщенности под действием фильтрационного потока.

Капиллярные силы имеют существенное значение при движении в капиллярах двухфазных систем жидкость-жидкость, жидкость-газ.

При неподвижной пограничной пленке, отделяющей несмачивающую жидкость от стенок поровых каналов, или при размере капель, превышающем наименьший поперечный размер пор, для приведения капли в движение необходимо преодолеть разность капиллярных давлений менисков этих капель, обусловленную различной их кривизной. При этом величина перепада давления, необходимая для преодоления капиллярных сил, тем

больше, чем меньше размер порового канала, чем больше поверхностное натяжение и чем больше капель, последовательно расположенных по направлению движения. Это явление в пористой среде применительно к газированной жидкости известно в нефтепромысловой практике под названием эффекта Жамена. На преодоление капиллярных сил, обусловленных этим явлением, затрачивается значительная часть пластовой энергии. Поэтому ослабление эффекта Жамена с помощью ПАВ, снижающих действие капиллярных сил — перспективный путь интенсификации геотехнологических процессов.

Добавление к рабочему агенту специальных веществ, способствующих интенсификации процессов при ФХМ добычи полезных ископаемых, является перспективным, так как не требует значительных капитальных затрат, сложного оборудования, принципиальных изменений технологии извлечения полезного ископаемого. Так, при гидродобыче полезных ископаемых необходимо добавление ПАВ, понижающих прочность горных пород, а при подземном выщелачивании возможно добавление растворов катализаторов, ускоряющих процесс растворения и т. д. Однако во всех случаях необходимо предотвращать сброс использованных реагентов в водоемы и наиболее реальный путь — утилизация отработанного реагента с повторной закачкой его в пласт.

Разработка месторождений в режиме растворенного газа сопровождается выделением значительной части газа, который не образует связной системы и может закупоривать капиллярные каналы. В таких случаях, скорости движения порций жидкости и газа оказываются примерно равными и вся система ведет себя как сильно сжимающаяся жидкость.

Данный пример свидетельствует о необходимости детального рассмотрения состояния фаз для выбора метода интенсификации геотехнологических процессов.

Регулируя действие капиллярных сил и смачиваемости горных пород ПАВ и гидрофилизаторами, можно интенсифицировать геотехнологические методы добычи полезных ископаемых.

3.9. Процессы сдвижения и гидроразрыва

Горное давление — это совокупность силовых полей (напряженных состояний), формирующихся в земных недрах вокруг выработки. Происходящие в горном массиве изменения напряженного состояния в результате добычи могут вызвать деформацию окружающих пород.

Нет общепризнанной теории горного давления, позволяющей точно рассчитать напряженное состояние вокруг выработок, да и методики определения прочностных характеристик массива оставляют желать лучшего. Тем не менее, горным инженерам необходимо решать задачи по управлению горным давлением, и это делается на основе гипотез, дающих методики расчета с коэффициентом запаса, обеспечивающим безопасность работ.

Управление горным давлением в технологическом процессе добычи осуществляется выбором параметров технологии, системой расположения выработок, временем отработки и т. д., но, прежде чем рассматривать эти вопросы, рассмотрим специфику геотехнологических методов с точки зрения управления горным давлением.

ФХМ можно подразделить на две группы. Первая группа — это методы селективной выемки полезного компонента. Они, в свою очередь, подразделяются на методы, при которых горное давление не влияет существенно на технологию (например, подземное выщелачивание металлов, когда извлекается менее 1 % руды), и методы, где проявления горного давления значительны и требуют учета и управления (например, при подземной выплавке серы из рудного пласта извлекается 15—20 %, ослабленный скелет вмещающих пород, как правило, разрушается, что приводит к оседанию поверхности).

Вторая группа — это методы, предусматривающие полную выемку продуктивного пласта, которые также подразделяются на методы с выемкой полезного ископаемого в открытом забое с образованием полостей, заполненных газами, водой, рассолом при различных давлениях и температурах (например, подземное растворение солей, скважинная гидродобыча) и выемку полезного ископаемого с обрушением пород кровли (например, подземная газификация угля, скважинная гидродобыча при неустойчивой кровле).

Исследование устойчивости выработок можно вести через скважины путем локации или наблюдая за сдвижением поверхности. Безлюдная выемка полезного ископаемого позволяет снизить запас устойчивости целиков, временные показатели сдвижения должны соответствовать требованиям технологии, ряд методов (например, подземная газификация угля, подземная выплавка серы) требуют предотвращения сдвижения кровли с разрывом сплошности, т. е. требуется сохранение герметичности рабочей зоны.

Известно, что трение и сцепление удерживают горные породы от деформации. Прочность пород в образце и массиве далеко не одинаковы,

кроме того, горная порода, насыщенная водой, как правило, в образце уменьшает свою прочность, в то же время вода, заполняющая выработку, оказывает противодавление на потолочину и целики, окружающие камеру, и тем самым уменьшает силовые поля, а следовательно, позволяет внести коррективы в методику расчета параметров системы разработки.

При заполнении камер водой для расчета параметров свода обрушения можно учитывать взвешивающее влияние воды. До настоящего времени не удалось осуществить опытное подтверждение этого эффекта, но при разработке месторождений через скважины это может иметь значение. Влияние гидростатического, фильтрационного, капиллярного давления, температуры и химического взаимодействия пород с рабочим агентом определяет распределение напряжений и деформаций в массиве, т. е. при геотехнологических методах процесс сдвижения зависит от сложного комплекса гравитационных, гидротермодинамических и физико-химических процессов, которые определяют изменение свойств руды и вмещающих пород. В этом плане следует отметить работы Ю.П. Желтова, В.А. Мироненко, А.А. Борисова, где развито новое гидрогеомеханическое направление, основанное на изучении проявлений горного давления с учетом всех участвующих в процессе воздействий, рассматриваемых во времени и пространстве.

Процессы сдвижения горных пород особо актуальны при скважинной гидродобыче, где от правильного выбора размеров камер и целиков зависят извлечение полезного ископаемого, технологические и конструктивные параметры оборудования и экономика самого метода. Увеличивая нагрузку на целики, т. е. уменьшая их размеры, можно довести их до разрушения за счет давления вышележащих пород. Таким образом, разрушенная руда будет выдавливаться горным давлением в отработанное пространство и увеличивать добычу из камеры. Этот процесс можно определить как прямое влияние горного давления на технологию выемки руды. В то же время будет происходить оседание кровли и налегающих пород, что необходимо учитывать при размещении скважин и планировании очередности их вовлечения в работу и остановку.

При скважинной гидродобыче в зависимости от технологии и скорости отработки залежи при изучении горного давления ставятся различные задачи: определение допустимого пролета кровли; определение максимально устойчивых целиков на период отработки участка; выбор перспективных способов управления горным давлением при самых различных условиях и ограничениях технического плана.

Результат решения этих задач обусловливает выбор системы разработки месторождения с точки зрения горного давления: определяется сетка добычных скважин для эффективной эксплуатации залежи при обеспечении безопасного ведения работ. Все показатели и технические решения метода в конечном счете определяются размерами камер и целиков.

Нужно сказать, что в области сдвижения горных пород при ФХМГ выполнено очень мало работ и основные усилия исследователей следует сосредоточить на изучении свойств горной среды в процессе разработки, влиянии гидрогеологической обстановки на параметры систем разработки, создании общей теории управления горным давлением.

Гидравлический разрыв пласта. Одним из способов создания фильтрационных каналов в горном массиве для движения рабочих и продуктивных флюидов является гидравлический разрыв, который широко используется в нефтяной и газовой промышленности для повышения дебита добычных скважин, при ПВС для повышения зоны охвата слабопроницаемых серных руд, при ПРС для начальной площади растворения соли, при ПГУ для создания каналов газиффикации, при ПВ металлов как для повышения фильтрационных свойств массива, так и для создания кольматационных экранов для рабочих и продуктивных флюидов.

Гидроразрыв представляет собой хрупкое разрушение пород с расширением природных и образованием новых трещин в результате растягивающих или сдвигающих деформаций массива под влиянием давления рабочей жидкости, приложенного к ее обнажению — стенке скважины, а далее к берегу растущей трещины, причем избыточный объем жидкости служит гидравлическим клином. В ряде случаев с целью удержания трещин гидроразрыва после прекращения закачки от смыкания вместе с жидкостью закачивается твердый материал.

Множество факторов определяют условия появления и развития трещин гидроразрыва. Важнейшие из них интенсивность и направление действующих в породном массиве сжимающих напряжений. При гидроразрыве трещиноватых пород со слабым сцеплением между структурными блоками тензор напряжений целиком определяет необходимое давление рабочей жидкости и трещины гидроразрыва развиваются в плоскости, нормальной к действию минимальных сжимающих напряжений. В общем случае, необходимо учитывать и сопротивляемость пород разрыву. Для высокопрочных пород типа гранитов и базальтов это сопротивление вполне сопоставимо с напряжениями, действующими даже на больших глубинах. Другой важной характеристикой породного массива являются коллекторские свойства горных пород, прежде всего их проницаемость,

которая определяет величину рабочей жидкости, ее необходимый расход и продолжительность работы насосных агрегатов.

Теоретические основы механики гидроразрыва разработаны акад. С.А.Христиановичем, его сотрудниками и учениками главным образом на основе приложения к этой сложной задаче методов механики сплошной среды.

Наиболее широкое применение гидроразрыв получил при разработке нефтегазоносных пластов как способ повышения проницаемости коллекторов для увеличения дебита добычных скважин и повышения нефтеотдачи при разработке нефтяных месторождений с заводнением. По публикациям только в США за последние 30 лет проведено более 800 тыс. гидроразрывов. Это охватывает до 40% фонда скважин и дало прирост добычи около 1млрд т. Таким образом, при добыче нефти и газа накоплен огромный опыт, создано необходимое оборудование, освоено несколько различных технологических схем его осуществления.

Известна технология разрыва сланцевого массива. Разрыв осуществляется газом с импульсами высокого давления, которые создавали систему трещин, которые увеличили проницаемость пород в 1800 раз!

3.10. Процесс подъема полезного ископаемого

Разработка месторождений полезных ископаемых ФХМГ связана с подъемом извлекаемых флюидов на поверхность через скважины. Процесс подъема может происходить за счет энергии нагнетаемого рабочего агента (например, подземное растворение солей), за счет вводимой в скважину энергии сжатого воздуха или газа (например, подземная выплавка серы и др.) или погруженными насосами и гидроэлеваторами. Баланс энергии добычной скважины выражается в виде равенства

$$Э_{пл} = Э_{в} + Э_{1} + Э_{2} + Э_{3}, \qquad (3.3)$$

где: $Э_{пл}$ — пластовая энергия; $Э_{в}$ — вводимая в скважину; $Э_{1}$ — затрачиваемая на подъем; $Э_{2}$ — расходуемая на трение; $Э_{3}$ — уносимая из скважины.

За счет пластовой энергии уровень откачиваемой жидкости в скважине будет равен гидростатическому напору

$$h_{п} = (P_{з} - P_{у})/(\rho g), \qquad (3.4)$$

где $h_{п}$ — высота подъема жидкости от забоя до динамического уровня; $P_{з}$, $P_{у}$ соответственно давление на забой и устье скважины.

Если давление на устье скважины больше атмосферного, скважина может фонтанировать только за счет гидростатического напора. При этом давление на забой будет уравновешиваться давлением столба жидкости в

скважине, гидравлическими потерями на трение при движении $P_{тр}$ и противодавлением на устье, т. е.

$$P_з = h_c \rho g + P_{тр} + P_у. \tag{3.5}$$

Величина $P_{тр}$ определяется по формуле

$$P_{тр} = \lambda \frac{h_c \upsilon^2}{d_k 2g}, \tag{3.6}$$

где λ — коэффициент гидравлических сопротивлений; h_c — глубина скважины, d_K — диаметр трубопровода, м; v — скорость движения жидкости в трубопроводе м/с.

Практически нет скважин, которые бы фонтанировали только за счет гидростатического давления пласта, зато часто подъем полезного ископаемого осуществляется за счет нагнетания в разрабатываемую залежь рабочих агентов в данную или соседние скважины. В этом случае энергия на забое скважины складывается из пластовой энергии до разработки плюс энергии, вводимой в скважину нагнетаемым рабочим агентом.

В пластовых водах, а также в откачиваемых рабочих агентах содержится некоторое количество свободного газа, образующегося в результате взаимодействия с горными породами. Этот газ при движении к поверхности изотермически расширяется с выделением энергии.

Кроме того, в продукте всегда содержится некоторое количество растворенного газа, который будет выделяться по мере падения давления от забоя к устью.

Наиболее простым и эффективным средством подъема при ФХМГ является **нагнетательный эрлифт.** Как правило, воздух подается по воздухопроводу, а продукт поднимается по кольцевому пространству скважины. Нижняя часть воздухопровода — форсунка перфорированная. От компрессора по воздухопроводу к форсунке подводится сжатый воздух, который, смешиваясь с продуктивным агентом, поднимает его на поверхность. Главные достоинства эрлифта — простота, надежность в работе, отсутствие движущихся частей, возможность свободного выноса частиц пород, сопутствующих продуктивным растворам. К недостаткам эрлифта относятся низкий к.п.д. и необходимость специального компрессорного хозяйства.

Параметры процесса откачки зависят от многих специфических факторов, из которых наиболее важные — величина пластового давления, приток продукта к забою скважины, физические свойства откачиваемо-

го флюида. Специфические особенности процесса откачки различных продуктов обусловливают необходимость проведения специальных исследований. Однако приближенные значения параметров этого процесса могут быть получены на базе исследований и опыта откачки эрлифтом воды и нефти.

Изучению закономерностей движения откачиваемой жидкости посвящен ряд работ. Однако, несмотря на многочисленные исследования, в настоящее время не существует единого взгляда на физическую сущность процесса эрлифта и общей методики его расчета. Это объясняется значительными теоретическими трудностями, так как закономерности, справедливые для движения одного типа жидкости, оказываются неприемлемыми для других жидкостей из-за того, что откачиваемая жидкость не сохраняет структуры потока даже в небольших интервалах подъемного трубопровода по высоте.

Основной исходной величиной для расчета эрлифта является приток жидкости к скважине. Оптимальный дебит скважины зависит в основном от интенсивности геотехнологического процесса. Опыт показывает, что количество откачиваемой жидкости может резко изменяться.

Для расчета параметров компрессорного оборудования необходимо определить давление на забой $P_з$, глубину погружения форсунки эрлифта, пусковое давление, удельный расход воздуха, производительность эрлифта.

Давление на забой

$$P_з = P_у + 0{,}1\rho h_в, \tag{3.7}$$

где ρ — плотность откачиваемой жидкости, т/м^3. На основании расчетного значения давления на забой (с учетом потерь) подбирается эрлифт.

Под действием давления на забой продуктивный раствор поднимается в трубопроводе на высоту h_c, (без учета потерь на трение)

$$h_s = \frac{P_з}{\rho}. \tag{3.8}$$

Продуктивный раствор должен иметь на устье скважины запас энергии, необходимой для транспортирования его к хранилищу.

Эффективность работы эрлифта во многом зависит от глубины погружения форсунки под динамический уровень.

Динамический уровень несколько отличается от статического, так как при работе скважины создается некоторая депрессия (понижение давле-

ния), зависящая от производительности эрлифта и проницаемости призабойной зоны.

Процесс откачки при ФХМГ отличается от процесса откачки нефти и воды. Во-первых, наряду с депрессией на башмаке колонны подъемных труб создается репрессия на пласт за счет закачки рабочего агента, происходит наложение потенциалов поля нагнетания и откачки. Во-вторых, проницаемость скелета отработанной залежи на несколько порядков выше, чем неотработанной, в результате чего поле депрессии значительно слабее поля репрессии. Благодаря этому динамический уровень мало отличается от статического и можно предположить, что они равны. В условиях эксплуатации скважин коэффициент относительного погружения форсунки изменяется от 0,25 до 0,65. Глубина погружения форсунки выбирается также в зависимости от параметров используемых компрессоров.

В начальный момент выхода сжатого воздуха из форсунки эрлифта в воздухопроводе происходит некоторое увеличение давления, которое можно определить по объему вытеснения продуктивного раствора, если пренебречь частичным поглощением его залежью. Поэтому пусковое давление на 3—10 % выше рабочего. Снижение пускового давления можно достигнуть путем использования пусковых клапанов, понижением давления нагнетания и др.

Удельный расход воздуха, производительность эрлифта зависят от давления воздуха у форсунки, его общего расхода, длины и диаметра выдачного трубопровода, плотности продуктивного флюида, его вязкости и т. д. Для различных условий (пульпа, нефть, вода, сера и т. д.) многими авторами даны конкретные методики расчета эрлифта.

3.11. Бактериально-химическое выщелачивание

Бактериальные методы выщелачивания уже используются при переработке минерального сырья — биотехнологии металлов, которая позволяет значительно повысить эффективность комплексного использования руд и обеспечить эффективную защиту окружающей среды.

Общеизвестна огромная роль бактерий в геохимических процессах образования и разрушения месторождений серы, сульфидных, железных, марганцевых и других руд.

Сегодня биотехнология в основном занимается бактериальным выщелачиванием (БВ) металлов из твердых минеральных субстратов, промышленных растворов и сточных вод. Особая ценность большинства

процессов биотехнологии металлов заключается в минимальном воздействии на окружающую среду или полном исключении ее загрязнения.

Исследования процесса взаимодействия микроорганизмов с минералами, а также имеющийся промышленный опыт применения технологии кучного и чанового выщелачивания позволили определить основные направления использования биотехнологии. Это прежде всего бактериальное вскрытие золота, тонковкрапленного в сульфидные минералы, (особенно в арсено-пирит и пирит), удаление мышьяка как вредной примеси из мышьяксодержащих концентратов и продуктов, получаемых при обогащении руд цветных и редких металлов. Этим методом можно эффективно разделять такие коллективные концентраты цветных металлов, как медно-цинковые, медно-никелевые и т. п. Предварительная бактериальная обработка минеральных продуктов и концентратов перед обогатительными, металлургическими процессами значительно интенсифицирует их и увеличивает полноту извлечения металлов.

Важной особенностью бактериального выщелачивания металлов является то, что при сочетании его с другими методами удаётся обеспечивать большие скорости переработки.

В настоящее время исследованиями процесса бактериального окисления и выщелачивания занимаются примерно 100 научных организаций и фирм в 25 странах. Построены и действуют промышленные установки в ЮАР, Австралии, Бразилии, США, Канаде, Замбии, Ганы, России и большое число опытно-промышленных установок в целом ряде стран.

Значительный прогресс достигнут в последние годы в развитии процессов чанового БВ золотомышьяковых концентратов. Не только созданы научные основы процесса, но и разработаны и испытаны различные варианты технологических схем, построены и действуют промышленные установки чанового БВ большой производительности.

Установлено, что процессы бактериального окисления и выщелачивания могут протекать активно только при создании благоприятных для жизнедеятельности бактерий условий среды обитания. Все основные параметры, определяющие эти условия, можно разделить на три большие группы.

Физико-химические параметры: кислотность среды; окислительно-восстановительный потенциал среды; электродный потенциал минералов; минеральный состав продуктов; соотношение сульфидных минералов; характер сростков сульфидных минералов; температура среды; газовый состав среды.

Биологические параметры: минеральный состав реды; адаптационные свойства культуры; концентрация биомассы; активность биомассы; использование сообщества культур.

Технологические параметры: крупность исходного материала; плотность пульпы; способ перемешивания и аэрации; тип выщелачивающего аппарата; схема выщелачивания; использование оборотных растворов; требования к продуктам выщелачивания.

Для определения всех названных параметров для конкретных месторождений полезных ископаемых необходимо проведение лабораторных и опытных исследований.

Необходимым условием роста бактерий и сохранения скорости биоокисления является поддержание температур при работе установки в пределах 35—42 °С. Еще одним неотъемлемым фактором процесса биоокисления является бесперебойная аэрация пульпы. Опыт показал, что отсутствие аэрации в течение более 20 мин приводит к длительной остановке процесса в связи с практически полной потерей активности бактерий, которая может быть восстановлена только в течение 10—12 сут.

При неблагоприятных факторах (колебания pH и температуры, резкое изменение солевого состава, гипоксия) скорость роста популяции снижается, в связи с чем продолжительность ее удвоения постепенно может достигнуть (и даже превысить) время пребывания материала в первичных реакторах. В этом случае будет происходить постепенное вырождение штаммов бактерий в установке (за счет того, что вынос биомассы с потоком пульпы будет превышать ее восполнение за счет естественной репродуктивности).

Контрольные вопросы

1. Какие процессы лежат в основе ФХГ?
2. В чём отличия растворения от выщелачивания?
3. От чего зависит скорость растворения?
4. Чем определяется процессы выщелачивания?
5. Назовите термохимические тепловые процессы ФХМГ?
6. Что такое фазовая диаграмма однокомпонентной системы?
7. Что даёт электрофизическое воздействие при ФХМГ?
8. Что ограничивает и способствует гидравлическому разрушению руды.
9. Какие процессы определяют движение рабочих и продуктивных растворов в залежах полезных ископаемых?
10. От чего зависит успех гидроразрыва и устойчивость кровли выработки?

11. В чём преимущество и недостатки гидроэлеваторного и эрлифтного подъёмов?

12. В чём суть биотехнологического выщелачивания?

Литература

1. Гидродинамические и физико-химические основы горных пород. Под. ред. Н.Н. Веригина. М., Недра, 1997.

2. Головко Э.А. и др. Химическое и бактериологическое выщелачивание медно-никелевых руд. Л., Наука, 1978.

3. Желтов Ю.П. Механика нефтегазового пласта. М., Недра, 1975.

4. Здоновский А.Б. Галургия. Л., Химия, 1972.

5. Каменский С.Г., Суслов В.А. Гидродинамические методы контроля текущей нефтенасыщенности пласта. М, Недра, 1967.

6. Кулебякин В.Г. Бактериальное выщелачивание сульфидных минералов. М., Наука, 1978.

7. Методические вопросы исследования в геотехнологии, вып 1-7. ВИНИТИ, 1978.

8. Минеев Г.Г. Сводка неорганических реагентов растворителей горных пород. Вестн. ГМСМРАЕН, 1994.

9. Общая химическая технология /Под. ред. А.Г. Амелина — М, Химия, 1977.

10. Перельман А.И. Геохимия. М, Высшая школа, 1979.

11. Ржевский В.В., Аренс В.Ж., Дядькин Ю.Д. Гидроразрыв и его роль в горнодобывающей отрасли промышленности. Ж ФТПРПИ, №2,1986.

12. Черняк А.С. Вопросы растворения: выщелачивание, экстракция. Иркутск, 1998. 403 с.

13. Черняк А.С., Ясько Т.Н. Избранные главы неорганической химии. Иркутск, 1988.

14. Электротехнология в геотехнологических методах добычи полезных ископаемых (обзорная информация). НИИТЭХИМ, 1976.

4. ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКТОВ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

К продуктам физико-химических методов геотехнологии (ПФХМГ) относятся:

водные пульпы, получаемые при скважинной гидравлической разработке рыхлых песчано-глинистых отложений;

извлекаемые компоненты — янтарь, алмазы, золото, минералы черных, цветных и редких металлов, уголь, фосфориты, стройматериалы и другие полезные ископаемые;

рассолы скважинного подземного растворения NaCl, KCl, MgCl2, LiCl, Na_2CO_3 и других водорастворимых солей;

продукционные растворы подземного и кучного выщелачивания урана, меди, золота и других металлов;

расплавы, получаемые при подземной выплавке серы, озокерита;

газы от подземной газификации угля, серы, подземной возгонки ртути, сурьмы и др. легко-летучих компонентов.

4.1. Пульпы скважинной гидродобычи

Пульпы скважинной гидродобычи представляют собой водно-минеральные или водно-угольные смеси с соотношением жидкости и твердого, чаще всего от 3 до 10 и более, которые получают в результате гидравлического размыва сравнительно рыхлых малопрочных пород (глин, песков, слабо сцементированных желваков и обломочных пород, углей). Для таких пульп не установился определенный стандарт их переработки, поскольку действуют пока только опытно-промышленные установки. Так, на установках по переработке янтареносных глинистых отложений на Янтарном комбинате (Калининградская обл.), а также костного детриса урансодержащих фосфоритов, желваков фосфорита и никель марганцевых конкреций придонных отложений других месторождений использовались схемы, представленные на рис. 4.1. В отличие от стационарных установок, на которых для более полной дезинтеграции кусков руды, не размытых при гидравлической или другой разработке применяются корытные или мечевые мойки, барабанные дезинтеграторы и даже молотковые дробилки, мельницы, переработка продуктов СГД на опытных участках производится на простейших гидровашгердах и гидроклассификаторах. При обогащении янтарь-содержащих глин используются подобные устройства с ручным отбором крупных кусков янтаря на грохотах и обогащением в глинистых суспензиях. Частицы янтаря в таких суспензиях всплывают, а песок, галя оседают.

Для песков погребенных отложений тяжелых минералов применяются обычные схемы переработки для россыпей с использованием модульных установок, в которых, (наряду с оборудованием для дезинтеграции песков и отмывки от глин), используются стандартные аппараты для гра-

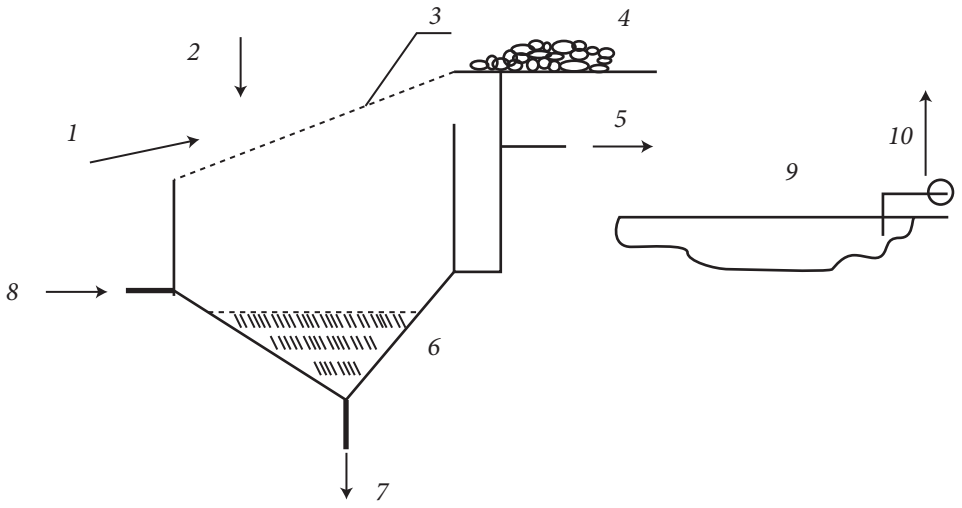


Рис. 4.1. Схема получение черновых концентратов при скважинной гидродобыче:
1 — напорная струя вашгерда; *2* — пульпа скважинной гидродобычи; *3* — грохот; *4* — неразмытые куски глины; *5* — слив шламов (глин) из гидроклассификатора; *6* — осевшая крупная фракция (пески, желваки); *7* — разгрузка черновых концентратов на обезвоживание (отстаивание, сушку); *8* — подача подрешетной воды гидроклассификатора; *9* — отстойник шламов; *10* — подача оборотной осветленной воды из отстойника на СГД

витационного обогащения, а также сравнительно новые схемы с применением короткоконусных гидроциклонов и центробежных концентраторов для извлечения шлихов, содержащих тяжелые минералы (золото, циркон, рутил, ильменит и др.).

Наряду с упомянутым выше имеется также опыт эксплуатации скважинной гидродобычи железных руд на Михайловском ГОК'е КМА . Богатые железные руды представляют собой продукты обогащения железистых кварцитов в результате их латеритного выветрования. Руда СГД характеризуется высоким содержанием железа (67—68 %), низким содержанием кремнезема (0,75—1,6 %), глинозема (0,6—0,7 %), P_2O_5 (0,02—0,03 %), серы (0,01—0,03 %). Предложены для ее переработки Механобрчерметом и ВИМСом магнитно-гравитационные схемы обогащения, что позволит снизить содержание кремнезема до 0,35—0,4 %, серы и фосфора до тысячных долей процента.

Проведенные работы по скважинной гидродобыче песков титано-циркониевого месторождения показали, что при содержании в руде циркона, рутила и ильменита, соответственно, 0,47; 0,98 и 2,95 % в пробах карты намыва было 0,93, 2,24 и 5,11 % этих минералов.

Для нефте-битуминозных песков Казахстана предложен вариант СГД горячей водой (70—90 °С) с добавками ПАВ и силиката натрия при напоре 1 Мпа. При этом 60—70 % битума отмывается от песков и сосредотачивается в водном растворе. Затем битум извлекается из раствора флотацией.

Предложена схема добычи СГД бедной свинцовой руды коры выветривания Жана-Аркалыкского месторождения с содержанием свинца 0,5 % с её обычными гравитационными методами (отмывка, отсадка, концентрация на шлюзах и доводка на столах и шлюзах). Получен концентрат с содержанием свинца 21,5 %, при это степень его извлечении 56,8 %. Из более богатых руд, содержащих 1,8 % Pb и 3,8 Ag $г \cdot т^{-1}$, получены концентраты, содержащие 47—50 % Pb и 20—30 Ag $г \cdot т^{-1}$.

4.2. Рассолы

Рассолы представляют собой крепкие растворы водорастворимых солей (NaCl, KCl, $MgCl_2$, LiCl, Na_2SO_4, Na_2CO_3 и т. п.). Для их переработки применяются галургические и флотационные методы.

Поскольку скважинное подземное растворение NaCl является широко применяемым способом разработки, переработка рассолов производится на химико-технологических предприятиях с использованием упомянутых галургических методов (упаривание, кристаллизация) и флотационной перечистки кристаллических осадков в насыщенных растворах солей с целью разделения NaCl, KCl, $MgCl_2$.

Несколько меньше масштабы подземного растворения KCl. Заводские энергоемкие процессы галургической химической переработки хлоркалиевых рассолов заменяются для аридных зон способом раздельной кристаллизации в системе испарительных бассейнов для получения товарного хлористого калия

4.3 Переработка продуктивных растворов выщелачивания

Продуктивные растворы получают в результате подземного или кучного выщелачивания, выщелачивания отвалов металсодержащих руд или пород водными растворами кислот, щелочей или их солей. Подбор растворителей ведется таким образом, чтобы по преимуществу выщелачивались целевые металлы, причем в необходимых анионных или катионных формах, пригодных для последующей переработки растворов. Наиболее

широко подземное и кучное выщелачивание применяется для получения меди, урана и золота (попутно извлекается серебро). Вместе с тем проведено достаточно много успешных исследований по кучному выщелачиванию никеля, цинка, других цветных металлов, по подземному выщелачиванию железных и марганцевых руд .

Медьсодержащие растворы. Подземное и кучное выщелачивание меди осуществляется растворами серной кислоты, $Fe_2(SO_4)_3$, углекислого аммония или NH_4OH и редко цианидными растворами. Поэтому медь на извлечение поступает в виде соответствующих соединений: $CuSO_4$, $Cu(NH_3)_4CO_3$ и редко в виде $NaCu(CN)_2$. В растворе медь находится форме катионов Cu^{2+}, $Cu(NH_3)_4^+$ или аниона $Cu(CN)_2^-$. В виде соответствующих катионов присутствуют в сернокислотных растворах балластные металлы (Fe, Ca, Mg, Al).Типичный состав растворов, получаемых при сернокислотном выщелачивании забалансового сырья (г·л$^{-1}$) 0,3—3 Cu, 2—8 Fe, Ca, Al, Mg, 0,2—1 шламистых твердых частиц, pH раствора 1.4—3.2. В меньшей степени присутствие балластных металлов в форме катионов характерно для аммиачных и цианидных растворов. В цианидных растворах эти металлы образуют растворимые комплексные соединения, рассмотренные в разделе *цианирование.*

Золотосодержащие растворы. Поскольку кучное выщелачивание золота производится в основном цианидами и редко тиосульфатными растворами, то в растворах обычно присутствуют анионы $Au(CN)_2^-$ либо $[Au(S_2O_3)_2]^{3-}$, а также цианидные комплексы $[Ag(CN)_2]^-$, $[Cu(CN)_4]^{3-}$, $[Fe(CN)_6]^{4-}$, $[Zn(CN)_4]^{2-}$ и др. Большое значение имеют катионные тиомочевинные комплексы золота $Au[CS(NH_2)]_2^+$, а также $AuCl_4^-$, AuI_2^-, $AuBr_4^-$, образующиеся в процессах десорбции и элюирования нагруженных золотом сорбентов и экстрагентов.

Урансодержащие растворы. Кучное и подземное выщелачивание урановых руд производится сернокислотными и содовыми растворами Na_2CO_3 плюс $NaHCO_3$. $NaHCO_3$ вводится для предотвращения образования NaOH вследствие гидролиза карбоната натрия. В присутствие NaOH могут образоваться нерастворимые уранаты Na_2UO_4, диуранаты $Na_2U_2O_7$. При характерных для подземного и кучного выщелачивания концентрациях кислоты шестивалентный уран образует водорастворимые анионные комплексы дисульфат и трисульфат уранила $UO_2(SO_4)_2^{2-}$ и $UO_2(SO_4)_3^4$. Только для слабокислотных растворов характерно преобладание ионов уранила UO_2^{2+} и молекул уранилсульфата UO_2SO_4. Общую формулу с учетом гидратированности для них можно представить в виде $UO_2[(H_2O)_n(SO_4)_m]^{2-2m}$, где n = 0—4, m = 1—3. Наблюдается также полиме-

ризация коплексных сульфатных ионов при pH свыше 2,5. При выщелачивании урансодержащих фосфатов характерно образование фосфатов четырехвалентного урана $U(HPO_4)_2$. В содовых растворах также образуются комплексные анионы дикарбонат и трикарбонат уранила $UO_2(CO_3)_2^{2-}$ и $UO_2(CO_3)_3^{4-}$.Разнообразие форм урана позволяет использовать катионообменные и анионообменные реакции для его извлечения из раствора *сорбционными методами* и *жидкостной экстракцией*. В настоящее время работает Приаргунский комбинат (АООТ ППГХО), перерабатывающий урановые руды и растворы подземного и кучного выщелачивания (рис. 4.2). Содержание U в блоках взорванной руды для подземного выщелачивания составляет 0,127 %, а на кучное выщелачивание поступает руда с радиометрической сортировки на РКС с содержанием 0,130 %. И соответственно содержание U в растворах составляет 100—150 мг·л$^{-1}$, а на стадии доработки 25—30 мг·л$^{-1}$. Вместе с тем, содержание Fe составляет 6-8 г·л$^{-1}$. Плановое извлечение U — 75 %

Для Хиагдинского месторождения, разрабатываемого методом скважинного выщелачивания, состав основных металлов в продуктивных растворах — U — 75-90 мг·л$^{-1}$, Fe,Ca, Mg — по 150—300 мг·л$^{-1}$ каждого, а Zn — 1,2—1,4, Ni — 13—14, Cr — 35—39 мг·л$^{-1}$. Для разрабатываемых

Рис. 4.2. Схема переработки урановых руд с применением подземного и кучного выщелачивания (АООТ ППГХО)

месторождений Навоийского комбината (Узбекистан), где весь уран добывается методом скважинного подземного выщелачивания, содержание урана в рудах составляет 0,026—0,18%, в растворах — 100—150 мг·л$^{-1}$ и менее, Fe, Mg — 1—3 г·л$^{-1.}$

Переработка продуктивных растворов. Существующие основные наиболее широко применяемые методы извлечения металлов из водных продуктивных и др. растворов можно подразделить на следующие основные группы:

1) химическое осаждение гидроксидов и других нерастворимых или мало растворимых соединений металлов, в том числе техника, основанная на осаждении, соосаждении растворенных веществ и последующей флотацию осадков;

2) электрохимическое осаждение (цементация) более электроотрицательными металлами (Fe, Al, Zn) ионов других более ценных металлов (Cu, Au, Ag) и электролитическое осаждение за счет наложения внешнего электрического потенциала и гальванохимическое — за счет внутреннего электролиза гальванопар, образующих катодные и анодные участки (Fe-C, Cu-Al); другие окислительно-восстановительные процессы, включая использование микроорганизмов;

3) сорбционные технологии, с применением в качестве сорбентов синтетических смол активированного угля, минералов (цеолит, глины и др.), биосорбентов (бактерий, грибов, водорослей и др.) и родственные технологии (ионообменные мембраны, молекулярные сита;

4) жидкостная экстракция с применением органических жидких экстрагентов, при осуществлении которой металлы и др. элементы переходят из водной фазы в органическую;

5) флотационное извлечение ионов из растворов;

6) сочетание нескольких из упомянутых видов извлечения металлов из раствора — сорбционное выщелачивание, экстракционное выщелачивание, экстракционное элюирование сорбентов, флотация сорбентов и экстрагентов.

7) биохимическая трансформация растворенных ионов (в газообразную форму, из сульфатов в карбонаты; из сульфидов в сульфаты и т.п.).

Группы расположены в порядке исторической развитости и широты применения для условий ФХМГ.

Химическое осаждение металлов. Это — простой и давно известный метод извлечения меди, урана, цветных металлов из продуктивных растворов подземного и кучного выщелачивания руд и металсодержащих забалансовых продуктов. Металлы извлекаются *в форме гидроксидов* из

продуктивных растворов сернокислотного выщелачивания, имеющих pH 1,5—2, и содержащих, как правило, преобладающее количество балластных металлов (Fe, Al и др. — до 6—7 г·л$^{-1}$). Содержание меди в растворах выщелачивания не превышает 1 г·л$^{-1}$, урана — менее 0,2 г·л$^{-1}$, а количество золота в растворах измеряется миллиграммами. На первой стадии осаждаются гидроксиды балластных металлов путем нейтрализации растворов дешевыми реагентами — известью, аммиачной водой до pH 2,5—3,5 по реакциям:

$$Fe_2(SO_4)_3 + 3CaO + 3H_2O \Rightarrow 2Fe(OH)_3\downarrow + 3CaSO_4\downarrow; \quad (4.1)$$

$$Al_2(SO_4)_3 + 6NH_4OH \Rightarrow 2Al(OH)_3\downarrow + 3(NH_4)_2SO_4. \quad (4.2)$$

Затем, дальнейшим повышением pH свыше 6, осаждают гидроксид меди или диуранаты (таблица 4.1):

$$CuSO_4 + 2NH_4OH \Rightarrow Cu(OH)_2\downarrow + (NH_4)_2SO_4, \text{ при pH свыше 6\%}; \quad (4.3)$$

$$2H_2[UO_2(SO_4)_3] + 14NH_4OH \Rightarrow (NH_4)_2U_2O_7\downarrow + \\ + 6(NH_4)_2SO_4 + 9H_2O + O_2, \text{ при pH 9-11}. \quad (4.4)$$

Кроме диуранатов осаждаются гидроксиды уранила $UO_2(OH)_2$ при pH 4—5, полиуранаты (как $(NH_4)_2U_7O_{22}$ и др.) при pH 6-9 и уранаты $(NH_4)_2UO_4$ при pH 12. Остаточная концентрация металлов при pH свыше 7 составляет около 2 мг·л$^{-1}$. Применение аммонийных соединений для осаждения урана интересно на последних стадиях переработки растворов, т.к. при их прокаливании удается получить закись-окись урана U_3O_8:

$$3(NH_4)_2U_2O_7 \Rightarrow 2U_3O_8 + 3NH_3\uparrow + 5H_2O\uparrow + 2{,}5H_2\uparrow. \quad (4.5)$$

Промышленное значение сохраняется за селективным химическим осаждением фосфатов четырехвалентного урана и осаждением уранатов из карбонатных продуктивных растворов:

$$U(SO_4)_2 + 2H_3PO_4 + 4NH_4OH \Rightarrow U(HPO_4)_2\downarrow + 2(NH_4)_2SO_4 + 4H_2O. \quad (4.6)$$

Таблица 4.1

PH осаждения гидроксидов металлов

Гидроксиды металлов	pH осаждения	Гидроксиды металлов	pH осаждения
$Fe(OH)_3$	2,5—3,5	$Ni(OH)_2$	8—9
$Th(OH)_4$	3,2—3,5	$Co(OH)_2$	8—9
$Al(OH)_3$	4—6	$Mn(OH)_2$	8,6—10
$Cu(OH)_2$	5,2—5,8	$Ca(OH)_2$	10
$Fe(OH)_2$	8—9	$Mg(OH)_2$	10

PH осаждения — 1,8—2. Фосфаты примесей осаждаются при более высоких pH.

При pH свыше 11 происходит гидролиз трикарбоната уранила и выпадает осадок диуранатов:

$$2Na_4[UO_2(CO_3)_3] + 6NaOH \Rightarrow Na_2U_2O_7\downarrow + 6Na_2CO_3 + 3H_2O. \quad (4.7)$$

Таким же универсальным методом является *осаждение сульфидов металлов* путем обработки растворов сернистым натрием, сероводородом или другими растворимыми сульфидами:

$$Me^{2+} + S^{2-} \Rightarrow MeS\downarrow. \quad (4.8)$$

Варьируя PH селективно осаждают такие металлы, как медь, никель, кобальт, железо и др. Медь и олово осаждаются в сильнокислых растворах, а другие металлы — в слабокислых.

Много работ имеется по осаждению металлов (меди, урана и др.) водородом с получением гидратированной двуокиси урана:

$$Na_4[UO_2(CO_3)_3] + H_2 + nH_2O \Rightarrow UO_2 \cdot nH_2O + Na_2CO_3 + 2NaHCO_3. \quad (4.9)$$

Реакция идет при давлении водорода 1.5 мПа и температуре 150°С в присутствии катализаторов — гранул никеля или диоксида урана.

Одним из успешно применяемых методов осаждения урана из сернокислотных и карбонатных растворов десорбции или элюирования экстрагентов является *высаливание* — осаждение менее растворимых уранилкарбонатов и уранилсульфатов путем насыщения раствора хорошо растворимыми солями карбонатов или сульфатов, например, избытками Na_2CO_3 или $(NH_4)_2SO_4$, соответственно.

Рассмотренные методы осаждения металлов химическими способами, а также некоторые другие аналогичные способы наряду с простотой их осуществления и контроля процесса страдают некоторыми недостатками. Более успешно их применение при сравнительно высоких концентрациях целевых металлов и малых концентрациях примесей. Требуется применять дешевые реагенты-осадители, т.к. их расход пропорционален количеству осаждаемых металлов. При осаждении балластных примесей уносится осадком некоторая часть целевых металлов — меди, урана и др. Поэтому, применительно к урану и золоту эти методы вытесняются в ряде случаев сорбционными методами и жидкостной экстракцией. Значительное распространение получает также жидкостная экстракция меди непосредственно из растворов кучного выщелачивания с последующим электролитическим осаждением меди.

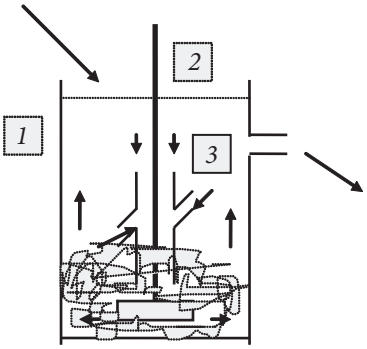


Рис. 4.3 Схема механического реактора:
1 — корпус реактора; *2* — импеллерная мешалка; *3* — перемешиваемая пульпа. Стрелками показана подача и выпуск потока пульпы

Химическое осаждение производят в обычных реакторах с механическим или пневматическим перемешиванием (см. рис. 4.3, 4.4) с последующим обезвоживанием осадков в сгустителях и на фильтрах. В связи с этим необходимо отметить желательность получения крупнокристаллических осадков, что достигается различными способами смешения продукционных и осаждающих растворов (капельным, струйным, сливанием объемных растворов и т.п.), регулированием их концентраций и температуры осаждения.

Большие успехи в интенсификации последующих процессов обезвоживания осадков получены в результате применения реагентов-флокулянтов (полиакриламида, полиоксиэтилена, поливинилпиридина и др.), которые ускоряют процессы осаждения частиц в сгустителях в сотни и тысячи раз, положительно влияют на фильтрацию сгущенных осадков, транспортировку сгущенных осадков по трубопроводам и заключительную сушку кеков фильтрования. Обычная влажность осадков сгустителей 50—60 %, кеков фильтрования осадков — 2—20 %, а высушенных продуктов – 3 %. Для урановых химических концентратов сушку ведут до влажности 0,3 % с последующим затариванием в герметически запаянные емкости.

Сгущение и фильтрование. Процессы направлены на разделение твердой и жидкой фаз растворов и пульп. Следует отметить важность этих процессов для отделения готовых продуктов — химических осадков и пенных продуктов флотационных и флотационно-сорбционных процессов, для подготовки рас-

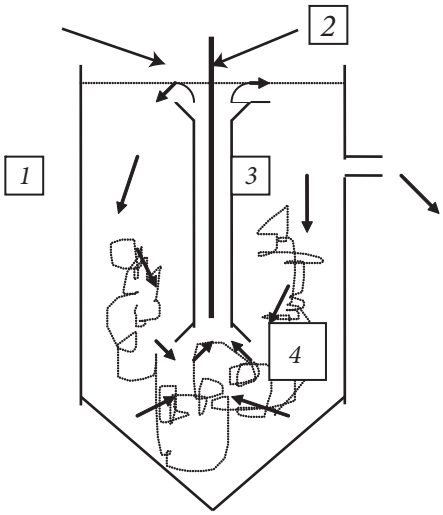


Рис. 4.4. Схема пневматического реактора (пачука):
1 — корпус реактора (чана); *2* — подача воздуха в эрлифт; *3* — циркулятор; *4* — перемешиваемая пульпа. Стрелками показана подача и выпуск потока пульпы

творов к другим операциям переработки растворов. При осуществлении менее дорогого сгущения (осветления, отстаивания) возможно получить осветленные сливы и осадок плотностью 50—60 % твердого (рис. 4.5). Более дорогое фильтрование применяют для получения из осадков сгущения более плотного осадка — кека, содержащего до 20 % влаги, и прозрачного фильтрата. Сливы сгущения и фильтраты являются продуктами разделения твердой и жидкой фаз, пригодными для процессов цементации, сорбции и жидкостной экстракции.

Производительность сгустителей прямо пропорциональна площади его свободной поверхности (зеркало сгустителя) и скорости *свободного* осаждения частиц. В наибольшей степени на скорость осаждения частиц влияет их размер (эквивалентный диаметр). Поэтому укрупнение частиц за счет их *коагуляции и флокуляции* является наиболее важным способом интенсификация процессов осветления (сгущения). Фильтрование также может интенсифицироваться за счет флокулянтов и реагентов-гидрофобизаторов (керосин, скипидар).

Коагуляция и флокуляция. это процессы образования агрегатов отдельных частиц минералов или химических осадков под влиянием неорганических электролитов и водорастворимых полимеров анионного, катионного или неионогенного характера. Иногда заряд активных групп

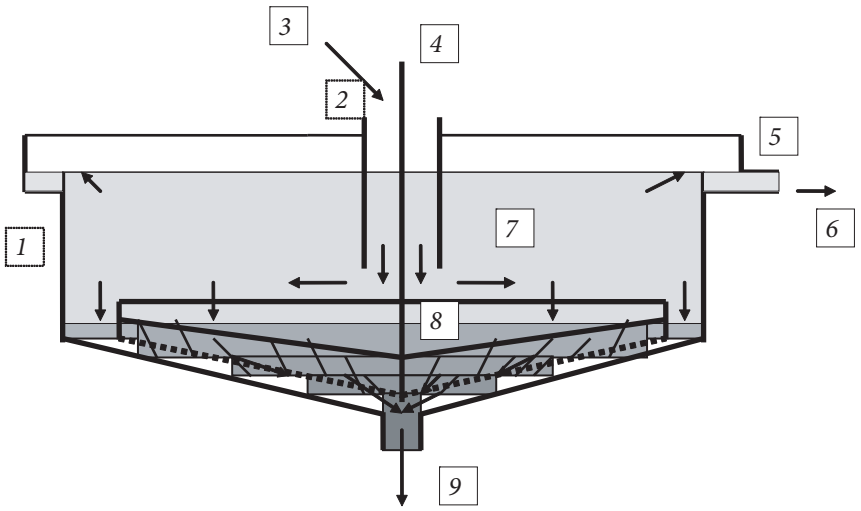


Рис. 4.5. Сгуститель:
1 — чан сгустителя; *2* — стакан подачи пульпы; *3* — подача пульпы, флокулянтов; *4* — вал привода гребковой рамы; *5* — кольцевой порог и желоб для сбора слива; *6* — верхний (осветленный) слив; *7* — осветляемая (сгущаемая) пульпа; *8* — гребковая рама для подачи осадка к центральной разгрузке; *9* — откачка осадка (нижнего слива)

водорастворимых полимеров может быть катионно-анионным. Твердые частицы в пульпах и растворах обычно обладают электрокинетическим потенциалом ζ (зарядом), что является причиной устойчивости суспензий.

Устойчивые суспензии, подобно коллоидам, плохо отстаиваются и фильтруются. Если снизить этот заряд, то частицы способны коагулировать, размеры частиц (вернее, агрегатов частиц) увеличиваются и скорость их осаждения возрастает. Ионы электролитов, противоположные по знаку заряда частицам способны снижать ζ, вызывая коагуляцию частиц и ускоряя их осаждение в сгустителях, отстойниках и прудках осветления. Для отрицательно заряженных частиц коагулирующими ионами являются такие катионы как Fe, Ca, Mg и т.п. Обычно используют наиболее дешевые коагулянты — известь, квасцы, отходы титанового производства, содержащие $FeCl_3$. Коагулирующая сила ионов возрастает в большей степени, чем их валентность. Например, в ряду: Th^{4+}, Al^{3+}, Ca^{2+}, Na^{+} требуемые концентрации для коагуляции относятся примерно как 1, 10, 100 и 1000 (правило Шульце-Гарди). Соответственно, полимерные электролиты несравненно более эффективны, чем простые электролиты, поскольку число зарядов на полиионе намного превышает число зарядов любого простого иона. Поэтому, несмотря на существенно большую стоимость полимерных веществ, их применять выгоднее, вследствие микроколичеств, требуемых для коагуляции (первые граммы на тонну твердого вместо килограммов для простых электролитов — извести, квасцов, хлорного железа). Однако, механизм действия водорастворимых полимерных веществ не ограничивается снижением заряда частиц. Ассоциаты полимерных *флокулянтов* связывают частицы между собой и за счет этого флокулы обладают большей прочностью, чем агрегаты частиц, образующиеся при коагуляции. Флокулянты оказались наиболее мощным средством интенсификации процессов сгущения и фильтрования. Главное заключается в том, что, резко улучшается качество сливов сгустителей и отстойников, фильтратов. Улучшаются процессы цементации, сорбции и жидкостной экстракции. К числу наиболее эффективных флокулянтов относятся такие вещества, как полиакриламид, с молекулярной массой свыше 10^6 и степенью полимеризации $n > 30$ тыс. В этом флокулянте катионно-анионного типа диссоциация карбоксильной группы $-COO^-$ в кислой среде подавляется, и она превращается в группу -COOH, а аминогруппа $-CONH_2$ в этих условиях преобразуется в катионную форму $-CONH_3^+$. В щелочной среде сохраняется без изменений аминогруппа, и проявляются анионные свойства карбоксильной группы. Поэтому полиакриламид используется для флоку-

ляции отрицательно заряженных частиц в кислой среде и положительно заряженных — в щелочной.

Индифферентен к заряду частиц неионогенный полиоксиэтилен: $(-CH_2-CH_2-O-)_n$ — более универсальный флокулянт. Сильно-основные катионные флокулянты типа поливинилпиридиния: сохраняют катионные свойства в любых средах и хорошо флокулируют отрицательно заряженные частицы глин, кварца, шеелита и т.п.

Селективная флокуляция минеральных частиц. Флокуляция полиакриламидом связана с адсорбцией полимера на частицах, при этом происходит снижение положительного электрокинетического потенциала частиц при малых дозировках реагентов (до 100 мг/л) и образование мостиков при более высоких дозировках без изменения Z-потенциала.

Установлены причины неэффективного либо малоэффективного действия флокулянтов:

1) высокий отрицательный заряд минеральных частиц, например, природного кварца и полевого шпата в умягченной воде этих же минералов, а также корунда в умеренно щелочной среде, (при PH 8,5—9 в случае использования анионных флокулянтов), то же при положительном заряде частиц для катионных флокулянтов;

2) покрытие минеральных частиц отрицательно заряженными коллоидно-дисперсными частицами кремниевой кислоты (содовое выщелачивание цинкового концентрата, пропарка шеелитовых концентратов с жидким стеклом);

3) малые размеры минеральных частиц, близкие к коллоидным (первые микроны) и низкая концентрация этих частиц.

В первом случае не происходит адсорбции одноименно заряженных с поверхностью флокулянтов. Во втором — адсорбции флокулянтов препятствует гидрофильная пленка коллоидно-дисперсной кремневой кислоты. В третьем адсорбция наблюдается, но происходит скачком перезарядка частиц. Общий электростатический заряд ассоциатов макроионов полимера соизмерим с общим зарядом частиц.

На суспензиях силикатов — кварца, полевого шпата и глин показано, что их высокая устойчивость связана с высоким электрокинетическим потенциалом (свыше минус 40—60 мВ). Как при использовании простых электролитов происходит изменение Z-потенциала после адсорбции полимеров карбоксиметилцеллюлозы, поливинилового спирта, других синтетических флокулянтов. Обнаружена различная селективность действия таких реагентов, как сода, жидкое стекло и едкий натр, препятствующих действию анионных полимеров. Нужны различные pH среды.

Наряду с изменениями Z-потенциала к флокуляции приводит сорбция за счет образования водородных связей, например, в кислотной среде. Важную роль играет изменение конфигурации молекул полимеров в зависимости от кислотности сред, от концентрации полимеров.. В разбавленных водных растворах (менее 100 mg/l) полиакриламид находится в молекулярной и ионной формах, для более концентрированных характерна мицеллярная форма.

Установлено депрессирующее и активирующее действие флокулянтов при флотации. В частности, при ионной флотации получаются более плотные пены. При дозировках от 0 до 120 г/т происходит коагуляция за счет снижения электрокинетического потенциала кварца (максимум при 25—50 г/т). Второй участок — от 120 до 800 г/т характеризует полимерную флокуляцию за счет образования мостиков с максимумом при 350 г/т.

Большинство этих закономерностей характерны и для селективной флокуляции. Процесс происходит, в основном, в водных или водно-солевых средах. Избирательно агрегируются минеральные частицы и их затем отделяют от оставшихся в среде диспергированных частиц. Основной способ разделения — гравитационный. Флокулы осаждаются и отделяются в сгустителях центробежных аппаратах или на фильтрах. Есть примеры флотационного либо магнитного разделения, фильтрационного на полупроницаемых мембранах, адгезионное разделение.

Наиболее широкое применение при флокуляции с целью интенсификации процессов обезвоживания получили водорастворимые полимеры типа полиакриламида и полиоксиэтилена. Эти же флокулянты применяются наиболее широко при селективной флокуляции. Практическое применение в промышленных масштабах селективная флокуляция на железных рудах (США, Канада, Бразилия) и в России — при обогащении золотосодержащих россыпей Дальнего Востока.

Селективная флокуляция россыпного золота. Полимерные флокулянты и коагулянты, а также сочетания этих двух типов реагентов применяются для осветления оборотных вод на дражных и гидравлических разрботках россыпных месторождений.

Наряду с уменьшением сброса загрязненых вод во внешние водоемы, что очень важно для охраны окружающей среды, улучшается работа гравитационного оборудования (шлюзов, концентрационных столов) за счет уменьшения вязкости среды. При этом лучше извлекается тонкое золото и другие минералы, обычно увлекаемые глинистыми шламами в хвосты. При диспергировании минералов за счет очистки поверхности золотин от глин силы сцепления и флокуляция золотин проявляются в большей степени.

Преобладающими глинистыми минералами Au россыпей являются гидрослюды каолиниты, монтмориллониты. Водорастворимые соли — преимущественно гидрокарбонатно-кальциевые. Между глинистостью в забое, мутностью потока разделяющих сред и потерями золота существует прямолинейная зависимость. При оборотном водоснабжении накопление твердого в оборотной воде увеличивается по экспоненциальной зависимости достигая 100 г/л при 30—50 кратном обороте. Наибольшее отрицательное влияние на реологические свойства оказывают частицы крупностью 30—40 мкм и это усугубляется при снижении температуры и повышении степени дисперсности частиц.

Применительно к сравнительно бедным растворам подземного выщелачивания близко к флокуляции примыкает метод комплексообразования анионных комплексов металла с водорастворимыми катионными полимерами и последующей микрофильтрацией на молекулярных ситах сокращенно КОУФ. Степень концентрации металла достигает 10^5.

Концентрирование металлов способом комплексообразования и ультрафильтрования. Процессы КОУФ основаны на свойствах полупроницаемых мембран разделять компоненты раствора. Мембранные процессы по обессоливанию морской воды, по очистке сточных вод с попутным выделением ценных компонент, по разделению растворов высокомолекулярных соединений в целлюлозно-бумажной и пищевой промышленности и для получения сверхчистой воды в электронной промышленности гораздо эффективнее и намного экономичнее традиционных методов разделения.

Схема процесса представлена на рис. 4.6. Исходный раствор поступает в реактор 2, сюда же подается кислота или щелочь для регулировки pH среды, а также водорастворимый полимер, образующий комплексные соединения с ионами металлов, подлежащих извлечению.

Раствор с металл-полимерными комплексами, подается в первый ультрафильтрационный аппарат 5 в котором мембрана пропускает воду и низкомолекулярные соединения, образующие *пермеат,* но задерживает металл в составе полимерных комплексов. Раствор обогащается металлом, образуя концентрат, который поступает в регенератор 7, в котором металл-полимерные комплексы разрушаются, например, путем изменения pH. Затем концентрат поступает во второй ультрафильтрационный аппарат 10, где мебрана пропускает с пермеатом целевой продукт, задерживая полимер, который возвращается в емкость 2 для повторного комплексообразования. Металл-полимерные комплексы можно разрушать и другим путем, например, электролизом. При этом металл осаждается на катоде, а полимер остается в растворе и без дополнительной ультрафильтрации

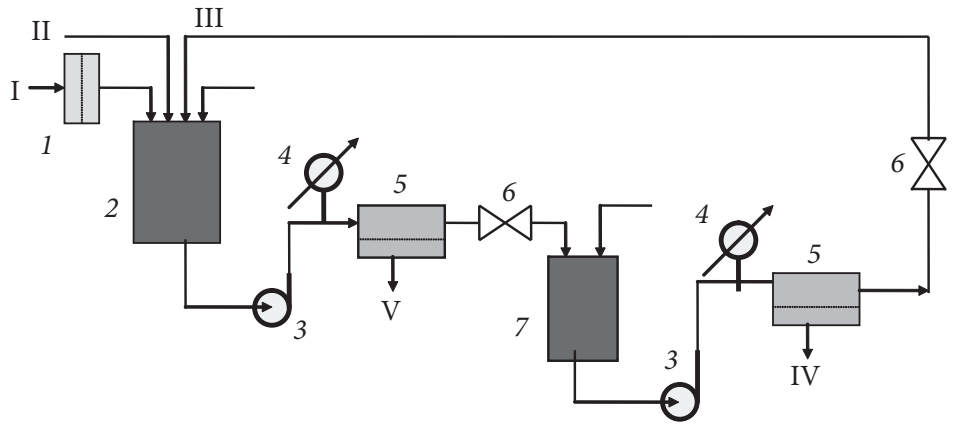


Рис. 4.6. Схема процесса концентрирования металлов способом комплексообразования и ультрафильтрования:

1 — фильтр механической очистки от взвесей; *2* — реактор комплексообразования; *3* — насосы; *4* — манометры; *5* — ультрафильтрационные аппараты; *6* — вентили регулировки давления; *7* — емкость-регенератор; I — исходный раствор; II — щелочь или кислота для регулировки pH среды; III — регенерированный полимер; IV — свежий полимер; V — пермеат, содержащий низкомолекулярные компоненты; VI — пермеат, обогащенный металлом

возвращается на стадию комплексообразования. Наиболее эффективно ультрафильтрация используется для концентрирования макромолекулярных комплексов, размер которых превышает 10—50 нм.

Полимерное связывание целевых компонент — основная стадия КОУФ, она обеспечивает успешное проведение последующих стадий. На этой стадии осуществляется взаимодействие ионов металлов или их ассоциатов в растворах с полимерными ионами (*лигандами*). Механизм взаимодействия может быть различным: а) физическое или межмолекулярное взаимодействие электростатической природы с образованием ионных пар; б) химическое взаимодействие с образованием ковалентных связей и комплексов металл-лиганд. Эти два вида взаимодействий могут взаимно перекрываться, образуя промежуточную область. Состав раствора влияет на характер взаимодействия, на структуру и устойчивость комплексов на поведение на стадии регенерации.

Синтетические водорастворимые полимеры — поликислоты, полиоснования, амифолиты и неионогоенные полимеры обладают способностью связывать ионы или частицы металлов в зависимости от типа ионогенных или др. активных группировок полиэлектролита. Например, сильные

основания с группами четвертичного аммония хорошо связывают металлы, находящиеся в анионной форме, как $UO_2(SO_4)_2^{2-}$, или $Au(CN)_2^-$.

Поликислоты взаимодействуют с катионами металлов. Природные высокомолекулярные водорастворимые вещества, например, гумусовые кислоты, лигнин, белки обладают полифункциональными свойствами.

Мембраны для ультрафильтрации задерживают все компоненты раствора с молекулярной массой больше определенной величины, называемой «порогом задержания», который зависит от величины пор мембран в пределах 5—50 нм. В России выпускаются в промышленных масштабах ультрафильтры из эфиров целлюлозы, лавсана (полиэтилентерефталата), полиамида, полисульфонамида, фторопласта (полиперфторэтилена).

Перспективны композитные мембраны, состоящие из нескольких слоев различных полимеров. Существуют также мембраны с жесткой структурой — пористые металлические, пористые стеклянные, керамические, графитовые, Они высоко термостойки, химически стабильны и прочны.

Электрофлотационное извлечение урана успешно осуществлено методом ионной флотации на месторождении Кёнигштайн в Германии по извлечению урана из хвостовых растворов сорбции при кучном выщелачивании забалансовых руд.

Машина двухкамерная. Общая вместимость обеих камер 0,16 $м^3$ Стенки и днище машины выполнены из плексигласса толщиной 5 мм. Мелкие пузырьки газа генерируются электродами, размещенными в обеих камерах. Всего установлено 28 пар графитовых электродов диаметром 4 мм, занимающих площадь 0,2x1 м в каждой камере. Высота пакета 700 мм, а ширина 200 мм. Ток постоянный, напряжением от 27 до 30 в от сварочного аппарата Schweiβleichrichter Typ R6A 250.1; V 380 kvA 15,3

Раствор подается сверху через приемную камеру и поступает в обе камеры снизу, поднимаясь через электродные пространства вверх и на слив в конце 2-й камеры На поверхности раствора образуется пенный продукт, сливаемый через порог второй камеры в приемник пены.

На флотацию поступало 1,8 $м^3$ /час раствора с содержанием 20 мг/л урана и получена пена с содержанием 800 мг/л, т.е. коэффициент обогащения составил 40, при извлечении 95 %. Расход электроэнергии составил 0,1 квт/ч $м^3$.

Флотация осадков. В связи с определенными затруднениями в осуществлении процессов разделения твердой и жидкой фаз отстаиванием и фильтрованием (большие задалживаемые площади, сложность фильтровального оборудования, сложность отделения тонких и коллоидальных шламов) не полностью решаемые применением флокулянтов и гидрофо-

бизаторов, получили развитие флотационные методы отделения осадков — *флотация осадков, флотация коллоидов*. Первый включает концентрирование ионных частиц с образованием различного типа осадков и удаление их из разбавленной водной дисперсии пузырьками воздуха. Металлы отделяют флотацией в форме их гидроксидов, сульфидов и комплексных соединений. Сорбционно-коллоидная флотация предназначена для флотационного отделения от раствора коллоидных частиц. Часто этот процесс совмещают с соосаждением коллоидов с продуктами гидролиза трехвалентных металлов (обычно $FeCl_3$ или $Al_2(SO_4)_3$) и производят последующую флотацию с применением соответствующих флотационных реагентов.

Было найдено, что Ni^{2+} флотировался только при pH образования его гидроокиси. В этих условиях можно отделить никель от ионов железа флотацией. Кобальт извлекали из водных растворов флотацией в кислой среде после предварительного осаждения его сернистым натрием в виде CoS. В щелочной среде извлечение кобальта было высоким, так как в этом случае также извлекался кобальт в виде $Co(OH)_2$. В качестве собирателя рекомендован додециламин. Осадительная флотация кобальта более эффективна, чем ионная флотация Co в кислотной среде додецилсульфатом натрия. Проведена работа по флотации осадков свинца в виде $Pb(OH)_2$ додециламином, и отделению осадков CuS от ZnS.

Цементация. Осаждение меди *цементацией на железе* (стружка, обрезки, консервные банки и т.п.) из сернокислотных растворов, золота и серебра *цементацией на цинке* из цианидных растворов — наиболее распространенные и простые способы извлечения этих металлов из бедных геотехнологических растворов, получаемых при выщелачивании забалансового сырья. Цементация — электрохимический процесс, протекающий на поверхности металлических частиц с растворенными ионами, при котором происходит растворение металла (железа, цинка) и вытеснение из раствора в осадок меди, золота, серебра:

$$CuSO_4 + Fe \Rightarrow Cu + Fe\,SO_4; \qquad (4.6)$$

$$2Na[Au(CN)_2] + Zn \Rightarrow 2Au + Na_2[Zn(CN)_4]; \qquad (4.7)$$

$$2Na[Ag(CN)_2] + Zn \Rightarrow 2Ag + Na_2[Zn(CN)_4]. \qquad (4.8)$$

Термодинамика процесса цементации связана с различиями в величинах нормальных потенциалов осаждаемых металлов и металлов-осадителей. Согласно ряду напряжений любой металл с более электроотрицательным потенциалом способен вытеснять другие менее электроотрицательные

металлы. Любой металл, находящийся левее от других металлов более растворим и вытесняет последние из раствора, осаждая их. Так, медь будет осаждать золото, серебро, и т.д. Магний или алюминий осаждают золото и серебро сильнее, чем цинк.

Цементация меди. В реальных условиях (помимо осаждения меди) в процессе цементации протекает ряд других реакций, в числе которых: $2Fe^{3+} + Fe \Rightarrow 3Fe^{2+}$ и $H^{+} + Fe \Rightarrow Fe^{2+} + H_2$, которые ведут к непроизводительной затрате железа. Поэтому потребление железа составляет от 1,2 до 3 кг на 1 кг осаждаемой меди, по сравнению с теоретически необходимым (0,88 единиц на единицу меди). Снижается также полнота осаждения меди. В связи с этим требуется перед цементацией удалять трехвалентное железо израствора путем осаждения его гидроксидов, образующихся в результате гидролиза. Обычно необходимо поддерживать pH раствора в пределах 2,5—3, что обеспечивает гидролиз и осаждение трехвалентного железа и наиболее эффективную цементацию меди.

В процессах подготовки раствора осаждением удаляются частицы шлама, которые при цементации экранируют поверхность частиц железа. Для интенсификации осаждения частиц применяются флокулянты (полиакриламид, поливинилпиридиний, полиоксиэтилен — выбор определяется зарядом частиц шламов). Остающееся двухвалентное железо в оборотных растворах после цементации также наиболее просто удается окислением при длительной выдержке в прудках-накопителях и последующего осаждения гидроксидов $Fe(OH)_3$. Подчеркнем эффективность использования для этих целей бактериального окисления $FeSO_4$ до $Fe_2(SO_4)_3$ с использованием *Thiobacillus ferrooxidans.*

Стружку для этих целей предварительно дробят, а проволочные обрезки измельчают, что увеличивает поверхность частиц. К недостаткам этих осадителей относится непостоянство химического состава, наличие масла, лака, затрудняющих управление процессом. Более эффективно использование губчатого железа или железного порошка, широко применяющихся при схеме выщелачивание — цементация — флотация. Эта схема реализована на ряде обогатительных фабрик цветной металлургии (Алмалыкская, Балхашская и др.). При этом выщелачиваются окисленные минералы меди, а затем производится ее цементация на порошке железа и флотационное извлечение вместе с сульфидными минералами меди. Все операции проводятся в обычных флотационных машинах и контактных чанах, имеющихся на фабриках. Однако, порошковое железо стоит дороже железного скрапа — стружек, обрезков жести, консервных банок и т.п. На участках подземного и кучного выщелачивания в случае применения

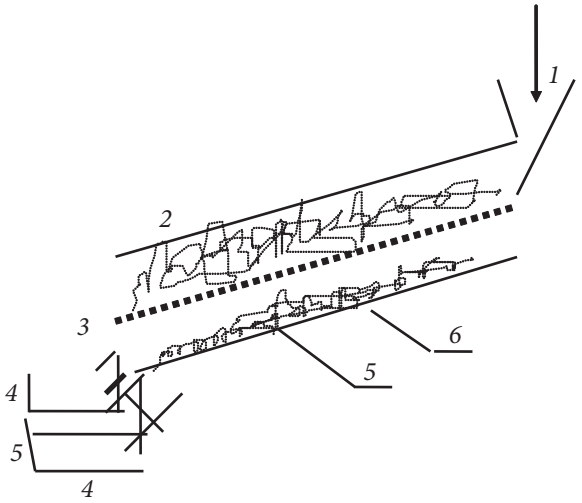


Рис. 4.7. Цементационный желоб:
1 — подача продукционного раствора; *2* — железный скрап; *3* — желоб для сбора сбросных растворов; *4* — приемник цементной меди; *5* — решетка; *6* — цементная медь

для цементации порошкового железа вместо простых проточных цементационных желобов или камер с ложными днищами (рис. 4.7), на которые загружают скрап, используются аппараты с интенсивным гидродинамическим режимом для поддержания осадителя во взвешенном состоянии — *конусные цементаторы.*

Цементация золота и серебра. Процесс *цементации* заключается в образовании осадков металлов из их растворов за счет вытеснения этих металлов из раствора другими более электроотрицательными металлами. Он известен с давних времен, но стал конкурентно способным и эффективным при цементации золота и серебра в результате использования цинка в виде тонкого порошка. Схема цепи аппаратов цементации представлена на рис. 4.8. В ряду напряжений металлов в цианистых растворах потенциал цинка более отрицателен, чем потенциал золота и серебра. Золото и серебро осаждаются полностью. Протекают также побочные реакции вытеснения водорода цинком, восстановления кислорода, присутствующего при цианировании, а также образование цианидов цинка $Zn(CN)_4^{2-}$. По сравнению с теоретически потребным цинком на практике его расход в десятки раз выше. Электрохимический процесс цементации золота может быть уподоблен работе гальванического микроэлемента. При погружении металлического цинка в цианистый раствор между цинком и растворов происходит обмен ионов, в результате которого на анодных участках цинка происходит его ионизация, а на катодных — восстановле-

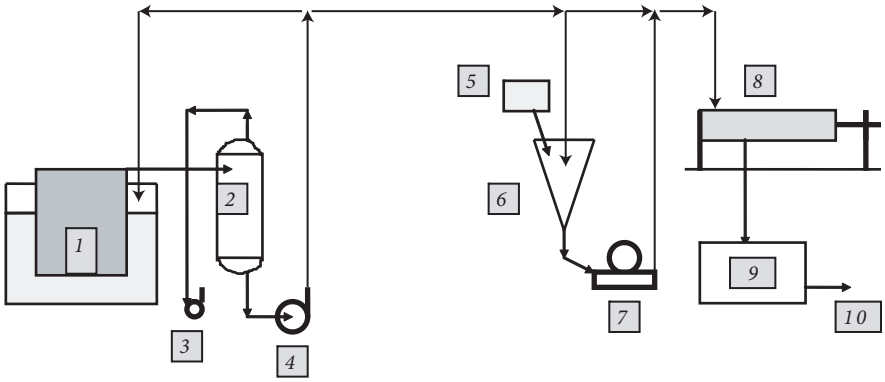


Рис. 4.8. Схема цепи аппаратов цементации золота цинковой пылью:
1 — рамный фильтр-осветлитель; *2* — вакуум-ресивер осветленных растворов; *3* — вакуум-насос; *4* — центробежный насос с гидравлическим затвором; *5* — питатель цинковой пыли; *6* — смеситель; *7* — плунжерный насос; *8* — осадительный фильтр-пресс; *9* — чан обеззолоченного раствора; *10* — обеззолоченный раствор

ние золота, кислорода и воды. Электроны при этом перетекают по металлу от анодных участков к катодным. Для повышения скорости осаждения применяется прием, заключающийся в увеличении катодной поверхности предварительным освинцованием металлического цинка. Для этого цинк обрабатывают растворимой солью свинца (уксусно- или азотнокислой). На поверхности цинка образуется рыхлый губчатый слой металлического свинца, имеющий очень большую удельную поверхность. Для предотвращения обратного растворения золота и других благородных металлов растворы перед цементацией деаэрируют а затем просачивают через слой дисперсного цинка. При недостаточной концентрации цианида и щелочи образуются гидроксиды и цианиды цинка, которые отлагаются совместно на поверхности частиц цинка в виде белого осадка, затрудняя процесс цементации. Однако, при чрезмерно высоких концентрациях цианида и щелочи интенсифицируются реакции растворения цинка. Как следствие увеличивается его расход, а также расход щелочи и цианида. Для осаждения золота из необескислороженных растворов условием, препятствующим образованию белого осадка, является концентрация цианида 0,05—0,08% и столько же щелочи.

Для предварительно деаэрированных растворов концентрацию каждого из этих реагентов можно снизить до 0,02—0,03%. Некоторые примеси в растворе образуют на поверхности цинка плотные пленки, препятствующие цементации благородных металлов. Так, щелочные сульфиды дают

Таблица 4.2

Потенциалы металлов в цианистых растворах

Электрод	*E*, В	Электрод	*E*, В
Fe/Fe^{2+}	-1,5	Cu/Cu^{+}	-0,87
Zn/Zn^{2+}	-1,26	Pd/Pd^{2+}	-0,71
Cu/Cu^{2+}	-1,15	Pt/Pt^{2+}	-0,60
Ni/Ni^{2+}	-1,08	Au/Au^{+}	-0,54
Cd/Cd^{2+}	-0,95	Ag/Ag^{+}	-0,31

пленки сульфидов свинца и цинка. Мышьяк дает пленки арсената кальция. Вредное влияние оказывает коллоидная кремнекислота, образующая силикат кальция в присутствии извести. Медь в виде аниона $Cu(CN)_3^{2-}$ легко вытесняется цинком, образуя на его поверхности пленку меди:

$$2Cu(CN)_3^{2-} + Zn \Rightarrow 2Cu + Zn(CN)_4^{2-} + 2CN^{-}. \qquad (4.9)$$

Переработка цианистых осадков. При осаждении благородных металлов цинковой пылью получают сложные по составу шламы. Наряду с золотом и серебром в них содержится избыток цинка, свинец, гидроксид и карбонат цинка, цианид цинка, карбонат и сульфат кальция, соединения меди, железа, мышьяка, сурьмы, селена, теллура. В небольших количествах присутствуют оксиды кальция, алюминия, кремния. Даже при ничтожных содержаниях в исходной руде никеля, кобальта, вольфрама, молибдена и др. элементов они могут концентрироваться в шламах. Наиболее распространен способ кислотной обработки осадка, прокалки (сушки) и плавке его на золото-серебряный сплав. При обработке кислотой удаляется основная масса цинка и других кислоторастворимых соединений. Операция сопровождается выделением ядовитых газов (HCN, AsH_3, SbH_3). Отсюда — необходимость герметизации и мощной вентиляции.

Гальванохимическое извлечение металлов из водных растворов. Гальванохимическая обработка является родственным цементации электрохимическим процессом, альтернативным для существующих процессов извлечения металлов Cu, Cr, Mo, W, Ni, Zn, As, Pb, U. В основу этого процесса положен принцип работы короткозамкнутого гальванического элемента на контакте смеси токопроводящих материалов (железо-кокс, алюминий-кокс, железо-медь), образующих множество гальванопар. За счет разности электрохимических потенциалов без наложения тока от внешнего источника железо (алюминий) поляризуются анодно и переходят в раствор. Кокс (медь) в гальванопаре поляризуются катодно. Кисло-

род восстанавливается на катоде до гидроксильных ионов. В присутствии кислорода на катоде протекает реакция: $2H_2O + O_2 + 4e^- = 4OH^-$ и $Me^{n+} + ne^- = Me$. На аноде идет реакция: $Fe + 2OH^{--} = Fe(OH)_2 + 2e^-$; и далее: $4Fe(OH)_2 + O_2 = 4FeOOH + 2H_2O$. При достижении в растворе мольного соотношения Fe(III):Fe(II) = 3:1 образуется магнетит: $Fe^{2+} + 2Fe^{3+} + 8OH^- = Fe_3O_4 + 4H_2O$.

Происходит контактное вытеснение металлов (цементация), восстановление цветных металлов и поливалентных анионов, а также захват образующимся оксигидратом железа путем соосаждения, ионного обмена, комплексообразования, сорбции примесей на свежеобразованных поверхностях гидроксидов железа (алюминия), включение анионов в коллоидную мицеллу гидроксидов железа с образованием нерастворимых оксигидрокомплексов.

Основной вклад в осаждение металлов из растворов при гальваноочистке принадлежит гидролитическому осаждению примесей и сорбции на оксигидрате железа. Растворенные примеси переводятся в твердофазные осадки цветных металлов. Микротоки, образующиеся в поле гальванопары, губительно действуют на патогенную микрофлору сточных вод, тем самым обеспечивая глубокое их обеззараживание. В основу создания бессточных систем водопользования закладываются двухстадийные схемы очистки сточных вод с использованием гальванопар железо-кокс для удаления катионов и алюминий (сплав Д19Д16)-кокс для удаления анионов, что обеспечивает снижение общего солесодержания на 60—75% и достижения ПДК по токсичным компонентам. Например, осадок гальванопары алюминий-кокс не содержит токсичных компонентов и представлен оксисульфатами алюминия типа $Al_2(OH)_2(SO_4)_2$ и $Al_2(OH)_4SO_4$. Данный продукт используется в качестве коагулянта при очистке бытовых сточных вод, а также при производстве керамики и цемента. Использована возможность увеличения плотности тока в поле гальванопары за счет таких материалов в качестве катода, которые имели бы более положительный стандартный потенциал, чем медь (+0.22 В), а также получения в поле гальванопары железосодержащего коагулянта с более высоким содержанием железа. Обработку ведут с использованием катода, выполненного в виде механической смеси кокса с пиролюзитом в соотношении (2—3):1. до норм ПДК по меди, хрому и другим металлам.

Разработаны различные гальванохимические флотаторы. Гальванофлотатор, снабженный пульсационным диспергатором воздуха, способным насыщать растворы тонкодиспергированным воздухом и одновременно сообщать гальванопаре низкочистотные колебания, представлен на рис.

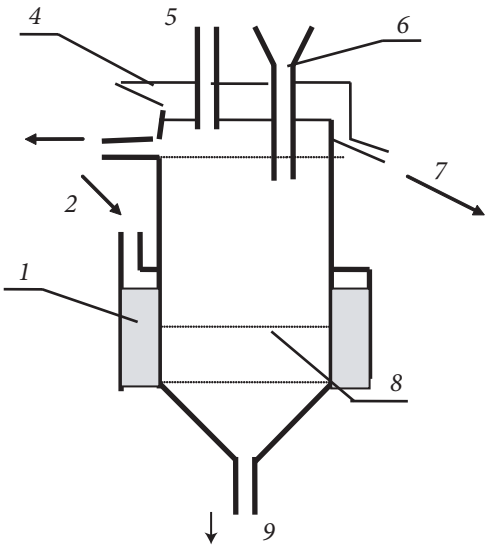


Рис.4.9. Аппарат для гальванофлотации: *1* — диспергатор; *2* — подача пульсирующего потока воздуха; *3* — патрубок вывода очищаемых вод; *4* — приемник пенного продукта; *5* — патрубок ввода растворов; *6* — загрузочная воронка для гальваномассы; *7* — разгрузка пенного продукта;.*8* — сетки; *9* — выпуск осадка

4.9. Очищаемые воды одновременно контактируют с развитой поверхностью пузырьков газа при интенсивной циркуляции потока через насадку короткозамкнутых гальванических элементов. Результат изменения содержания анионов и других веществ при гальвонической очистке приведены в табл. 4.3.

Сорбционные методы извлечения металлов из продукционных растворов (или просто *сорбция)* основаны на использовании синтетических и природных *ионообменников и сорбентов.* Наиболее широко ионообменная сорбция используется в технологии урана и золота. Другие виды сорбентов (активный уголь, минеральные сорбенты) также иногда используются для извлечения золота из цианистых растворов и для очистки растворов и сточных вод от примесей металлов. Для них характерен смешанный ионно-молекулярный характер сорбции.

Таблица 4.3

Изменение содержания анионов и др. веществ при гальванохимической очистке

Удаляемые вещества	Время обработки, мин	Концентрация, мг·л$^{-1}$		Степень очистки, %
		исходная	остаточная	
Сульфат-ионы SO_4^{2-}		210—96—48—20	104—48—0—0	50—50—100—100
Ксантогенат	10—20	25	2,4—0	90—100
Олеат натрия	10—20	96,0	8,5—0	94—100
сульфид натрия	10—20	491	99,1—0	80—100
Керосин	10—20	336,0	2,8—0	99—100
Кремневая кислота	10—20	110	99,1—0	80—100
Цианид-ион CN^-			0,1; 0,01	
Масло			2	

Сорбенты. Синтетические сорбционные смолы, характерны для технологии уран- и золото-содержащих растворов подземного и кучного выщелачивания. Синтетические смолы — твердые высокомолекулярные вещества, нерастворимые в воде, органических средах, в водных растворах кислот, щелочей и солей. Ионообменные (активные) группы смол способны к обмену с катионами и анионами растворов. Широко распространены сополимеры стирола и дивинилбензола, образующие матрицу смолы. Дивинилбензол поперечно «сшивает» стирольные макромолекулы. Увеличение соотношения дивинилбензола к стиролу приводит к уменьшению пространственных размеров ячеек матрицы и упрочнению смолы. Но при этом уменьшается ее набухаемость и соответственно снижается скорость диффузии растворов внутрь зерен смолы. Матрица химически неактивна. Введение активных фиксированных на матрице ионообменных групп придает смолам катионообменные и/или анионообменные свойства. Наиболее часто в качестве фиксированных ионов служат у *катионитов* $-SO_3^-$, $-COO^-$, $-PO_3^{2-}$, у анионитов $-NH_3^+$, $=NH_2^+$, $\equiv NH^+$, $\equiv N^+$.

У *сильнокислотных катионитов* группы $-SO_3H$ или $-PO_3H_2$ проявляют катионообменные свойства в широком диапазоне pH. *Слабокислотные катиониты*, с группами –COOH, проявляют ионообменные свойства только в щелочной среде.

Для извлечения урана и благородных металлов из продуктивных кислотных и карбонатных растворов используют *сильноосновные аниониты* с хорошо диссоциирующимися активными группами четвертичных аммониевых R_4N+ или пиридиниевых оснований $\supset NR+$ или их солей:

$$[UO_2(SO_4)_3]^{4-} + 2\underline{(R_4N)_2SO_4} \Rightarrow \underline{(R_4N)_4[UO_2(SO_4)_3]} + 2SO_4^{2-}; \qquad (4.10)$$

$$[UO_2(CO_3)_2]^{2-} + \underline{2(\supset NRCl)} \Rightarrow \underline{[UO_2(CO_3)_2](\supset NR)_2} + 2Cl^-; \qquad (4.11)$$

$$\underline{[Au(CN)_2]^-} + R_4NCl \Rightarrow \underline{[Au(CN)_2]R_4N} + Cl^-. \qquad (4.12)$$

Здесь и далее подчеркнута твердая фаза — сорбент.

Отечественные марки сильноосновных анионитов гелевой структуры это – АМ, АМП, ВП-1А, ВП-3А, — а макропористые – АМ-п, АМПп, ВП-1Аxx. Из *би-* и *полифункциональных анионитов* наиболее известны АМ-2Б, ЭДЭ-10П, АН-2Ф и среднеосновные – АМ-3, ВП-1п. Сильноосновные иониты способны к анионному обмену в кислотной и щелочной средах. Другие перечисленные аниониты отличаются малой зависимостью обменной емкости от присутствия кислот и солей, а также легче десорбируются.

Слабоосновные аниониты с группами первичных, вторичных или третичных аминов или пиридинов в кислой среде протонируются, образуя с

анионами кислоты соответствующие ионообменные группы (Cl^-, NO_3^- и т.п.). В щелочной и нейтральной средах образовавшаяся соль гидролизует, теряя присоединенную молекулу кислоты (HCl, HNO_3) и способность к ионообмену. Поэтому слабоосновные иониты можно использовать только в кислых средах.

Полифункциональные иониты содержат несколько видов активных групп (сильно- и слабоосновных и др.). К этой группе ионобменников относятся природные сорбенты (цеолиты, активные угли и др.). Перспективны карбоксильные амфолиты АМК, АМК–2 , ВПК, а так же фосфор- и азотсодержащие амфолиты АФИ, ВПФ.

Распространение получили так называемые *макропористые* или *пористые иониты*, имеющие в отличие от обычных (*гелевых*) сорбентов развитую внутреннюю поверхность, что облегчает диффузию сорбируемых ионов к активным центрам. Поэтому макропористые иониты обладают повышенными кинетическими свойствами.

Ионообменные смолы изготовляют в виде гранул размерами от 0,5 до 3 мм. Они характеризуются обменной емкостью, т.е. способностью к поглощению ионов единицей массы ионита (мг·экв·$г^{-1}$, мг·$г^{-1}$). Практические величины рабочей емкости пористых смол при переработке сравнительно бедных геотехнологических растворов составляют 15—30 кг урана или меди на 1 т смолы. Для золота эта величина в 3—5 раз меньше. В отличие от *химического осаждения* с большим расходом реагентов ионный обмен характерен малым расходом ионитов, большой селективностью и высокой степенью извлечения металлов, малым выходом побочных продуктов. Иониты служат многие годы, выдерживая многократные циклы сорбции-десорбции. Продуктивные растворы после сорбционного извлечения из них металлов полностью пригодны для рециркуляции на кучное или подземное выщелачивание. Потери сорбентов связаны с их механическим и химическим разрушением, а также с растрескиванием и потерей прочности вследствие изменений осмотического давления при перемене концентрации реагентов при промывке, десорбции и повторном поступлении на сорбцию. Образующаяся при этом мелочь теряется в дренажных системах.

Следует отметить, что кинетика сорбционных процессов, как зависящая от диффузии ионов, прямо пропорциональна поверхности зерен ионитов F (уравнение Фика):

$$dQ/dt = DFdc/dx, \qquad (4.13)$$

где Q — количество дифундирующих веществ, t — время, D — коэффициент диффузии, c — концентрация вещества в растворе и x – расстояние,

проходимое веществом. Поэтому выгоднее иметь в процессе более мелкие зерна. Необходимость применения дренажных систем с ситами 0,1—0,2 мм не позволяет применять зерна менее 0,3 мм. При других способах отделения зерен сорбента от раствора, например при флотации могут быть утилизированы более мелкие, дешевые фракции сорбентов. К таким способам использования сорбентов относится *сорбционная флотация* с использованием флотационных машин с декомпрессионным выделением мелкодисперсных воздушных пузырьков.

Технологическая схема (рис. 4.10) сорбционной переработки растворов (сорбции) с применением синтетических сорбентов (ионообменных смол) состоит из собственно *сорбции*, последующей промывки смолы и *десорбции* металла (золота, урана), регенерации смолы (десорбции балластных примесей – железа, алюминия, кальция и др.).

На сорбцию поступает отрегенерированная смола из аппаратов десорбции с небольшими добавками свежей смолы. Элюирование (десорбция) смолы производится маточными растворами из последующих процессов химического или электролитического осаждения металлов, либо оборотными растворами последущей *жидкостной экстракции* (рафинатами), также доукрепленными свежими *элюентами* (рис. 4.11). Обычно

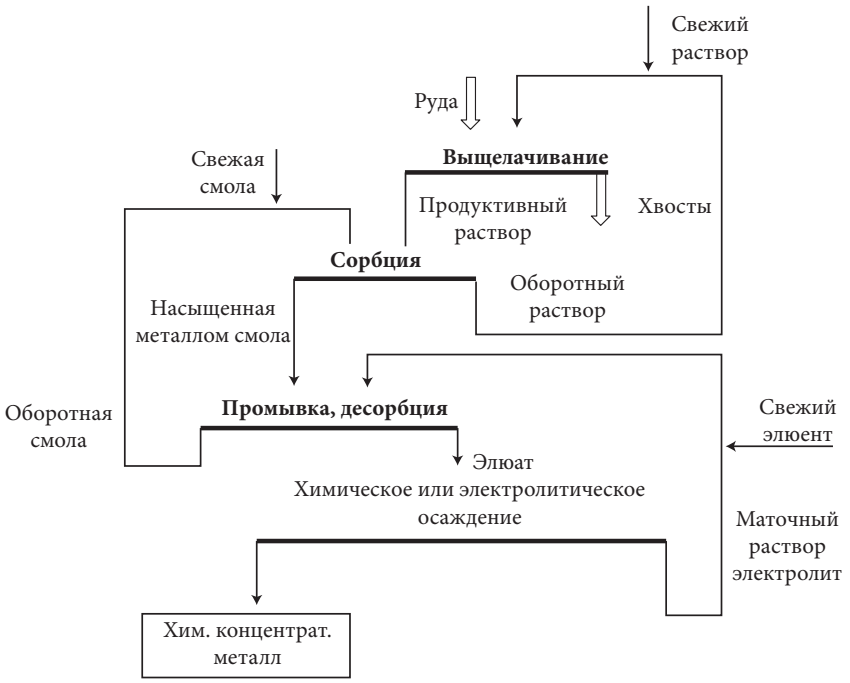


Рис. 4.10. Сорбция и ее взаимосвязь с примыкающими к ней процессами

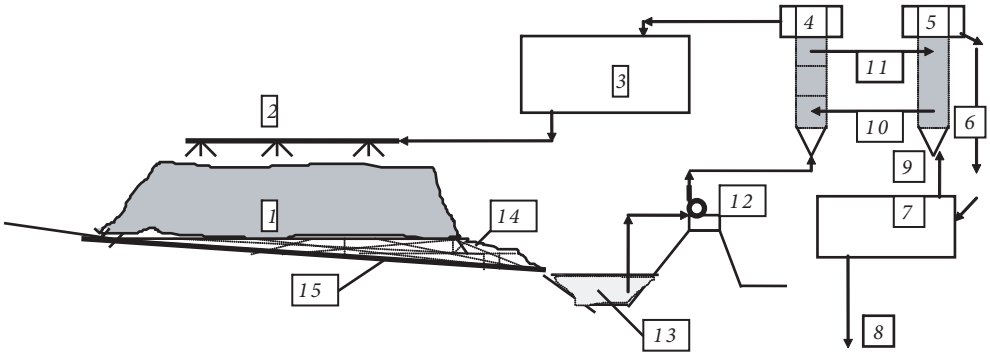


Рис. 4.11. Схема кучного выщелачивания золотосодержащих руд с сорбцией золота активированным углем:

1 — штабель (куча) руды; *2* — оросительная система; *3* — сборник отработанных растворов; *4* — колонна с активированным углем; *5* — десорбционно-регенерационная колонна; *6* — золотосодержащий раствор; *7* — электролизная установка; *8* — золото на рафинирование; *9* — электролит на десорбцию; *10* — уголь после десорбции и регенерации; *11* — насыщенный золотом уголь; *12* — насос для перекачки продуктивных растворов; *13* — сборник (прудок) продуктивных растворов; *14* — дренаж; *15* — гидроизоляция

растворы подземного и кучного выщелачивания перед сорбцией осветляются в прудках, либо в сгустителях и на фильтрах, с целью освобождения от шламистых частиц, заиливающих смолу в сорбционных колонках. В эти процессы для их интенсификации подаются реагенты-флокулянты. Другие не представленные на схеме процессы это — транспортировка и укладка руды, либо горно-подготовительные работы, укладка труб оросительной системы, организация орошение отвала (кучи) система дренажа и сбора продуктивных растворов, а также ливневых и вешних переливов растворов, хранение и приготовление смолы, элюента, флокулянтов и др.

Для извлечения золота и некоторых примесей из цианидных растворов кучного выщелачивания в зарубежной практике наиболее часто применяют сорбцию на активированных углях с последующей десорбцией и электролитическим осаждением золота (рис. 4.10). Десорбцию проводят при высокой температуре и давлении, получая элюаты с содержанием 0,3—0.5 г·л$^{-1}$.

Десорбция. Многоступенчатый процесс, состоящий из промывки сорбента, собственно десорбции и регенерации. *Десорбция* или *элюирование* является второй стадией сорбционного процесса, в котором сорбированные ионы вытесняются из ионита концентрированными растворами элюентов:

$$\underline{(R_4N)_2[UO_2(SO_4)_2]} + 6NH_4Cl \Rightarrow 2\underline{R_4NCl} + \\ + (NH_4)_2[UO_2Cl_4] + 2(NH_4)_2SO_4; \quad (4.13)$$

$$RAu(CN)_2\text{-} + CSN\text{-} \Rightarrow RCSN + Au(CN)_2\text{-}; \quad (4.14)$$

$$\underline{(RCOO)_2Cu} + 2NaCl \Rightarrow 2\underline{RCOONa} + CuCl_2. \quad (4.15)$$

Обычно для десорбции применяют нейтральные соли NaCl, Na_2SO_4, $NaNO_3$ и др.в растворах кислот HCl, H_2SO_4, HNO_3 или щелочей NaOH, NH_4OH с целью уменьшения химического разрушения сорбентов крепкими кислотами или щелочами. Однако при десорбции в схемах переработки продуктивных растворов кучного и подземного сернокислотного выщелачивания часто используют десорбцию только серной кислотой с целью предотвращения загрязнения оборотных растворов хлоридами и нитратами, а при содовом выщелачивании применяют содовую десорбцию.

Различают несколько видов *десорбции* — элюирование, вытеснение, конверсию, высаливание, экстракционное распределение и электрохимическую обработку. *Элюирование* – такая десорбция насыщенного ионита, при которой в качестве элюента применяется такой же реагент, как при выщелачивании, например, десорбция уранил-сульфата серной кислотой (только более концентрированной, чем при выщелачивании):

$$\underline{(R_4N)_2[UO_2(SO_4)_2]} + H_2SO_4 \Rightarrow H_2[UO_2(SO_4)_2] + \underline{(R_4N)_2SO_4}. \quad (4.16)$$

При этом происходит регенерация сорбента и он приобретает ту же форму, какая была при сорбции, т.е. может быть возвращен на сорбцию без дополнительной обработки. Такой способ применяется для десорбции урана с анионитов типа АМ, АМП, Дауэкс 1 и Амберлит IRA-400, насыщенных при переработке урансодержащих сернокислых продуктивных растворов подземного или кучного выщелачивания. Полученный *товарный элюент* обычно подвергается экстракционной очистке.

Вытеснение – это десорбция ценного компонента более сорбируемым ионом или веществом. При этом сорбент приобретает солевую форму более сорбируемого иона. Поэтому потребуется последующая специальная обработка сорбента для перевода его в более эффективную рабочую форму перед возвращением на сорбцию. Обычно для вытеснения применяют нейтральные соли NaCl, NH_4NO_3 в растворах кислот и щелочей с одноименными ионами HCl, HNO_3 либо NaOH, NH_4OH

$$\underline{(R_4N)_2[UO_2(SO_4)_2]} + 2NH_4Cl + 2HCl \Rightarrow UO_2Cl_2 + \underline{2R_4NCl} + \\ (NH_4)_2SO_4 + H_2SO_4. \quad (4.17)$$

Но нитратные и хлоридные ионы при попадании в сорбцию депрессируют процесс. Необходим перевод сорбента обратно в сульфатную форму.

Конверсия – это преобразование сорбированных ионов в другую форму непосредственно в сорбенте. Так, уранил-сульфатный комплекс преобразуется в хорошо растворимую хлоридную или нитратную форму, а затем десорбируется водой. При этом обеспечивается отделение урана от сорбированных примесей железа, фосфат и сульфат ионов.

Высаливание заключается в обработке сорбента концентрированными растворами хорошо растворимых солей, содержащих ионы, одинаковые с десорбируемыми ионами. При этом за счет превышения произведения растворимости десорбируемых ионов они выпадают в осадок. Например, произведение растворимости уранилдикарбоната $П_р = [NH_4]^2[UO_2][CO_3]^2$. Углекислый аммоний высаливает в осадок соединение $(NH_4)_2[UO_2(CO_3)_2]$ вследствие избытка ионов NH_4^+ и CO_3^{2-} . Такое осаждение интересно тем, что прокаливание соли уранилдикарбоната аммония при температуре 700-900°С позволяет получить концентрат урана в виде товарного продукта – закиси-окиси урана. Все остальные продукты реакции – газы и пар:

$$3(NH_4)_2[UO_2(CO_3)_2] \Rightarrow U_3O_8 + 4NH_3\uparrow + 6CO_2\uparrow + N_2\uparrow + \\ + 4H_2O\uparrow + 2H_2\uparrow. \quad (4.18)$$

За счет диссоциации NH_3 и водорода происходит восстановление UO_3 до UO_2.

Экстракционная десорбция заключается в использовании различных органических экстрагентов для десорбции металлов с ионита. При этом уменьшается механическое разрушение сорбента за счет резких изменений осмотического давления внутри зерен смолы при изменении концентрации элюирующих водных растворов по сравнению с концентрацией в процессе сорбции.

Электролитическое элюирование заключается в электролитическом вытеснении и осаждении сорбированных ионов.

Десорбция золота. Насыщенный ионит (помимо золота и серебра) содержит значительное количество примесей – железа, меди, цинка, никеля, ионов CN^- и др. Поэтому помимо десорбции золота проводят также очистку ионита от примесей – регенерацию. Эффективным десорбентом золота являются сернокислые растворы тиомочевины $CS(NH_2)_2$. При этом образуется катионный комплекс золота с тиомочевиной, который не удерживается анионитами:

$$2R_4N[Au(CN)_2] + 2CS(NH_2)_2 + H_2SO_4 \Rightarrow (R_4N)_2SO_4 + \\ + 2Au[CS(NH_2)_2]^+ + 2CN^- + 2HCN\uparrow. \quad (4.19)$$

Таблица 4.4

Основные стадии десорбции золота из анионита АМ-2Б

Операция	Назначение	Состав раствора	$V_p/V_{см}$
Обработка цианидом	Десорбция Fe, Cu	30—50 г·л$^{-1}$ NaCN	4—5
Промывка водой	Отмывка цианида	Вода	3—5
Кислотная обработка	Десорбция Ni, Zn, CN^-	20—30 г·л$^{-1}$ H_2SO_4	4—6
Сорбция тиомочевины	Подготовка ионита к десорбции золота	80—90 г·л$^{-1}$ $CS(NH_2)_2^+$ 20—30 г·л$^{-1}$ H_2SO_4	1—1,5
Десорбция золота	Получение товарного регенерата	80—90 г·л$^{-1}$	4—5
Промывка водой	Отмывка тиомочевины	$CS(NH_2)_2^+$	3—5
Щелочная обработка	Десорбция Zn, Al, SiO_2, As, S, восст. пористой структуры, перевод ионита в OH-форму	20—30 г·л$^{-1}$ H_2SO_4 Вода	4—5
Промывка водой	Отмывка от щелочи	20—40 г·л$^{-1}$ NaOH Вода	3—5

В кислой среде выделяется летучая синильная кислота и реакция смещается вправо. Помимо золота в тиомочевинный раствор переводятся серебро и медь. На первой стадии ионит насыщается тиомочевиной и золото не десорбируется (таблица 4.4).

Первую стадию десорбции железа проводят крепким раствором цианида натрия:

$$\underline{(R_4N)_4[Fe(CN)_6]} + 4CN^- \Rightarrow [Fe(CN)_6]^{4-} + 4\underline{R_4NCN.} \qquad (4.20)$$

Кроме железа десорбируется медь $[Cu(CN)_4]^{3-}$, частично кобальт и $[Zn(CN)_4]^{2-}$, а также небольшое количество золота и серебра $[Ag(CN)_2]^-$. Поэтому эту порцию элюата используют в обороте. При десорбции золота получают *товарный регенерат,* направляемый на осаждение золота (табл. 4.3)

Сорбционные аппараты. В практике переработки продуктивных растворов подземного и кучного выщелачивания чаще всего применяются сорбционные фильтры и сорбционные колонны типа СНК и ПИК. Сорбционные фильтры (рис. 4.12) используют для очистки продуктивных растворов от балластных металлов, для попутного извлечения др. металлов из золото-,. уран- и медьсодержащих продуктивных растворов, а также для доизвлечения металлов из малоконцентрированных растворов. Колонны СНК — наиболее распространенный вид аппаратов участков

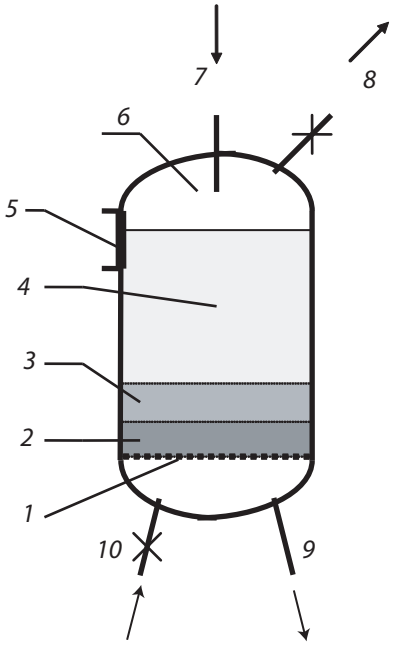


Рис. 4.12. Сорбционный фильтр:
1 — дренажная решетка, фильтроткань; *2* — гравий; *3* — песок; *4* — ионит; *5* — люк для загрузки ионита; *6* — распределительная система продуктивных растворов; *7* — продуктивные растворы; *8* — выпуск промывных, регенерирующих растворов; *9* — хвостовые растворы; *10* — подача промывных, регенерирующих растворов

кучного и подземного выщелачивания (рис. 4.13). Слой смолы поджимается к сетке восходящим потоком продуктивных растворов и за счет неравномерности потока смола разрыхляется образуя псевдовзвешенный слой. Твердые частицы шламов выпадают вниз колонны и периодически выгружаются. Этот же патрубок для выпуска шламов используется и для выпуска смолы по мере необходимости. Догрузка смолы производится через верхний патрубок из воронки (бункера) для свежей или отрегенерированной смолы.

Сорбция катионов металла отходами производства. Наряду с использованием синтетических ионитов, активированного угля в ряде случаев выгодно применить в качестве сорбентов некоторые отходы. Так, зола электростанций и красный шлам алюминиевого производства пригодны для удаления никеля из водных растворов, как наиболее дешевый сорбционный материал. Содержание CaO в золе достаточно высокое, это вызывает увеличение pH и осаждение никеля. Удаление осадка (отделения твердого от жидкого) возможно седиментацией, фильтрацией и флотацией. Последний процесс, сочетающий сорбцию и последующую флотацию сорбентов назван *сорбционной флотацией*. Цеолит более

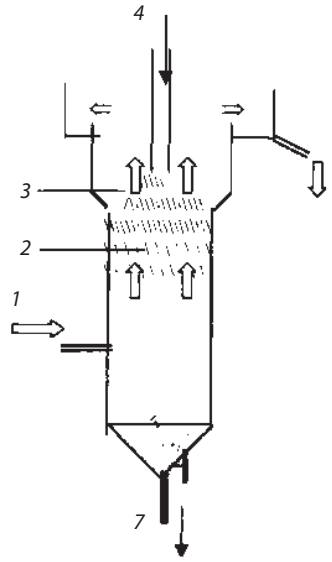


Рис.4.13. Сорбционная колонна СНК:
1 — подача продуктивного раствора, *2* — ионит, *3* — дренажная сетка, *4* — загрузка ионообменника, *5* — разгрузка раствора, *6* — шламы, *7* — выпуск шламов и сорбента

эффективен для удаления никеля, особенно при низком pH, но, естественно, он дороже. Красный шлам действует одновременно как регулятор щелочности, вызывая осаждения никеля в виде гидродксида никеля и как коагулянт тонких частиц. Например, для 50 мг·л$^{-1}$ Ni^{2+} была достигнута остаточная концентрация никеля 1 мг/л$^{-1}$ при добавлении 7 г/л$^{-1}$ красного шлама.

Флотационные способы отделения сорбентов. *Сорбционная флотация* — комбинированный процесс для удаления катионов металлов из разбавленных водных растворов, включает предварительную сорбцию на сорбенте с последующей флотацией сорбента, нагруженного катионами металла. Если используют сорбенты на основе биомассы микроорганизмов, то в этом случае имеют дело с *биосорбционной флотацией*.

Флотация порошка активированного угля (пау), насыщенного золотом. Порошок активированного угля имеет ряд преимуществ по сравнению с гранулированным углем, благодаря его большой поверхностью сорбции и дешевизной. Выделение ПАУ из водных растворов флотацией нужно рассматривать как конкурентоспособный, относительно дешевый, эффективный и быстрый процесс.

Биосорбционная флотация. Среди инновационных способов удаления из разбавленных растворов тяжелых металлов может быть выделен процесс, состоящий из биосорбции с последующей флотацией. В качестве сорбентов могут выступать биомасса микроорганизмов, бактерий, грибов, дрожжи, водоросли и активный ил (рис. 4.14.) Ионы кадмия сорбируются микроорганизмами — актиномицетами *Streptomyces clavuligerus* и *S. griseus*, которые имеют волокнистую морфологию и являются отходами фармацевтической промышленности.

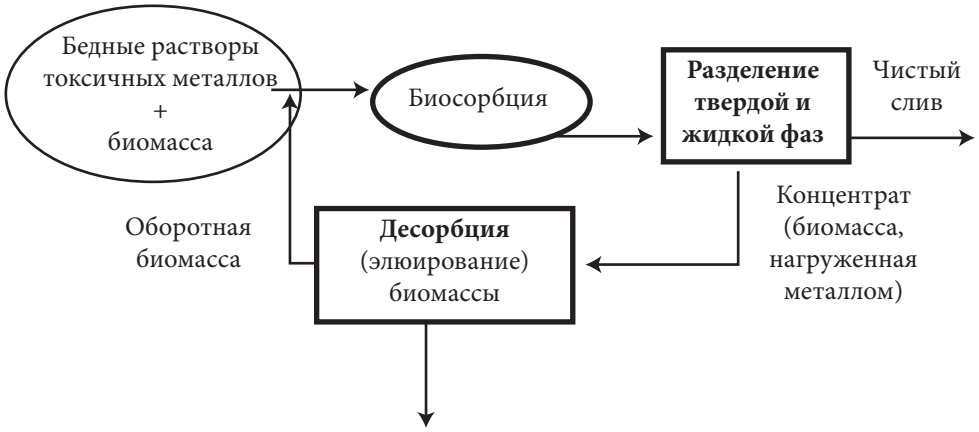


Рис. 4.14 . Принципиальная схема биосорбции и выделения биосорбента

Флотация воздухом, растворенным в воде, была использована без каких-либо реагентов. Кадмий количественно извлекался (до100%) при концентрации биомассы 10 г·л$^{-1}$ *S.griseus*, биомасса извлекалась более чем на 90 %. Биосорбционная флотация позволяла удалять Cd с начальной концентрацией 10 мг·л$^{-1}$.

Критическим параметром является pH. Связь Cd с биомассой выше pH 5 очень прочна. После десорбции кадмия, флотируемость биомассы высока до pH 7. Это позволяет использовать биомассу многократно. Сорбция Cd на биомассе (1 г·л$^{-1}$) была сравнена с сорбцией на активированном угле и показано преимущество биосорбции.

Использовали пенную флотацию биомассы микроорганизмов (*Streptomyces pilosus*) после аккумулирования ею свинца. Мертвые клетки сорбировали больше, чем живые.

Многостадийный процесс был развит для удаления и извлечения кадмия из разбавленных водных растворов, содержащих 5 мг/л$^{-1}$ кадмия. Данный предел для промышленных сбросов утвержден в странах ЕС и США. Металл удалялся биосорбцией на мертвых клетках *Streptomyces clavuligerus*.

Два типа грибов — *Penicillium chrysogenum* и *Phizopus arrhizus* также использовали для эффективного удаления кадмия (рис. 4.15). В щелочной среде наблюдалось снижение сорбции. Нагруженная биомасса успешно флотировалась без каких-либо реагентов. Крупность частиц биомассы была -50+20 μм. Мертвая биомасса была более эффективна, чем живая. Токсичные металлы (кадмий, никель, цинк) были удалены из разбавленных водных растворов сорбцией на неживом (стерилизованном) анаэробном питательном иле. Флотация была использована для разделения твердой и жидкой фаз. Пузырьки генерировали за счет воздуха, предварительно растворенного в воде. Результаты были успешными при комбинации процессов биосорбция — флотация. При pH 7 и использовании ЦТМА-Br извлечение биомассы составило свыше 80 %.

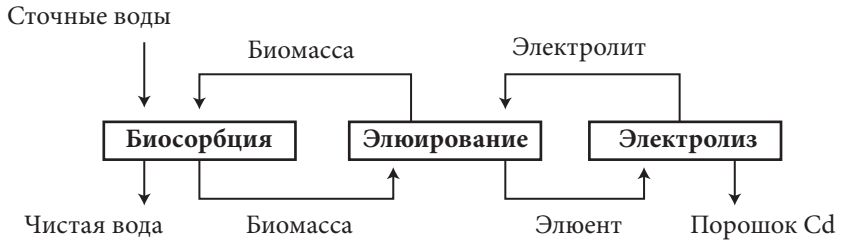


Рис. 4.15. Схема извлечения кадмия в виде порошка из водных растворов

Жидкостная экстракция. Сущность процесса заключается в образовании ионами или молекулами гидратированных соединений металлов вследствие взаимодействия с *экстрагентом* незаряженной электронейтральной молекулы или прочной ионной пары. При этом экстрагируемый элемент полностью или частично освобождается от гидратной оболочки и образует гидрофобное соединение, нерастворимое в водной среде и растворимое в органической.

Происходит извлечение соединений металлов из водных растворов в органические, не смешивающиеся с водой растворы. Кроме экстрагентов в процессе участвуют их органические *разбавители.* Жидкостная экстракция применяется для извлечения меди из продуктивных растворов подземного и кучного выщелачивания, урана из растворов выщелачивания фосфатов серной кислотой, для переработки уран- и золотосодержащих элюатов сорбционного извлечения, для извлечения и очистки многих цветных и редких металлов. Широко используется в аналитической химии, химической технологии неорганических и органических веществ. Процесс экстракции состоит из двух стадий: *собственно экстракции и реэкстракции* (рис. 4.16). Первая из двух стадий состоит из двух операций: смешения водного раствора, содержащего экстрагируемый элемент с органически раствором экстрагента и его разбавителя и последующего разделения водной и органической фаз отстаиванием или другими способами. Две фазы (водную и органическую) смешивают при энергичном перемешивании. При этом образуется тонкодисперсная эмульсия органической фазы в водной среде и происходит переход извлекаемого элемента из водной фазы

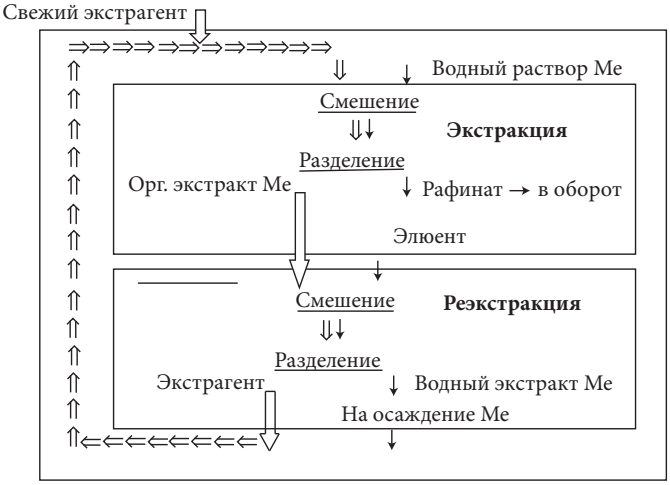


Рис. 4.16. Принципиальная схема жидкостной экстракции

в органическую. Во второй операции органическая эмульсия нагруженная извлекаемым элементом (медью, ураном, золотом) всплывает на поверхность водного раствора, образуя сплошную фазу. Водный раствор, освободившийся от извлекаемого элемента, называется *рафинатом.* Органический раствор извлекаемого элемента – *органическим экстрактом*. Затем органический экстракт поступает на вторую стадию – реэкстракцию или элюирование, при которой аналогичными двумя операциями смешения экстракта с водным раствором реэкстрагента или элюента и последующего разделения производится перевод извлекаемого элемента в *водный экстракт* и регенерация экстрагента. Регенерация включает в себя промывку нагруженного органического экстракта, собственно реэкстракцию и последующую обработку реагентами для очистки экстрагента от примесей других металлов. Экстрагент (после его доукрепления свежим экстрагентом) возвращается в первую стадию процесса экстракции, а водный экстракт направляется на химическое или электролитическое осаждение элемента с получением товарного химического концентрата или металла. Маточные растворы после осаждения элемента (металла) используются в обороте в качестве элюента при реэкстракции.

При экстракции между водной и органической фазами устанавливается равновесие концентраций $C_{орг}$ и $C_{водн}$ в соответствии с коэффициентом распределения металла $K_р = C_{орг}/C_{водн}$. Отсюда коэффициент извлечения металла в органическую фазу $K_и$ примерно равен

$K_и = C_{орг}v_{орг}/C_{водн}v_{водн,}$ где v — объемы, соответственно органической и водной фаз. При больших коэффициентах распределения в малых объемах $v_{орг}$ можно получить высокую концентрацию металла из растворов кучного выщелачивания при высоком его извлечении 98-99%. (рис. 4.17)

Основные достоинства экстракции: высокая емкость экстрагента и быстрое установление равновесия. Отсюда, компактность оборудования и высокая его производительность; большая гибкость процесса вследствие использования только жидких веществ; высокая избирательность.

Главный недостаток — пожаро- и взрывоопасность, поскольку разбавители (керосин, ацетон, бензол и.т.п.) — горючие вещества. Ведутся работы по поискам негорючих разбавителей. Таковым, например, является *перхлорэтилен* $C_2H_2Cl_2$ уже получивший применение в зарубежной практике.

Экстрагенты. В технологии жидкостной экстракции они подразделяются на три группы: 1) нейтральные экстрагенты; 2) органические кислоты; 3) органические амины и четвертичные аммониевые основания. *Нейтральные экстрагенты*, например трибутилфосфат и др.действуют по

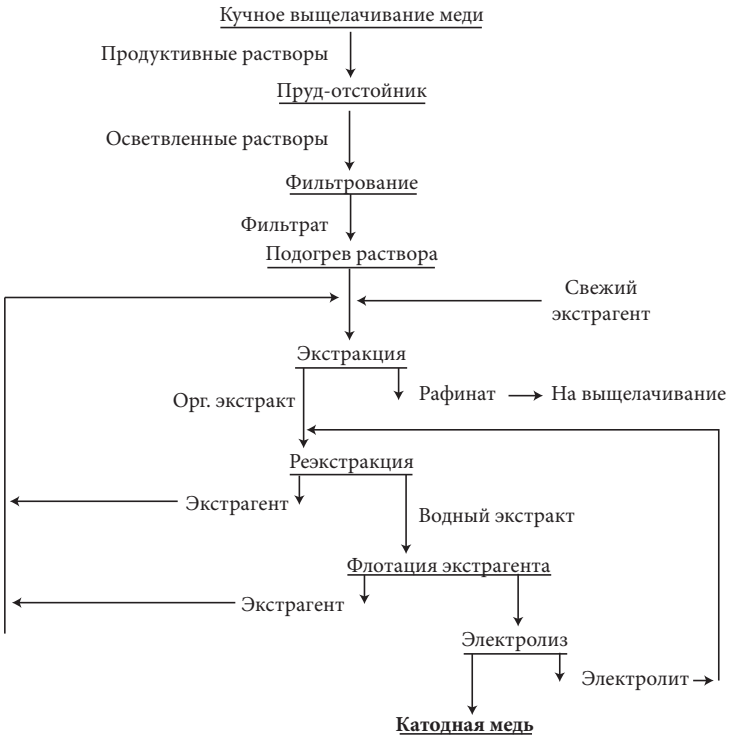


Рис. 4.17. Схема промышленных установок экстракции меди

сольватному механизму с вытеснением воды из внутренней координационной сферы комплекса (табл. 4.5):

$$UO_2(NO_3)_2nH_2O + 2R_3PO_4 \Rightarrow [UO_2(NO_3)_2\ 2R_3PO_4] + nH_2O \qquad (4.21)$$

Таблица 4.5

Нейтральные экстрагенты

Эктрагент	$T_{кип}$, °C	Растворимость 10^{-2} г/г	Плотность, г·см$^{-3}$	$T_{всп}$, °C	Вязкость, сПз
Диэтиловый эфир $(C_2H_5)_2O$	34,5	7,5	0,71	-41	0,24
Метилизобутилкетон $(CH_3)_2CH\text{-}CH_2CO\text{-}CH_3$	73,6	3,7	0,81	-7	—
Трибутилфосфат $(C_4H_9)_3PO_4$	289	0,6	0,97	145	3,45
Диизоамиловый эфир метилфосфоновой кислоты $[CH_3(CH_2)_4O]_2{=}PO\text{-}CH_3$	256	0,04	1,0	Не горюч.	3—4

Эти экстрагенты действуют преимущественно в азотнокислых средах. Иногда эта реакция называется реакцией молекулярного присоединения. Разбавителем служит керосин.

$$CuSO_4 + [2HR]_{орг} \Rightarrow [R_2Cu]_{орг} + 2H^+ + SO_4^{2-}; \quad (4.22)$$

Реэкстракцию проводят горячей водой. Из *органических кислот* в технологии урана большое значение имеют фосфорсодержащие органические экстрагенты на основе замещения водорода в этих соединениях.

Для кислых алкилфосфатов характерны катионообменные реакции с вытеснением иона водорода в водную фазу:

$$U(HPO_4)_2 + 4\,R_1H_2PO_{4\,орг} \Rightarrow U(R_1HPO_4)_{4орг} + 4H^+ + 2HPO_4^{2-}.$$

Органические производные аммиака NH_3: первичные RNH_2, вторичные R_1R_2NH и третичные $R_1R_2R_3N$ *в кислой среде* подобно аммиаку образуют соль амина:

$$2R_3N + H_2SO_4 \Leftrightarrow [(R_3NH)_2SO_4]. \quad (4.22)$$

Они же являются анионообменниками:

$$(R_3NH)_2SO_{4\,орг} + [UO_2(SO_4)_2]^{2-} \Leftrightarrow [(R_3NH)_2UO_2(SO_4)_2]_{орг} + SO_4^{2-}. \quad (4.23)$$

Четвертичные аммониевые основания и их соли ведут себя подобно иону аммония NH_4^+ также являясь анионообменниками *в любых средах*:

$$R_4NCl + Au(CN)_2^- \Leftrightarrow R_4N[Au(CN)_2] + Cl^-. \quad (4.24)$$

При экстракции аминами широко применяются органические инертные разбавители, т.к. образующиеся комплексные соединения металлов плохо растворимы в избытке экстрагента и имеют плотность, близкую к 1и высокую вязкость.

Нейтральные соединения (трехзамещенные R_3PO_4) относятся к первой группе (табл. 4.5).

Жидкостная экстракция урана. Триоктилфосфиноксид, например, является твердым веществом. Не всегда разбавители химически инертны. Многие из них существенно влияют на показатели экстракции (избирательность, коэффициент распределения и др.). Из всех разбавителей (гексан, бензол, уайт-спирит и др.) наиболее широко применяют керосин, удовлетворяющий требования малой токсичности, высокой температуры вспышки, дешевизны. Его плотность 0.74 г·см$^{-3}$, вязкость 0,3—0,5 сПз..

Для сравнительно концентрированных сернокислотных растворов, содержащих 0,5—1 г·л$^{-1}$ урана используются алкилфосфаты и алкиламины. Для кислых алкилфосфатов реакция взаимодействия сводится к катионному обмену.

При этом образуются устойчивые комплексные соединения урана, которые при реэкстракции можно выделить лишь при использовании крепких кислотных растворов 10моль·л$^{-1}$ HCl или HF. Экстракции препятствую ионы Fe^{3+}, поэтому их восстанавливают до двухвалентного состояния. Трудности возникают также при наличии в растворе алюминия, ванадия, титана и тория.

Жидкостная экстракция меди. Наряду с цементацией железным скрапом жидкостная экстракция наиболее широко применяется в промышленных масштабах. Наиболее успешно при извлечении меди из продуктивных растворов кучного выщелачивания применяется экстрагент фирмы Дженерал Милз – Lix-64, смесь 2- гидроксибензофеноксимов (рис. 4.18). В качестве разбавителя используется керосин. Лучшие показатели по извлечению меди из растворов, содержащих 1—1,5 г/л, достигали 99 %. pH растворов — 2,2.

Основные преимущества жидкостной экстракции заключаются в высоких кинетических показателях процесса. По сравнению с сорбцией экстракционная установка занимает в 5—10 раз меньше производственной

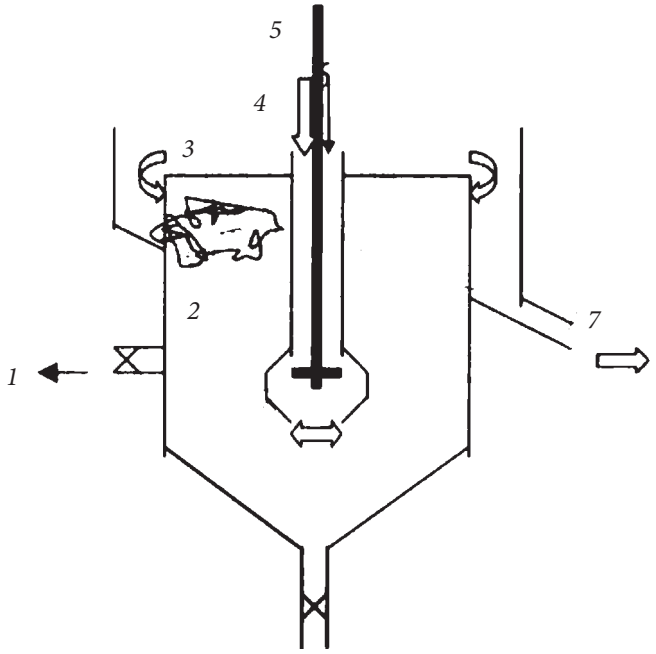


Рис. 4.18. Схема смесителя-отстойника для экстракции меди:
1 — выпуск водного рафината; *2* — отстойник; *3* — насыщенный металлом экстрагент; *4* — свежий экстрагент; *5* — мешалка; *6* — продуктивный медьсодержащий водный раствор; *7* — отвод органического экстракта

площади. Очень высока скорость экстракции. Однако, процесс пожароопасен, требует дистанционного управления и полной автоматизации экстракционных установок. Поэтому ведутся работы по замене керосина негорючими разбавителями типа перхлорэтилена $C_2H_2Cl_2$.

Флотационное извлечение металлов из растворов. Флотация комплексных соединении золота и серебра. Перспективна система золото-тиомочевина при значениях pH от 1,5 до 11 с целью выделения с помощью флотации комплекса золота $[Au\{CS(NH_2)_2\}_2]^+$, используя катионные и анионные поверхностно-активные вещества и добавки спиртов. Тиомочевина рассматривается как альтернативный цианиду растворитель для извлечения золота из руд и материалов в кислых растворах. Этот процесс имеет ряд преимуществ по сравнению с классическим цианидным. Среди них: низкая токсичность тиомочевины, более высокая скорость выщелачивания Au и Ag, отсутствие мешающего влияния ионов других металлов.

Для успешного протекания процесса растворения металлического золота необходимо применение окислителей, обычно Fe_3^+.

Кроме традиционной сорбции и жидкостной экстракции для продукционных растворов выщелачивания Cu, U, Au, обращено внимание на некоторые новые процессы полимерного комплексообразования и последующей ультрафильтрации, флотации сорбентов и химических осадков, ионной флотации и гальвано-коагуляции, гальванофлотации и аппаратурное оформление этих процессов.

Для пульп скважинной гидравлической технологии представлена схема гидравлической отмывки и классификации, а также наиболее простые гидровашгердные и гидроклассификационные методы и передвижные модульные установки. Для песков погребенных россыпей тяжелых минералов предлагается использовать обычные схемы обогащения песков россыпей золота, в которых, наряду с оборудованием для дезинтеграции песков и промывки глин, и последующего обогащения, сравнительно новые схемы с короткоконусными гидроциклонами и центробежными концентраторами для тяжелых минералов (золото, циркон, рутил, ильменит и другие). Для нефте-битумных песков — схема размыва горячей водой (90°C) с добавками ПАВ и силиката натрия. Будущим инженерам решать, каким путём извлекать металлы из растворов. Для чего потребуется провести детальные исследования выбранных способов.

Контрольные вопросы

1. Каков перечень ПФХМГ?
2. Дайте определения пельп, расплавов

3. Что такое «десорбция»? Назовите её виды
4. Дайте определение коагуляции и флокуляции.
5. Что такое «флотация»?
6. В чём сущность жидкостной экстракции?
7. Назовите группы экстрагентов жидкостной экстракции.

Литература

1. Андреева Г.С., Горюшкина С.Я., Небера В.П. Переработка и обогащение полезных ископаемых россыпных месторождений. М., Недра, 1992.

2. Бубнов В.К. и др. Экстракционная переработка продуктивных растворов кучного и подземного выщелачивания. Чит. Ин-т природн. Ресурсов. Чита, 1992.

3. *Гольман А. М.* Ионная флотация. М.: Недра, 1982.

4. Б.В. Громов, Введение в химическую технологию урана. М., Атомиздат, 1978.

5. А.И. Зубулис, К.А. Матис и др. Биосорбционная флотация металлов. Доклады РАН, 1999. Т.367, N5.

6. Н.И. Кучерский, История развития и состояние уранового производства в республике Узбекистан. ГЖ, № 12, 1999.

7. С.С. Набойченко, В.И. Смирнов, Гидрометаллургия меди. М. «Металлургия», 1974.

8. В.П. Небера, Флокуляция минеральных суспензий. М., Недра, 1983.

9. В.П. Небера, П.М. Соложенкин и др. Новейшие технологии извлечения металлов из разбавленных водных растворов. Цвет. Металлургия. М: ЦНИИцветмет. 1999. N10.

10. Нестеров Ю.В. Методы переработки многокомпонентных продуктных растворов в книге «Подземное выщелачивание полеэлементных руд» М изд. АГН 1998

11. Подземное кучное выщелачивание урана, золота и др. металлов под ред. М.И.Фазлуллина М изд. Руды и металлы 2005

12. Г.В. Седельникова, Практика кучного выщелачивания золотосодержащих пород. ГЖ, 1996, 1-2, с.122

13. Справочник по геотехнологии урана под ред. Д.И. Скороварова М энергоатом издат. 1997

14. Токарева Г.И., Токарев Н.И. (ВСЕГИНГЕО), Дытнерский Ю.И., Волчек К.А., Жилин Ю.Д. (МХТИ). Избирательное концентрирование металлов в растворах с помощью полимерного связывания и ультрафильтрации. «Лабораторные и технологические исследования и обогащение минерального сырья». М., ВИЭМС , 1988, вып.I

15. Толстов Е.А., Толстов Д.Е. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регеоне М Геопромцентр 2002

16. О.П. Чернова, Г.М. Курдюмов. Гальваноочистка сточных вод металлургических производств. 75-МИСиС. Москва, МИСиС, 1997. С.291-295.

17. Matis K.A. (ed). Flotation Science and Engineering. New York: Marcel Dekkek. 1995. 551 p.

18. P.M. Solozhenkin, V.P. Nebera, V.K. Larin. Removal of toxic metal ions from solution by galvano-chemical method. Proceed. of the «Rewas'99:Global Symposium on Recycling, Waste Treatment and Clean Technology». 1999

19. J.C. Yannopoulos, The extractive metallurgy of gold. N.Y., Van Nostrand Reinhold, 1991.

5. МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

5.1. Процессы разработки месторождений через скважины как объъекты исследований

Перевод полезного ископаемого в подвижное состояние предполагает подвод к нему энергии в количестве, достаточном для разрушения связей внутри кристаллической решетки или межкристаллических и цементационных связей в многокомпонентной системе, каковой является горная порода. В результате происходит изменение фазового состояния, либо горная порода диспергируется до такой степени, что можно легко транспортировать её на поверхность.

Таким образом, любой скважинный метод разработки месторождения включает подвод энергии к поверхности твердой фазы, взаимодействие агента с полезным ископаемым и отвод продуктов из зоны взаимодействия к выдачным скважинам.

Закономерности подвода энергии и отвода продуктов взаимодействия — закономерности течения многофазных и многокомпонентных смесей, жидкостей и газов.

Энергия может доставляться в процессе фильтрационного течения, которое характерно при движении жидкостей и газов по пустотам горно-

го массива, а так же при движении в искусственно создаваемых в процессе разработки подземных камерах.

В результате ведения технологического процесса в залежи образуются области, отличающиеся как по гидродинамическим, тепловым и других свойствам, так и по происходящим в них процессам. Для методов, с фильтрационным течением, определить четкую границу раздела разных областей затруднительно, так как существуют переходные области конечной протяженности.

Показатели ФХМГ могут быть определены из закономерностей перевода твердого полезного ископаемого в жидкость, газ или гидросмесь. Форма и размеры возникающих в массиве областей, отличающихся как свойствами, так и процессами в них, характеризуются положением подвижных поверхностей их раздела и закономерностями перемещения последних.

Для таких методов как растворение соли и скважинная гидродобыча зависимость положения границы от времени позволяет непосредственно получить величину добычи полезного ископаемого в функции влияющих факторов. Для процессов, в основе которых лежит фильтрационное перемещение жидкостей и газов, трудность определения искомых параметров связана ещё и с размытостью границы фазового превращения.

Физические и химические процессы идут по-разному в разных горно-геологических условиях. Поэтому столь неповторимы конкретные реализации одного и того же геотехнологического метода на разных месторождениях. При этом зависимости искомых показателей от влияющих факторов могут оказаться противоречивыми.

Как уже отмечалось, необходимая информация об исходном состоянии предназначенного к разработке месторождения или его участка содержится в отчетах о разведочных и подготовительных работах (разведочное бурение, гидрогеологические и геофизические исследования). Однако при использовании этой информации необходимо иметь в виду, во-первых, что в процессе бурения скважин и отбора проб нарушается естественное состояние как прискважинной области, так и образцов, отбираемых в виде керна. Во-вторых, данные, полученные по изучению керна, а также другими методами, могут быть лишь с большой осторожностью перенесены на весь массив. Присущая геологической информации неточность, приблизительность в процессе разработки геотехнологическими методами восполняется недостаточно, так как исключен непосредственный доступ к залежи, тогда как при традиционных способах добычи имеется возможность по мере разработки месторождения с достаточной полнотой и

достоверностью судить о геологических и гидрогеологических свойствах массива.

В результате получить надежную информацию о свойствах объекта разработки в исходном состоянии очень трудно. Еще более сложно получить объективную информацию об изменениях, происходящих в массиве месторождения в процессе добычи, так как исследования либо нарушают технологический режим, либо технически неосуществимы. Поэтому приходится ограничиваться косвенными данными, полученными из наблюдений лишь за контролируемыми показателями процесса.

Обычно относительно легко поддаются замеру показатели свойств рабочего агента и продуктов добычи -- расход, температура и т.д. Однако этого оказывается во многих случаях недостаточно, так как ряд параметров технологии не поддается определению.

Из изложенного можно сделать вывод о неполноте и ненадежности технической информации об объектах разработки и процессах при использовании геотехнологических методов. Эта отличительная особенность качества информации очень важна, поскольку геотехнологические процессы гораздо более чувствительны к отклонению условий среды и технологических параметров от некоторых оптимальных, чем традиционные способы разработки месторождения.

5.2. Закономерности движения жидкостей и газов

Рассматривая движения фаз в массиве, необходимо иметь в виду, что они могут происходить как в выработках, имеющих значительный объем свободного пространства (ПРС, СГД), так и в порах, трещинах, пустотах, составляющих незначительную долю в общем объёме горных пород. При этом во всех случаях движение вызвано приложением внешних сил (перепада давления), на которые накладываются силы гравитации, диффузионный перенос, капиллярные и другие явления. Режим течения жидкости, как правило, турбулентный, который не поддается строгому теоретическому анализу. Поэтому на практике для расчётов используются приближения к реальному режиму движения.

В зависимости от того, в каких условиях происходит течение, оно описывается разными теориями. Чаще всего обращаются к системе уравнений Навье-Стокса для больших объемов и уравнению Дарси — для описания движения флюидов в пористых горных породах.

При ПРС подаваемый растворитель растворяет соль на поверхности выработки и одновременно вытесняет образующийся рассол на поверх-

ность земли. В первом приближении, процесс движения растворителя (рассола) рассматривается как ламинарное течение вязкой несжимаемой жидкости и описывается системой уравнений неразрывности и сохранения импульса.

Движение жидкости в камере зависит также от происходящих на границах области, в которой перемещается рассол, процессов. Предполагается, что растворение соли происходит на стенках ёмкости. При этом изменение концентрации соли в растворе описывается уравнением молекулярной и конвективной диффузии, и для скорости перемещения стенки камеры (v_{cm}) получим (при некоторых допущениях):

$$D\frac{\partial c}{\partial \overline{n}} = \alpha(v_{cm})_n, \tag{5.1}$$

где, c — объёмная концентрация соли в растворе; D — коэффициент диффузии соли в растворе; $\overline{n}$ — нормаль к поверхности, α — константа, значение производной берётся на стенке камеры .

Дополняя уравнения начальным распределением переменных в камере, уравнением тепломассопереноса, а также зависимостями параметров процесса (плотности рассола, коэффициента диффузии, концентрации насыщения и др.) от температуры получим так называемую краевую задачу, описывающую процесс подземного растворения, в которой поля давлений, скоростей, концентраций и температур будут оказывать взаимное влияние.

Понятно, что сформулированная задача, даже в такой упрощённой по сравнению с реальным процессом постановке, не поддаётся решению. Поэтому разработчики технологии подземного растворения П.А. Куле, А.Б. Здановский, П.С. Бобко, П.М. Дудко, О.М. Иванцов, Б.Н. Фёдоров, А.Г. Поздняков, В.А. Мазуров, В.А. Грохотов, Е.П. Каратыгин и др. применяли подходы химической кинетики. Общее уравнение кинетики растворения (Щукарёв, Нойес-Уитней) имеет вид:

$$\frac{dc}{d\tau} = \frac{KS}{V}(c_H - c), \tag{5.2}$$

где V — объём рассола; c_H — концентрация насыщения; c — концентрация соли в массе рассола; S — площадь поверхности растворения; K — коэффициент скорости растворения.

Несмотря на кажущуюся простоту, пользоваться этой формулой не просто, так как почти все переменные, в ней — неизвестными функции (в первую очередь K, существенно зависящая, например, от угла наклона

разных точек боковой поверхности камеры, высоты стенки выработки и других величин).

Поэтому расчеты велись по приближенным методикам, основанным на эмпирических зависимостях для К и очень упрощенных решениях уравнений движения.

Решение задачи в общем виде стало возможным только с развитием компьютерной техники (численными методами).

В процессах ***подземного выщелачивания и подземной выплавки*** жидкости в виде растворов и расплавов находятся в пустотах — порах и трещинах коллекторов. Поровое пространство осадочных горных пород — сложная система сообщающихся и не сообщающихся межзернистых пустот, в которой трудно выделить отдельные поровые каналы. Размеры пор в песчаных породах составляют обычно единицы или десятки микрометров. Так как движение флюидов в пласте происходит с очень малыми скоростями (порядка микрометров в секунду) и при наличии теплоотводящих поверхностей большого размера, процесс фильтрации с высокой степенью точности в большинстве случаев можно считать изотермическим. При фильтрации в горных породах возникает значительная сила трения, так как при движении флюидов в пустотном пространстве коллектора твердый скелет и жидкость контактируют по огромной поверхности. Например, в 1 м^3 пористой среды (песчаника) площадь поверхности пустотного пространства может достигдесятков тысяч квадратных метров. Поэтому основным свойством флюида, влияющим на фильтрацию, является вязкость, учитываемая даже при фильтрации газа. Строение залежей осложняется значительной неоднородностью и анизотропией свойств пород слагающих продуктивный пласт коллектора, их слоистостью, наличием тектонических и стратиграфических нарушений (разрывов сплошности горной породы).

Кроме перечисленных особенностей фильтрации в природных пластах, можно отметить следующие:

- невозможность изучать движение флюидов в пластах прямым применением классических методов гидродинамики, т.е. решением уравнений движения вязкой жидкости для области, представляющей совокупность всех пор;

- сочетание очень разных масштабов фильтрационных процессов, определяемых характерными размерами, отличающимися на многие порядки: размер пор (единицы и десятки микрометров), диаметр скважин (десятки сантиметров), протяженность месторождений (километры); масштаб неоднородности пластов вдоль и поперек простирания может иметь практически любые значения;

- ограниченность и неточность сведений о строении и свойствах пласта и пластовых флюидов, что часто не позволяет построить однозначную модель флюидонасыщенной пластовой залежи.

Таким образом, фильтрационное течение пластовых флюидов представляет совокупность множества отдельных микродвижений в неупорядоченной системе поровых каналов. Истинное фильтрационное течение не является «сплошным», и при определении физических характеристик вводятся эффективные (фиктивные) величины, которые «размазываются» по всему объему непрерывным образом (реальные скорости, давления и т.д.).

5.3. Этапы разработки и внедрения методов ФХГ

Общая последовательность разработки и внедрения этих методов представлена на рис. 5.1. Ее можно условно разбить на две части: первая (этапы 1—3), оканчивается выдачей исходных данных для проектирования и строительства опытно-промышленного предприятия, вторая (этапы 4, 5) — заканчивается завершением исследования. (Здесь везде опущены этапы проектирования и строительства, а также экономические аспекты проекта.)

Изменчивость горно-геологических условий не позволяет перенести результаты промышленного эксперимента, проведенного на одном месторождении или участке, на другие, а охватить опытными работами все условия невозможно. Во многих случаях невозможно выявить в достаточной степени особенности физических процессов, а также большую часть случайных и неконтролируемых факторов (часто остающихся просто неизвестными).

В ходе промышленного эксперимента свойства объекта разработки, как правило, меняются необратимо, что исключает воспроизводимость эксперимента. В связи с этим сооружаемые опытно-промышленные установки предназначены, главным образом, для доказательства возможности осуществления процесса добычи лишь в определенных геологических условиях и для определения ограниченного числа параметров процесса, поддающихся замеру. На результаты исследований влияют многочисленные субъективные факторы и неопределенность условий, в которых протекает процесс. Особенности натурного моделирования, его дороговизна заставляют дополнять комплекс исследований методами математического и физического моделирования. В их задачи входит установление законо-

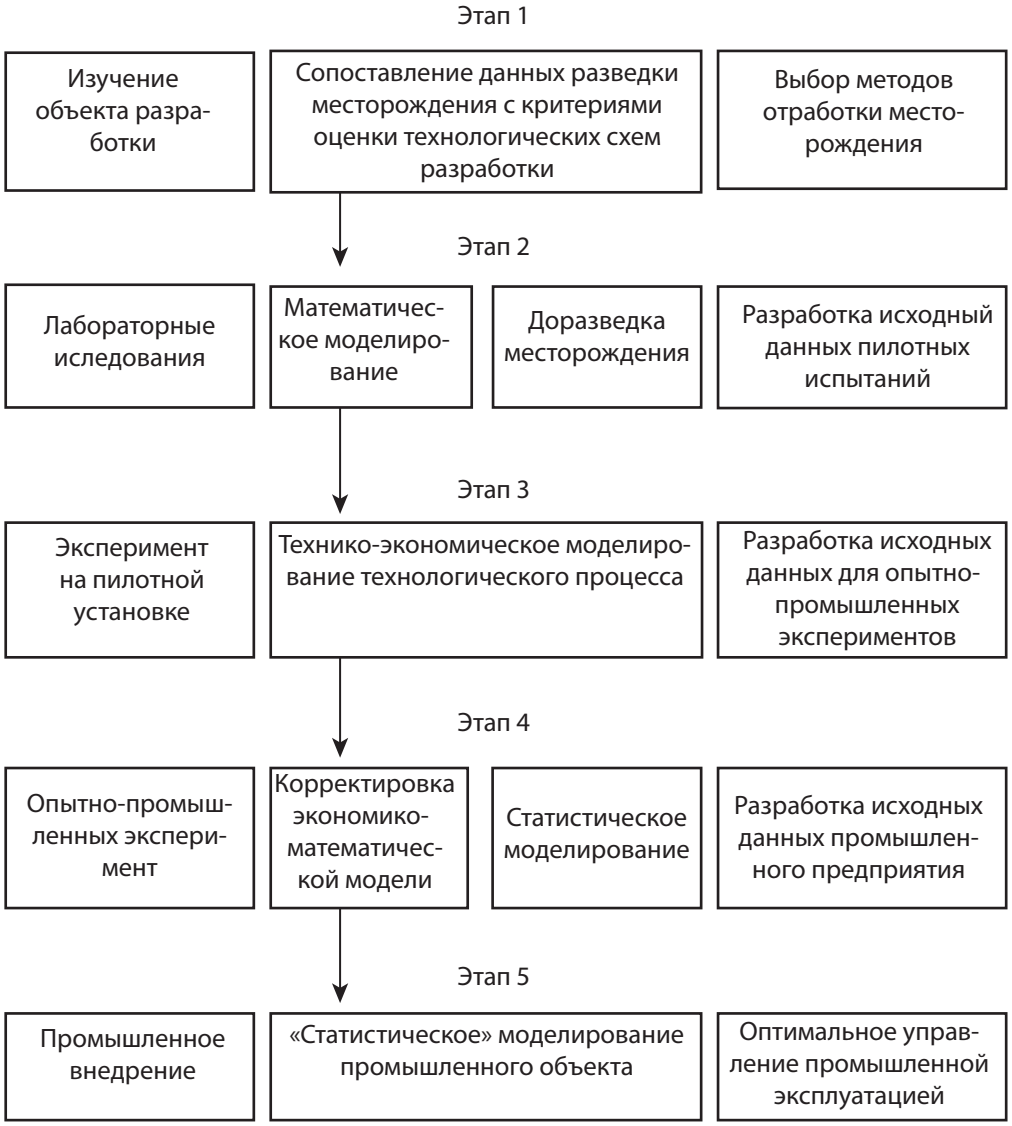


Рис. 5.1. Этапы разработки и внедрения ФХМГ

мерностей основных физических и химических явлений и оценка по ним результатов и показателей разработки участков месторождений. При этом полученные осредненные характеристики соответствуют параметрам некой «средней» скважины среди большого их числа в данных горно-геологических условиях.

Параметры же отдельной скважины могут сильно отличаться от средних, поскольку модели могут недостаточно полно описывать особенности

технологии, так как базируются на неполной информации об условиях среды и на таких упрощениях, что реальное поведение системы отражается со значительной степенью приближения. Поэтому наряду с усовершенствованием исходных моделей процесса на базе дополнительной информации, получаемой в ходе промышленной эксплуатации, приходится изучать влияние конкретной обстановки на эксплуатационные параметры.

Для исследований могут использоваться методы, в которых подземный участок технологической цепочки рассматривается как «черный ящик», т.е. как некий объект, о внутренней структуре и внутренних взаимосвязях которого ничего не известно. Указанная формализация позволяет применять разработанные в теории автоматического управления методы, основанные на построении передаточных функций системы с учётом ее реакции на стандартные входные воздействия. На этапе эксплуатации возможно также статистическое моделирование, использующее методы корреляционного и регрессионного анализов.

Используются два направления моделирования:

- анализ групп однородных по заданным наборам факторов и показателей, характеризующих работу объектов за определенный фиксированный период. Цель подобного подхода — выяснение функциональной связи между параметрами объектов и выделение наиболее существенных факторов (статические модели). Обычно используется аппарат многофакторного регрессионного анализа и распознавания образов.

- анализ отдельных объектов по динамическим временным рядам (индивидуальная реализация). Цель — поиск тенденций изменения исследуемых параметров (динамические модели) для прогноза и управления производственными процессами. Используются методы статистической экстраполяции, в частности теория оптимальной фильтрации, а также методы, основанные на анализе корреляционных функций случайных процессов.

Одна из особенностей применения статистических методов заключается в том, что получаемые количественные закономерности обусловлены качеством исходной информации — достаточным объемом наблюдений, однородностью совокупности и сопоставимостью исследуемых величин. важны — степень освоенности и время существования исследуемых предприятий. Геотехнологические методы разработки месторождений полезных ископаемых в этом смысле менее благоприятны как объект исследований; многие находятся на стадии научной проработки, часть — на стадии опытно-промышленных исследований, в лучшем случае, имеется опыт работы отдельных предприятий.

Исходную информацию получают в ходе активного или пассивного эксперимента. Данные, используемые для исследования промышленных объектов, являются значительно чаще результатами пассивного эксперимента, так как проведение запланированных активных экспериментов в условиях промышленного производства связано с экономическими, техническими и организационными трудностями, иногда ограничения накладывают и допустимые технологические режимы функционирования системы.

Исследования геотехнологических процессов статистическими методами позволяют раскрыть и описать сложные внутренние связи между переменными, характеризующими работу производственного объекта без выяснения сущности процессов.

Описанный подход позволяет создать модели процессов скважинной геотехнологии, которые могут быть положены в основу управляющих и прогнозирующих алгоритмов системы управления процессами добычи.

5.4. Основы моделирования

Моделирование как метод исследования реальных объектов и процессов приобретает все большую роль как метод научного исследования. Оно находит применение в самых различных отраслях при решении конкретных научных и технических задач.

Модель — условный образ, изображение, описание, схема и т.п. какого-либо объекта, отображающая существенные характеристики объекта исследования. Первоначально моделью называли материальный образец других объектов, прообраз чего-то, созданную структуру, затем — и мысленно созданную структуру.

Моделирование как способ познания предполагает использование абстрагирования и идеализации реальных объектов и явлений. Модель отображает лишь существенные свойства оригинала (с точки зрения исследователей) и отвлекается от несущественных.

Использование моделирования обусловлено тем, что модели, как правило, обычно более удобны для исследований. Процесс моделирования обычно состоит из ряда последовательных фаз: предварительное изучение объекта, выдвижение и проверка первоначальных гипотез о свойствах объекта и его физической природе, поиск прототипов и аналогов, выделение существенных характеристик явления, уточнение и выбор вида моделирования, экспериментальный или теоретический анализ возможно-

сти моделирования, конструирование модели, сопоставление результатов моделирования с данными об объекте, проверка адекватности и корректировка модели. Методика проведения эксперимента должна отвечать определенным требованиям: 1) постановка эксперимента должна позволить перенести результаты на реальный процесс; 2) изучать следует основные параметры, которые определяют ход процесса, но дают возможность до необходимых пределов расширить границы полученных результатов; 3) число экспериментов должно быть минимальным; 4) результаты должны быть критически оценены; 5) обработка данных должна быть представлена в форме зависимостей, готовых для использования.

Известно значительное количество видов моделирования. Так материальное моделирование — это изучение на модели, воспроизводящей в определенном масштабе основные геометрические, физические, динамические и функциональные характеристики объекта.

Если модель имеет ту же физическую природу, что и объект, то говорят о физическом моделировании. Исследования явлений на моделях иной физической природы, но описываемых теми же математическими уравнениями, называется аналоговым моделированием. Таков, например, ЭГДА -метод электрогидродинамических аналогий, основанный на аналогии между течением тока в проводнике и фильтрацией воды в пористой среде, передачей тепла за счет теплопроводности в твердом теле и т.п. (сюда же относится метод электрических аналогий, разработанный Гутенмахером, метод гидравлической аналогии и гидравлический интегратор Лукьянова).

В связи с развитием компьютерных технологий, позволяющих эффективно решать уравнения численными методами, аналоговое направление моделирования в значительной степени утратило свое значение.

Натурное моделирование широко распространено в гидрогеологической практике и заключается в проведении производственных экспериментов или наблюдений на объектах, созданных самой природой. Например, для прогноза изменения режима грунтовых вод мелиорируемых территорий, дренажа грунтовых вод используются данные исследований на этих или других территориях.

Особые разновидности моделей — испытательные стенды, тренажеры и имитаторы, основанные на использовании специальных устройств, сочетающих физические и математические модели с натурными приборами и объектами.

Когда сведения о структуре объекта ограничены, применяют методы моделирования, позволяющие, абстрагируясь от структуры объекта и рас-

сматривая его как «черный ящик», установить функциональные свойства объекта. Модель последнего строится в терминах, связывающих внешние воздействия на объект с его реакцией на это воздействие, без анализа внутренних закономерностей системы. При этом используют разные методы, в том числе и вероятностные.

Эвристические модели применяют при изучении сложных систем, для которых затруднительно построение математической модели. В этих случаях на помощь исследователю приходит интуиция, накопленный опыт, умение формулировать те или иные ступени алгоритма решения задач. Сложные математические алгоритмы заменяются упрощенными без всяких доказательств, на основании подсознательных решений. Эвристические модели часто называются сценариями явления. Они требуют многоэтапного подхода: сбора недостающей информации, многократного корректирования результатов.

В основе знакового моделирования лежит исследование явлений с помощью знаковых образований — схем, графиков, чертежей, формул, графов, математических уравнений, логических соотношений, записанных в символах естественного или искусственных языков. Важнейшей формой знакового моделирования является математическая.

Под математической моделью какого-либо явления обычно понимают систему уравнений и формул, описывающих ход изучаемого процесса. Создание математической модели предполагает наличие достаточно полной картины физической природы изучаемого явления. Она может уточняться на основе специально поставленных экспериментов до степени, позволяющей охватить наиболее важные характерные свойства явления. Сущность математической модели состоит в замене исходного объекта его «образом» — математической моделью и в изучении этой модели с помощью реализуемых на компьютерах вычислительно-логических алгоритмов. Этот метод познания сочетает многие достоинства, как теории, так и эксперимента. Работа не с самим объектом (явлением, процессом), а с его моделью дает возможность безопасно, относительно быстро и без существенных затрат исследовать его свойства и поведение в любых ситуациях.

Вычислительные эксперименты с математическими моделями объектов позволяют, опираясь на мощь современных вычислительных инструментов, подробно и глубоко изучать объекты с полнотой, недоступной чисто теоретическим подходам.

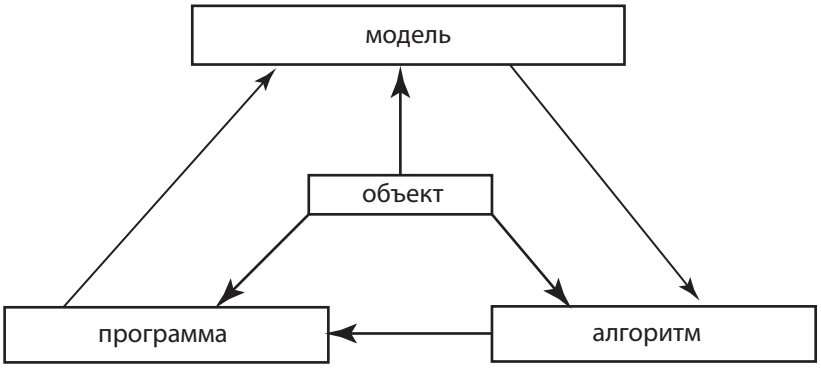


Рис. 5.2. Этапы математического моделирования

Методология математического моделирования бурно развивается, охватывая все сферы от разработки технических систем и управления до анализа сложнейших экономических и социальных явлений.

Математическое моделирование условно можно разбить на три этапа: модель-алгоритм-программа (рис. 5.2).

На их основе создаётся «электронный» эквивалент изучаемого объекта, уже пригодный для непосредственного испытания на «экспериментальной установке» — компьютере, таким образом, исследователь получает в руки универсальный, гибкий и относительно недорогой инструмент. После отладки и тестирования когда адекватность «триады» исходному объекту удовлетворена, можно получить прогноз реакции объекта на различные воздействия. Естественно, процесс моделирования сопровождается постоянным улучшением и уточнением всех звеньев триады.

Важнейшим аспектом процесса моделирования является обоснование допустимости переноса результатов, полученных в ходе создания и изучения модели на натурный объект. Сначала проверяется возможность моделирования посредством предварительного теоретического или экспериментального моделирования. Для физического моделирования разработана и широко применяется «теория подобия», указывающая, как выбрать модель, ее параметры и свойства, как обрабатывать результаты, чтобы их можно было перенести на реальный процесс. При этом устанавливаются допустимые пределы применимости найденных закономерностей. В других видах моделирования, в частности при исследовании сложных систем и процессов, такой теории еще не существует.

После получения информации в результате «модельного» эксперимента необходимо оценить адекватность модели (а в случае сложных явлений — разных моделей) и объекта. Единственный критерий сравне-

ния — согласование результатов наблюдений с результатами моделирования в пределах точности наблюдений. На практике надо иметь в виду, что хорошее совпадение данных эксперимента и натурных наблюдений не всегда является мерой верности модели, так как возможно построение других моделей, которые могут дать те же результаты. Поэтому проблема решается для каждого конкретного случая в зависимости от вида и целей моделирования.

5.5 Основы теории подобия

Под подобием, понимается взаимно однозначное соответствие двух объектов, при котором функции перехода от параметров, характеризующих один из объектов, к параметрам другого объекта известны, а математические описания этих объектов могут быть преобразованы в тождественные.

Наиболее разработано теоретически и широко применяется линейное подобие, т.е. подобие, при котором функции перехода являются масштабными коэффициентами, и пересчет сходственных величин заключается в пропорциональном изменении их, т.е. в умножении на масштабные коэффициенты.

Соблюдение пропорциональности всех геометрических размеров и всех изменяющихся во времени и пространстве параметров называется полным подобием и связано с выполнением весьма жестких условий. Как правило, в природе не существует сходных во всех деталях явлений. Поэтому в технических и научных задачах чаще всего имеют дело с неполным (частным) и приближенным подобием. Неполное подобие обычно предполагает подобие сходственных величин или только во времени, или только в пространстве.

Приближенное подобие — подобие, допускающее нарушение пропорциональности между некоторыми параметрами объекта и модели или такое искажение процессов в модели, которое приемлемо для данной конкретной задачи и может быть оценено аналитически или экспериментально.

В технических приложениях встречаются частные виды физического подобия: кинематическое подобие — пропорциональность скоростей и ускорений, динамическое подобие — пропорциональность сил, материальное подобие — пропорциональность масс. Сочетание этих трех видов называют механическим подобием. Аналогично вводят в рассмотрение

тепловое, гидро- и аэродинамическое подобие. Об электрическом подобии говорят применительно к электрическим и магнитным полям, токам, напряжениям в электрических системах.

Во всех перечисленных видах подобия предполагается, что в течение всего рассматриваемого процесса физическая природа участвующих веществ не изменяется. Вводят понятие подобия и для более сложных случаев – физико — химических процессов, говоря о подобии физико-химических превращений.

Учение о подобии развивалось по двум направлениям: 1) анализ размерностей физических величин, характеризующих явления, 2) анализ уравнений, описывающих эти явления.

Первое направление разрабатывалось преимущественно за рубежом, второе — в нашей стране.

Теоремы подобия. Подобие явлений подчиняется некоторым общим закономерностям, которые принято называть теоремами подобия. Этих теорем три. Первые две устанавливают соотношения между параметрами явлений заведомо подобных. Третья — определяет необходимые и достаточные условия для того, чтобы явления оказались подобными.

Первая теорема подобия: у подобных явлений и процессов критерии подобия имеют одинаковые численные значения, а индикаторы подобия равны между собой.

Критериями подобия называют безразмерные степенные комплексы основных размерных физических величин, входящих в замкнутую систему уравнений и описывающих исследуемый процесс или явление. Понятие о критериях подобия имеет фундаментальное значение для всех видов моделирования во всех научных дисциплинах. Нахождение критериев подобия представляет одну из важнейших операций в применении теории подобия к моделированию.

Критерии подобия — безразмерное число: отношение двух одноименных характеристик процесса, каждая из которых может быть составлена из нескольких скалярных или векторных величин. Критерий подобия — не любая безразмерная величина, а та, которая сохраняет числовое равенство для подобных между собой моделей и объекта. В приложении №3 дана сводка наиболее распространённых критериев подобия.

Вторая теорема подобия: уравнение связи между переменными, характеризующими явление, может быть составлено из безразмерных комбинаций — критериев подобия. Для всех подобных явлений эти уравнения, называемые уравнениями подобия, численно равны.

Уравнения подобия — это функциональные зависимости определяемых критериев подобия (K_u, K_v, ..., K_w) от определяющих (K_1, K_2, ..., K_n):

$$K_u = F_u\,(K_1, K_2, ..., K_n),\ K_v = F_v\,(K_1, K_2, ..., K_n),\ K_w = F_w\,(K_1, K_2, ..., K_n). \quad (5.3)$$

Критерии, составленные из величин, входящих в условия однозначности, называются определяющими. Они выделяют из класса явлений единственное конкретное явление.

Критерии, содержащие зависимую переменную (искомую величину), называются определяемыми.

Уравнения подобия представляют конкретные (частные) решения системы основных дифференциальных уравнений, описывающих интересующее нас явление. Конкретная форма уравнений подобия может быть определена двумя путями: эмпирическим и аналитическим. Переход к безразмерным соотношениям позволяет распространять результаты аналитического или экспериментального исследования, проведенного применительно к единичному конкретному явлению, на ряд подобных явлений.

Третья теорема подобия: подобны лишь те явления, которые подчиняются одним и тем же уравнениям связи, для которых подобны условия однозначности и численно одинаковы критерии, составленные из условий однозначности.

Под условиями однозначности понимается комплекс условий, удовлетворение которых делает возможным выделение из целого класса явлений какое-либо конкретное. При моделировании учитываются:

1) физические условия — свойства вещества, движение и изменение которого составляют содержание рассматриваемого явления. Обычно это агрегатное состояние и физические параметры рабочего вещества, параметры основных уравнений;

2)геометрические, пространственные условия –форма и размеры пространства, в котором протекает данное явление, с граничными условиями они определяют мерность рассматриваемого явления и выбор системы координат;

3) временные (начальные) условия, при которых данное явление возникает, а также стационарность или не стационарность процесса;

4) граничные условия — условия взаимодействия с окружающей средой. Математически выражаются в форме уравнений связи между окружающей средой и данным явлением. В отдельных случаях эти уравнения сводятся к постоянству значений функций на границах пространства, в котором протекает явление.

Теория подобия позволяет, не интегрируя дифференциальных уравнений, получать из них критерии подобия и, используя опытные данные, находить критериальные зависимости, справедливые для подобных явлений. Для вывода критериев подобия обычно применяют: анализ дифференциальных или интегро-дифференциальных уравнений и условий однозначности или анализ размерностей величин.

Известны три метода вывода критериев подобия из анализа уравнений: подобных преобразований, интегральных аналогов и приведения уравнений к безразмерному виду.

Метод подобных преобразований заключается в замене величин, входящих в уравнение, пропорциональными им величинами с помощью множителей преобразования.

Согласно методу приведения уравнений к безразмерному виду для всех переменных величин, входящих в основные уравнения и условия однозначности, выбираются единицы измерения. Затем все переменные величины заменяются их безразмерными значениями, т.е. отношениями к выбранным единицам измерения. Полученные из уравнений степенные комплексы приводятся к безразмерному виду. При окончательном установлении критериев подобия допускают некоторый произвол, объединяя, перемножая, деля, возводя в любую степень, умножая критерии на числовые коэффициенты и т.д.

Вывод критериев подобия из анализа размерностей величин рекомендуется в тех случаях, когда в связи с большой сложностью и недостаточной изученностью явления система основных дифференциальных уравнений не может быть составлена. Недостатком метода является возможность неполного учета влияния некоторых важных величин или же, наоборот, включение в число переменных несущественных величин. Поэтому такой анализ сочетается с экспериментом, который подтверждает значимость тех или иных факторов. Большую роль играют также опыт и интуиция исследователя.

5.6. Примеры моделирования геотехнологических процессов

Практически все геотехнологические методы добычи полезных ископаемых как объекты исследования поддаются изучению с большими трудностями и допущениями, так как параметры объектов разработки (месторождений) практически недоступны наблюдению и измерению, к тому же горно-геологические и гидрогеологические свойства залежей ха-

рактеризуются большой изменчивостью. Ввиду этого применение моделирования наиболее приемлемо для вскрытия общих закономерностей протекания того или иного геотехнологического процесса и определения количественных оценок его технологических параметров. Использование методов моделирования в геотехнологии можно проиллюстрировать на некоторых примерах.

Моделирование подземного растворения соли. Процесс растворения соли и закономерности распределения ее концентрации в камере подземного выщелачивания очень сложны. Поэтому при получении математического описания процесса исследователи идут на упрощение физической картины, рассматривая диффузионный и конвективный механизм переноса вещества и гидродинамическое движение вязкой жидкости! без-

Применяя один из описанных выше методов, получим следующие размерные комплексы: $Nu^{*} = \frac{Kl}{D}$ — диффузионный аналог критерия Нуссельта, $Pe^{*} = \frac{Vl}{D}$ — диффузионный аналог критерия Пекле, $Ho = \frac{V\tau}{l}$ — критерий гомохронности, $Eu = \frac{P}{\rho V^2}$ — критерий Эйлера, $\mathrm{Re} = \frac{Vl}{\nu}$ — критерий Рейнольдса, $Fr = \frac{V^2}{gl}$ — критерий Фруда.

Согласно второй теореме подобия, между критериями должна существовать определенная зависимость:

$$\frac{C}{C_H} = f(Nu^{*}, Pe^{*}, Ho, Eu, \mathrm{Re}, Fr) \qquad (5.4)$$

Вместо критериев $Nu^{\star}$ и $Pe^{\star}$ иногда используют диффузионные критерии Стентона и Прандтля: $St^{\star} = \frac{Nu}{Pe^{\star}}, \mathrm{Pr}^{\star} = \frac{Pe^{\star}}{\mathrm{Re}} = \frac{\nu}{D}$. Тогда уравнение имеет вид

$$\frac{C}{C_H} = f(St^{\star}, \mathrm{Pr}^{\star}, Ho, Eu, \mathrm{Re}, Fr) \qquad (5.4\ \text{а})$$

Критерий Но имеет существенное значение лишь при исследовании неустановившихся движений жидкости. Если изучается стационарный режим, то критерий Но выпадает из условий подобия. Число критериев

сокращается, если можно пренебречь сжимаемостью жидкости, в этом случае уравнение подобия записывается в форме

$$\frac{C}{C_H} = f(St^{\star}, \Pr^{\star}, \mathrm{Re}, Fr) \qquad (5.4\ б)$$

Для физического моделирования необходимо, чтобы соблюдение:

- подобия геометрических параметров, определяющих конфигурацию камеры;
- подобия граничных условий расхода растворителя, толщины пристенного потока;
- одинаковости физических характеристик и модельных образцов соли и растворителя.

Обычно экспериментальные исследования проводятся на природных образцах соли. Уравнение, связывающее определяемые величины с влияющими факторами, необходимо искать в виде зависимости от критериев Пекле, Фруда и Прандтля. Таким образом, используя природные материалы, диапазоны температур и краевые условия, идентичные натурным, возможность моделирования определяем соблюдением чисел подобия Pe*(Re) и Fr. Для области свободной конвекции эта возможность зависит от соблюдений числа Грасгофа $Gr = Ar \cdot Re^2$, (где Ar – критерий Архимеда) откуда сразу следует, что при геометрических масштабах, отличных от 1, подобие обеспечить не удается. Исследованиями было показано, что приближенное подобие обеспечивает удовлетворительные для практики результаты. Исследования на моделях позволили выявить гидродинамическую схему потоков в камере растворения. Установлено наличие в каждом растворе двух независимых видов потоков. Потоки одного вида вызваны всплыванием и растеканием вдоль потолка камеры вводимого растворителя, а потоки другого вида — перемещением рассола в соответствии с его плотностью.

Один из основных показателей, лежащих в основе проектных расчетов — средняя радиальная скорость растворения соли — зависит от концентрации растворителя, его температуры, наклона поверхности растворения и других факторов. В критериальном виде эти зависимости имеют вид

$$Nu = 0{,}1(Gr \Pr \sin\theta)^{\frac{1}{3}} \qquad (5.5\ а)$$

при углах наклона поверхности растворения $\theta < 90\ °$,

$$Nu = 0{,}1[Gr \Pr \sin(\theta - 100)]^{\frac{1}{3}} \qquad (5.5\ б)$$

при $100° \le \theta \le 180°$.

Уравнения (5.5) справедливы при свободно-конвективном растворении соли в турбулентном режиме.

Подземная выплавка серы (ПВС). Процесс подземной выплавки серы представляет исключительно сложное явление, характеризуемое течением двух несмешивающихся жидкостей — горячей воды и жидкой серы в зоне плавления, вытеснением горячей водой холодной пластовой жидкости вне зоны плавления, теплопереносом в пласте, подвижными границами зон плавления, фазовым переходом твердой серы в жидкое состояние и др. Ограничимся рассмотрением гидродинамических явлений, происходящих в зоне плавления.

Поверхностное натяжение на границе контакта жидкостей и твердого тела описывается уравнением капиллярного скачка:

$$P_{\hat{a}} - P = \varphi \cos\theta \sqrt{\frac{m}{K^{\hat{a}}}} J(\sigma), \tag{5.6}$$

где φ — поверхностное натяжение, θ — краевой угол смачивания, $J(\sigma_в)$ — безразмерная функция Леверетта.

Критерии подобия могут быть получены из уравнений фильтрации

$$\begin{gathered} \frac{V_c \tau}{l} = \pi_1; \frac{V_в \tau}{l} = \pi_2; \frac{P_c K}{\mu_c l V_c} = \pi_3; \frac{P_в K}{\mu_в l V_в} = \pi_4; \\ \frac{K \rho_c g}{\mu_c V_c} = \pi_5; \frac{K \rho_в g}{\mu_в V_в} = \pi_6; \frac{P_c \sqrt{K}}{\varphi \cos\theta} = \pi_7; \frac{P_c}{P_в} = \pi_8. \end{gathered} \tag{5.7}$$

Безразмерные величины m, $\sigma_в$, $K_в$, K_c, $J(\sigma_в)$ сами являются критериями подобия. Согласно второй теореме подобия, из 18 физических величин, входящих в уравнения, можно образовать 16 критериев подобия. Таким образом, недостает 2 критериев подобия. В теории нефтяной подземной гидродинамики эти критерии предлагается получить из анализа размерностей. Этими критериями являются: $\pi_9 = \frac{l}{\sqrt{K}}$, учитывающий влияние гидродинамических сил на распределение жидких фаз в порах, и $\pi_{10} = \frac{\rho_{\hat{a}} l \sqrt{K}}{\mu_{\hat{a}} \tau}$ — аналог критерия Рейнольдса для пористой среды.

Рассмотрение полученной системы критериев подобия показывает, что невозможно подобрать параметры модели, обеспечивающие равенст-

во критериев натуры и модели. Например, нельзя добиться сохранения значения критерия $\frac{l}{\sqrt{K}}$ и одновременно удовлетворить критериям Рейнольдса и критериям π_5 или π_6, учитывающим влияние гравитационных сил. При одинаковости свойств жидкостей из одного критерия следует, что скорости их движения прямо пропорциональны, а из другого — пропорциональны корню квадратному из *K*. Следовательно, возможно лишь приближенное моделирование процесса ПВС, основанное на исключении ряда критериев, влияние которых на процесс незначительно.

Исходной при проектных расчетах служит зависимость количества продукции, добываемой из скважин, от времени ее отработки при различных расходах рабочих агентов, сеток скважин и других параметров в различных горно-геологических условиях.

По этой зависимости определяют прочие технологические показатели отработки, например такие, как удельные затраты теплоносителя и коэффициент извлечения.

Подземное выщелачивание. Селективное фильтрационное выщелачивание полезного компонента из твердой фазы, например кислотное выщелачивание урана или фосфора, может быть описано системой уравнений

$$\left.\begin{aligned} &\frac{\partial C_T}{\partial \tau} = D_{\text{м}} C_T^n C_{\text{ж}}; \\ &\frac{\partial C_{\text{ж}}}{\partial \tau} + v\frac{\partial C_{\text{ж}}}{\partial x} - a\frac{\partial C_T}{\partial \tau} = 0 \\ &C_T(x,0) = C_{T_0}, C_T(v\tau,\tau) = C_0, C_{\text{ж}}(0,\tau) = C_{\text{ж}0}, \end{aligned}\right\} \qquad (5.8)$$

где $C_{\text{т}}$, $C_{\text{ж}}$ — концентрации полезного компонента в твердой фазе и реагента; $D_{\text{М}}$ — коэффициент массоотдачи; α и *n* — постоянные; $C_{\text{о}}$ — начальное содержание целевого вещества; $C_{\text{жо}}$ — концентрация реагента на входе в залежь; *x*, *t* — координата, время, *v* — скорость потока реагента.

Первое уравнение описывает взаимодействие твердой фазы с реагентом и является уравнением кинетики гетерогенной реакции. Второе — связывает изменение концентрации реагента в массиве с течением химической реакции и движением реагента по залежи. Показатель степени n определяется экспериментально, и численное его значение лежит обычно в пределах $0 < n < 1$.

Решение включает две стадии: первую — если в начальном сечении имеется некоторое количество полезного ископаемого — и вторую — если образовалась зона полного выщелачивания. Общее решение получено ме-

тодом характеристик в виде степенных рядов, причем граница зоны полного выщелачивания целевого компонента перемещается по пласту по линейному закону $l = V(\tau - \tau_n)$, где τ_n — время полного выщелачивания в начальном сечении; V — скорость пепемещения передней границы области полного выщелачивания $V = v/(1 + \eta)$, $\eta = \alpha C_0/C_{ж0}$, $\tau_n = C_{T_0}^{1-n}/[KC_{ж_0}(1-n)]$.

Так как $V<v$, ширина зоны, где происходит процесс выщелачивания, увеличивается.

Полученные результаты остаются в силе и для радиального случая, если принять

$$x = r_2 - r_0^2,\ u = Q/(\pi h),\ l = R_2 - r_0^2,$$

где r и R — текущие значения радиусов; r_0 — начальный радиус, Q — расход реагента, h — мощность пласта. Целесообразно аппроксимировать показатель степени n таким образом, чтобы решение системы уравнений (5.23) не содержало рядов. Это возможно, если $n = m/(1 + m)$, m — целое число.

Концентрация полезного компонента в жидкой фазе

$$C = \beta(1 - \frac{C_ж}{C_{ж_0}}),$$

где β — постоянная.

Соответствующие искомые зависимости, полученные из решения системы уравнений (5.8), для $m = 1$ представлены на рис. 5.3 *а, б*. Характер их определяется главным образом параметром η, причем при $\eta > 1$ существует некоторый временной интервал, в течение которого содержание полезного компонента в отбираемом растворе практически постоянно.

Стохастический анализ геотехнологических процессов. Как уже отмечалось, из-за многообразия горногеологических факторов и местных условий, сказывающихся на параметрах методов скважинной геотехнологии, детерминированные модели процессов позволяют оценивать показатели только по порядку величин для некоторых средних значений влияющих переменных. Этого, как правило, оказывается достаточным при выдаче исходных данных для проектирования предприятий. В процессе эксплуатации их показатели могут значительно отличаться от средних значений как из-за отличия горногеологических условий, так и из-за неучета детерминированными моделями ряда факторов что затрудняет управление процессом добычи.

Задача может быть решена, если применить так называемые стохастические (вероятностные) методы. На примере подземной выплавки покажем некоторые возможности использования данного подхода.

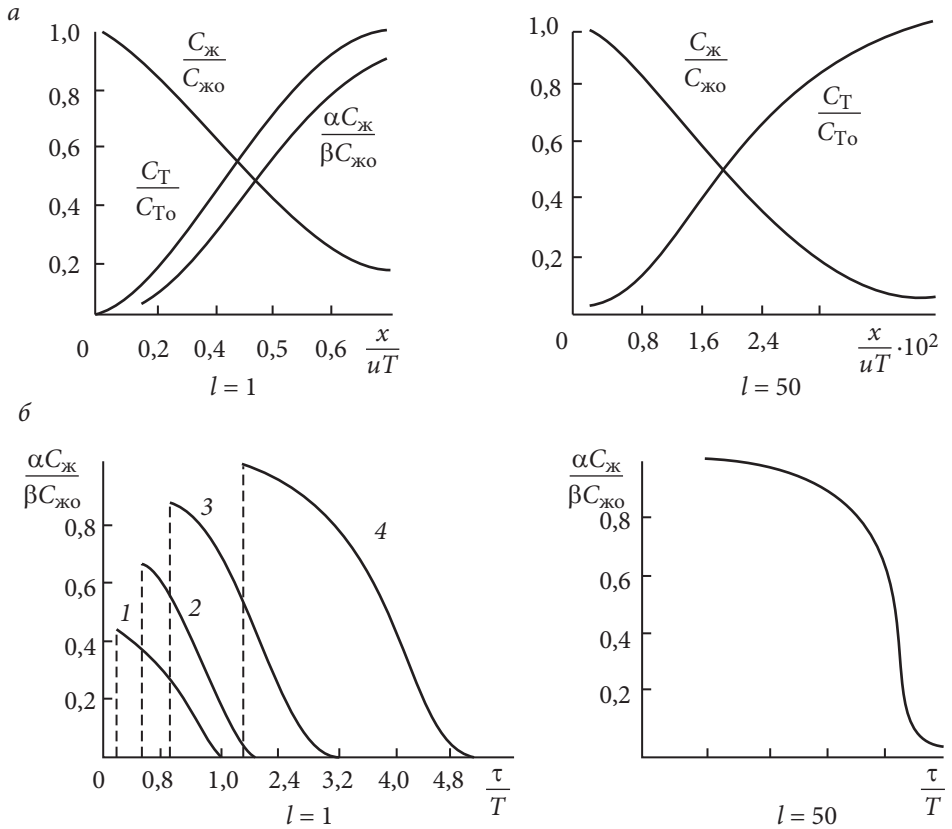


Рис 5.3. Графики зависимости безразмерного содержания полезного компонента в твердой фазе ($C_т/C_{то}$) и растворе $\alpha C/\beta C_{жо}$ и концентрации реагента ($C_ж/C_{жо}$) от расстояния при $\tau = \tau_n(a)$ и зависимость безразмерного содержания полезного компонента в жидкой фазе от времени (б):

1, *2*, *3*, *4* — соответственно при $x/(uT)$=0,25, 0,5; 1 и 2

Объектами вероятностных методов моделирования в зависимости от целей могут служить серодобычные скважины, блоки скважин, участки месторождений и предприятие в целом. Под блоками понимаются группы скважин, объединенных по территориальному признаку, времени отработки, сетке расположения.

Участок представляет самостоятельную производственную единицу, отрабатывающую достаточно обширную площадь месторождения, включающую группу блоков серодобычных скважин. Участки могут разниться по административному подчинению, моменту начала отработки, территориальному расположению, горногеологическим условиям.

Одной из основных предпосылок стохастического анализа является наличие предварительной гипотезы о взаимосвязях между исследуемыми

Таблица 5.1

Исходная информация по отработанным блокам Язовского рудника ПВС

№№ пп	№№ блоков	Мощность пласта, м	Начальная приемистость, м³/час	Запасы серы тыс. т	Сетка скважин, м	Удельный расход теплоносителя м³/m	Извлечение серы, %	Добыча, т	Расчетная величина удельного расхода теплоносителя, *mVt*
1	1	11,4	15,11	430,6	54,3	19,79	43,20	186020	13,9
2	4	15,1	12,08	585,9	42,1	12,87	61,17	358419	9,9
3	5	12,9	14,58	423,5	51,1	15,51	42,57	180288	14,0
4	7	11,9	14,45	729,6	45,4	18,85	45,36	330958	13,2
5	9	11,8	18,98	209,0	72,8	21,39	31,12	65053	19..0
6	10	11,1	11,93	139,6	38,4	34,51	23,56	32900	24.9
7	11	17,0	11,95	830,9	50,2	15,82	38,88	323046	15,3
8	12	8,9	15,65	359,8	50,6	15,40	52,52	188991	11,5
9	13	9,2	12,90	793,2	65,9	15,25	52,00	253839	18,5
10	14	13,3	13,15	938,2	51,5	24,91	16,79	157552	34,8
11	15	7,7	14,43	418,5	47,5	37,75	25,95	108592	22,7

переменными, которая представляет собой неформальную логическую модель изучаемого процесса, выражающую представления технологов о его физической сущности. В качестве такой зависимости на первом этапе изучалось существование связи между переменными в виде уравнения множественной регрессии.

Рассмотрим в этой связи данные эксплуатации Язовского рудника ПВС. В качестве факторов-аргументов были выбраны: x_1 — средняя мощность залежи, м; x_2 — средняя водоприемистость, м^3/ч, x_3 — запасы, x_4 — расстояние между скважинами. В качестве зависимых переменных были приняты добыча со скважины — y_3, удельный расход теплоносителя — y_1 и извлечение — y_2. Численное значение исходной информации дано в табл. 5.1.

Матрица парных коэффициентов корреляции, характеризующая статистическую независимость выбранных факторов, приведена в табл. 5.2.

Анализ матрицы парных коэффициентов корреляции, характеризующая статистическую независимость выбранных факторов показал, что небольшая статистическая связь имеется между мощностью залежи и водоприемистостью, а также между водоприемистостью и расстоянием между скважинами.

Тем не менее была сделана попытка построения модели в виде уравнения множественной регрессии по имеющейся информации. Наилучшие результаты относительно y_1 показало выражение в виде полинома второго порядка

$$y_1 = a_0 + \sum_{i=1}^{4} a_i x_i + \sum_{i=1}^{4}\sum_{j=1}^{4} a_{ij} x_{ij}.$$

Таблица 5.2

Матрица коэффициентов парных корреляций

Параметры	Мощность	Расход теплоносителя	Запасы	Сетка	Удельный расход
Мощность	1,0000				
Расход теплоносителя	-0,4451	1,0000			
Запасы	0,2723	-0,6611	1,0000		
Сетка	-0,5044	0,5292	-0,2684	1,0000	
Удельный расход	-0,2347	0,7853	-0,3893	0,4807	1,0000

При этом использовались программы с отсевом несущественных факторов. Отсев осуществлялся по двум вариантам. В первом — анализировалась существенность коэффициентов регрессии факторов по критерию Стьюдента, во втором — осуществлялось поочередное добавление факторов по критерию Фишера. В результате обработки информации по первому способу оказалось, что из 14 факторов, входящих в модель, несущественным признан только один — мощность пласта x_x. При этом коэффициенты модели есть: a_0 = –511,9; a_1 = 0; a_2 = 117,5; a_3 = 13,5; a_4 = –10,0; a_{11} = 0,21; a_{22} = –4,2; a_{33} = 1,7; a_{44} = 0,09; a_{12} = –2,2; a_{13} = –0,9; a_{14} = 0,5; a_{23} = 1,8; a_{24} = 0,1; a_{34} = –1,0.

Средняя ошибка аппроксимации (в процентах) не превышает 1,5 %. Коэффициенты множественной корреляции и детерминации близки к единице; средняя квадратическая ошибка оценки по уравнению — менее 0,3 и остаточная дисперсия — менее 0,1. Максимальная абсолютная ошибка аппроксимации составляет менее 4 %.

При анализе информации по второму варианту из 14 факторов значимыми признаны:

$$x_1 - x_9, x_{11} \text{ и } x_{14}.$$

При этом коэффициенты уравнения регрессии таковы: a_0 = –390; a_1 = –6,23; a_2 = 110,9; a_3 = 31,38; a_4 = -11,89; a_{11} = -2,26; a_{22} = -31,12; a_{33} =1,24; a_{44} = 12,57; a_{12} = –8,88; a_{13} = 14,92; a_{14} = 14,92; a_{34} = -9,9.

Средняя ошибка аппроксимации по этому уравнению не превышает 1,3 % при средней квадратической ошибке равной 0,92. Наименьшая абсолютная ошибка менее 6 %. Коэффициенты множественной детерминации и корреляции близки к единице, а расчетные значимости уравнения регрессии и коэффициента множественной корреляции значительно превышают табличные значения *F* и *T* критериев.

Отметим, что уменьшение числа факторов резко снижает качество моделей. Так, уже модель, использующая на один фактор меньше предыдущей, дает абсолютное отклонение до 66 % при средней ошибке аппроксимации около 18 %. При этом значимости уравнений регрессии и коэффициента множественной корреляции ниже табличных.

Близкие результаты получены и для других зависимых переменных — извлечения (y_2) и добычи со скважины (y_3). Удовлетворительные модели получены в виде полиномов второй степени, причем существенную роль играют члены, выраженные через смешанные произведения факторов.

Дополнительное изучение исходного материала позволило установить, что весь набор исследуемой информации может быть условно разделен на

две части. Ряд блоков характеризуются относительно низким (менее 26%) извлечением и считаются неотработанными до конца. Они и дают наибольшее рассеяние. Если их отсеять как непредставительные, то уравнения регрессии могут быть получены в виде полинома первого порядка:

$$y_i = a_{oi} + \sum_{j=1}^{4} a_{ij} x_j, (i = 1,2,3).$$

Анализ нормированных коэффициентов регрессии, определяющих значимость каждого фактора, свидетельствует о превалирующем влиянии на удельный расход теплоносителя приемистости скважин. Причем с ростом расхода теплоносителя возрастает его удельный расход. Таким образом, для эффективного ведения процесса его расход должен быть близок к теоретически установленной минимальной величине (8—10м^3/час).

Вслед за расходом горячей воды на значение удельного расхода примерно равнозначно влияют мощность пласта и запасы, приходящиеся на одну скважину. Последней по степени влияния является сетка скважин.

Коэффициент извлечения больше всего зависит от сетки скважин, затем от запасов и мощности залежи. И в наименьшей степени от приемистости. Причем все коэффициенты корреляции отрицательны. Следовательно, целесообразно испытать вариант отработки с более густой сеткой скважин.

Добыча из блока скважин, как и следовало ожидать, возрастает с увеличением запасов. Для остальных факторов коэффициенты корреляции отрицательны. Причем наиболее существенно влияние сетки скважин.

Таблица 5.3

Коэффициенты регрессии линейного уравнения

Зависимая переменная	**Индекс**	**Коэффициенты регрессионного уравнения**					**Нормированные коэффициенты регрессионного уравнения**				**Коэффициент множественной корелляции**
Удельный расход	1	-3,89	0,20	1,03	0,29	0,04	0,20	0,94	0,22	0,14	0,82
Коэффициент извлечения	2	110,44	-0,93	-0,62	-1,29	0,76	-0,27	-0,17	-0,29	-0,85	0,80
Добыча	3	26,25	-0,06	-0,3	3,21	0,38	-0,02	-0,01	0,72	-0,42	0,93

Как общий вывод из проведенных исследований следует:

1. Расстояние между скважинами в блоках и расход теплоносителя завышены и для улучшения технико-экономических показателей отработки их целесообразно уменьшить.

2. Регрессионное уравнение в виде полинома первой степениможет служить основой для оценки и прогнозирования основных показателей процесса при коэффициенте извлечения в блоках более 30 %.

Контрольные вопросы и задания:

1. В чём состоят особенности ФХГ как объекта исследования и управления?
2. Каким закономерностям подчиняется движение флюидв?
3. Что такое скорость фильтрации проницаемости?
4. Дайте определение понятию пористость, просветность, насыщенность.
5. Перечислите последовательность разборки и внедрения ФХМГ
6. Какие вы знаете виды моделирования?
7. Что понимается под понятием «модель» и «моделирование»?
8. Каковы преимущества математического моделирования?
9. Что такое подобие, и какие виды его вы знаете?
10. Что такое критерии подобия?
11. Что такое уравнение подобия?
12. Какие способы вывода критериев подобия вам известны?

Литература

1. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология. – М., издательство Московского горного университета, 2001.

2. Басниев К.С., Дмитриев Н.М., Розенбург Г.Д. Нефтегазовая гидромеханика. –М., АНО «Институт компьютерных исследований» 2003.

3. Веников В.А. Теория подобия и моделирования. Изд. 2-е, М., Высшая школа, 1976.

4. Корбанов Г.П. Учебное пособие по курсу оптимальное планирование эксперимента. Элементы теории подобия и моделирования. Основы планирования эксперимента. —М.: Изд-во МЭИ, 1991. Ч. 1. 114 с.

5. Кугателадзе С.С. Анализ подобия и физические модели. АН СССР. Сиб. Отд. Ин-тут теплофизики. — Новосибирск: Наука, 1986. 295 с.

6. Резниченко С.С., Ашихмин А.А. Математические методы и моделирование в горной промышленности. — М.: Изд-во МГГУ., 1997, 403 с.

7. Хчеян Г.Х., Нафтулин И.Г., Глухов Б.П. Моделирование в геотехнологии. М., ГИГХС, 1973.

8. Хчеян Г.Х., Нафтулин И.Г. Геотехнологическис процессы добычи полезных ископаемых. М., Недра. 1987.

6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

Технология — это сумма знаний о преобразовании одних предметов в другие. Добыча и переработка сырья при ФХМГ состоит из ряда взаимосвязанных процессов. Теория этих процессов изучается в разных дисциплинах. В составе технологии как совокупности процессов производства лежит техника — совокупность средств для осуществления этих процессов.

Технология построенная на механическом воздействии на предмет труда (в данном случае полезное ископаемое) по своей сути многооперационная, что затрудняет ее полную автоматизацию, в том числе управление процессом добычи с обратной связью. На современном этапе необходимо не просто совершенствование технологий, необходима разработка новых технологических систем.

Методы ФХГ изменяет сам способ воздействия на предмет труда, так как предмет труда, может быть переведён из одного состояния в другое с минимальным количеством операций, что позволяет его полностью автоматизировать.

Технологическая перестройка на базе процессов ФХГ требует изменения всего производственного процесса, использования новых устройств, для ведения технологии добычи. В то же время, технологическая система добычи при ФХМ формируется на базе главной технологической операции, в процессе которой происходит преобразование предмета труда. Но для выполнения главной операции необходим ряд основных (подготовительных и заключительных) около которых возникают обеспечивающие операции без которых не возможно ведение главного процесса технологии.

В.С. Мучник в зависимости от проникновения в структурувещества выделил пять уровней развития технологий: 1) макробиологический уровень (механическое воздействие на предмет труда); 2) микротехнологический уровень (использование труктуры материалов); 3) молекулярный

уровень (химическая, микробиологическая); 4) атомного уровня (строение атома, его свойства); 5) технология атомного ядра (АЭС). Необходимо заметить, что по мере углубления уровнятехнологии, рустут затраты на ее научное обеспечение, поскольку чем больше наукоемкие технологии, тем они универсальнее и эффективнее.

В ФХГ ограничена возможность использования метода аналогий в подборе технологических решений, так как многообразие условий залегания и нестандартность минерального сырья затрудняет использование имеющегося опыта. Именно поэтому требуется поиск новых технологических решений практически в каждом новом проекте разработки месторождений.

Критерием оценки технологической схемы (особенно в условиях рынка) является экономика. Могут быть и другие критерии. В.И. Вернадский высказал идею о единой мере всех естественных производительных сил. Он считал, что только при этом условии можно подойти к энергетической картине окружающей человека природы с точки зрения потребностей его жизни. Н.М. Федоровский проводит идею оценки затрат на добычу полезных ископаемых по их энергетическим показателям. В ее основе лежит классификация полезных ископаемых по энергоемкости добычи тонны сырья. А.Ф. Капустинский считал, что использование идей Н.М. Федоровского должно опираться на физико-химическое изучение технологических процессов.

При выборе технологической схемы необходимо пользоваться экономическими критериями, учитывающими возможный минимум операций, минимум потерь, минимум затрат и минимума воздействия на окружающую среду.

6.1. Технологические принципы процесса добычи

Весь технологический процесс добычи можно подразделить на отдельные процессы, причем критерием их классификации может быть цель, для достижения которой предназначен данный процесс. Основные операции современных геотехнологических методов и цели их осуществления приведены в табл. 6.1.

Большинство процессов хорошо изучено, и для определения их параметров разработаны теоретические основы и методы расчета. В то же время (в отличие от фундаментальных наук, где на основе известных законов можно найти одно определенное решение) в горном деле прежде всего

Таблица 6.1

Технологические операции процесса

Операции	Цель
Эксплуатационная разведка	Уточнение физико-геологической обстановки; получение характеристик рудного тела и вмещающих пород; уточнение запасов; выделение разностей руд; определение гидрогеологических параметров скважин и пласта.
Вскрытие месторождения	Бурение, подготовка и оборудование добычных скважин для обеспечения доступа рабочих агентов к рудному телу; детализация строения и состава_рудного тела
Подготовительные работы	Прокладка подъездных дорог, сети электроснабжения, трубопроводов, устройство участковых контрольно-распределительных пунктов (КРП)
Производство рабочих агентов	Обеспечение добычного участка рабочими флюидами
Очистная выемка, доставка, подъем	Перевод полезного компонента в подвижное состояние; управление процессом добычи: доставка к скважине и выдача продуктивного флюида на поверхность
Управление горным давлением	Контроль и управление сдвижением горных пород и поверхности для обеспечения безопасности ведения горных работ и полноты извлечения полезного ископаемого
Транспорт	Транспортирование добытых продуктов от добычных скважин на склад или фабрику
Переработка и складирование	Переработка добытых флюидов, регенерация рабочих флюидов. Размещение в хранилищах отходов и продуктов
Рекультивация	Вовлечение отторженных горными работами земель в использование, восстановление ценности поверхности земли

нужно учитывать экономику метода, обусловленную местом и временем проведения горных работ.

Часто рекомендации, основанные на физико-химических законах, могут оказаться далекими от оптимальных. Так, например, процесс ПГУ на первой стадии строили из условия подобия с наземной газификацией, когда для создания максимально развитой поверхности контакта угольный пласт предварительно дробили на куски, так как скорость превращения пропорциональна величине поверхности контакта. Но такой процесс не обеспечивает нужных результатов, и современная подземная газификация ведется в канале нераздробленного угольного пласта.

Создавая процесс, прежде всего необходимо руководствоваться поиском решений рациональных с технической и экономической точек зрения, т.е. достичь максимального извлечения полезного ископаемого при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах.

Согласно технологическим принципам, которые утверждают, что процесс должен вестись при: возможно более высокой движущей силе и наилучшем использовании разности потенциалов на каждом этапе технологического процесса; 1) наибольшем извлечении; 2) наилучшем использовании энергии; 3) наилучшем использовании оборудования; 4) технологической соразмерности и оптимизации параметров процесса; 5) допустимом воздействии на окружающую среду; 6) создании наиболее комфортных условий труда; 7) с учетом экономического эффекта.

Движущая сила — это разность потенциалов, характерных для данного процесса, которая выражает удаленность систем от состояния равновесия. Например, для массообмена движущая сила — разность концентраций; для теплообмена — разность температур, для электрического тока — разность напряжений, а разность давлений — движущая сила для превращения этой работы в кинетическую энергию поля. Остальные принципы фактически не требуют пояснений, но требуют учета и оценки при разработке технологии добычи.

6.2. Методический принцип ФХМГ

Проблема генезиса месторождений до сих пор интересовала только геологов, а не технологов, которые имели дело с конкретным месторождением и разрабатывали его традиционной технологией. **Современному геотехнологу необходимо «конструктивное» понимание генезиса, чтобы понять его и воспроизвести обратный процесс в технологии добычи полезного ископаемого.**

В ФХГ общий методологический принцип «трехаспектного единства» основан на постулате, что ни одно явление, процесс, технологическая схема добычи полезных ископаемых ФХМГ не могут быть адекватно описаны и объяснены вне системы трех координат: геолого-гидрогеологических, физико-химических и технолого-экономических, включающих в себя экологические аспекты. Иначе говоря, для реализации данного принципа необходимо рассматривать эти«координаты» в качестве активно взаимодействующих факторов.

Контрольные вопросы и задания:

1. Дайте определение техники и технологии добычи полезных ископаемых?
2. Какие принципы заложены в технологию добычи?
3. На чём основан методологический принцип ФХМГ?

7. СРЕДСТВА ДОБЫЧИ И УПРАВЛЕНИЯ

7.1. Оборудование предприятий

При добыче полезных ископаемых ФХМГ используется различное оборудование (**точнее средствами добычи, переработки и управления) всевозможные машины, механизмы и устройства, связанные технологической схемой добычи и предназначенные для отделения, подъема и транспортирования добытого продукта, его переработки, а также для контроля и управления технологическим комплексом.** Естественно, что тип и параметры этого оборудования существенно влияют на технико-экономические показатели технологии. В то же время выбор и расчет оборудования для каждого метода индивидуален.

Оборудование для геотехнологических методов добычи подразделяется по назначению и расположению в технологической схеме на шесть основных групп: **для сооружения скважин; производства рабочих агентов; поверхностного обслуживания скважин; добычи полезных ископаемых; транспортирования и предварительной переработки продуктов добычи на поверхности; контроля технологического процесса; АСУ.**

Для определения специфических особенностей всего оборудования указанных классификационных признаков недостаточно. Поэтому некоторые группы разделены на подгруппы, которые отличаются способом производства рабочих агентов (типом рабочих агентов), методами воздействия на полезное ископаемое, подъема и транспортирования его.

Рассмотрим оборудование для сооружения скважин, включающее: буровые установки, цементационные агрегаты, оборудование для подготовки скважин, средства для изучения полезного ископаемого и вмещающих пород. Тип буровой установки выбирается в зависимости от глубины и диаметра скважин, а также крепости пород (см. гл. 8). Диаметр скважины

определяет тип специального добычного оборудования (гидромонитор, эрлифт, погружные нагреватели и др.). Для обсадки скважин используются металлические и неметаллические трубы, выпускаемые промышленностью. Цементация и опрессовка скважин производятся с помощью цементационных агрегатов и высоконапорных насосов.

В некоторых случаях для изменения фильтрационных свойств залежи проводится обработка призабойной зоны скважин (прострелы скважин, гидроразрыв, химическая обработка забоя и др.). При этом используется такое оборудование, как кумулятивные перфораторы, поршневые насосные агрегаты, кислотовозы и др.

Для изучения свойств залежи используются скважинные геофизические снаряды (резистивиметры, термометры и др.), оборудование для наливов и откачек (регулировочные баки, водовозки, мотопомпы, передвижные компрессорные агрегаты, эрлифты и др.), глубинные манометры, дебитометры, расходомеры и др.

Оборудование для производства рабочих агентов представлено насосными агрегатами для создания высокого напора воды, нагревательными установками для горячей воды и пара, компрессорными и воздуходувными устройствами для производства сжатого воздуха, приспособленного для выработки растворов щелочей и кислот необходимой концентрации, регенерационными установками для регенерации растворителя и др. Для обслуживания скважин на поверхности используют монтажное оборудование технологических трубопроводов и обслуживания эксплуатационных скважин. Наземные трубопроводы монтируют при помощи трубоукладчиков. Для обслуживания эксплуатационных скважин, задействуют специальные самоходные агрегаты, манипуляторы для СГД, стационарные монтажные вышки, подъемники.

Добычное оборудование включает следующие два типа оборудования: для отделения от массива и доставки полезного ископаемого к забою скважины и для подъема его на поверхность. К первому типу относятся колонны перфорированных труб, скважинные гидромониторы, скважинные нагреватели (горелки, электронагреватели), вибраторы, скважинные излучатели и др. Ко второму типу оборудования относятся: подъемники, эрлифты, гидроэлеваторы, погружные насосы, колонны эксплуатационных труб.

Транспортирующее оборудование предназначено для доставки продуктов добычи от устья скважины до склада или места дальнейшей переработки. Сюда относятся насосные агрегаты, компрессорные и газовоздушные агрегаты, сгустители, классификаторы, обезвоживатели, трубы,

арматура и др. В некоторых случаях транспортируются рабочие агенты и продукты добычи однотипным оборудованием.

Иногда возникает необходимость частичной переработки добытого продукта, его очистки от вредных примесей или проведения промежуточной стадии обогащения. Эти мероприятия осуществляются на специальных установках: цементационных ваннах, фильтровальных установках, сорбционных колоннах, экстракционных установках, гидроциклонах, обезвоживателях и др. Тип установки зависит от вида добываемого полезного ископаемого, физико-химических свойств соединений, в виде которых полезный компонент находится в извлекаемом продукте, а также от требований, предъявляемых к конечному продукту добычи. К этой же группе можно отнести погрузочное и складское оборудование, объединяющее комплекс средств, использующихся при складировании полезного ископаемого на поверхности и отгрузке его потребителю (всевозможные экскаваторы, грейферные погрузчики, краны и другое вспомогательное оборудование).

Контроль технологических параметров (расход, давление и температура, концентрации рабочих агентов, подаваемых в скважину, те же параметры извлекаемого полезного компонента, положение запорной и регулирующей арматуры, уровень жидкостей, состояние агрегатов-рабочее или нерабочее и др.) обеспечивается контрольно-измерительными приборами: расходомеры, термопары, манометры, дифманометры и др., средства автоматизации (датчики, усилители, преобразователи, исполнительные механизмы).

7.2. Оборудование добычных скважин

Оборудование добычной скважины — спуск в нее колонн эксплуатационных труб и устройств, для добычи. Каждый геотехнологический метод требует определяемого оборудования добычных скважин.

Обсадные трубы предназначены для закрепления стенок скважин и изоляции промежуточных водонасыщенных горизонтов, а также для перекрытия отдельных участков скважины для их последующего опробования или разработки. В качестве обсадных обычно используются стальные бесшовные трубы с резьбой и муфтами к ним. При подземном выщелачивании используются специальные трубы, стойкие в агрессивных средах (асбестоцементные или полиэтиленовые). Толщина обсадных металлических труб 10—8 мм, длина 8—10 м. Иногда при бурении в рыхлых, не-

устойчивых породах обсадные трубы двигаются вместе с буровым снарядом. Соединение этих труб между собой осуществляется «труба в трубу», т.е. на одном конце трубы нарезается внутренняя резьба, на другом внешняя. Для крепления стенок скважины больших диаметров используются сварные трубы. В зависимости от способа добычи для обвязки скважин используются трубопроводы для движения рабочих агентов и полезных компонентов. Типовые арматуры на оголовке скважин комплектуются задвижками, которые управляются пневматическим или электрическим приводом.

При (ПВС) добычные скважины оборудуются концентрически расположенными эксплуатационными трубами диаметром 6—8′′ для подачи воды, 3—4′′ для выдачи серы и дюймовыми трубками для подачи сжатого воздуха при откачке полезного ископаемого.

Интервалы водной и серной перфорации труб проектируются для каждой скважины индивидуально. Во избежание значительных потерь серы в недрах серная перфорация поднимается над уровнем почвы залежи на 0,3—1 м и опускается в зумпф на величину перебура. На расстоянии 150—300 мм от верха серной перфорации жестко устанавливается внешняя часть пакера (рис. 7.1). На расстоянии 300—1000 мм от пакера начинается водная перфорация, по которой в залежь нагнетается горячая вода. Длина водной перфорации не превышает 0,5—1,5 м и зависит от мощности залежи и приемистости скважины. Перфорация труб осуществляется круглыми отверстиями диаметром 18—20 мм, расположенными в шахматном порядке на расстоянии 80—100 мм один от другого. После монтажа колонны водоподающих труб в скважину опускают колонну труб для выдачи серы. На расстоянии 300—400 м от конца на колонну этих труб приваривают вторую (внутреннюю) часть пакера, которая отделяет колонну водоподающих труб.

Рассолодобычная скважина во многом подобна серодобычной. Колонна водоподающих труб

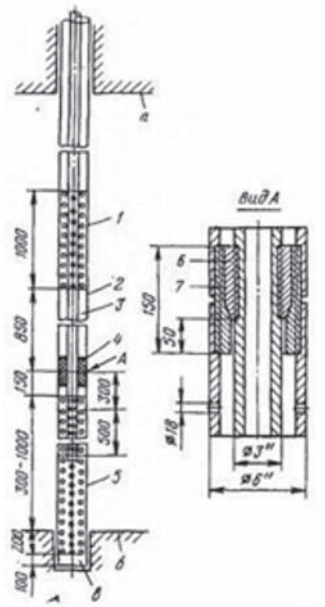


Рис. 7.1. Забойное оборудование добычной скважины при ПВС:

1 — верхняя перфорация; *2* — колонна водоподающих труб; *3* — колонна серовыдачных труб; *4* — разделительный пакер; *5* — нижняя перфорация; *6* — верхний пакер; *7* — гнездо пакера; *а* — кровля пласта; *б* — почва пласта; *в* — дно скважины

опускается до кровли предполагаемого гидровруба, а колонна рассолоподъемных труб — на 1,5 м ниже. Расстояние между башмаком и нижним концом колонны водоподающих труб равно высоте гидровруба. Колонна водоподающих труб свободно подвешивается к оголовку на устье скважины. На башмак этой колонны опирается колонна рассолоподъемных труб посредством отражательной муфты. Башмак предназначен для изменения вертикального направления движения воды (в трубах) в горизонтальное.

Выбор диаметра труб в основном зависит от диаметра скважины. Для уменьшения гидравлического сопротивления выбирают трубы возможно большего диаметра. Скважины оборудуются трубами непосредственно перед пуском в работу, так как из-за агрессивности среды нерационально консервировать оборудованную скважину. Процессу оборудования скважин трубами должно уделяться особое внимание, так как успех работы скважин зависит от надежной герметичности труб, поскольку негерметичность труб для подъема полезного ископаемого может повлечь за собой прорыв воды в трубы и нарушение режима работы. Трубы, соединенные при помощи электросварки, по сравнению с трубами, соединенными муфтами, имеют более надежную герметичность, меньшую стоимость, большую прочность на разрыв, меньшие гидравлические сопротивления и большее сечение межтрубного пространства.

Оборудование устья скважины заключается в обвязке колонн труб устьевой арматурой, которая герметизирует устье и обеспечивает возможность раздельного движения рабочих агентов (горячая вода, жидкая сера, воздух или вода, рассол, нерастворитель) в трубах. Устье может оборудоваться по разному, в зависимости от конкретных условий работы скважины. Наиболее простое и эффективное оборудование устья скважины для добычи серы, обеспечивающее проведение всех необходимых технологических операций и предусматривающее смещение труб в результате теплового линейного расширения, показано на рис. 7.2. Обвязка арматуры на устье скважины должна предусматривать возможность поступления горячей воды как в водоподающие, так и в серодобычные трубы.

На рис. 7.3 показана арматура скважины при добыче рассола методом гидровруба. Арматура позволяет, оперируя задвижками *1—4*, нагнетаемую воду направлять или в межтрубное пространство, или в рассолевыдачную трубу. Контрольные краны *5—7* позволяют отбирать пробы воды и рассола, а также оборудовать их манометрами. Труба *8* с задвижкой *9* служит для нагнетания нерастворителя. Все фланцевые соединения оголовка изготовляются заранее. Оголовок собирается в следующем порядке. На обсадную трубу навинчивают патрубок *10* с приваренным к нему фланцем *11*. После

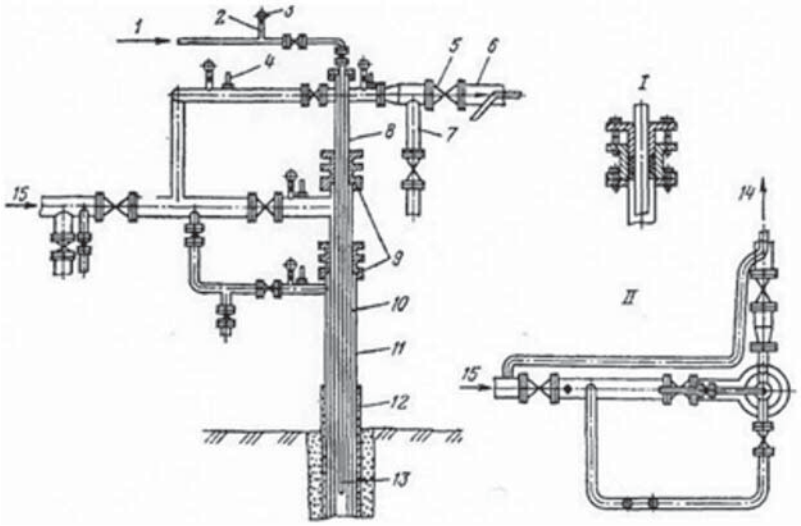
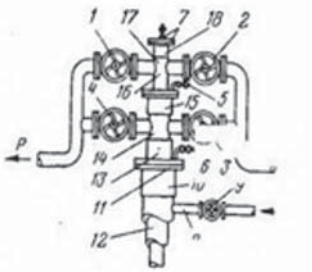


Рис. 7.2. Оборудование устья серодобычной скважины:
1 — сжатый воздух; *2* — трехходовой кран; *3* — манометр: *4* — термометр; *5* — задвижка;*6* . серопровод; *7* — патрубок для сброса давления из скважины; 8 — колонна серовыдачных труб; *9* — сальниковое уплотнение; *10* — колонна обсадных труб; *11* — колонна водоподающих труб; *12* — кондуктор; *13* — труба для подачи воздуха; *14* — сера: *15* — горячая вода; I — сальниковое уплотнение: II — вид сверху

Рис. 7.3. Устьевая арматура добычной скважины при подземном растворении солей



этого спускается труба *12* с навинченным наконец направляющим башмаком. При спуске колонны труб до заданной глубины щель башмака должна остановиться на уровне запроектированного гидровруба. На конец трубы навинчивается муфта .с фланцем *13.* в который ввинчивается патрубок *14* и муфта с фланцем *15.* После этого трубу *12* опирают посредством фланца *13* на фланец обсадной трубы. Затем спускается колонна рассолоподъемных труб до тех пор, пока отражательная муфта не упрется в башмак водоподающих труб. Наверху навинчивается муфта *16,* и к ней присоединяется патрубок-крестовик *17,* на который навинчивается муфта с глухим фланцем *18.* В заключение на все патрубки надеваются задвижки и подсоединяются соответствующие трубопроводы. После полной подготовки оголовка на устье скважины все оборудование испытывают на герметичность и промывают, подготавливая к пуску.

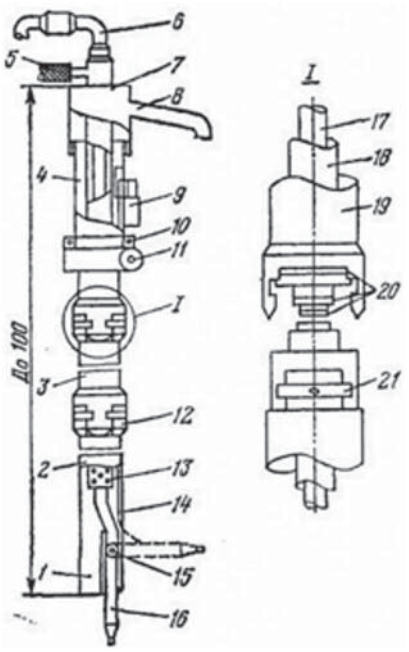


Рис. 7.4. Односкважинное секционное гидродобычное оборудование с соосным расположением труб:

1 — всас эрлифта; 2 — рабочая секция оборудования: 3 — промежуточная секция; 4 — верхняя секция: 5 — воздуховод: 6- водовод; 7 — воздухоотделитель эрлифта; *8* — слив; *9* — гндроцилиндр управления гидромонитором; *10* — хомут: *11* — поворотный механизм; *12* — стыковочный узел; *13* — форсунка эрлифта; *14* — тяга управления стволом: *15* — поворотное колено гидромонитора; *16* — гидромонитор; *17*, *18*, *19* — трубы воды, воздуха, пульпы; *20* — уплотнительное кольцо; *21* — фиксатор секции

Выбор СГД — оборудования, в основном. обусловлен свойствами рудного пласта, глубиной залегания и гидростатическими условиями. Для небольших глубин разработано несколько вариантов цельносварного одно- и двухскважинного оборудования (рис. 7.4), состоящего из гидромонитора и эрлифта или гидроэлеватора, управление которыми осуществляется со специального гидродобычного агрегата.

Для больших глубин создано секционное оборудование на быстроразъемных соединениях, работающее с помощью манипулятора или бурового станка. Совершенствование добычного СГД — оборудования связано с использованием высокого давления воды для размыва руды, применения гибких высоконапорных шлангов, подвижного всаса.

Основное оборудование для подземного выщелачивания связано с обустройством нагнетательных и откачных скважин. Технологические (эксплуатационные) скважины (рис. 7.5) оборудуются трубами, как правило, из неметаллических материалов (полиэтилен, полипропилен, винипласт, стеклопластик, фанера и т. д.).

Кроме этого, используются трубы и оборудование, изготовленные из армированных труб и шлангов. Полиэтиленовые трубы при опускании в скважину соединяют термосваркой встык или на резьбе. Забой нагнетательных скважин в интервале продуктивного горизонта оборудуется трубчатыми фильтрами с круглой и щелевой перфорацией, используются также сетчатые фильтры и гравийно-обсыпные фильтры.

Оголовки нагнетательных скважин, работающих в режиме свободного налива, снабжены запирающим поплавком при отсутствии газовых выбро-

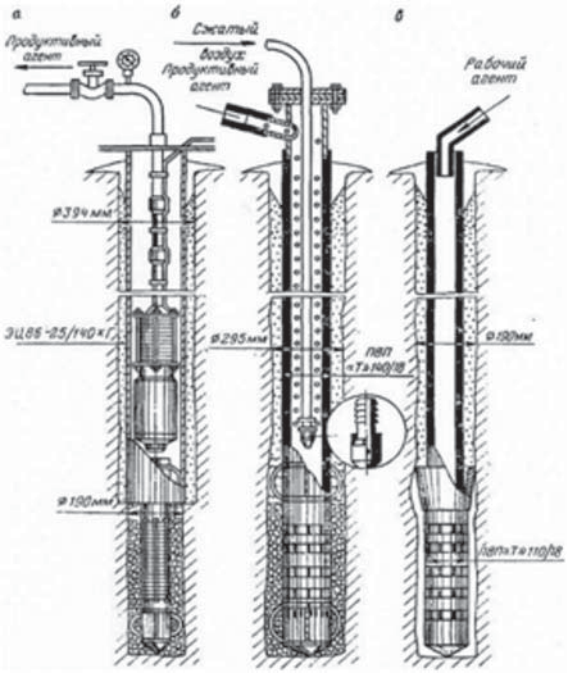


Рис. 7.5. Оборудование скважин ПВ:
а — откачная насосная; *б* — откачная эрлифта; *в* — закачная

сов или специальным запорным устройством с клапаном для выпуска газовых выбросов. Нагнетательные скважины, работающие в напорном режиме, также оборудуются поплавковым клапаном, открывающимся при давлении газов, превышающем давление рабочих флюидов (рис. 7.6).

Продукционные растворы из откачных скважин поджимаются с помощью погружных насосов или эрлифта. Устья откачных скважин оборудуются сепараторами для отделения газов и механических взвесей.

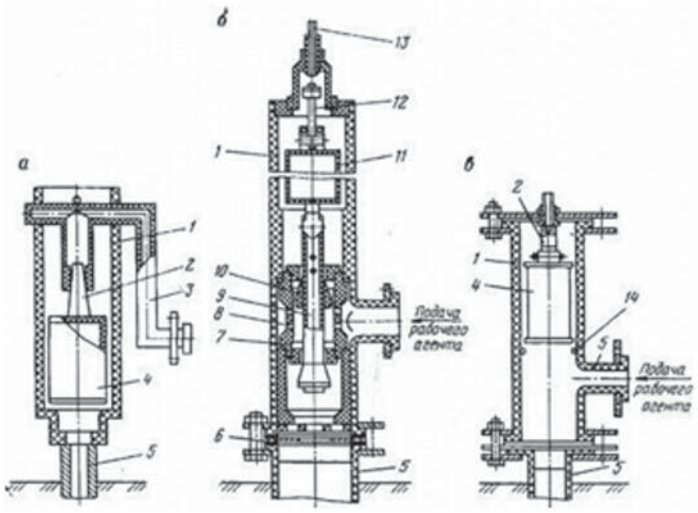


Рис. 7.6. Оборудование устья нагнетательных скважин ПВ [12]:
а — при отсутствии газовых выбросов; *б* — при наличии газовых выбросов; *в* — работающих в напорном режиме; *1* — корпус; *2* — клапан; *3* — патрубок; *4* — поплавок; *5* — эксплуатационная колонна; *6* — диафрагма; *7* — втулка; *8* — отверстия во втулке; *9* — шток; *10* — клапан; *11* — поплавок; *12* — запорный клапан; *13* — отверстия; *14* — фиксаторы

7.3. Оборудование и инструмент для ремонта скважин

Самоходные агрегаты (АПРС-32, АПРС-40, А-50М, УПД-7 и др.) предназначены для ремонта скважин и оборудованы вышечными конструкциями для спуско-подъемных операций, свинчивания и развинчивания труб и штанг, для тортальных работ, чистки скважин и возбуждения скважин свабированием, установки эксплуатационного оборудования, ремонта скважин и ликвидации аварий.

Агрегат насосный цементировочный АНЦ-320 и др. предназначены для нагнетания рабочих жидкостей при цементировании скважин в процессе бурения и при ремонте.

Превентор обеспечивает возможность раскачивания колонны труб при герметизированном устье, подвешивание колонн и удержание колонн от выброса под действием пластового давления.

Ловильный и вспомогательный инструмент (метчики, колокола, труболовки, ловители труб, овершоты) предназначены для извлечения из скважины колонны труб.

Скважинный пробойник для насосно-компрессорных труб предназначен для пробивки, резки колонны труб, прихваченных в скважине.

Отклонители для зарезки второго ствола скважины предназначены для обеспечения необходимого отклонения от оси основного ствола скважины (окна в эксплуатационной колонне).

Труборезки обеспечивают отрезание аварийных труб и их извлечение за один подъем.

Элеватор предназначен для захвата и удержания на весу штанг при ремонте скважины.

Пакеры применяются для разделения пластов и изоляции эксплуатационных колонн труб от воздействия среды в процессе эксплуатации и проведения в них ремонтно-профилактических работ.

Якори предназначены для создания опоры на стенку обсадки колонны при установке пакера, а также предотвращения падения части колонны штанг в скважину.

Желонки — предназначаются для извлечения из скважины бурового шлама или для бурения в песках и мягких глинах. Желонки состоят из трубчатого корпуса с клапаном на конце, откидывающимся вверх.

7.4. Управление и контроль процессом добычи

Автоматизация производственных процессов имеет двоякую цель: улучшение технологических показателей процессов, агрегатов, систем и

повышение их экономической эффективности. Как правило, условия достижения указанных целей носят противоречивый характер и приходится либо ограничиваться постановкой только одной (более важной) цели, либо решать задачу оптимального соотношения между технологическим и экономическим факторами.

Для решения подобных задач известен метод системного анализа. В основу метода положен кибернетический подход к сложной проблеме. Сущность его в том, что все многообразие вопросов, связанных с решением задачи, рассматривается в единой системе, где все составляющие ее звеньев связаны как между собой, так и с окружающей средой (другими системами). Под «системой» подразумевают совокупность взаимодействующих элементов, предназначенных для достижения намеченной цели. Особенность метода в процессе решения задачи все частные решения подчинены обеспечению наилучших общесистемных показателей.

Геотехнологический комплекс (участок, цех, предприятие) можно представить в виде системы, совокупности технических средств и людских ресурсов, необходимых для получения планового количества полезных ископаемых определенного качества. Основная задача такой системы — достижение максимальной экономической эффективности комплекса оптимизацией и автоматизацией управления технологическим процессом.

Обычно такую систему представляют как комплекс, в котором имеются входы, выходы и помехи. Это дает возможность выделить ее из остальной среды (от других систем) и установить характер взаимосвязей с последней. Материальный выход системы является конечный продукт производства — полезное ископаемое. Нежелательный выход — отходы производства, в том числе, жидкие и газообразные обязательно учитывают при проектировании системы. Входами действующего геотехнологического комплекса заданной мощности будут: электроэнергия, материалы, природные ресурсы (вода для приготовления рабочих агентов), люди (для управления и ремонта технических средств) и другие целенаправленные средства воздействия. Особый вид входа и выхода составляет информация (планы, отчеты).

Важный момент в системном анализе — установление количественных характеристик взаимодействия входов с выходами. Для рассматриваемой системы основным выводом таких зависимостей будет служить калькуляция себестоимости добычи 1 т продукта на действующем предприятии. Представления характеристик могут быть любыми: графики, таблицы, математические формулы.

По найденным зависимостям можно провести синтез внутренней структуры системы, которая подразделяется на подсистемы, например, приготовления рабочих агентов, добычных скважин, переработки и складирования и т. д.

Сначала исследуют связи между подсистемами, затем составляют варианты схем и перечни стандартного оборудования, выявляют необходимость в разработке новых устройств. Далее оптимизируют структуру по ранее выбранному критерию. На этапе анализа связей в системе каждое альтернативное предложение рассматривается при разных соотношениях входов и воздействиях помех.

Синтез любой подсистемы включает поиск информации (выделение входов, выходов и помех), выполнение некоторых расчетов методами оптимизации и принятие решения (выбор внутренней структуры подсистемы). Исходными данными являются структура технологического процесса и его основные параметры. По числу основных участков комплекса целесообразна разработка следующих локальных автоматических систем для участка: приготовления рабочих агентов, добычных скважин, переработки, очистки и складирования и т. д.

Первый участок для оптимизации и автоматизации не представляет трудности, так как он достаточно исследован. Задача сведется к оптимальному выбору промышленных регуляторов. Затруднения составляет разработка системы автоматического управления работой скважин из-за отсутствия конкретных данных по динамике работы скважин и сложности контроля подземного процесса. В ходе анализа подсистемы не исключено появление вариантов, требующих пересмотра структуры системы в целом. Итогом синтеза подсистем должен быть проект, оптимально удовлетворяющий общей задаче системы.

В условиях рассредоточенности объектов комплекса необходимо как оперативное управление отдельными объектами, так и режимом в каждой добычной скважине. Это обеспечивается путем поддержания определенных параметров нагнетаемых в них рабочих агентов.

Поточность и малооперационность процесса добычи дает возможность полностью его автоматизировать и облегчает централизованный анализ и управление горнодобывающим комплексом для эффективного и своевременного контроля за ходом работ на всех важнейших участках предприятия.

Для разработки систем оперативного управления комплексом необходимо знание его технологической структуры и определение основных возмущающих воздействий входных (регулирующих) и выходных (регу-

лируемых) параметров. При этом необходимо установление как внешних (прямых и обратных) связей между отдельными звеньями, так и внутренних — между отдельными участками звеньев.

В структуре комплекса можно выделить основные звенья: системы водоснабжения и подготовки рабочих агентов, компрессорную, контрольно-распределительную станция (для распределения рабочих агентов по добычным скважинам и регулирования технологических параметров рабочих агентов и продуктивных растворов), собственно добычной комплекс (добычные скважины с необходимым оборудованием), складские и перерабатывающие объекты, вспомогательные участки.

В качестве примера на рис. 7.7 приведена структурная схема связи технологических параметров подземного растворения солей, из которой видно, что основными регулирующими параметрами являются расход воды и нерастворителя, регулируемыми — расход и концентрация рассола, уровень нерастворителя и диаметр камеры. Основным возмущающим фактором, влияющим на регулирующие и регулируемые параметры, являются физико-геологические свойства пласта.

Другим примером автоматизации управления геотехнологическим процессом является разработка теплометрического метода контроля ПВС и ПГУ. Установлено, что при внесении возмущения в продуктивный пласт, характеризуемого повышенным давлением, происходит перераспределяется градиент давления в покрывающих горных породах. Скорость перераспределения градиента характеризуется коэффициентом пьезопроводности горных пород, который обусловливает достаточно быстрое появление этого изменения в приповерхностном слое покрывающих пород. Вновь возникающий градиент интенсифицирует конвективный теплоперенос в приповерхностных горных породах за счет возникновения

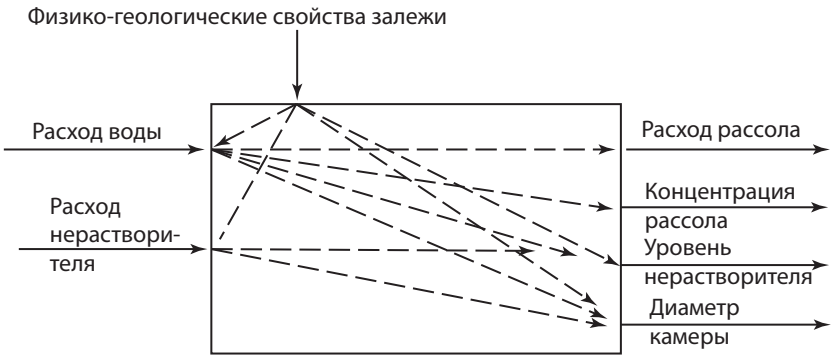


Рис. 7.7. Структурная схема связей подземного растворения

восходящей фильтрации насыщающих вод. При фильтрации вода переносит тепловую энергию с нижележащих в вышерасположенные породы, что вызывает появление тепловой аномалии. Регистрация изменения тепловых аномалий и их распределения по площади эксплуатируемого участка дает возможность определять местоположение искусственного возмущения в пласте и контролировать его движение. Регистрация тепловых аномалий осуществляется с помощью специальных датчиков-тепломеров, фиксирующих тепловой поток.

Экспериментальные исследования, проведенные на действующих рудниках ПВС и газогенераторах ПГУ, показали, что с помощью теплометрического метода контроля можно решать широкий круг задач по управлению добычным процессом: определять направление и траекторию движения теплоносителя или границы зоны горения, ее скорость, интенсивность выгазовывания, направление гидроразрыва, местоположение новых технологических скважин и т. д.

Применение теплометрического метода контроля может быть осуществлено при добыче любых полезных ископаемых, сопровождающейся изменением их агрегатного состояния при одновременном создании в пласте избыточного давления.

Координация работы разных объектов комплекса обеспечивается диспетчерской службой, на которую возлагаются задачи непосредственного управления производством: централизованное управление отдельными производственными участками и объектами; контроль технологического процесса добычи и откачки полезного ископаемого на поверхность, а также состояния отдельных ответственных узлов, регулирование (в случае необходимости) процессов путем дистанционного изменения установок регуляторов, осуществляющих стабилизацию подачи в скважины рабочих агентов: централизованный учет количества полученного продукта, материальных и энергетических затрат и др. Наиболее целесообразно применять одноступенчатую структуру оперативного управления комплексом, при которой управление и контроль за всем процессом осуществляются из единого центрального диспетчерского пункта (ЦДП), где установлена контрольно-измерительная и управляющая аппаратура. В ЦДП поступает вся необходимая информация о протекании технологических процессов на различных производственных участках.

При ведении основного технологического процесса (собственно добычи) должна обеспечиваться стабилизация параметров рабочих агентов. С этой целью на трубопроводах устанавливаются регулирующие клапаны и диафрагмы. В процессе добычи на каждой из скважин следует контро-

лировать следующие параметры: расход, давление, концентрацию и температуру рабочих и извлекаемых агентов, а также положение запорной и регулирующей арматуры.

Для современных систем управления предприятиями характерна тенденция к уменьшению объема информации, поступающей на диспетчерский пункт, при максимальной местной автоматизации объектов. На ЦДП добывающего комплекса должна поступать информация двух типов:

- сведения о факторах, имеющих чисто производственное значение (о работе или простое скважин, агрегатов, насосов, компрессоров и др.), а также данные, необходимые для расчета (объема добычи, расхода рабочих агентов по каждой скважине, времени работы скважин, количество и качество получаемого продукта, расход электроэнергии, затрат на материалы и др.);
- данные, по безопасности ведения работ и аварийная информация.

Информация поступает по запросу диспетчера (аварийная сигнализация, на ЦДП в — первую очередь). Информация, необходимая для оперативного управления комплексом, демонстрируется на мнемосхеме и световых табло. Время работы скважин и добыча регистрируются автоматически.

Контрольные вопросы:

1. Какое оборудование используется при ФХМГ?
2. В чём специфика оборудования добычных скважин ПВС, ПВ, СГД?
3. Как осуществляется контроль процесса добычи?

8. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

8.1. Основные требования к вскрытию месторождения

Подготовка месторождения к эксплуатации — комплекс работ, связанный с доразведкой месторождения и его вскрытием, т. е. сооружением добычных скважин, их заканчиванием, исследованием, оборудованием и подготовкой к эксплуатации. При ФХМГ *скважина — это основная выработка, вскрывающая залежь полезного ископаемого, подготавливающая ее к разработке и служащая для транспортирования рабочих и про-*

дуктивных флюидов. Поэтому успех работы всего геотехнологического предприятия зависит от работы буровиков. Задача их — не только найти новые технические и технологические решения, сокращающие затраты труда при бурении скважин, но и резко улучшить качество вскрытия продуктивных пластов.

При решении основных проблем сооружения скважин приходится вести поиск в области способов и технологии проходки скважин, учитывая, что проходка должна быть скоростная, комфортная и экономичная. Решение этой проблемы сложно, так как, несмотря на многовековую историю бурения, более 99 % скважин бурится за счет разрушения забоя горных пород сжатием, т. е. самым невыгодным способом воздействия. Термическое, кислотное, электрическое, реактивное и другие способы разрушения забоя скважин пока еще ждут своего эффективного применения.

Основные требования к буровому станку для геотехнологического бурения: скорость бурения (принудительная подача), максимальная механизация работ по бурению, возможность обсадки скважины буровым станком и ее извлечение после отработки. Для ряда геотехнологических методов, например СГД, эффективно последовательное соединение процессов бурения и добычи полезных ископаемых, которые совмещались с помощью специально оборудованных станков. Для ФХМГ особо актуальны вопросы эффективного сооружения наклонно направленных скважин, причем в условиях сложного залегания продуктивных пластов чрезвычайно трудно управлять движением забоя скважин в заданном направлении с учетом гипсометрии пласта. Не менее важно качество вскрытия продуктивного горизонта, т. е. подготовки месторождения для его эффективной разработки через скважины.

8.2. Вскрытие месторождения скважинами

Выработки, обеспечивающие доступ к месторождению полезного ископаемого с поверхности Земли и служащие для его подготовки и разработки, называются *вскрывающими*. При ФХМГ вскрывающей выработкой является, как правило, скважина. По своему назначению вскрывающие скважины подразделяются на *добычные, вспомогательные* (разведочные, кольматационные, водоотливные, оценочные, контрольные и т. д.) и *специальные* (баражные, ликвидационные).

Добычные скважины (могут быть вертикальными, наклонными и наклонно-горизонтальными) предназначаются для добычи полезного

ископаемого. Они оборудуются колоннами эксплуатационных труб для подвода к продуктивной залежи рабочего агента и извлечения из недр полезного ископаемого. Диаметр добычной скважины определяется технологической задачей и конструкцией ее оборудования.

Разведочные скважины закладываются на открытых месторождениях с целью уточнения параметров залежи, водоотливные — с целью регулирования технологии и поддержания пластового давления. Контрольные и оценочные скважины предназначены для систематического наблюдения за технологическим процессом и оценки результатов работы добычных скважин. Диаметр этих скважин в пределах продуктивного пласта обычно не превышает 93—112 мм.

Добычная скважина, являясь основной выработкой, представляет самостоятельный объект. При ФХМГ *добычные скважины* являются одновременно *вскрывающими, подготовительными и нарезными выработками*, так как они вскрывают месторождение, подготавливают его к разработке и используются для добычи полезного ископаемого.

Выбор способа вскрытия зависит от многочисленных факторов, главные из которых — технологическая схема разработки, размеры месторождения в плане, мощность, угол падения, глубина залегания залежи, физико-механические свойства залежи и вмещающих пород, рельеф поверхности и др. Вопрос о типе и месте расположения скважин решается применительно к конкретным условиям разработки. В табл. 8.1 и на

Таблица 8.1

Классификация способов вскрытия

Способ вскрытия месторождения	Область применения
1. Отдельной скважиной: а) вертикальной (рис. 8.1, а) б) наклонной, наклонно-горизонтальной (рис. 8.1,б)	Скважинная гидродобыча, подземное растворение солей (мощные залежи), подземная газификация углей.
2. Группой скважин: а) спаренными (рис. 8.2) б) взаимодействующими (вертикальными, наклонными и вертикальными) (рис. 8.3)	Скважинная гидродобыча (небольшая глубина залегания), подземное растворение солей, добыча тепла Земли Подземные выщелачивание металлов, выплавка серы, подземная газификация угля
3. Горной выработкой и скважинами: а) скважинами из подземных выработок (рис. 8.4) б) скважинами с поверхности и из подземной выработки (рис. 8.5) в) подземными горными выработками	Отработка локальных рудных тел в сочетании с традиционной технологией добычи (подземное выщелачивание металлов, скважинная гидродобыча и т. д.)

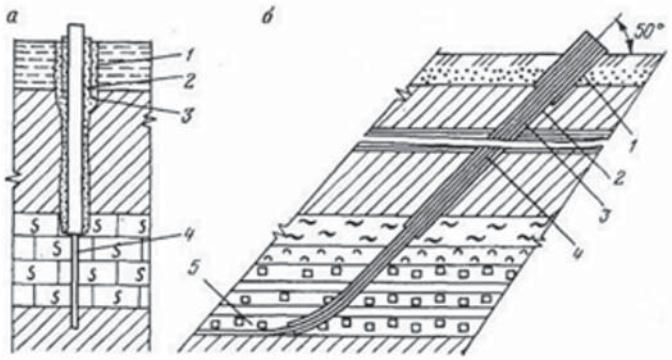


Рис. 8.1 . Вскрытие двумя спаренными скважинами и технологическая схема отработки камеры СГД:
а — оборудование скважин гидромонитором и эрлифтом; *б* — вывод ствола гидромонитора в горизонтальное положение; *в* — выемка руды телескопическим гидромонитором

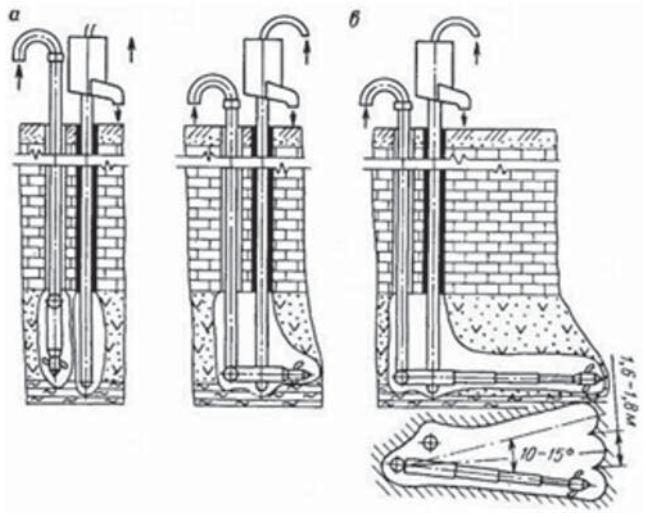


Рис. 8.2. Вскрытие месторождения полезного ископаемого:
а — вертикальной скважиной; *1* — кондуктор; *2* — колонна обсадных труб; *3* — зацементированное затрубное пространство; *4* — скважина в продуктивной толще; *б* — наклонно-горизонтальной скважиной; *1*, *2*, *3*, *4* — соответственно направляющая, промежуточная, обсадная, водоподающия колонна труб; *5* — каменная соль

рисунках 8.1—8.5 представлена классификация способов вскрытия месторождений при отработке их ФХМГ.

Вскрытие месторождения добычной скважиной — один из самых ответственных моментов в процессе подготовки его к разработке. Малейшие упущения при бурении, подготовке и оборудовании скважины могут при-

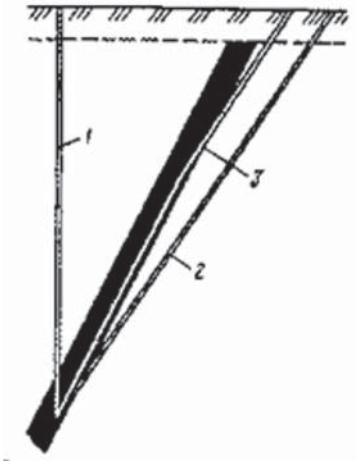


Рис. 8.3. Вскрытие месторождения несколькими одновременно работающими скважинами для подготовки газогенератора при ПГУ:
1, *2*, *3* — соответственно розжиговая, дутьевая и газоотводящая скважины

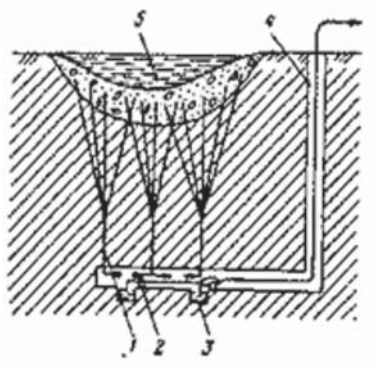


Рис. 8.4. Схема вскрытия залежи золотоносного песка скважинами из выработки (обычная разработка месторождения осложнена наличием большого числа крупных валунов):
1 — скважина; *2* — насос; *3* — зумпф; *4* — шахта; *5* — река

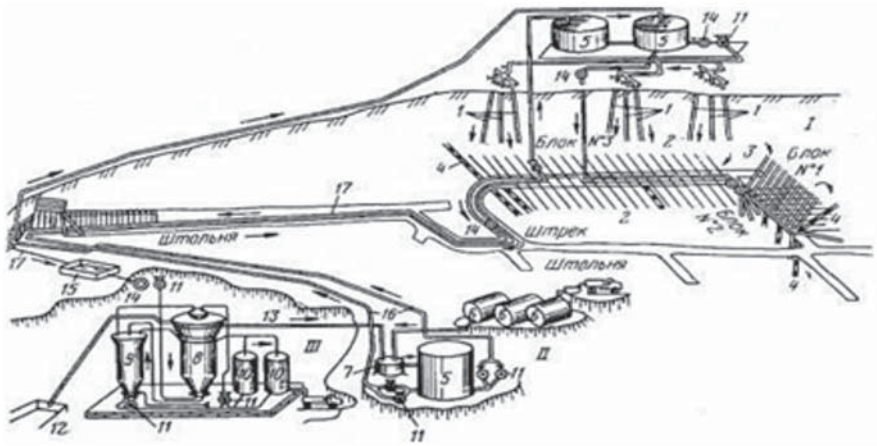


Рис. 8.5 Схема вскрытия скважинами с поверхности и из подземной выработки и технология ПВ при отработке месторождения с трещинной проницаемостью руд:
I — горный участок; II — узел приготовления рабочих растворов; III — узел переработки продуктивных растворов; скважины: *1* — нагнетательные, пробуренные с поверхности, *2* — разгрузочные подземные, *3* — подземные нагнетательные, *4* — наблюдательные; емкости: *5* — для рабочих растворов, *6* — для реагента; *7* — смеситель; *8* — сорбционная колонна; *9* — де-сорбционная колонна; *10* — емкости для продуктивных агентов; *11* — насосы; *12* — хвосто-хранилище; *13* — трубопровод растворов на доукрепление; *14* —расходомеры; *15* — отстойник; *16* — трубопроводы рабочих растворов; *17* — трубопроводы продуктивных агентов

вести к потере скважины или вызвать необходимость трудоемких ремонтных работ.

Наклонно-горизонтальные добычные скважины наиболее эффективны при отработке маломощных залежей, так как позволяют отработать большие запасы. Однако в положении каждой скважины совершенно необходима строгая определенность, так как отклонение от проекта может нарушить работу соседних скважин и вызвать повышенные потери полезного ископаемого.

8.3. Буровое оборудование

Для бурения добычных скважин применяют станки, обычно используемые при поисковом глубинном бурении. Целесообразно использование самоходных и передвижных буровых установок, выбираемых в зависимости от глубины скважины и крепости покрывающих пород. При небольшой глубине продуктивного пласта, залегающего под слоем прочных покрывающих пород, весьма эффективен буровой станок типа СБШ. При слабых покрывающих породах можно использовать станки шнекового вращательного бурения типа СБР. В породах мягких и средней крепости при глубине бурения до 500 м используются роторные буровые установки типа УРБ, УБВ-600, 2БА-15В, БА-15.

Буровые установки состоят из вышки или мачты, механизмов подъема, вращения и промывки, двигателя с трансмиссией, генераторной и компрессорной установок, контрольно-измерительных приборов, превенторов и вспомогательного оборудования. Циркуляция промывочной жидкости (глинистый раствор или вода) осуществляется с помощью поршневых насосов двойного действия. Наибольшее применение находят насосы ИГР, 9МГР, ЦНС. На большинстве буровых установок используются двигатели внутреннего сгорания (дизели Д-54, КДМ-46, В2-300). Для геотехнологических скважин, расположенных вблизи друг от друга, весьма перспективно использование буровых станков с электроприводом. Чтобы предупредить открытый выброс газа или жидкости при бурении в опасных по выбросам зонах, устанавливаются превенторы, герметизирующие пространство между обсадными и бурильными трубами. В комплект буровой установки входит также оборудование для выполнения вспомогательных работ: глиномешалки, приспособления для очистки глинистого раствора (желоба, сита, гидроциклоны и др.), отопительная установка и др.

Породоразрушающий инструмент (долота) для проходки скважин по назначению подразделяются на долота сплошного бурения, разрушающие

забой скважины по всей его площади; колонкового бурения, разрушающие забой по кольцу с оставлением в центре забоя столбика породы — керна; специального назначения.

При проходке скважин в мягких породах используют лопастные, в породах средней крепости — шарошечные долота. Долота истирающего типа применяют при бурении крепких пород, лопастные разрушают горные породы резанием или скалыванием.

Из долот истирающего действия, применяющихся при роторном и турбинном бурении глубоких скважин в крепких породах, наиболее распространены алмазные и фрезерные, армированные твердым сплавом.

При разбуривании скважин (увеличении диаметра), а также разных аварийных работах используют долота специального назначения — пикообразные, эксцентричные, ступенчатые, долота-расширители и долота-фрезы.

Бурильные трубы предназначены для сообщения долоту вращения и передачи на него нагрузки, а также для подвода к забою промывочной жидкости. Соединяют бурильные трубы в колонну с помощью замков и ниппелей. У ведущих бурильных труб толстые стенки, наружная поверхность их шести или четырёхгранная форма. С помощью этих труб передается вращение от ротора колонне бурильных труб. Для обеспечения вертикальности буримых скважин используют центраторы.

8.4. Конструкция скважин

Выбор конструкции скважин зависит от многих геологических и технических факторов, к числу которых в первую очередь относятся технология добычи полезного ископаемого, а также глубина и мощность продуктивной залежи водоносных горизонтов. Так как добычные скважины всегда бурятся на изученных месторождениях, проект бурения скважин ориентировочно указывает все их параметры. Конструкцию скважины заносят в геолого-технический наряд, в котором дается разрез скважины с ориентировочным указанием ее общей глубины, диаметра по интервалам, размеров колонн обсадных труб, способа цементации затрубного пространства, необходимых гидрогеологических и геофизических исследований.

Конструкция скважины включает:

- приспособление для задания направления, предназначенное для крепления устья скважины; при большой глубине скважины оно тщательно

центрируется и надежно закрепляется; при скважинах небольшой глубины оно может не применяться;

- кондуктор, перекрывающий верхнюю часть скважины и обеспечивающий изоляцию верхних водоносных горизонтов, а также вертикальность скважины; он обязательно цементируется с подъемом цемента до устья скважины;

- рабочую колонну обсадных труб, которая спускается до залежи; при обнаружении сильных водопритоков или обвалов спускается промежуточная колонна обсадных труб и дальнейшая обсадка ведется трубами меньшего диаметра.

При определении диаметра добычных скважин исходят из расчетного размера рабочих колонн, которые определяют диаметр обсадных колонн и бурового инструмента.

Герметичность колонны обсадных труб при геотехнологических методах добычи имеет особое значение, поэтому, когда это необходимо, следует вести цементацию затрубного пространства. После цементации производится испытание колонны на герметичность.

8.5. Бурение скважин

Значительный опыт бурения технологических скважин накоплен при циклично — поточном методе сооружения скважин. Процесс вскрытия залежи разбивается на три этапа: бурение и крепление скважин; исследование скважин и работы по их подготовке; чистка и оборудование скважин рабочими колоннами труб.

Добычные скважины до продуктивного горизонта бурят почти так же, как и обычные нефтяные, газовые и другие скважины. При использовании роторных установок осевая нагрузка на долото составляет примерно 300—500 кН на 1 м диаметра долота. При форсированном режиме бурения нагрузка на долото увеличивается на 40—50 %. В мягких породах нагрузку следует ограничивать, так как насос может не обеспечить полный вынос шлама на поверхность. По этой причине рекомендуется также перед подъемом инструмента промыть скважину (объем промывочной жидкости принимается из расчета не менее двух объемов скважины). Нежелательно искривление скважин, которое затрудняет спуск колонн технологических труб (особенно в трещиноватых и закарстованных породах). Высокая механическая скорость бурения и безаварийная работа могут быть обеспечены только при правильном режиме промывки. В практике бурения

Таблица 8.2

Бурение скважин

Технологический процесс	Выполняемые операции	Оборудование
Бурение и обсадка скважин	Бурение, спуск обсадных труб Бурение по продуктивному пласту Подвозка воды и глинистого раствора. Подвозка обсадных труб, ГСМ, бурового инструмента	Буровы установки УРБ-3АМ, 1БА-15В, УБВ-600 Буровые установки и компрессоры ПК-15, УПК-80. Автоцистерны. Автомобили трубовозы и бортовые
Цементирование обсадных колонн	Установка устьевого оборудования. Приготовление и закачка цементного раствора. Подвозка технической воды. Подвозка цемента	Буровые установки УРБ-3АМ, 1БА-15В. Цементирующие агрегаты ЦА-320. Смесительные машины 2СМ-20. Автоцистерны. Автомобили
Закачивание скважин (гидрогеологические исследования после бурения и кислотной обработки, гидроразрыва)	Спуск и подъем насосно-компрессорных, эрлифтных труб, пакеров Откачка, нагнетание, кислотная обработка, гидроразрыв. Подвозка воды и кислоты для нагнетания	Буровые установки УРБ-3АМ, 1БА-15В. Компрессоры УКП-80 и ПК-15. Цементирующий агрегат ЦА-320, «Азинмиш-3ОА». Автоцистерны
Оборудование скважин технологическими колоннами труб	Спуск рабочих колонн труб. Подвозка труб. Опробывание герметичности рабочих колонн и задвижек	Подъемники на тракторах «Бакинец», «Азинмаш». Автомашины-трубовазы. Компрессоры, цементирующие агрегаты

скважин часто возникает необходимость уменьшения или увеличения плотности раствора. Уменьшение плотности требуется при глубоким залегании уровня подземных вод и низкой проницаемости залежи. В этом случае высокое давление столба раствора приводит к кольматации тре-

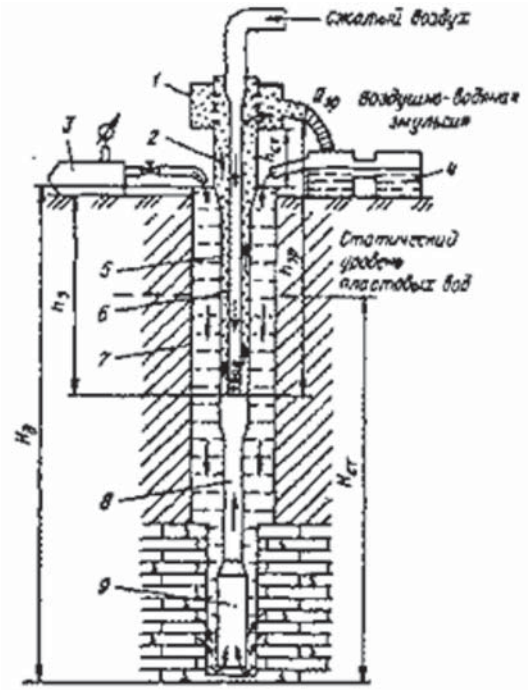


Рис. 8.6. Схема бурения с обрано-всасывающей промывкой:
1 — приставка к вертлюгу; *2* — ведущая бурильная труба; *3* — насос буровой; *4* — трубы эрлифтные диаметром 89 мм; *5* — полиэтиленовая трубка; *6* — обсадная колонна; *7* — бурильные трубы диаметром 50 или 73 мм; *8* — буровой снаряд; *9* — емкости

щин. Уменьшение плотности промывочного раствора достигается различными способами.

Циклично-поточный метод сооружения скважин. Технология бурения с продувкой забоя сжатым воздухом отличается от обычной тем, что бурение ведётся в условиях водопритоков. При этом используются компрессоры высокого давления. Высокое давление сжатого воздуха и требуемый расход позволяют обеспечить выброс столба промывочной жидкости из скважин, а также устойчивое эрлифтирование промывочной жидкости и поступающих в скважину пластовых вод. Практически при наличии водопритоков более 5 м^3/ч бурение проводится с одновременной откачкой пластовых вод, что полностью исключает кольматацию пласта шламом.

Сущность технологии бурения с обратно-всасывающей промывкой заключается в непрерывной откачке эрлифтом с глубины 60—80 м промывочной жидкости, находящейся внутри бурильной колонны труб. При этом возникает обратный поток промывочной жидкости по кольцевому зазору на забой скважины через породоразрушающий инструмент внутрь

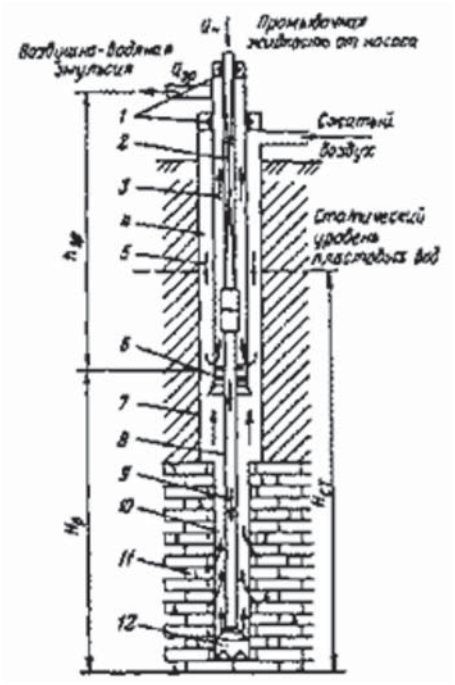


Рис. 8.7. Схема бурения с частичной аэрацией столба промывочной жидкости:
1 — устьевой герметизатор; *2* — ведущая бурильная труба; *3* — поток аэрированной жидкости; *4* — промежуточная колонна; *5* — поток сжатого воздуха; *6* — смеситель; *7* — обсадная колонна; *8* — бурильные трубы; *9* — поток промывочной жидкости; *10* — ствол скважины; *11* — серный пласт; *12* — долото шарошечное

бурильных труб и через приставку к сальнику-вертлюгу на поверхность (рис. 8.6). Шлам выбуренных пород вместе с промывочной жидкостью выносится на поверхность и не кольматирует забой скважин. Если рудное тело для нормальной работы эрлифта обводнено недостаточно, в процессе бурения необходимо доливать чистую воду в скважину.

Наиболее широко применяется способ бурения с частичной аэрацией столба промывочной жидкости (рис. 8.7). При этом сохраняется обычная технология бурения с промывкой и используются компрессоры низкого давления (0,6—0,8 МПа). Бурение по пласту ведётся по обычной технологии с промывкой водой. Одновременно в кольцевой зазор между обсадной и дополнительной колоннами диаметром 127 или 146 мм нагнетают сжатый воздух, который через отверстия поступает внутрь дополнительной колонны труб, аэрирует находящуюся в ней промывочную жидкость и откачивает ее на поверхность. При таком способе бурения кольматации забоя происходить не будет при условии, что пластовое давление вод превышает суммарное давление столба промывочного раствора и воздушно-водяной эмульсии.

Указанный способ можно применять с использованием компрессоров низкого давления при глубине статического уровня пластовых вод не более 45 м. Бурение скважин с продувкой, обратновсасывающей промывкой и частичной аэрацией промывочной жидкости позволит значительно повысить качество работ при сооружении скважин и сохранить естественные горно-геологические характеристики пласта. Для утяжеления раствора применяют добавки порошка барита, гематита, магнетита, пиритовых огарков, колошниковой пыли в количестве соответственно 3,5—4,2;

4,3—4,6; 3,6—4,5; 3,6—3,8; 4,1 г/см^3. Утяжеленные растворы применяются во избежание выброса воды, пара и газа. При использовании низкосортных местных глин повышение качества раствора может быть достигнуто за счет их обработки поверхностно-активными веществами. Наиболее целесообразно для этой цели применение сульфит-спиртовой барды (ССБ) и углещелочного реагента (УЩР). При бурении пород, насыщенных высокоминерализованными водами, глинистый раствор следует готовить с добавками соли или на пластовой воде.

Особенностью бурения добычных скважин при геотехнологических методах является использование специальной конструкции скважины, отбор керна из продуктивного пласта и пород кровли и почвы (несколько метров керна над пластом и под ним), бурение продуктивного пласта без глинистого раствора (например, при бурении соли скважина промывается крепким раствором соли, при бурении серного пласта-чистой водой). В ряде случаев при бурении происходит интенсивное поглощение промывочной жидкости, что приводит к понижению уровня и обваливанию стенок скважины в неустойчивых интервалах. Для борьбы с поглощением применяют специальные реагенты — структурообразователи, гельцемент, быстросхватывающиеся смеси (БСС). Реагенты-структурообразователи увеличивают вязкость промывочной жидкости и повышают ее тиксотропные свойства. Такой раствор, попадая в трещины и поры, закупоривает их и предупреждает поглощение. В глинистый раствор вводят жидкое стекло (до 5 % объема циркулирующего раствора), кальцинированную соду (до 6 %), инертные добавки (опилки, рисовую шелуху, кордное волокно, торф, слюду, паклю и др.). Последние вводятся в количестве до 3 %, а при необходимости и больше. Гельцемент представляет собой смесь глинистого раствора с цементом. На приготовление 1 м^3 гельцемента идет 0,6—1 тампонажного цемента и 0,6—0,7 м^3 глинистого раствора. Гельцемент закачивают в скважину, продавливают до забоя и через сутки возобновляют бурение.

В сильно закарстованных залежах необходимо не только предотвратить поглощение промывочной жидкости, но и заполнить наиболее крупные карстовые полости тампонажным материалом. Для этого по данным бурения определяется процент закарстованности и готовится тампонажная смесь из расчета заполнения карста в радиусе до 10 м. В качестве тампонажного материала можно применять глиноцементный раствор с добавлением 300 кг цемента на 1 м^3 глинистого раствора и инертных наполнителей.

После вскрытия залежи скважина обсаживается и цементируется. Только после затвердевания цемента продолжается бурение на всю мощность залежи с небольшим перебуром в подстилающие породы.

8.6. Бурение наклонно направленных скважин

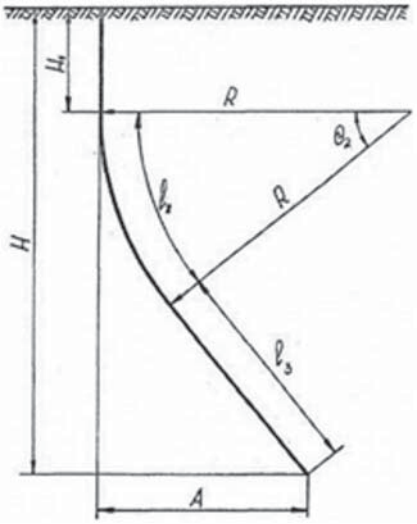
Затраты на сооружение скважин составляют значительную часть общих затрат на добычу (25—35 %). Можно без преувеличения сказать, что дальнейшее успешное развитие новых методов вомногом будет зависеть от прогресса в технике и технологии сооружения этих скважин.

Использование наклонно-направленных скважин на одной площадке (кустовые скважины) позволяет повысить эффективность добычи полезных ископаемых и улучшить охрану окружающей среды за счет: отработки участков месторождений под дном рек и водоемов, под зданиями и промышленными сооружениями, под охранными зонами ЛЭП; сокращения протяженности технологических трубопроводов; значительного сокращения площади культурных земель, отчуждаемых в процессе деятельности горнодобывающего предприятия; увеличения приемистости скважин за счет пересечения продуктивного пласта под острым углом; сокращения затрат времени на сооружение площадок под буровую установку, монтаж, демонтаж и перевозку бурового оборудования и инструмента.

Условия сооружения и эксплуатации наклонных скважин весьма специфичны. В результате взаимодействия компоновки низа бурильной колонны со стенками скважины, сложенными мягкими неустойчивыми породами, увеличивается диаметр и изменяется форм поперечного сечения ствола скважины. Наличие пор, трещин и каверн может привести к значительным потерям промывочной жидкости, вплоть до катастрофических. Кроме того, слабая устойчивость стенок скважин может привести к осложнениям при наклонном бурении, особенно при специальных работах, связанных с управлением трассой скважины.

Выбор оптимальной схемы расположения скважин сводится к нахождению минимума стоимости сооружения и эксплуатации участка месторождения для разных вариантов совмещения устьев вертикальных и наклонно-направленных скважин на кустовых площадках. При увеличении отклонения забоев наклонных скважин от вертикали растет концентрация их устьев на кустовых площадках, сокращается площадь отчуждаемых земель. Увеличение отклонения забоя от вертикали приводит к росту стоимости бурения скважины. Сравнение стоимости различных вариан-

Рис. 8.8. Одноинтервальный тип профиля



тов показывает, что целесо- образно совмещение на кустовой площадке устьев скважин, принадлежащих к одной ячейке, при величине отклонения забоя от вертикали около 50 м.

Величина отклонения забоя скважин ограничена только возможностями технических средств направленного бурения и точностью проведения скважины по проектной трассе. Условия оборудования скважин эксплуатационной колонной определяют одноствольный тип профиля. Наиболее рациональный тип — это комбинированный профиль, состоящий из трех интервалов: первого — вертикального; второго — криволинейного, на котором производится искусственное искривление ствола скважин, и третьего — наклонного (рис. 8.8).

Этот профиль в настоящее время наиболее рационален при сооружении наклонно-направленных скважин. При бурении скважин с этим типом профиля могут быть использованы высокопроизводительные станки с роторным вращателем и вертикальной мачтой. Направленное искривление ствола скважины на втором интервале осуществляется с помощью отклоняющих компоновок низа бурильной колонны. При этом не требуется перевооружение парка буровых станков, имеющихся в настоящее время на предприятиях.

Наиболее часто применяемые способы направленного бурения скважин основаны либо на использовании закономерностей естественного искривления скважин либо на применении технических средств искусственного искривления (отклонители). К ним можно отнести бесклиновые снаряды скользящего типа (ТЗ-3, СБС), применяемые при направленном искривлении геологоразведочных скважин. Однако использование таких отклонителей возможно только при бурении твердых устойчивых пород, так как при вывалах, кавернах или просто при увеличении диаметра скважины происходит поворот статора и теряется ориентация отклонителя..

Наиболее полно требованиям направленного искривления скважин соответствуют отклонители, скомпонованные на базе забойных двигателей. Отсутствие вращения колонны бурильных труб позволяет искривлять

скважину в любом направлении, оперативно управлять проведением скважины по проектной трассе без существенного снижения технико-экономических показателей бурения. Отклоняющие компоновки, включающие забойный двигатель, турбобуры, электробуры и винтовые забойные двигатели, позволяют добиваться плавного искривления ствола скважины без резких локальных перегибов.

Серийно выпускаемые турбобуры имеют диаметр 172, 195 и 240 мм и значительную длину (8,5—26 м), что определяет невысокую интенсивность искривления скважины.

Для увеличения интенсивности искривления скважин в отклоняющих компоновках используют укороченные турбобуры, турбобуры малых диаметров и специальные турбинные отклонители. Наиболее подробно методика расчета конструктивных параметров отклоняющих компоновок с забойными двигателями разработана А.Г. Калининым для бурения наклонно направленных скважин на нефть и газ.

8.7. Возможность использования техники горизонтально-направленного бурения в технологиях ФХМГ

Будущему ФХМГ необходимы новые высокоэффективные технологии проходки скважин с горизонтальным окончанием для отработки месторождений на небольших глубинах с неустойчивой кровлей. С этой целью возможно воспользоваться широко используемой в городском строительстве станками горизонтально-направленного бурения (ГНБ), которые обеспечивают создание скважин с запроектированными характеристиками, непрерывным мониторингом процесса бурения и корректировкой трассы в процессе её строительства.

Эти технологии известны как No-Dig (не копай) и представляют вариант выполнения работы по подземному строительству для прокладки без траншей трубопроводов разного назначения, телефонных и электрических кабелей, а так же и ремонта старых коммуникаций.

Выбор для конкретных условий установки ГНБ имеет большое значение, так как это определит успех работы. Важнейшие параметры станка, на которые следует обращать внимание крутящий момент установки, сила обратной протяжки, производительность смесительного насоса, прочность соединения буровых штанг. На практике часто бывает важен и размер буровой установки. Обычно для её транспортировки вместе со смеси-

тельной системой, понадобится небольшой трейлер и машина поддержки. В сооружении скважины четыре этапа.

1. Расчёт траектории бурения. Траектория бурения должны быть спланирована и рассчитана до начала проведения работ. Основные моменты планирования включают определение длины и глубины скважины, учёт подземных препятствий, получение информации о существующих подземных структурах (наличие карт подземных коммуникаций), получение разрешений на проведение работ, инспектирование места работы, определение источников риска. Траектория бурения может быть размечена прямо на поверхности или на чертеже места производства работ (плане бурения). Расчёт траектории бурения выполняется с помощью специальных диаграмм, что позволяет рассчитывать минимальные радиусы кривизны плети штанг и укладываемых в скважине труб, материала, углы входа и выхода бура по отношению к поверхности земли. На этом этапе также должна быть проведена оценка условий проходки (крепость пород, их уплотняемость, содержание влаги, пористость, липкость, наличие камней и подземных вод). Оценка условий проходки влияет на выбор инструмента и состав бурового раствора. Комплектность инструмента и подбор состава суспензии также проводится на этапе планирования траектории бурения.

2. Бурение пилотной скважины. Особо ответственный этап, от которого зависит конечный результат. Он осуществляется при помощи породоразрушающего инструмента – буровой коронки со скосом в передней части и встроенным излучателем (система локации).

Буровая корона соединена со станком гибкой приводной штангой, что позволяет управлять процессом строительства скважины. Буровая коронка имеет форсунку для подачи специального бурового раствора, который подаётся в скважину и образует суспензию с размельченной породой. Буровой раствор уменьшает трение на буровой головке и штанге, предохраняет скважину от обвалов, охлаждает породоразрушающий инструмент, разрушает породу и очищает скважину от неё, транспортируя их на поверхность.

Контроль местоположения буровой головки осуществляется с помощью приёмного устройства локатора, который принимает и обрабатывает сигналы встроенного в корпус буровой коронки передатчика. На мониторе локатора на дисплее оператора буровой установки отображается визуальная информация о местоположении, уклоне, азимуте буровой коронки.

При отклонении буровой головки от заданной траектории оператор останавливает вращение буровых штанг и устанавливает скос буровой го-

ловки в нужном положении. Затем осуществляется задавливание буровых штанг без вращения с целью корректировки траектории бурения. Обычно отклонение от в заданной проектом точки не превышает 10 см.

3. Расширение скважины (если необходимо). Осуществляется после завершения пилотного бурения. Буровая коронка отсоединяется от буровых штанг и вместо неё присоединяется расширитель обратного действия. Приложением тягового усилия и одновременного вращения расширитель протягивается через ствол скважины в направлении к буровой установке, расширяя пилотную скважину до необходимого для протаскивания трубопровода диаметра. Обычно для обеспечения беспрепятственного протягивания трубопровода через расширенную скважину её диаметр должен на 25—50% превышать диаметр трубопровода.

4. Протягивание трубопровода — заключительная стадия, на ней труба протаскивается в расширенную скважину. Трубопровод должен быть заранее сварен. К концу буровой колонны крепится расширитель нужного диаметра, который через шарнир соединяется с тяговым оголовком футляра, и трубопровод протаскивается в направлении буровой установки.

Для *бурения в скальных породах* используется технология горизонтального направленного бурения All Terrain, которую предлагает только ведущий производитель установок ГНБ.

Принцип бурения в крепких породах совершенно уникален. Его также называют «механическим мотором», поскольку энергия на буровое долото передаётся механически. Буровая установка имеет двойные штанги, при этом наружная штанга прикрепляется к корпусу «механического мотора», имеющего управляющее устройство для измерения направления бурения, а внутренняя вращает с большой скоростью долото.

Процесс бурения выглядит так: внутренняя штанга и долото вращаются постоянно, внешняя штанга или медленно вращается для поддержания прямолинейного движения или остаётся неподвижной во время подачи для корректировки направления бурения. Внешние штанги имеют коническую резьбу для соединения, а внутренние соединяются шестигранными муфтами. Вращение на долото передаётся механическим путём, поэтому потери мощности невелики, а расход бентонита не превышает необходимого для обычного бурения. Операционные расходы по обслуживанию и ремонту «механического мотора» намного ниже, чем подобные затраты у обычных трубобуров, к тому же полная переборка «механического мотора» легко выполняется в полевых условиях.

Преимущества горизонтально-направленного бурения неоспоримы и позволяют преодолеть, не нарушая поверхность, все наземные и подзем-

ные препятствия: районы плотной жилой застройки, автотрассы, железнодорожное полотно, реки, дамбы, каналы.

Очень важна и экологическая составляющая: нетронутые насаждения и рельеф местности, сохранённый плодородный слой почвы. При использовании горизонтально направленного бурения значительно повышается эффективность работ: как правило на объекте задействована одна буровая установка и бригада рабочих из 3—4 человек.

Метод ГНБ — это уникальный метод, который при необходимой модернизации уже в ближайшее время сможет использоваться для ФХМГ, где вместо протягивания трубопровода протягивают добычной снаряд, способный при движении осуществлять добычу руды методом СГД (полезное ископаемое разрушается струёй гидромонитора и с помощью эрлифта или гидроэлеватора выдаётся на поверхность). Скважины ГНБ перспективны для подземной газификации угля, разработки газогидратов, подземного выщелачивания металлов и других технологий добычи полезных ископаемых.

8.8. Крепление скважин

Процесс крепления скважин разделяется на два этапа: спуск обсадных труб и их цементация. Обсадные трубы в скважине испытывают сложные напряжения: наружное давление горных пород, внутреннее давление текущих по ним рабочих агентов, продольное растяжение и изгиб под действием собственной силы тяжести, а в некоторых случаях и температурное удлинение. Для большей надежности обсадные трубы изготавливаются цельнотянутыми или цельнокатаными. Соединяются трубы при помощи муфт или сваркой.

Перед спуском обсадных труб каверномером определяется внутренний диаметр скважины и рассчитывается потребное количество цементного раствора. Цементация добычных скважин — один из основных моментов в подготовке скважины к эксплуатации. Хорошо выполненный тампонаж затрубного пространства обеспечивает герметичность, а следовательно, успех работы скважины. Кондуктор и колонна обсадных труб крепятся подбашмачной заливкой цементным раствором. Кроме герметичности, цементация затрубного пространства предохраняет трубы от воздействия агрессивных сред (подземные воды, растворы солей). Перед цементацией затрубное пространство промывают водой или глинистым раствором до

выравнивания плотности раствора в трубах и за ними. Цемент закачивают цементировочным агрегатом.

При цементации колонны обсадных труб в глинистых или соляных породах цементный раствор, приготовленный на пресной воде, не обеспечивает необходимой герметизации: это объясняется тем, что избыток пресной воды в цементном растворе взаимодействует с этими породами, в результате чего в зоне контакта образуется рыхлый пограничный слой, служащий каналом для перетоков. Качество контакта цемент-глина (цемент-соль) значительно повышается при приготовлении цементного раствора на насыщенном водном растворе соли (360 кг на 1 $м^3$ воды). Промывка скважин перед цементацией и продавка цементного раствора производится насыщенным раствором поваренной соли. Продавливание цементного раствора следует производить при скорости движения его в затрубном пространстве 1,2-1,8 м/с, т. е. закачку раствора на глубоких скважинах целесообразно вести параллельно тремя-четырьмя цементировочными агрегатами.

После окончания цементации скважину оставляют в покое на 16—24 ч для затвердевания цементного раствора. Время схватывания раствора можно изменять добавляя специальные добавки. Ускорителями являются хлористый натрий и хлористый кальций, которые добавляют в раствор в количестве 2—3 % массы сухого цемента. Замедлителями служат ССБ и карбоксилме-тилцеллюлоза (КМЦ), добавляемые в количестве до 1 % массы сухого цемента. Для улучшения свойств раствора в него можно добавлять до 30 % кварцевого песка тонкого помола.

Опрессовка скважин. Обычно пробуренные скважины испытывают на герметичность в два этапа. Первый этап проводится после затвердевания цемента, но до разбуривания цементного башмака. При малой глубине скважин колонна испытывается под давлением, в 2—3 раза превышающем давление рабочего агента в процессе разработки. При больших глубинах (до 1000 м) испытание ведется под давлением 60—100 МПа. Второй этап осуществляется после разбуривания цементного башмака в трубе и под колонной обсадных труб; давление при этом равно двойному давлению рабочего агента.

Испытание герметичности скважин в несколько этапов позволяет сразу установить и ликвидировать нарушения. Герметичность испытывается водой, нагнетаемой в скважину поршневым насосом буровой установки, а при значительной приемистости скважины — центробежным насосом. Воду нагнетают, пока давление не поднимется до заданной величины. Затем, перекрыв задвижку на напорной линии, наблюдают за падением

давления. Отсутствие падения давления в течение часа указывает на надежную цементацию скважины. При появлении воды в затрубном пространстве приступают к повторной цементаци скважины.

8.9. Заканчивание скважин

При вскрытии продуктивного пласта, представляющего какую-то конкретную поровотрещинную среду, с превышением давления промывочных флюидов над давлением пластовых происходит кольматация призабойной части скважины, которая связана с внесением разрушенного материала в пласт, набуханием частиц, образованием эмульсии и адсорбцией молекул промывочных растворов, что снижает проницаемость коллектора. Так, опыт показал, что от 30 до 70 % скважин при их вскрытии по обычной технологии характеризуются низкой водоприёмистостью и требуют специальных обработок пласта (гидроразрыв, солянокислотная ванна и ее обработка, гидроперфорация или торпедирование и т. д.), что увеличивает стоимость сооружения скважин на 20 %.

Уже говорилось о способах вскрытия продуктивных пластов, позволяющих избежать кольматации, в дополнение к этому следует отметить работы М. И. Бирчака, позволивших разработать и внедрить бурение в слабопроницаемых коллекторах с использованием аэрированных растворов ПАВ. Кроме эффекта «бесшламового» вскрытия серного коллектора, это позволило вдвое увеличить скорость бурения скважин и проходку на долото.

Химические методы повышения приемистости скважин основаны на растворимости карбонатного материала осернённых известняков соляной кислотой. В результате растворяющего действия кислоты формируется сеть каналов растворения, образующих пути фильтрации, связывающие малопроницаемые пропластки с участками пласта повышенной проницаемости. В зависимости от характера воздействия кислоты на продуктивный пласт и необходимого радиуса обработки разработаны и внедрены следующие методы: *кислотная ванна* — для очистки поверхности ствола скважины в интервале продуктивного горизонта; *солянокислотная обработка,* проводимая нагнетанием кислоты под давлением, — для интенсивного воздействия соляной кислоты на призабойную зону; *кислотный подруб,* осуществляемый направленными высоконапорными струями кислоты, для обеспечения повышения приемистости в заданном интер-

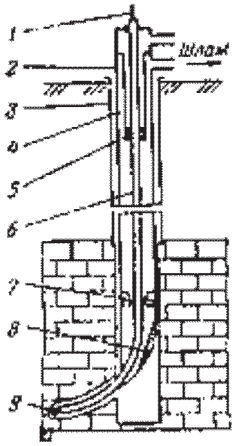


Рис. 8.9. Схема гидроперфоратора с подвижным рабочим органом:

1 — штанга подъемника; *2* — корпус гидроперфоратора; *3* — обсадная колонна скважины; *4* — цилиндр; *5* —поршень; *6* — рабочий орган; *7* — направляющая; *8* — отклоните ль; *9* — ???

вале пласта; площадная кислотная подготовка, основанная на создании депрессионных полей.

Методом кислотной ванны обработаны сотни скважин и получены положительные результаты. Метод солянокислотной обработки применя етсяна 80 % пробуренных добычных скважин. При недостаточном увеличении приемистости скважин в результате первичной обработки проводят повторные кислотные обработки с применением 6—10 м^3 соляной кислоты и нагнетанием ее со скоростью 0,1—0,3 м^3/мин.

Недостаток солянокислотных обработок, заключающийся в закачке кислоты на всю мощность пласта и ее воздействии в наиболее проницаемых пропластках, ликвидируется направленными высоконапорными кислотными струями с последующей продавкой кислоты в пласт, что обеспечивает гидродинамическую связь между скважинами. На Язовском серном месторождении проведено более ста скважин-операций по кислотному подрубу, позволивших вовлечь в эксплуатацию 86 % простаивающих скважин и получить значительный экономический эффект.

Для создания протяженных каналов длиной до 10 м, соединяющих непроницаемую призабойную зону с зоной повышенной проницаемости, Е. А. Степанчиковым и другими разработан выдвижной гидроперфоратор, который осуществляет комбинированное гидромониторное и солянокислотное воздействие на пласт (рис. 8.9).

Последний этап заканчивания скважины — ее испытание. Полностью оборудованная скважина перед пуском в эксплуатацию подготавливается для испытаний герметичности арматуры и трубопроводов. В первую очередь опробуется герметичность вентилей и задвижек, регулирующих расход рабочих флюидов, для чего на добычных колоннах поочередно открывают задвижки на сброс, и, повысив давление воздуха, следят за герметичностью различных узлов добычного оборудования.

8.10. Гидравлическая система скважина-пласт

Гидравлическая система скважина-пласт — систему движения потоков флюидов в пласте, призабойной зоне и эксплуатационной колонне,

обусловленная созданным возмущением в одной либо нескольких соседних скважинах.

Гидравлическая система скважина-пласт определяет важнейшие эксплуатационные параметры скважины, такие как удельный дебит, долговечность, стабильность работы и себестоимость добычи. На характер системы влияют природные и технологические факторы. К природным факторам относят фильтрационные параметры пласта и характеристики пластовой жидкости. К техническим факторам относятся: конструкция скважины, технология вскрытия пласта и интенсивность кольматационных процессов, тип фильтра, режимы эксплуатации. Все эти факторы влияют и на управление системой скважина-пласт.

При выборе технологии сооружения скважины следует ориентироваться прежде всего на максимально возможное снижение потерь напора в гидравлической системе, что улучшает эксплуатационные характеристики скважины.

Потери напора составляют величину, соответствующую понижению уровня жидкости в скважине или разнице между статическим и динамическим уровнями. Под *статическим уровнем* понимают уровень жидкости в стволе скважины, установившийся после вскрытия пласта и оборудования скважины. *Динамический уровень* может быть больше или меньше статического при нагнетании или откачке. С точки зрения гидродинамики процессы откачки или нагнетания аналогичны, хотя на практике при прочих равных условиях эксплуатационные параметры нагнетательной скважины хуже, чем откачной. Это объясняется кольматацией околоскважинной зоны различными примесями, имеющимися в закачной жидкости, и уменьшением объёма порового пространства при репрессии на пласт. При откачке происходит обратный процесс, характеризующийся раскольматацией и выносом мелких и инородных частиц из околоскважинной зоны пласта по мере эксплуатации. В дальнейшем рассмотрим гидравлическую систему скважина-пласт применительно к откачным эксплуатационным скважинам, которую с достаточной степенью достоверности можно экстраполировать на нагнетательные скважины после внесения соответствующей корректировки, основанной на экспериментальных данных.

Потери напора в пласте, обусловленные работой сил трения, определяются на основании положения о том, что поток движется по пути наименьшего сопротивления и выбирает наиболее энергетически выгодное направление.

Мощность реально работающего интервала пласта в околоскважинной зоне определяется методом расходометрии Традиционное несоответ-

ствие реально работающей мощности пласта и общей мощности регулируют учётом несовершенства по степени вскрытия, равного отношению мощности вскрытой части пласта к общей.

При удалении от скважины на расстояние *радиуса влияния* потери напора равны нулю и динамический уровень соответствует статическому.

Анализ характера движения в пласте позволяет сделать полезный вывод для практических работ. Снижение потерь напора в пласте возможно за счет увеличения диаметра скважины и замены в околоскважинной зоне низко проницаемого участка пласта на более проницаемую породу. Увеличение диаметра скважины в интервале продуктивного пласта разумно до определенного предела, при определении которого прежде всего должны учитываться экономические факторы.

Эти выводы, подтверждённые на практике многочисленными экспериментами и данными расходометрии должны быть положены в основу при проектировании рациональных конструкций скважин.

В процессе бурения пласта происходит его кольматация, в результате кокоторой существенно уменьшается поровое пространство, возрастают потери напора, что приводит к снижению дебитов скважин. Известны случаи, когда за счет кольматации скважины, пробуренные на высокопродуктивные горизонты, оказываются непригодными к эксплуатации.

Избежать кольматации удается исключительно редко. Даже при вскрытии пласта с промывной жидкостью, аналогичной по свойствам пластовой, избежать поглощения фильтрата естественного раствора, частиц шлама и уплотнения пород не удается. Поэтому наиболее актуально использование методов, позволяющих разрушить и удалить из скважины закольматированную породу после вскрытия пласта. Для достижения поставленной цели используют различные методы, из которых наиболее простой и эффективный — создание в продуктивном интервале каверны за счет расширения ствола скважины специальным инструментом.

Наряду с удалением закольматированной зоны пласта при создании каверны появляется возможность существенного снижения гидравлического сопротивления в системе скважинапласт в результате замены слабопроницаемых пород на более проницаемый гравий при намыве фильтра. Это обеспечивает несомненный выигрыш в дебите и предотвращает вынос кусков породы.

Наиболее широкое применение нашли гравийные фильтры, формируемые непосредственно в скважине после спуска фильтровой колонны. Такая технология не требует бурения скважин повышенного диаметра, что особенно актуально при больших глубинах скважин. Гравий доставляют

в зону формирования отсыпки различными путями. Наиболее простой и дешевый — засыпка гравия через кольцевое пространство скважины.

Фильтром называют устройство, устанавливаемое в скважину в интервал продуктивного пласта, обеспечивающее пропуск жидкой фазы и задержку твердой фазы по внешнему контуру.

Фильтр или каркас фильтра контактирует либо с материалом гравийного фильтра, либо непосредственно с продуктивным пластом, когда в гравийной обсыпке нет необходимости. Фильтры устанавливают в неустойчивые породы, которые склонны к обрушению, оплыванию и проникновению в скважину при эксплуатации.

Выбор материала фильтра зависит от агрессивности среды, в которой он эксплуатируется. В относительно устойчивых породах, например трещиноватых известняках, доломитах и другие, когда возможные части пластовой породы, поступающей в скважину, можно классифицировать как куски, конструкции фильтров наиболее просты и представлены в виде перфорированных труб с самым разным размером и формой отверстий фильтра.

Основными параметрами фильтра являются: размер отверстий, их форма, протяженность, наружный и внутренний диаметр фильтрующей поверхности, скважность. При выборе рационального размера отверстий фильтра необходимо обеспечить задержание твердой фазы по внешнему контуру при минимуме гидравлического сопротивления.

Бесфильтровыми называют скважины, в которых приемная часть не оборудуется фильтром, а представлена открытым стволом либо полостью различной формы и размеров.

С точки зрения гидродинамики бесфильтровые конструкции скважины предпочтительнее всех остальных, так как появляется возможность снижения общих потерь напора за счет исключения потерь напора в фильтре и гравийной обсыпке. При откачке из бесфильтровой скважины выносится закольматированная порода и такая конструкция становится наиболее перспективной с точки зрения оптимального освоения.

Бесфильтровые скважины оборудуются в основном в продуктивных пластах, представленных устойчивыми породами, либо в слабо сцементированных породах при наличии устойчивой кровли выше интервала продуктивного пласта. Поэтому перед сдачей скважины в эксплуатацию проводят строительную откачку. Она проводится с дебитом, превышающим проектный дебит на 25—50%. При этом формируется полость увеличенного размера, устойчивая при более низком эксплуатационном дебите к перепадам давления при включении и выключении насоса.

Основное ограничение в применении бесфильтровых скважин в продуктивных пластах, представленных слабосцементированными породами — относительная устойчивость кровли. Породы кровли по мере разработки каверны испытывают все большие напряжения, происходит их обрушение, а в скважину выносится большое количество твердой фазы, что приводит к выходу из строя насосного оборудования. Существуют многочисленные решения по созданию искусственной кровли либо упрочнению естественным путем: цементный мост, закачки твердеющих материалов и прочее. Однако по причине сложности проведения таких работ и их недостаточной экономической целесообразности, они не нашли широкого распространения.

В целях поддержания устойчивости бесфильтровой полости при переменном режиме эксплуатации было предложено заполнять формируемую воронку гравием. В этом случае эксплуатационная конструкция скважины без фильтра приобретает вид гравийного фильтра с различием в технологии формирования каверны.

Расширение призабойной зоны геотехнологических скважин является одним из путей повышения их производительности и снижения стоимости бурения и добычи полезных ископаемых. При расширении призабойной зоны происходит увеличение дебита скважин ПВ, что связано с увеличением площади притока технологических растворов и с разрушением зон кольматации продуктивных пластов. Метод скважинной гидродобычи руд требует обязательного расширения скважины в зоне рудного пласта для обеспечения устойчивой и более эффективной работы добычных устройств (гидроэлеваторов, гидромониторов и др.).

При определении величины расширения призабойной зоны технологических скважин ПВ и СГД необходимо учитывать следующие основные факторы: а) размеры добычного оборудования, опускаемого в скважину (фильтры, эрлифты, гидроэлеваторы, гидромониторы и др.); б) эффективное разрушение зон интенсивной кольматации продуктивных горизонтов; в) создание гравийных обсыпок необходимой толщины; г) устойчивость кровли над зоной расширения.

При подземном выщелачивании металлов диаметр зоны расширения определяется толщиной слоя гравийной обсыпки, величина которого оказывает существенное влияние на производительность скважины и срок ее службы.

Практика эксплуатации скважин в различных горно-геологических условиях показала, что наиболее надежны в работе фильтры с гравийной обсыпкой толщиной 150—200 мм. С учетом зазоров между фильтром и

стенками скважины зона расширения должна составлять 100—120 мм, а иногда и более. Это обеспечивает во многих случаях разрушение зоны кольматации.

Расширение призабойной зоны буровых скважин может осуществляться по разнообразным схемам, требующим соответственно различных технических средств. В практике сооружения гидрогеологических и технологических скважин различного назначения наиболее широко применяют три способа расширения призабойной зоны: механический, гидродинамический и комбинированный. Для скважин подземного выщелачивания предпочтение следует отдать механическому и особенно комбинированному способу, основанному на механическом разрушении горных пород с использованием энергии струи промывочной жидкости. При сооружении скважин для СГД можем широко примененять гидродинамический способ расширения призабойной зоны. На эффективность расширения призабойной зоны скважин большое влияние оказывает конструкция расширителя и режим его работы. При сооружении технологических скважин ПВ и СГД находят применение расширители механические, показанные на рис. 8.10.

Режущие лопасти расширителя выводятся в рабочее положение посредством поршня, приводимого в движение потоком жидкости, нагнетаемой буровым насосом.

Экспресс-опробование скважины. В процессе сооружения, опробования или ремонта скважин часто необходимо оперативно определить дебит скважины, оценить гидродинамическое состояние околоскважинной зоны пласта, фильтра. Традиционно такие данные можно получить при откачке, которая требует времени, монтажа (демонтажа) насоса или эрлифта, отвода и утилизации сточных вод. Сложно определить дебит резервных скважин, другого назначения, которые некоторое время простаивали. Откачка из таких скважин сопряжена демонтажом установленного устьевого оборудования.

Разработан метод, обеспечивающий получение оперативной информации о дебите скважины, ее тех-

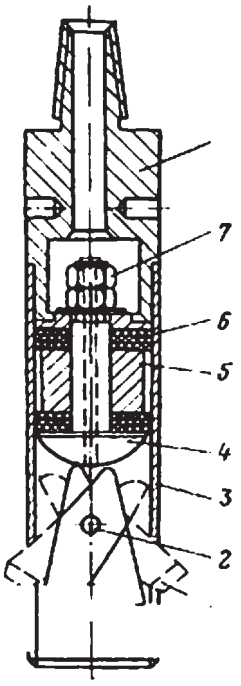


Рис. 8.10. Расширитель механический

1 — режущие лопасти, *2* — втулка, *3* — корпус расширителя, *4* — нажимное устройство, *5* — корпус поршня, *6* — резиновая манжета, *7* — гайка, *8* — переходник

ническом состоянии. Возможность измерения фильтрационных параметров околоскважинной зоны делает метод незаменимым при внедрении новых технологий вскрытия пласта, типов промывочной жидкости, конструкций фильтров, фракций гравийной обсыпки и т. д. Метод основан на анализе реакций скважины на возбуждения, в результате которого определяют фильтрационные характеристики околоскважинной зоны. При возбуждении скважины возникает перепад давления, начинается фильтрация и со временем давление уравновешивается. Чем быстрее происходит выравнивание давления, тем лучше фильтрационные параметры околоскважинной зоны и более совершенна конструкция скважины.

Применение данного метода в процессе сооружения скважины позволяет на базе изменения фильтрационных параметров околосква-жинной зоны и сопротивления системы скважина-пласт оценить эффективность использования тех или иных методов. При ремонтно-восстановительных работах, раскольматации и освоении скважин экспресс-опробование обеспечивает без прекращения работ выбор рациональных режимов и прежде всего времени обработки. Обычно удаление кольматирующих осадков из околоскважинной зоны и с поверхности фильтра идет наиболее интенсивно на начальном этапе обработки и освоения. Со временем интенсивность снижения гидравлического сопротивления околоскважинной зоны уменьшается и дальнейшая обработка неэффективна. Следует периодически прекращать работы и проводить откачку, что из-за сложности операций на практике не производится. Экспресс-метод не требует прекращения обработки и существенно экономит время.

Экспресс-опробование осуществляется специальным измерительным комплексом. Он состоит из датчика давления, устанавливаемого в скважину, соединенного посредством канала связи с первичным преобразователем, расположенным на поверхности. Первичный сигнал, поступающий из скважины, преобразуется во вторичном приборе.

Применение метода показало его высокую сходимость с данными откачки, возможность оперативной диагностики скважины и экономии средств.

Изоляция пластов. В процессе сооружения скважин в качестве основного требования выдвигается необходимость надежной изоляции пластов друг от друга и исключение гидравлической связи между ними. Традиционно пласты изолируются друг от друга обсадной трубой с последующей ее цементацией. Техника и технология крепления скважин обсадными трубами подробно описана и рассмотрена в работах А.Д. Башкатова и других исследователей.

В ряде случаев, например при изоляции интервалов, представленных сильно трещиноватыми кавернозными породами, наблюдается поглощение цементного раствора, иногда катастрофическое. В таких условиях вполне вероятно образование заколонных перетоков, которые, постепенно развиваясь, обусловливают устойчивую гидравлическую связь между горизонтами.

При опасности возникновения заколонных перетоков ствол скважины необходимо определенным способом подготавливать перед проведением изоляционных работ. Аналогичные мероприятия рекомендуется осуществлять при бурении в процессе проходки зон поглощения, карстообразования в целях экономии труб и оптимизации конструкции скважины.

В зависимости от интенсивности поглощения, степени трещино-ватости применяют различные методы. При незначительных поглощениях используют наиболее простой и дешевый — выбор рационального типа промывочной жидкости. Хорошо зарекомендовали себя глинистые растворы с низкой водоотдачей, гипановые растворы. Целесообразна добавка жидкого стекла. Установлено, что при контакте водогипанового раствора с глинистыми частицами формируется гель, который достаточно надежно изолирует зоны поглощения. Структурные характеристики геля возрастают с течением времени, и он преобразуется в устойчивую систему, обеспечивающую беспрерывное бурение и изоляцию пластов друг от друга при креплении и последующей эксплуатации.

Метод поинтервального тампонирования используют в случаях, когда подбором раствора избежать поглощения не удается. Суть метода заключается в том, что в обломочные породы, карстовые полости закачивается глинистый или цементный материал, который затирается специальным инструментом в стенки скважины. Глинистый или цементный материал доставляется в интервал тампонирования в контейнерах или кусках. Специальным инструментом, тампонажный материал затирается в пласт, заполняя трещины, полости и каверны. Со временем глинистые частицы увеличиваются в объеме, еще с большей надежностью заполняя открытое пространство. При интенсивных поглощениях для создания структуры или каркаса в зону тампонирования закачивают гравий или крупнозернистый песок, инертные материалы.

Взаимодействие скважин. При эксплуатации каждая из скважин определенным образом взаимодействует с пластом и создается система скважина-пласт, описанная ранее. Разработка месторождений методом подземного выщелачивания предполагает сооружение комплекса закачных и откачных скважин, которые влияют друг на друга по мере отработки

месторождения. На основе анализа взаимодействия скважин друг с другом выбирают наиболее перспективную систему расположения скважин, их число, режим эксплуатации и характер изменения режимов эксплуатации по мере отработки блока месторождения в целях снижения себестоимости полезного компонента и его наиболее полного извлечения.

Под воздействием скважин понимают их влияние друг на друга по мере эксплуатации. Влияние скважин выражается в основном через изменение формы поверхности депрессионной воронки при откачной скважины и бугра налива для закачной.

Закачные скважины служат для нагнетания жидкости в пласт и создания гидродинамического подпора. Таким образом искусственно увеличивают пластовое давление, обеспечивают преимущественное направление движения рабочих растворов от закачной к откачной скважине, увеличивают скорости фильтрации, а следовательно и добычу полезного компонента и способствуют более полному и равномерному отрабатыванию месторождения.

Взаимодействие скважин зависит от целого ряда условий, среди которых фильтрационные параметры продуктивного пласта, его неоднородность, расположение скважин, их конструкция, режимы нагнетания и откачки. Расчет взаимодействия скважин базируется на анализе эксплуатации одиночной скважины в пласте с заданными горно-геологическими параметрами. Например, работа нагнетательной скважины проявляется в том, что на определенном расстоянии от нее увеличивается пластовое давление, проявляющееся в снижении статического уровня. Если на определенном расстоянии от одной нагнетательной скважины пробурена другая нагнетательная скважина, то поле повышения давления от первой накладывается на вторую и наоборот.

При сооружении в поле взаимодействия нагнетательных скважин откачной скважины на поверхность бугра налива накладывается депрессионная воронка, которая принимает в результате более сложную форму.

С увеличением расстояния и ухудшением фильтрационных параметров пласта влияние скважин друг на друга снижается, а при повышении расхода нагнетания и откачки — увеличивается.

8.11. Исследования в скважинах и их документация

Перед оборудованием пробуренных скважин необходимо провести цикл геологических и гидрогеологических работ по опробованию про-

дуктивного горизонта. Геофизические исследования скважин обязательны для определения физической и уточнения гидрогеологической характеристик продуктивной толщи. Каждый пласт обладает определенными физическими свойствами (электропроводностью, твердостью, радиоактивностью и др.), которые зависят от литологического состава пород, их пористости, проницаемости и др. Следовательно, измеряя по глубине скважины физические свойства пород, можно получить представление о геологическом разрезе скважины.

Для изучения характеристик пласта применяются электрический каротаж, кавернометрия, инклинометрия, термокаротаж и др.

Электро каротаж. Горные породы обладают разным удельным электросопротивлением, величина которого определяется прежде всего их пористостью. Электрический каротаж сводится к измерению кажущегося удельного сопротивления (КС) и потенциала естественного электрического поля (ПС). КС замеряется каротажными зондом, представляющие систему из трех электродов. Через один из них пропускается постоянный электрический ток, который, проходя по горному массиву, замыкается на поверхности с четвертым электродом. Этим в скважине создается электрическое поле, а между другими электродами возникает разность потенциалов, зависящая от силы тока и удельного сопротивления пород. Зная силу тока и замеряя разность потенциалов на измерительных электродах, можно определить КС горных пород. Величина ПС отражает разность потенциалов между электродами в скважине и заземленным на поверхности электродом.

Результаты измерений ПС и КС по глубине .скважины характеризуют электропроводимость и следовательно, гидравлическую проницаемость горных пород. Для уточнения результатов электрокаротажа целесообразно проведение резистивиметрии (измерение скорости уменьшения концентрации соленых вод), которая четко выделяет зоны повышенного тока по всей глубине скважины, а также нейтронного каротажа и гамма-каротажа. Последние позволяют расчленить геологический разрез, определить литологические свойства пород и границы пористых участков, содержащих влагу.

Термокаротаж скважины применяется для выделения слоев с различными температурными свойствами, а следовательно, и с различным литологическим составом.

Кавернометрия (определение истинного диаметра скважины) применяется для косвенного определения пористости (плотности) и тре-щиноватости пород.

Инклинометрия (замер кривизны скважины) применяется для определения положения ствола скважины в пространстве. Одновременно измеряются угол наклона и азимут искривления скважины.

Расходометрия — метод послойного определения дебита скважины с помощью прибора с крыльчаткой, который перемещается по глубине скважины. Вращающееся движение крыльчатки преобразуется в пульсацию электрического тока, который считывается электромеханическим датчиком.

Резистивиметрия — наблюдение изменения удельного сопротивления раствора в скважине после искусственного повышения его минерализации. Резистивиметрия позволяет установить место притока в скважину и скорость фильтрации по участкам залежи.

Сопоставление результатов комплексного геологического, гидрогеологического и геофизического исследований дает полную характеристику свойств полезного ископаемого и вмещающих его пород.

Документация пробуренных скважин. Все данные наблюдений и исследований в процессе вскрытия месторождения систематически фиксируются. Перед бурением скважин составляют план горных работ, где указывается порядок бурения и сдачи скважин в эксплуатацию. При бурении каждой добычной скважины составляются следующие документы: геолого-технический наряд и буровой журнал для указания параметров бурения, описания керна и последующего построения геологического разреза; акты: о заложении скважины с указанием точного ее местоположения; контрольного замера глубины скважины; на скрытые работы, в котором указывается порядок бурения и разбуривания скважины; об обсадке и цементации скважины; о замере искривления скважины; отчеты о проведении гидрогеологических (табличный материал и выводы) и геофизических исследований (с приложением всех полученных диаграмм); акт об оборудовании скважины добычными трубами с указанием точного их расположения по отношению к почве залежи; геолого-технический паспорт скважины, дающий все основные сведения по ее геологии и гидрогеологии.

Контрольные вопросы:

1. На чём основан а классификация способов вскрытия месторождения?
2. От чего зависит конструкция добычной скважины?
3. В чём преимущество наклоннонаправленных и горизонтальнонаправленных способов бурения скважин?
4. В чём суть заканчивая скважины?
5. Как используются добычные скважины перед пуском в работе?

Литература

1. Аренс В.Ж. Вскрытие месторождения полезных ископаемых при физико-химических методах добычи. М., изд. МГИ, 1968.
2. Аренс В.Ж., Полкунов В.Ф. и др. Подготовка месторождений самородной серы методами ПВС. М., Изд. ГИГХС, 1970.
3. Башкатов Д.Н., Попков А.В., Коломиец А.М. Прогрессивные технологические сооружения гидрогеологических скважин. М, Недра, 1995.
4. А.Д. Башкатов Прогрессивные технологии сооружения скважин. М., Недра, 2004.
5. Башкатов А.Д. Создание высокодебитных скважин. М, Недра 1992.
6. Бобко П.С., Резников В.А. и др. Основные требования к строительству скважин при подземном растворении солей. Материалы семинара-симпозиума «Бурение геотехнологических скважин». М., изд. ГИГХС, 1984.
7. Добыча урана методом подземного выщелачивания. М, Недра, 1983.
8. Калинин А.Г., Кульчицкий В.В. Естественное и искусственное искривление скважин М., ИКИ, 2006.
9. Осипов Г.М. и др. Опыт сооружения геотехнологических скважин с применением станка СБШ-250 МИ. Горн. журн. 1983, №12. С. 31—32.
10. Реутский В.Ф. и др. Устройство для создания направленных подземных выработок через скважины. М, НИИТЭХИМ, 1979.
11. Семашко И.А., Моисеев А.Ф. и др. Бурение и оборудование геотехнологических скважин. М., Недра, 1984.
12. Справочник по бурению и оборудованию для скважин на воду. М, Недра, 1972.

9. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Под системой разработки месторождений полезных ископаемых ФХМГ понимается порядок расположения, проходки и включения в работу добычных и вспомогательных скважин (выработок). Система разработки может быть признана рациональной, если она выбрана в результате комплексного анализа показателей возможных вариантов разработки залежи с учетом геологических, гидрогеологических, технологических, экологических и экономических факторов.

9.1. Классификация систем разработки

В основу классификации систем разработки при традиционной технологии добычи закладываются самые разнообразные принципы. Например, системы подземной разработки рудных месторождений обычно классифицируются по способу управления горным давлением. Этот принцип классификации можно использовать и при некоторых геотехнологических методах, например при скважинной гидродобыче, где можно выделить следующие системы: с открытым очистным пространством (рис. 9.1), которые эффективны при устойчивых покрывающих породах; с обрушением вмещающих пород или их плавной посадкой (рис. 9.2); с закладкой выработанного пространства (рис. 9.3).

В основу других классификаций положены способы подготовки залежи к ведению технологического процесса, порядок разработки месторождения, его геологическая характеристика, порядок ведения подготовительных, нарезных и очистных работ, метод воздействия на пласт, схема движения рабочих агентов и продуктивных флюидов и т.д.

По некоторой аналогии с нефтяниками классифицировать системы разработок ФХМГ можно по форме расположения добычных и вспомогательных скважин: линейными рядами (рис. 9.4) или ячейками. В свою очередь, системы разработки рядами могут подразделяться по форме рядов (замкнутые и незамкнутые), взаимному расположению рядов и скважин (с выдержанным расстоянием между скважинами и с уплотнением в центральной части), степени уплотнения (малая, средняя, большая), темпу ввода скважин в эксплуатацию (одновременный ввод целого блока скважин или постепенный рядами), порядку ввода скважин в эксплуатацию, в отношении структуры залежи (по простиранию, падению, восстанию) и т.д.

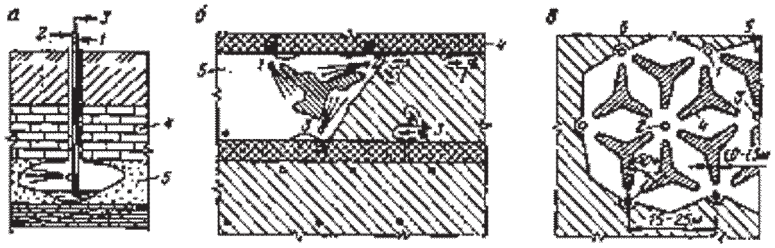


Рис. 9.1 Система разработки при СГД с открытым очистным пространством:
а — одиночная камерная; *1* — вода; *2* — сжатый воздух; *3* — пульпа; *4* — кровля; *5* — руда; *б* — блоковая с ленточными целиками; *в* — камерная с звездообразными целиками (МГРИ); *1—3* — добычные скважины; *4* — целик; *5* — добычная камера; *6* — массив

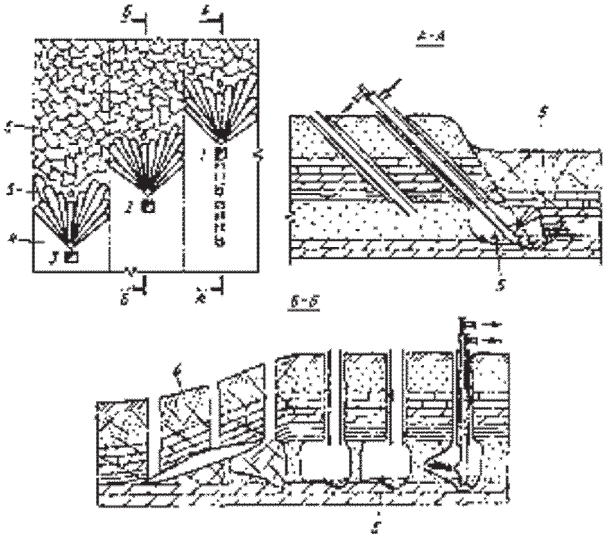


Рис. 9.2 Система разработки с обрушением:
1—3 — добычные агрегаты; *4* — отрабатываемая камера; *5* — заходки; *6* — обрушенная камера

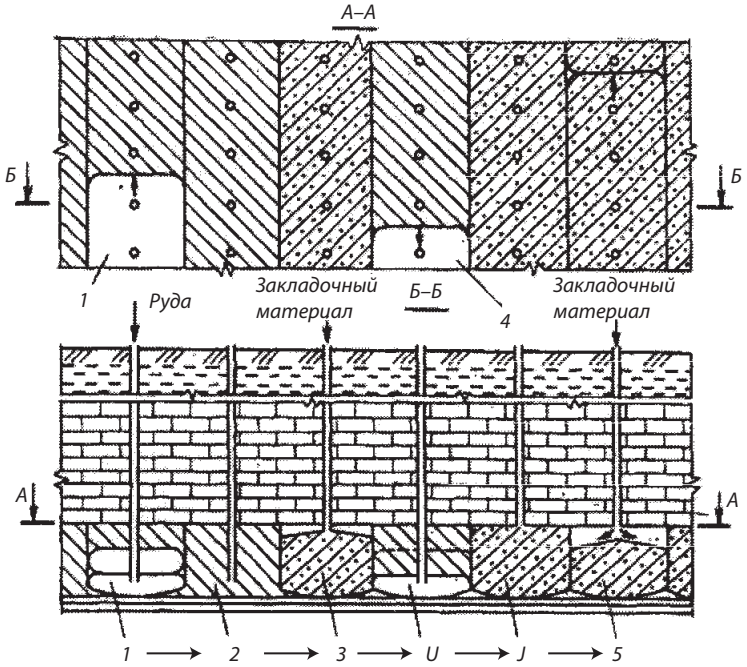


Рис. 9.3. Система разработки при СГД с закладкой выработанного пространства:
1 — разрабатываемый блок; *2* — целик; *3* — закладываемые блоки; *4* — разработка целиков; *5* — закладка отработанных целиков

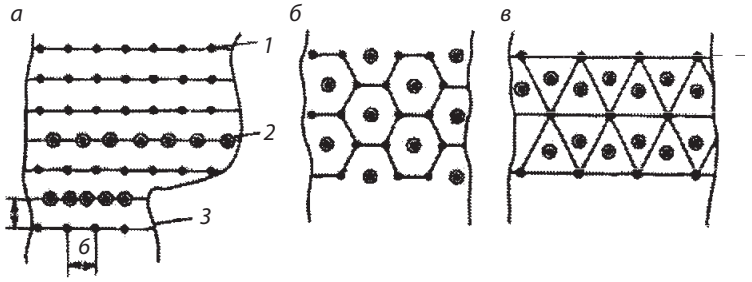


Рис. 9.4. Системы расположения скважин:
а — рядами (прямоугольные, шахматные); *б* — гексагональная ячейка; *в* — треугольная ячейка; скважины: *1* — откачные; *2* — закачные; *3* — контур рудной залежи

Таблица 9.1.

Классификация систем разработки по способу подготовки месторождения

Индекс системы	Название системы разработки месторождения	Технологическая схема
I	Скважинами-камерами	Отдельными скважинами Сдвоенными скважинами
II	Взаимодействующими скважинами	Рядами Ячейками
III	Скважинами и подземными выработками	Скважинами с поверхности и выработками
		Выработками и скважинами из них
IV	Традиционная	Орошение магазина
		Орошение отработанных блоков
V	Кучное	Орошение кучи
		Орошение слоями

Не всегда геотехнологические методы осуществимы через скважины с поверхности. В ряде случаев их используют при традиционных способах разработки месторождений.

Если классифицировать системы разработки при геотехнологических методах добычи по способу подготовки месторождения (табл. 9.1), то можно выделить системы разработки месторождений:

- отдельными скважинами-камерами (например, разработка месторождений калийной соли через отдельные скважины);

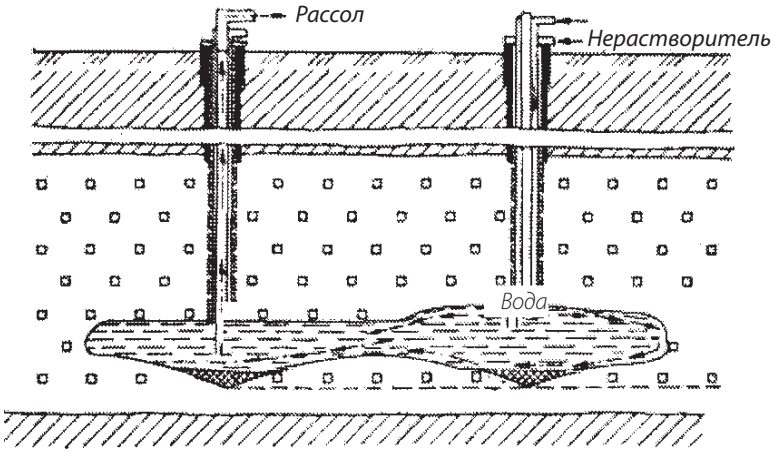


Рис. 9.5. Камерная система отработки соляной залежи через сдвоенные скважины (батарейный метод)

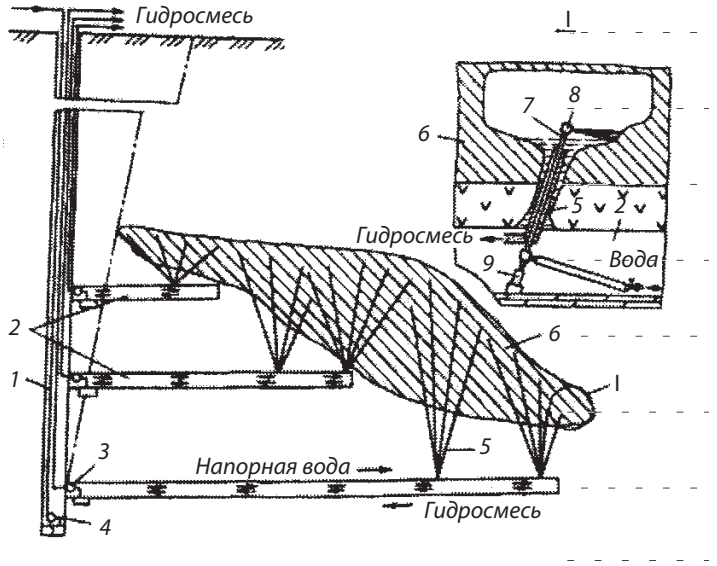


Рис. 9.6. Комбинированная система разработки СГД из подземных выработок и скважинами:

1 — ствол шахты; *2* — горизонтальные полевые выработки; *3* — землесос; *4* — водоотливной насос; *5* —добычные скважины; *6* — рудное тело; *7* — водовод; *8* — гидромонитор; *9* — устройство для монтажа секций водовода и подачи гидромонитора на забой

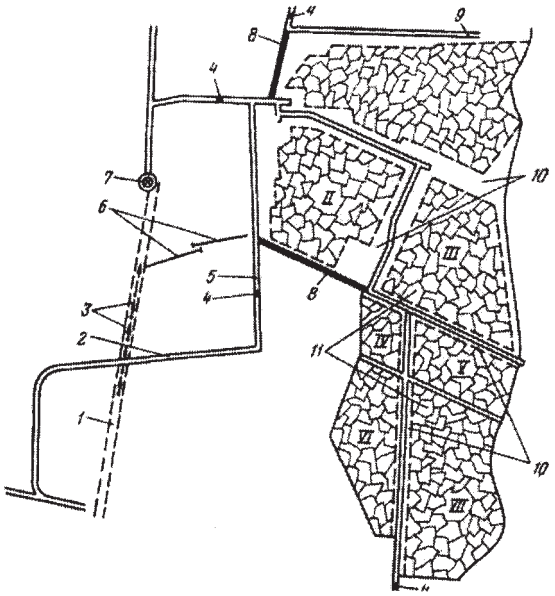


Рис. 9.8. Схема довыщелачивания ранее отработанных блоков:
1 — полевой штрек; *2* — специальная дренажная выработка; *3* — вертикальные скважины гидробарьера; *4* — перемычки; *5* — дренажный штрек; *6* — наклонные скважины гидробарьера, *7* — ствол шахты; *8* — заложенные упрочненной закладкой выработки; *9* — орт; *10* — междублоковые целики; *11* — руда; I—VII — выщелоченные блоки

- взаимодействующими скважинами (подземная выплавка серы, подземное выщелачивание металлов, сплошная разработка месторождений каменной соли, подземная газификация угля и т. д.), система с отработкой двух и более горизонтов ярусами с совместной и раздельной эксплуатацией;

- сочетающие традиционную технологию добычи со скважинной (подземное выщелачивание металлов);

- характерные для традиционных методов добычи полезных ископаемых, но использующие геотехнологический принцип перевода полезных ископаемых в подвижное состояние (подземное лугование при шахтной добыче соли, подземное выщелачивание металлов из отработанных блоков).

Система кучного выщелачивания металлов из отвалов бедных и забалансовых руд основана на создании под кучей гидронепроницаемого основания из глины, пластика, который соединяют с дренажными выработками. На гидронепроницаемом основании формируют дренажный слой (1,5—2 м) крупнокусковой руды, на который отсыпают слой дробле-

ной руды высотой 5—10 м и укладывают оросительную систему для подачи выщелачиваемого раствора. В ряде случаев на отработанный слой укладывают новое гидронепроницаемое основание, на которое отсыпают 5—10-метровый слой дробленой руды. Иногда количество слоев увеличивают до 3—4.

9.2. Выбор системы разработки месторождения

Исходными данными для выбора системы разработки служат плановая производственная мощность предприятия, и физико-геологическая обстановка залежи полезного ископаемого, производственная мощность предприятия устанавливается при разработке проекта и обосновывается наличием запасов полезного ископаемого, коэффициентом извлечения из недр и сроком службы предприятия, а также спросом на продукцию.

Физико-геологическая обстановка определяется такими факторами, как физические, химические, геологические, гидрогеологические характеристики полезного ископаемого, рудного тела и массива в целом. Значительно влияют на показатели работы предприятия, являются экономико-географические условия.

При анализе факторов, влияющих на систему разработки, для каждого конкретного месторождения необходимо выделять главные и второстепенные. К первым прежде всего следует относить какое-либо свойство или фактор, которое определяет существо данного метода отработки месторождения. Например, для многих ФХМГ таким фактором будет проницаемость, для других — текстура и структура полезного ископаемого, для третьих — гидрогеологические условия залежи, для четвертых — количество нерастворимых и т. д.

Выбрать систему разработки — это значит правильно определить направление отработки залежи в целом и установить сетку размещения скважин.

Не может быть единой системы разработки для всех месторождений. Даже для одного месторождения какая-то система разработки может рекомендоваться для одних участков, другая для других, т. е. рациональное размещение скважин должно обеспечить технологичность выемки полезного ископаемого и получение наивысших технико-экономических показателей.

При проектировании системы разработки должны удовлетворяться следующие условия: соблюдение правил эксплуатации и охраны недр;

учет производственных, экономических, географических и физико-геологических особенностей разработки залежи; обеспечение экономически целесообразного извлечения полезного ископаемого.

Основными элементами системы разработки являются: направление отработки; сетка скважин (расстояние между скважинами); порядок ввода скважин в эксплуатацию во времени и пространстве.

Направление отработки определяется с учетом элементов залегания, формы залежи, региональных гидрогеологических условий. По этим факторам в плане месторождения выделяются первоочередные объекты разработки. Направление отработки должно учитывать естественное движение пластовых вод, а также структуру пласта. Она может вестись по падению, восстанию или простиранию рудного тела. Желательно, чтобы область отработки достигла границ залежи.

При выборе последовательности отработки отдельных участков необходимо стремиться к обеспечению минимального числа стыковок отработанных и вновь вводимых участков, поскольку это ведет к потере рабочих агентов и продуктивных флюидов.

Скважины располагаются по площади залежи по какой-то определенной геометрической сетке, например кольцами или рядами. Сетка расположения скважин в зависимости от производительности пласта и других физико-геологических условий разработки может быть равномерная и неравномерная. Равномерная сетка может быть квадратной, треугольной, пяти- и шестиугольной. Геометрический расчет показывает, что треугольная сетка скважин в сравнении с квадратной позволяет более полно охватить месторождение зоной отработки, в то же время при треугольной сетке на 15 % возрастает число скважин, приходящихся на единицу площади, и снижается площадь целиков. При одинаковом расстоянии между скважинами l (м) площадь S (м^2) ее охвата определяется по формуле

$$l = 1{,}075\sqrt{S} \tag{9.1}$$

При наклонном расположении пластов или направленной фильтрации скважины целесообразно располагать по вершинам не равносторонних, а равнобедренных треугольников. В этом случае расстояние между рядами берется больше, чем между скважинами.

Расстояния между скважинами, определяют наименьшее число скважин для разработки залежи (учитывают вопросы экономики вскрытия), но выбираются в соответствии с технологическими требованиями метода. Для выбора расстояния между скважинами необходимо учитывать физи-

ко-геологические условия (мощность, структурную форму, коллекторские свойства, гидрогеологический режим и т.д.), взаимодействие (интерференцию) скважин, задаться конечным извлечением (по мере увеличения плотности сетки скважин извлечение полезного ископаемого растет, но темп его роста постепенно замедляется. В тоже время снижаются запасы, приходящие на одну скважину, и увеличиваются затраты на вскрытие месторождения. Таким образом, для каждого конкретного месторождения (или его участка) существует оптимальная плотность сетки скважин, отвечающая наиболее экономичным показателем эксплуатации.

При определении расстояний между скважинами учитывают:

- глубину залегания залежи (в общем случае при прочих равных условиях чем глубже месторождение, тем реже сетка);
- ширина залежи, мощность рудовмещающих горизонтов, состав руд и т.д.
- технологичность процесса добычи (в конкретных ГМ можно осуществлять процесс добычи только на каких-то определенных расстояниях между добычными скважинами);
- извлекаемость полезного ископаемого при различных сетках скважин;
- производительность пласта — каждая скважина должна обеспечить получение заданного объема добычи: при конкретных данных по мощности залежи, содержанию полезного компонента и коэффициенту извлечения сетка скважин позволяет рассчитывать извлекаемые запасы;
- условия залегания (для горизонтального и наклонного пластов расстояние между скважинами должно быть разным. Необходимо считаться с наличием тектонических нарушений и граничных зон залежи).

Кроме перечисленных факторов при выборе сетки скважин следует учитывать неоднородность пласта и, особенно, характер рельефа, его почвы, располагая добычные скважины в углублениях почвы рудного тела.

В ряде ГМ (например, подземное растворение солей) сетка скважин прежде всего определяется устойчивостью кровли камер растворения, причем зависимость размеров целиков и камер растворения определяется расчетным путем.

Расстояние между скважинами можно определить из расчета окупаемости затрат на сооружение скважины и ее эксплуатацию

$$zl = \frac{Б_и}{m\rho\eta},$$

где $Б_и$ — извлекаемые запасы, реализация которых покрывает затраты на добычу; η — мощность пласта; m -коэффициент извлечения; zl — параметры сетки скважин, ρ — плотность руды.

Увеличение извлечения в результате уплотнения сетки скважин влечет повышение затрат на добычу. При этом возникает задача определения рациональной сетки скважин. Размещение добычных скважин, отвечающее требованиям рациональной отработки месторождения, может быть определено в результате анализа технико-экономической модели процесса. В качестве критерия оптимизации параметров сетки скважин может быть принят максимум суммарной прибыли предприятия, получаемой в результате отработки месторождения, так как он учитывает целевые показатели — коэффициент извлечения и затраты на добычу.

Задача о наиболее эффективном размещении скважин, отвечающем оптимальным значениям затрат и извлечения, с учётом влияния горно-геологических, технологических и технико-экономических факторов на извлечение и величину затрат является типичной задачей оптимизации.

Прибыль предприятия определяется разностью стоимости реализованной продукции и её себестоимостью. Стоимость реализованной продукции является функцией совокупности постоянных и переменных параметров, в том числе и параметров сетки расположения добычных скважин, оказывающих влияние на коэффициент извлечения.

Себестоимость продукции определяется затратами по различным статьям расходов, величина которых зависит от принимаемой системы отработки месторождения и параметров технологии.

Значительное влияние на себестоимость продукции оказывает общее число скважин, определяемое параметрами сетки скважин. Характер влияния числа добычных скважин на различные статьи расходов определяется в каждом случае, исходя из принятой методики определения себестоимости.

Математически проблема выбора наиболее рациональной сетки скважин заключается в максимизации целевой функции при наличии начальных и граничных условий. Недостаток максимизируемой функции (отсутствие учета ценности неизвлекаемой части запасов месторождения) может быть устранен путем введения величины ущерба, связанной с недоизвлечением части балансовых запасов.

Для расчета параметров сетки добычных скважин, соответствующих максимальному экономически целесообразному коэффициенту извлечения, следует максимизировать суммарную прибыль предприятия, получаемую в результате отработки месторождения с учетом ценности теряемых балансовых запасов.

Для конкретного составления технико-экономической модели процесса необходимо установить ряд зависимостей, из которых к основным

относится зависимость коэффициента извлечения от параметров сетки расположения скважин.

В качестве примера рассмотрим задачу об определении сетки расположения добычных скважин при разработке серных месторождений методом подземной выплавки (ПВС).

Потери при ПВС, возникающие вследствие расположения скважин, обусловлены образованием зон пласта, не подверженных плавлению. Они определяются неоднородностью пласта как по простиранию, так и по мощности, а также особенностями процесса распространения температурного поля, возникающими из-за различия плотностей инжектируемой и пластовой воды. Начальный этап изучения влияния плотности размещения скважин на извлечение серы — исследование процесса в однородном пласте. Для этого была проведена серия опытов на модели ПВС из эквивалентных материалов.

Характеристикой квадратной сетки расположения добычных скважин служило отношение расстояния между добычными скважинами l к мощности пласта *m*. Сопоставление извлечения проводилось в условиях равных затрат теплоносителя и длительности его воздействия на пласт.

Исследование образовавшихся в результате воздействия на пласт зон плавления показало, что с увеличением плотности сетки скважин увеличивается равномерность отработки пласта, о чем наглядно свидетельствовали разрезы зон плавления и расчеты коэффициента извлечения. Характер изменения коэффициента извлечения в зависимости от плотности сетки скважин в исследуемом процессе может быть аппроксимирован линейной зависимостью. На основе этого вывода была получена линейная зависимость коэффициента извлечения, определяемого системой разработки, от параметров сетки скважин, которая является следствием сопоставления геометрических форм зоны плавления, характеризуемой расстоянием между добычными скважинами и средним значением угла α между образующей зоны плавления и почвой пласта, с объемом части пласта, приходящейся на одну скважину. Данная зависимость выводится из предположения отсутствия теплового и гидродинамического взаимодействия добычных скважин, что возможно, если доля влияния на прогрев пласта, обусловленная взаимодействием скважин, незначительна. Рассматривая стационарную задачу, полагаем α постоянной величиной, которая не зависит от времени и координаты пласта. В предлагаемой зависимости под а понимается среднее значение угла на конечный момент воздействия на пласт.

$$\eta_p = 1 - \frac{l}{m}\frac{tg\alpha}{\rho\eta} \qquad (9.3)$$

При изложенных допущениях полученная зависимость может быть использована для определения оптимальной сетки скважин при разработке серных месторождений методом ПВС. Для иллюстрации ограничимся несложным случаем, сведя задачу к исследованию функции одной переменной /. Затраты на добычу серы могут быть разделены на затраты, зависящие и не зависящие от числа добычных скважин. Установление степени влияния числа добычных скважин *n* на различные статьи расхода является вопросом экономических исследований, поэтому здесь ограничимся условным делением общих затрат. К затратам *c,* зависящим от числа добычных скважин, относятся затраты на бурение и оборудование добычных скважин, к не зависящим — все прочие расходы.

Максимальному значению прибыли будет соответствовать оптимальная сетка скважин, расстояние между которыми определяется эмпирически.

Оптимальная плотность расположения скважин и время их отработки определяются методом расчетных вариантов.

Решение вопроса о расположении добычных скважин при различных геотехнологических методах может быть достигнуто в результате анализа технико-экономических моделей процессов, составленных на основе физических и экономических исследований.

9.3. Порядок ввода скважин в эксплуатацию

При вводе скважин в эксплуатацию определяется темп разработки месторождения, количество одновременно работающих скважин и очередность их включения в работу.

Темп ввода скважин в эксплуатацию должен обеспечить равномерность добычи в среднем по участку, полю, руднику. Каждая добычная скважина за срок своей работы характеризуется подъемом добычи, ее максимумом и плавным уменьшением, поэтому для поддержания средней добычи рудника одновременно должны работать скважины на различных режимах добычи при максимальных, средних и минимальных показателях.

Время отработки добычнойскважины определяем из формулы:

$$\tau = Б_з q_m \eta / (24Q), \qquad (9.4)$$

где Q — часовой расход в скважину рабочих агентов; $Б_з$ — балансовые запасы. Причем время работы скважины должно превышать время ее бурения и подготовки.

$$n = A / A_{скв}, \tag{9.5}$$

где A — плановый объем добычи, т/мес; $A_{скв}$ — объем добычи из одной скважины, т/мес.

Число одновременно работающих скважин должно обеспечить заданную производительность предприятия

Однако, как показал опыт, производительность добычной скважины во времени носит случайный характер и заметно отличается от среднерасчетной. Это требует увеличения числа работающих скважин, а также создания резерва скважин. Общее число необходимых скважин N_c, устойчиво обеспечивающих заданный объем добычи, можно определить по формуле

$$N_c = kA\tau / A_1 \tag{9.6}$$

где A_1 — средняя добыча из скважины за весь срок службы; $к$ — коэффициент запаса (зависит от конкретных геологических условий и учитывает неравномерность производительности скважин во времени).

Порядок включения скважин в работу определяется общим направлением отработки и условием поддержания единого фронта работ. Эксплуатация месторождения может вестись одиночными скважинами, блоками скважин и рядами. Выбор систем определяет физико-геологическая обстановка. Например, блочную систему целесообразно использовать при высокой проницаемости пласта, так как взаимодействие скважин создает дополнительное сопротивление и позволяет более равномерно распределять рабочие агенты по залежи. Систему отработки рядами целесообразно использовать при низкой проницаемости массива, поскольку опережающие ряды можно использовать как водоотливные.

9.4. Потери и разубоживание полезного ископаемого

При экономической оценке геотехнологических методов нельзя говорить о потерях и разубоживании полезного ископаемого и об их влиянии на технико-экономические показатели метода, так как руда в ряде случаев вообще не добывается. Разубоживание (в данном случае правильнее назвать его загрязнением) полезного ископаемого пустой породой при геотехнологических методах практически незначительно, причем извлечен-

ный продукт можно очищать, а иногда и перерабатывать непосредственно у скважины.

Как правило, геотехнологические методы характеризуются небольшой степенью извлечения, однако говорить о безвозвратных потерях в этом случае неследует, так как неизвлеченное полезное ископаемое остается на месте залегания, хотя при этом нарушается его распределение по площади и мощности залежи. После разработки месторождение становится беднее, но его последующая эксплуатация вполне реальна. Не исключена возможность и повторной разработки месторождения. Использовать «Единую инструкцию по учету потерь и разубоживания твердых полезных ископаемых при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений» для учета потерь при геотехнологических методах не представляется возможным. Необходима новая инструкция по оценке потерь.

Эффективность разработки любого месторождения характеризуется коэффициентом извлечения полезного ископаемого — отношением извлекаемого объема к общим запасам.

В силу специфики геотехнологических методов при оценке их следует использовать текущий, конечный и максимальный коэффициенты извлечения, которые определяют соответственно добычу к текущему моменту, к моменту завершения эксплуатации (остановки работы скважины) и предельно возможный объем добычи. Степень извлечения во многом зависит от текстуры и структуры залежи, физико-химических свойств вмещающих пород, свойств рабочих агентов, системы расположения скважин, технологии извлечения и др.

Общие потери характеризуются коэффициентом извлечения η, равным произведению технологического коэффициента извлечения η_m, определяющего потери полезного ископаемого в рабочей зоне действия скважин, и коэффициента извлечения η_p, определяющего потери, связанные с системой разработки месторождения, т. е.

$$\eta = \eta_m \eta_p \tag{9.7}$$

Технологический коэффициент извлечения η_m определяется структурой и текстурой залежи и равен отношению количества извлеченного полезного ископаемого к его общим запасам в зоне действия скважин.

Коэффициент извлечения η_p зависит от сетки расположения скважин, размеров «мертвых» зон между ними, формы зоны (действия скважин) и потерь, связанных с утечками полезного ископаемого, и определяется отношением объема полезного ископаемого в зоне охвата к общему объему полезного ископаемого в зоне, запроектированной к отработке.

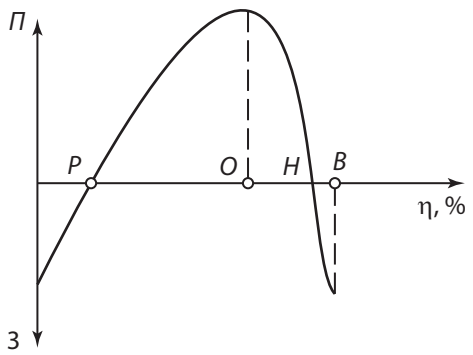


Рис. 9.9 График изменения затрат на добычу З и прибыли *П* от добытого продукта в зависимости от коэффициента η извлечения из скважины:
Р — равенство затрат и прибыли; О — максимальная прибыль; *Н* — нулевая экономическая эффективность разработки; *В* — возможное извлечение с экономическим ущербом

Увеличить технологический коэффициент извлечения можно воздействием на залежь. Зона охвата пласта (действия скважин) — функция многих переменных: расстояния между добычными скважинами, мощности пласта и объема зоны действия каждой скважины. Неоднородность залежи и различие плотности пластовых вод и рабочих агентов являются дополнительными факторами, обусловливающими потери в недрах. Исследования на моделях при различных схемах расположения сетки скважин позволили сделать вывод о практически неизбежных потерях в «мертвых» зонах. На основе лабораторных и теоретических исследований, а также промышленного эксперимента установлено, что после извлечения определенного процента запасов эксплуатационные затраты возрастают, а добыча падает, вследствие чего дальнейшая эксплуатация скважины становится экономически невыгодной (рис. 9.9).

Очевидно, что для каждого месторождения и даже его участков должна быть своя оптимальная сетка расположения скважин, обеспечивающая наиболее эффективную разработку месторождения и учитывающая как извлечение полезного ископаемого, так и экономическую и технологическую стороны разработки. В настоящее время, когда еще нет достаточно большого опыта применения геотехнологических методов, трудно говорить о конкретных размерах потерь полезного ископаемого.

Контрольные вопросы

1. Что положило в основу классификации систем разработки ФХМ?
2. На чём основывается проектирование системы разработки?
3. От чего зависят потери полезных ископаемых?

10. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ

10.1. Особенности проектирования

В современных условиях проектирование любого объекта ведется на основании постановления Правительства РФ от 16.02.2008 г. № 87 «О составе разделов проектной документации и требования к их содержанию».

Проектирование предприятия ФХГ ведется на базе задания на проектирование, исходных данных и регламента, выполненных научно-исследовательской организацией после завершения опытных работ. Главная задача проектирования предприятия по добыче полезных ископаемых методами ФХГ – определение оптимального сочетания мощности, срока службы, способа вскрытия, системы разработки и др. Правильный выбор параметров предприятия связан с необходимостью учета всех горно-геологических и зависимых от них технологических и технико-экономических факторов. Для широкого внедрения новых методов необходимо обосновать рациональные параметры технологии, на основе которых возможна разработка проекта эксплуатации месторождения. Задачей проектирования является выбор рациональной системы, при которой запасы будут извлечены с наименьшими потерями при заданных затратах, либо при наименьших затратах при заданных потерях. Проектирование предприятий ФХГ с учетом действующего российского законодательства и зарубежной практики, как правило, состоит из трех этапов.

Первыйвключает определение цели инвестирования, назначения и мощности предприятия, номенклатуры продукции (золото, серебро, цветные металлы и другие компоненты), места размещения предприятия с учетом принципиальных требований и условий заказчика, оценку возможностей инвестирования и достижения намечаемых технико-экономических показателей.

На основании предварительных проработок заказчик представляет ходатайство (декларацию) о намерениях. После получения положительного решения местного органа исполнительной власти заказчик приступает к разработке обоснований инвестиций в строительство предприятия.

Второй— разработка обоснований инвестиций в строительство на основании полученной по объекту ФХГ информации, требований госу-

дарственных органов и заинтересованных организаций, получение от соответствующего органа исполнительной власти предварительного согласования места размещения объекта (акта выбора участка) и разработка проектной документации.

Таблица 10.1

Примерное содержание ходатайства (декларации) о намерениях

№ п/п	Характеристика информации
1	Инвестор (заказчик) — адрес
2	Местоположение (район, пункт) намечаемого к строительству предприятия ФХГ
3	Наименование предприятия, его технические и технологические данные: годовая получаемая продукция (золото, серебро, цветные металлы и другие компоненты), кг, т; годовой объём реализации продукции, млн. руб.; срок строительства и ввода объекта в эксплуатацию
4	Примерная численность рабочих и служащих, источники удовлетворения потребности в рабочей силе
5	Ориентировочная годовая потребность предприятия в сырье и основных материалах (цианиды, щелочь, различные неорганические кислоты, цинковая пыль, уголь, ионообменные смолы, нитрат свинца, горюче-смазочные материалы и т.д.) в соответствующих единицах
6	Ориентировочная потребность предприятия в водных ресурсах (объем, источник водообеспечения)
7	Ориентировочная потребность предприятия в энергоресурсах (электроэнергия, тепло, пар, топливо); источники снабжения
8	Транспортное обеспечение
9	Обеспечение работников и их семей объектами жилищно-коммунального и социально-бытового назначения
10	Потребность в земельных ресурсах (с соответствующим обоснованием примерного размера земельного участка и сроков его использования)
11	Водоотведение стоков. Методы очистки, качество сточных вод, условия сброса, использование существующих или строительство новых очистных сооружений
12	Возможное влияние предприятия на окружающую среду: виды воздействия на компоненты природной среды (типы нарушений, наименование и количество ингредиентов-загрязнителей); возможность аварийных ситуаций (вероятность, масштаб, продолжительность воздействия)
13	Отходы производства (виды, объемы, токсичность), способы утилизации
14	Источники финансирования намечаемой Деятельности, учредители, участвующие пайщики, финансовые институты, коммерческие банки, кредиты.
15	Использование готовой продукции (сдача в госфонд, продажа банкам, предприятиям отраслей народного хозяйства)

Третийсостоит из разработки, согласования, экспертизы и утверждения проектной документации, получения на ее основе решения об изъятии земельного участка под строительство.

10.2. Разработка обоснования инвестиций в строительство предприятий

Обоснование инвестиций в строительство предприятия ФХГ включает следующие разделы.

1. **Исходные данные**. Цели инвестирования (экономический, социальный, коммерческий эффекты, ожидаемые от функционирования предприятия), данные о месторождении, его изученности, масштабах, результаты научно-исследовательских работ по изучению вещественного состава руд и материалов, технологии переработки растворов с получением конечного продукта, результаты технико-экономических оценок работы предприятия, сведения о наличии рабочей силы в районе работ, коммуникаций (автомобильные, железные дороги, речной транспорт, линии электропередачи), удаленность от баз снабжения основными материалами и ресурсами.)

2. **Мощность предприятия. Номенклатура выпускаемой продукции**. (Обоснование мощности предприятия по номенклатуре и количества выпускаемой продукции, путей ее реализации на внутреннем и внешнем рынках.)

3. **Основные технологические решения**. (Обоснование принятой технологической схемы ФХГ, схемы цепи аппаратов, экологичности технологического процесса, методов обезвреживания производственных отходов, производственно-технологических структур и состава предприятия.)

4. **Обеспечение предприятия ресурсами**. (На стадии обоснования инвестиций необходимо с достаточной точностью определить потребность в материалах, реагентах, воде, топливе, энергии, комплектующих).

5. **Место размещения предприятия**. (Обосновывают выбор места размещения основной производственной площадки, площадки перерабатывающей установки и бытовых помещений).

6. **Основные строительные решения**. (Увязывают с предыдущим разделом, рассматривают принципиальные объемно-планировочные и конструктивные решения, основные параметры наиболее крупных и сложных зданий и сооружений, сроки и очередность строительства).

7. **Оценка воздействия на окружающую среду**. (Выполняют в соответствии с нормативными документами Госкомприроды и Госстроя России).

8. **Кадры и социальное развитие**. (Потребность в трудовых ресурсах по категориям работников , требования к их квалификации, варианты удовлетворения потребности в трудовых ресурсах., предложения по организации подготовки рабочих кадров для предприятия, обеспечения работников предприятия жильем, создания социальных и культурно-бытовых условий.)

9. **Эффективность инвестиций**. (Её оценивают по результатам количественного и качественного анализов информации, полученной при разработке предыдущих разделов обоснований).

• стоимости строительства, определяемой по аналогам и укрупненным показателям, а также прогнозным и экспертным оценкам;

• определения себестоимости основных видов продукции, прогноза изменения основных показателей производственной деятельности предприятия в течение расчетного периода;

• обоснования выбора расчетного периода, в пределах которого выполняют экономические расчеты, включая время проектирования, строительства, освоения проектной мощности и эксплуатации объекта;

• результатов расчетов с выявлением возможностей повышения экономической эффективности и надежности проекта за счет совершенствования проектных решений, более рационального использования ресурсов и прочих факторов.

10. **Выводы и предложения.** В разделе приводят:

• общие выводы о хозяйственной необходимости, технической возможности, коммерческой, экономической и социальной целесообразности инвестиций в строительство предприятия ФХГ с учетом его экологической и эксплуатационной безопасности;

• основные технико-экономические и финансовые показатели предприятия ФХГ, рекомендуемые для утверждения (табл. 10.2);

• рекомендации по порядку дальнейшего проектирования, строительства (совмещенные строительство и проектирование, по очередям), обеспечивающего инвестору получение максимальной и стабильной во времени прибыли, достижение положительных социальных результатов и других целей;

• программа проектирования и проведения необходимых исследований и изысканий, план-график осуществления инвестиционного проекта.

Таблица 10.2

Основные технико-экономические и финансовые показатели, рекомендуемые для утверждения распорядительным документом обоснования инвестиций в строительство предприятия ФХГ

№ п/п	Показатели	Единица измерения
1	Мощность предприятия (годовой выпуск продукции)	кг, т
2	Стоимость товарной продукции	млн руб.
3	Общая численность работающих, в том числе рабочих	чел.
4	Число рабочих мест	
5	Общая стоимость строительства, в том числе: объектов производственного назначения объектов жилищно-гражданского назначения	млн руб.
6	Стоимость основных производственных фондов	млн руб.
7	Продолжительность строительства	годы
8	Удельные капитальные вложения	руб./кг условной продукции
9	Себестоимость основных видов продукции	руб./кг
10	Балансовая прибыль	млн руб.
11	Чистая прибыль (доход)	млн руб.
12	Срок окупаемости капитальных вложений	годы
13	Внутренняя норма рентабельности	%

10.3. Разработка, согласование и утверждение проектной документации на строительство предприятия ФХГ

Разработку проектной документации на строительство предприятия осуществляют на основе утвержденных (одобренных) Обоснований инвестиций. Проектной документацией детализируются принятые в Обоснованиях решения и уточняются основные ТЭП.

Проект на строительство предприятия ФХГ включает в себя следующие разделы: общая пояснительная записка; технологические решения; генеральный план и транспорт; организация и условия труда работников; управление производством и предприятием; архитектурно-строительные решения; инженерное оборудование, сети и системы; организация строительства; охрана окружающей среды; инженерно-технические мероприятия гражданской обороны; мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций; сметная документация; эффективность инвестиций.

Эффективность инвестиций. Её рассчитывают на основе количественных и качественных показателей, полученных при разработке соответствующих разделов проекта, выполняют расчеты эффективности инвестиций. Сопоставляют обобщенные данные и результаты расчетов с основными ТЭП (табл. 10.3), определенными в составе обоснований инвестиций в строительство предприятия и заданием на проектирование. На основе этого сравнения принимают окончательное решение об инвестировании и реализации проекта.

Таблица 10.3

Примерный перечень технико-экономических показателей предприятий ФХГ

№ п/п	Показатели
1	Мощность предприятия, годовой выпуск продукции, кг.
2	Годовой выпуск продукции в стоимостном выражении, млн руб.
3	Общая площадь участка, га
4	Коэффициент застройки
5	Удельный расход на единицу мощности электроэнергия, кВт-ч вода, $м^3$: природный газ, тыс. $м^3$ мазут, т уголь, т
6	Общая численность работающих
7	Годовой выпуск продукции на одного работающего, тыс. руб./чел.: в стоимостном выражении в натуральном выражении, кг/чел.
8	Общая стоимость строительства, в том числе СМР, млн руб.
9	Удельные капитальные вложения, руб./тыс. т
10	Продолжительность строительства, мес.
11	Стоимость основных производственных фондов, млн. руб.
12	Себестоимость продукции, руб./г, кг, т
13	Балансовая (валовая) прибыль, тыс. руб.
14	Чистая прибыль, тыс. руб.
15	Уровень рентабельности производства, %
16	Внутренняя норма доходности, %
17	Срок окупаемости, годы
18	Срок погашения кредитов и других заемных средств, годы

10.4. Некоторые технологические вопросы проектирования скважин

Проектирование геотехнологического процесса требует данных, полученных при специально выполненных исследованиях, которые проводятся для проверки технологической концепции процесса и установления его оптимальных параметров.

Выполнение эксперимента должно отвечать определенным требованиям: 1) постановка эксперимента должна позволить обобщить результаты на промышленный процесс; 2) изучать следует основные параметры, которые определяют ход процесса, но дают возможность до необходимых пределов расширить границы полученных результатов; 3) число экспериментов должно быть минимальным; 4) результаты должны быть критически оценены; 5) обработка данных должна быть представлена в форме зависимостей, готовых для использования при проектировании.

При методах ФХГ чрезвычайно затруднено получение надежной информации как о свойствах объекта разработки в исходном состоянии, так и о динамике технологического процесса. Кроме того, следует иметь в виду неполноту исходных данных, что в условиях большой изменчивости геологических и гидрогеологических свойств залежей сопряжено с риском недоучета их важных особенностей при разработке технологии. Еще более сложно получение объективной информации об изменениях, происходящих в горном массиве в процессе добычи, так как проведение опытных исследований в натуре часто либо нарушает технологический режим, либо технически и экономически неосуществимо. Единственным источником информации в ходе опытно-промышленных исследований служат добычные или специальные скважины, в которых размещаются датчики или приборы. Таким способом удается сравнительно легко измерять показатели, характеризующие рабочий агент и продукт добычи на поверхности. Измерение же показателей непосредственно в активной зоне процесса затруднительно.

При геотехнологических методах вскрывающей выработкой является скважина. Скважины, используемые для добычи полезного ископаемого, в известной мере повторяют одна другую. Поэтому при проектировании вскрытия месторождения, его подготовки и разработки можно рассматривать типичную скважину.

Условия вскрытия месторождения характеризует **коэффициент вскрытия**:

геологический $K_т$, — отношение мощности покрывающих пород к средней мощности залежи участка месторождения;

технологический $K_т$, — отношение глубины скважины к общей добыче из нее полезного ископаемого (этот коэффициент характеризует систему разработки, так как в зависимости от сетки расположения скважин изменяется радиус зоны действия скважины, а следовательно, и количество полезного ископаемого, извлекаемого из одной скважины);

экономический $K_э$ — отношение общих затрат на бурение, подготовку и оборудование скважины к стоимости полезного ископаемого, извлекаемого из скважины.

Выбор места заложения скважин всегда связывается с принятой системой разработки.

Рациональная конструкция добычной скважины должна обеспечивать добычу максимального количества полезного ископаемого за весь период ее эксплуатации при безаварийных условиях работы. В зависимости от диаметра добычного оборудования скважины определяется конструкция буримой скважины (диаметр кондуктора, обсадных и промежуточных колонн). При выборе параметров добычного оборудования скважин должна рассматриваться конструкция колонны добычных труб и оголовка скважин. Конструкция эксплуатационного оборудования добычной скважины должна обеспечить беспрепятственное поступление рабочего агента в залежь и откачку извлекаемого продукта без технических осложнений в работе скважины, а рациональный диаметр колонны эксплуатационных труб – минимальные потери давления при заданном расходе рабочих и извлекаемых агентов. С этой точки зрения минимальные потери отвечают максимальным диаметрам, но это не соответствует улучшению технико-экономических показателей, так как увеличиваются расходы на бурение и оборудование скважин.

Конструкция забоя скважин у каждого геотехнологического метода индивидуальна. Кроме того, она проектируется индивидуально и для каждой скважины во многом зависит от отметки почвы залежи и ее мощности.

Оборудование устья скважины заключается в обвязке колонн рабочих труб устьевой арматурой, которая герметизирует устье и обеспечивает возможность раздельного движения всех рабочих агентов по соответствующим отделениям добычной скважины. Оборудование устья может осуществляться различно в зависимости от конкретных условий работы скважины.

Технологический режим работы скважины определяет условия её эксплуатации. При некоторых методах ФХГ приемистость скважин можно в значительных пределах регулировать методами воздействия на их забой (торпедирование, соляно-кислотная обработка). Приемистость скважин можно также повышать за счет более энергичной работы водоотливных скважин (увеличением их дебита). Кроме этого, в определенных диапазонах приемистость можно регулировать увеличением давления нагнетаемого агента.

В сложных геологических и гидрогеологических условиях месторождений трудно заранее точно рассчитать ход технологического процесса во всем многообразии сопровождающих разработку явлений. Поэтому в процессе добычи необходимо получать непосредственную информацию и в зависимости от полученных данных направлять процесс в нужную сторону.

Чтобы правильно планировать отработку месторождения, необходимо знать его гидрогеологическую обстановку. Для этого необходимы наблюдения за расходом, уровнем, изменениями химического состава подземных вод в закачных, откачных и наблюдательных скважинах.

Основная проблема проектирования разработки месторождения — выбор оптимального варианта системы разработки. ФХГ предопределяет рассмотрение системы рабочий агент—залежь—скважина—завод по переработке—склад как единого целого. Поэтому для определения сетки расположения скважин необходимо рассмотреть распределение запасов вокруг каждой добычной скважины и время их извлечения.

Оптимальная система разработки месторождения выбирается на основе специальных для каждого метода гидродинамических, технико-экономических и других расчетов .

Примеры расчета параметров добычных скважин даны в приложении № 8.

10.5. Инвестиционный риск и оценка надежности проектов

Анализ риска. В проекте риск является естественным явлением. Анализ, определяет зоны риска, которые могут повлиять на успешное выполнение проекта. Анализ риска состоит из трех фаз: определения, измерения и управления.

Риск входит в сущность проекта и извлекается из шести источников:

- технический риск – обусловлен технологическими неопределенностями в связи с использованием новой технологии или неправильной эксплуатацией существующей технологии;

• контрактный риск — относится к правам и обязанностям участников контракта, недостаточно четким формулировкам обязанностей и сроков реализации контракта;

• финансовый риск — относится к управлению и касается рентабельности и использования ресурсов и вопросов цен;

• социально-экономический риск — обусловлен социальными, экономическими и политическим неопределенностям проекта;

• риск, связанный с расписанием — обусловлен факторами, влияющими на выполнение расписания проекта (погода, качество рабочей силы, возможные существенные изменения производительности);

• риск, связанный с расходами — обусловлен факторами, влиянием на вероятность распределения конечных расходов проекта (объема работ, цены на материалы, повышения стоимости).

Управление риском. Компромисс между ожидаемой выгодой и риском — общая дилемма для всех участников проекта. Процесс, имеющий своей целью контроль различных видов риска в объеме, расписании, расходах, контрактах, качестве и ресурсах проекта. Процесс управления риском должен быть гибким и соответствовать специфическим требованиям проекта.

Инвестиционная деятельность всегда направлена в будущее. Инвестиционный проект имеет целью создать рыночное благополучие компании и предусматривает меры, которые необходимо начать предпринимать сегодня, чтобы обеспечить конкурентоспособность компании завтра. Периоды необходимой заблаговременности инвестиционной деятельности нередко измеряются многими годами. А это означает, что инвестиционный проект базируется на предположениях о том, каким будет это, еще не увиденное, не прощупанное, по существу гипотетическое, чисто прогнозное будущее. Точность таких прогнозов, никогда не может быть стопроцентной. Иными словами, инвестиционным проектам объективно присуща та или иная мера — инвестиционного риска.

Риск тем выше, чем более удаленную перспективу затрагивает реализация проекта. Чем дальше в будущее, тем менее точными становятся возможности видения деталей. Тем менее надежными становятся оценки, суждения, прогнозы. И тем меньше уверенность даже в том, что будет осуществлен именно рассматриваемый вариант и что будущее не выявит каких-то совершенно новых, не ожидаемых обстоятельств. При большем горизонте прогнозирования расширяется перечень принципиально возможных альтернатив, препятствия к их осуществлению во многом исчезают. В числе доступных решений появляются радикально новые. Проблема

проектирования: не заглядывать в будущее нельзя, но и точно разглядеть его — весьма трудная задача. Хотим мы того, или не хотим, но с увеличением глубины прогнозирования резко расширяется спектр возможных решений, но столь же значительно падает надежность их детальности.

Для отраслей минерально-сырьевого комплекса разработка прогнозов и инвестиционных проектов, направленных в отдаленное будущее, имеет особенно важное значение. Вместе с тем, здесь особенно велик и риск просчетов и мала надежность прогнозов: ведь начальным объектом прогнозирования выступают запрятанные в недра и слабо разведанные минеральные ресурсы. Специфическими факторами, определяющими повышенную величину инвестиционного риска в горнодобывающих отраслях, являются неточность представлений о характеристиках запасов месторождений, шахтных полей и их участков и крайнее их непостоянство. Информацию о наличии, качестве и условиях залегания полезного ископаемого накапливают лишь по мере продвижения геологоразведочных работ на поле.

Недостаточная надежность инвестиционных проектов в горном деле:

- ошибок в геологических характеристиках запасов месторождения или поля. Речь идет как о количественных оценках запасов, так и об особенностях их территориального залегания, эффективности и качества;

- просчетов проектировщиков при выборе технических средств и определении ТЭП проекта. Недопущению таких просчетов могут способствовать организация экспертизы выполняемых проектов и введение материальной ответственности проектантов за достижение запроектированных ими показателей;

- ошибки в принятии тех или иных гипотез развития «внешней среды», в которой будет работать проектируемое предприятие. Под «ситуациями внешней среды» понимают гипотезы состояния перспективного рынка и спроса на рассматриваемую продукцию, цены на эту продукцию, которую готов заплатить потребитель, наличие конкурентов, возможности и формы государственной поддержки предприятия, появление новых технических средств и т.п. Особенно большое значение в современных условиях имеет малая предсказуемость общеполитической ситуации, экономической и социальной обстановки в горнодобывающих регионах и темпов развития рыночных условий в стране. Практически единственным способом снизить вероятность ошибок данного типа может быть проведение параллельных расчетов проекта применительно к разным гипотезам о состоянии внешней среды (например, для разных уровней цен рыночной реализации продукции) и проверка «устойчивости» показателей проекта в случае изменений условий этой внешней среды.

Наиболее предпочтительными вариантами проектных решений признают те, которые *легче адаптируются к возможным изменениям внешней среды.* Под адаптируемостью при этом понимается возможность перестройки проектного решения в случае существенных изменений внешней среды. Степень этой адаптируемости зависит, во-первых, от гибкости заложенной в проект технологии и, во-вторых, от необходимых затрат на эту перестройку (так называемых адаптационных затрат). Адаптируемость и величина адаптационных затрат у разных проектов может быть различной. В конечном счете более предпочтительными могут оказаться проекты и варианты даже с более высокими прямыми издержками, но с небольшими адаптационными затратами, то есть проекты и варианты с большими возможностями гибкой подстройки к изменяющимся внешним условиям.

По мере увеличения периода («горизонта») прогнозирования показателей резко снижается их надежность. Даже в самые стабильные эпохи делать более или менее реалистичные прогнозы более чем на 15 лет обычно не удавалось. К счастью, экономическое значение показателей отдаленного будущего является, с позиций «фактора времени», вообще не столь уж важным. В расчетах эффективности проектов это отражается с помощью процедуры дисконтирования разновременных затрат. Под дисконтированием разновременных затрат и эффектов понимается процедура приведения к базисному моменту времени затрат, результата и эффектов, возникающих в будущем.

Практическая значимость ошибок, допускаемых в расчетах отдельных показателей проекта, в большой степени зависит от момента их возникновения: ошибки в уровнях отдельных показателей, относящихся к отдаленному будущему, в несколько раз менее значимы, чем просчеты в уровнях затрат ближайших лет. Поэтому лишь очень крупные просчеты в оценке параметров отдаленного будущего реально искажают оценку эффективности проекта в целом. С учетом сказанного, проектные ошибки, проявляющиеся в очень уж отдаленном будущем, играют реально большую роль лишь в той своей части, которая относится к наиболее крупным просчетам стратегического характера. Именно на недопущение таких стратегических просчетов и направлена разработка долгосрочных инвестиционных прогнозов, программ и проектов. В целом же продление горизонтов расчета показателей проекта имеет смысл лишь до тех пределов, пока достигаемые уточнения проекта превышают вероятные последствия растущих ошибок прогнозирования. В частности, как правило, лишена смысла разработка проекта развития горного предприятия на весь срок его будущей служ-

бы, обычно превышающий 25—30 лет: более реалистичным в этих случаях будет ограничить расчеты периодом отработки одного-двух первых горизонтов.

Технологические и коммерческие решения, закладываемые в разные проекты и варианты, могут различаться по степени сопряженного риска. Инвестору, вкладывающему деньги в проект, нужны оценки сравнительной рискованности рассматриваемых решений. Их можно осуществлять несколькими способами. Простейший из этих способов — прибегнуть к мнению бригады опытных и знакомых с рассматриваемой ситуацией экспертов. В этом случае каждого эксперта просят отнести рассматриваемый проект к группе «невысокой», «умеренной», «повышенной» либо «большой» рискованности. Усредненное мнение экспертов дает качественную характеристику степени риска, связанного с осуществлением проекта. Для более обоснованных суждений о величине проектного риска необходимо численно оценить вероятности возникновения отдельных ситуаций, не предусмотренных проектом. К ним относят возможные изменения рыночного спроса на МС, появление неожиданных конкурентов, изменение условий экспорта-импорта продукции и технических средств и т.д. Показатели эффективности проекта рассчитывают отдельно для каждого из наиболее вероятных изменений ситуаций. Затем экспертным путем дают оценку вероятностей возникновения каждой из этих ситуаций. После чего выполняют расчет эффекта, приносимого проектом, с учетом возможного возникновения отдельных ситуаций:

$$Э_i = \sum_j Э_{ij} v_{ij},$$

где $Э_{ij}$ – эффект по данному варианту в случае возникновения *j-й* ситуации, *ij* – вероятность возникновения *j-й* ситуации в долях единицы.

По величине отклонения эффекта $Э_i$ определенного по этой формуле, от первоначально рассчитанного эффекта (без учета факторов риска) можно судить о степени общей рискованности, присущей данному проекту: чем больше это отклонение, тем риск выше, тем осторожнее должен вести себя инвестор, решаясь на свое участие в осуществлении проекта.

При оценке степени риска, присущей проекту, должны быть отражены также и возможные ошибки при расчете технико-экономических показателей проекта. С этой целью проводят оценку чувствительности расчетного эффекта к возможным неточностям исходных данных. При этом принятые вначале исходные данные (технологические характеристики эффективности оборудования, затраты, цены) «раскачивают» в обе стороны

в интервале, допустим, ±15 %. Эффект пересчитывают применительно к каждому из произвольно задаваемых (в пределах данного интервала) значений исходных данных. На основе полученных новых значений эффекта делают выводы о степени надежности (устойчивости) его оценок. Далее по полученным данным определяют пограничные значения важнейших факторов, в случае непревышения которых вариант все еще остается эффективным.

Ввиду непредсказуемости точных условий будущего, большое место при выборе вариантов должно быть отведено анализу их способности к возможным перестройкам в случае изменения внешних условий, т.е. определению их адаптационной способности. Численно она определяется прогнозной величиной затрат на перестройку («адаптационные затраты»).

Важное место в расчетах эффективности инвестиционных проектов отводят определению «пороговых», предельных значений основных показателей, при превышении которых вывод о конечной эффективности варианта изменяется на противоположный.

Оценки сравнительной эффективности проектов радикального типа имеют смысл только по отношению к будущим условиям внешней среды и в сравнении с другими конкурентоспособными альтернативами. Сравнения с фактическими условиями и технологиями сегодняшнего дня не имеют решающего значения для выбора наивыгоднейшего варианта таких проектов.

Контрольные вопросы

1. Каковы особенности проектирования ФХМГ?
2. Из чего состоит проект предприятия ФХГ?
3. Что такое инвестиционный риск и оценка надежности проекта?

Литература

1. В.М. Агапкин, Е.Е. Жоголева. Эффективное управление сложными инвестиционными проектами (практическое пособие). М, М.И.С. 1995.

2. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология. М. МГГУ. 2001

3. Аренс, Г.Х. Хчеян и др. К методике расчета основных параметров добычи полезных ископаемых геотехнологическими методами. /В.Ж. ФТПРПИ, 1981-№5 С. 77-78.

4. А.С. Астахов и др. Экономика горного производства. М., изд. АГН, 2006.

5. Кучное выщелачивание благородных металлов. Под редакцией проф., д-ра техн. наук М.И. Фазлуллина. М. Издательство Академии горных наук, 2001.

6. Лунев Л.И., Грабовников В.А., Толкунов Б.Л. Инженерные расчеты подземного выщелачивания металлов. М., МГРИ, 1977.

11. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ МЕТОДОВ ФХГ

Технико-экономические показатели методов ФХГ, определяются исходными физико-геологическими условиями разрабатываемого месторождения, а также — принимаемыми техническими и технологическими решениями. Параметры технологии (управляемые величины, характеризующие процесс добычи) определяют показатели метода для его экономической оценки и сравнения как по структуре капитальных вложений, так и по размерам эксплуатационных и трудовых затрат.

Экономические условия разработки связаны с географией месторождения (районный коэффициент удорожания, надбавки к заработной плате, отпускные цены на энергию, материалы, оптовая цена полезного ископаемого, степень риска и т.д.).

Технические, технологические и конструктивные решения (предельная глубина, средства бурения, добычи, подъема, транспорта, расстояние между скважинами, их диаметр, параметры рабочих агентов, извлечение полезного ископаемого из недр и т. д.) в основном определяются экономической целесообразностью в соответствии с условиями разработки и техническими возможностями сегодняшнего дня. Так, например, при СГД параметры добычной камеры, определяются устойчивостью покрывающих пород, а также — максимально возможным радиусом действия принятого добычного оборудования.

Разнообразие физико-геологических условий разработки, возможных технических, конструктивных и технологических решений требует при проектировании каждого конкретного предприятия оптимизации параметров процесса добычи с помощью экономико-математического моделирования.

11.1. Особенности экономики методов ФХГ

Для суждения об эффективности методов ФХГ необходимо четкое знание экономики производства. Специфика последней определяется особенностями факторов производства, связанных с предметом труда, техни-

кой, технологией и организацией производства, а также квалификацией персонала. Их сопоставление для традиционных и геотехнологических методов добычи приведено в табл. 11.1.

В отличие от традиционных способов добычи организация труда при ГМ характеризуется поточностью и непрерывностью, являющимися следствием более высокой комплексной механизации и автоматизации отдельных звеньев производства, которые требуют высокой степени со-

Таблица 11.1

Сопоставление производств

Фактор производства	**Общая характеристика производства в добывающих отраслях при методах добычи**	
	традиционных	**геотехнологических (ФХГ)**
Предмет труда	Полезное ископаемое в изменяющихся горио-геологических условиях	Полезное ископаемое в изменяющихся горно-гсологических условиях, как правило, осложненных глубиной залегания, обводненностью, пониженным содержанием полезного компонента и т. д.
Техническая база	Добывающие машины в забоях, частичная механизация вспомогательных процессов, значительная часть работ выполняется вручную	Насосы, компрессоры, аппараты для приготовления реагентов и т. д. Незначительная часть работ выполняется вручную
Организация труда на производстве	Бригадная (комплексная и специализированная). Прерывная, цикличная организация производства в течение смены, суток и недели	Преобладает непрерывная поточная организация производства в течение смены, суток и года
Технология производства	Механическое отделение полезного ископаемого	Растворение, выщелачивание, плавление, горение, гидроразрушение
Квалификация труда работающих	Значительное число малоквалифицированных рабочих, занятых во вспомогательных и обслуживающих цехах	Высокая квалификация рабочих, незначительное число малоквалифицированных рабочих
Место нахождения работающего персонала, занятого в производственном процессе	При подземных работах	Отсутствие работы под землей

гласованности работы отдельных участков предприятий и соответствия мощностей вспомогательных и обслуживающих цехов мощностям основных звеньев и процессов производства.

Условия труда на предприятиях, использующих ФХГ, требуют повышения квалификации рабочих, овладения новыми специальностями, не свойственными традиционным методам добычи полезных ископаемых. Таковы, например, специальности оператора по добыче, машиниста агрегатов по производству реагентов и т. д.

Изменение технологии, организации труда и квалификационного состава работающих находят отражение в уровне и структуре себестоимости производимой продукции. Наряду с перечисленными особенностями физико-химических методов, находящими непосредственное отражение в экономических показателях добычи, ФХ-методы характеризуются также изменением (в благоприятную сторону) влияния на природные ресурсы (земельные угодья, лесные массивы, водные ресурсы и др.).

Таким образом, в сфере экономики ФХ-методов есть целый комплекс задач, к основным из которых следует отнести: создание методики сравнительной оценки экономической эффективности ФХМ и традиционных методов разработки месторождений полезных ископаемых и определение на ее базе области экономически целесообразного применения новых методов, изучение структуры затрат и разработку методик их планирования и учета, разработку методики учета влияния новых методов на природные ресурсы при определении их эффективности: экономическое обоснование оптимального коэффициента извлечения полезного ископаемого из недр, экономико-математическое моделирование параметров физико-химического производства и т. д.

11.2. Методика выбора метода разработки

Существенные отличия ФХ методов от методов открытой и подземной разработки обусловливают определенную специфичность способов сравнительной экономической оценки их. При открытой или подземной разработке, как правило, получают горную массу, а при геотехнологических методах — готовый продукт. Естественно, сравнение различных технологий разработки должно производиться по сумме затрат на получение конечного продукта, включая добычу, обогащение и др. Эффективность разработки оценивается по трем основным показателям — удельным капитальным вложениям, себестоимости и производительности труда. Кро-

ме этого, при оценке вариантов следует учитывать рентабельность, срок окупаемости затрат, время строительства предприятия, коэффициент фондоотдачи, годовой экономический эффект, а также снижение потребности в дефицитном оборудовании и материалах. Необходимо учитывать также и социальные факторы — условия труда рабочих. С учётом этого геотехнологические методы перспективнее других, так как они не требуют присутствия людей в очистных выработках.

Общеизвестно, что горное производство характеризуется большой трудоемкостью и высоким удельным весом пассивных фондов предприятия (горных выработок и др.). В целом добыча полезного ископаемого обычными методами — весьма фондо- и капиталоемкая отрасль производства (в основном из-за горных выработок). Кроме того, в течение всего периода эксплуатации горнодобывающего предприятия приходится регулярно (за счет капитальных затрат) подготавливать все новые и новые участки для добычи. При геотехнологических методах предприятия характеризуются малыми пассивными и увеличенными активными фондами, так как геотехнологический процесс добычи сводится к бурению добычных скважин, их оборудованию и подготовке к эксплуатации, а технология добычи не требует огромного задела (выполненного объема горных работ). Благодаря этому трудоемкость добычи и капитальные затраты при геотехнологических методах меньше, чем при других.

Варианты разработки месторождения различными методами следует прежде всего сравнивать по экономической эффективности $Э_г$, определяемой по формуле

$$Э_г = (c_1 + Er_1) - (c_2 + Er_2), \qquad (11.1)$$

где c_1, c_2 — себестоимость, r_1, r_2 — удельные капитальные затраты по вариантам, E — коэффициент эффективности.

Сравнение вариантов по формуле (11.1) — необходимая, но недостаточная оценка из-за отсутствия учета уровня потерь полезного ископаемого. Сопоставление абсолютной величины потерь по сравниваемым вариантам не позволяет судить о преимуществах того или иного метода, так как они находятся в тесной взаимосвязи с экономическими показателями производства.

Экономические последствия от потерь могут быть выражены разностью между ценностью теряемой части запасов и денежным выражением возмещения допущенных потерь,

$$Э_п = Б_п Ц_п - Б_и b_и, \qquad (11.2)$$

где $Б_п$, $Б_и$ — количество потерянного и извлеченного полезного ископаемого соответственно, $Ц_и$ — ценность 1 т потерянного полезного ископаемого, $b_и$ — величина возмещения на 1 т добытого полезного ископаемого.

Ценность 1 т потерянных в недрах запасов определяется сложением затрат: на разведку 1 т балансовых запасов, удельных капитальных затрат на добычу 1 т балансовых запасов, величины недополучаемой прибыли от реализации 1 т полезного ископаемого.

Затраты на недополучаемую прибыть $З_{пр}$ могут быть определены как разность между оптовой ценой и себестоимостью добычи 1 т полезного ископаемого. Однако эта величина является лишь условной прибылью предприятия. При постоянной добыче потерянная прибыль проявится только в конце отработки балансовых запасов через время τ. Поэтому в расчете недополучаемой прибыли следует учитывать коэффициент приведения $K_{пр}$ который определяется сроком отработки месторождения и коэффициентом эффективности капитальных затрат. В результате получаем

$$З_{пр} = \frac{Ц_0 - c}{K_{пр}} = \frac{Ц_0 - c}{(1+E)^{\tau}}. \qquad (11.3)$$

Из сказанного следует, что ценность 1 т балансовых запасов при различных методах будет различной и является функцией глубины залегания рудного тела и условий разработки.

На рис. 11.1 показаны результаты расчета ценности 1 т балансовых запасов серы для открытого способа добычи и метода ПВС в зависимости от глубины залегания рудного тела. Из графика видно, что ценность балансовых запасов при ПВС ниже, чем при открытой добыче, и с глубиной изменяется незначительно в отличие от открытой добычи. Поэтому при сравнении традиционных способов добычи с геотехнологическими необходимо учитывать разницу в ценности теряемых балансовых запасов

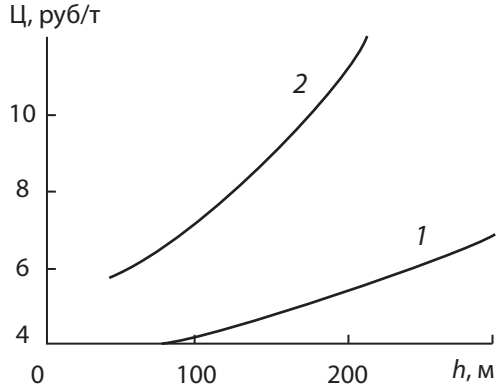


Рис. 11.1. Графики зависимости ценности 1 т балансовых запасов от глубины залегания залежи:

1 — при ПВС, *2* — при добыче открытым способом

$$З_п = Б_и^г Ц_п^г - Б_п^т Ц_п^т - Б_и^г b_п^г, \quad (11.4)$$

где индексы «*т*» и «*г*» — соответствуют традиционным и геотехнологическим методам разработки.

Важной проблемой при определении сравнительной экономической эффективности в условиях дефицита трудовых ресурсов становится учет трудовых затрат. При геотехнологических методах, характеризующихся, как правило, сокращением трудовых затрат, учет этого фактора особенно актуален. При определении сравнительной экономической эффективности его можно учитывать следующим образом:

$$Э_г = (c_1 + Er_1 + n_n N_1) - (c_2 + Er_2 + n_n N_2), \quad (11.5)$$

где $n_и$ — нормативная прибыль, приходящаяся на одного работающего в сфере материального производства за год, N_1, N_2 — число работающих на сравниваемых предприятиях.

При сравнительной оценке методов разработки месторождений необходимо учитывать также показатель рентабельности $Э_р$:

$$Э_р = (c_0^{'} - c^{'}) / (Ф_0 + Ф_{об}), \quad (11.6)$$

где $c'_о$ и c' — соответственно стоимость и себестоимость годового объема продукции, $Ф_0$ и $Ф_{об}$ — соответственно среднегодовая стоимость основных производственных фондов и нормируемых оборотных средств. Важное значение имеет сокращение срока до окупаемости капиталовложений.

$$\tau_0 = 1/Э_р. \quad (11.7)$$

Экономическая эффективность капиталовложений зависит не только от снижения себестоимости и удельных капиталовложений, но и от времени, по истечении которого предприятие начинает приносить доход.

Важным показателем экономической эффективности методов разработки является коэффициент фондоотдачи $K_о$, определяемый по формуле

$$Э_0 = A_{год} c_г / K_о. \quad (11.8)$$

При оценке различных методов следует принимать во внимание также показатели, характеризующие производительность труда, безопасность работ степень риска и др.

11.3. Структура капитальных вложений

Величина капитальных вложений при физико-химических методах складывается из затрат на подготовку поверхности, бурение скважин,

основное и прочее оборудование, добычи, производства рабочих агентов и переработки продуктивных флюидов, вспомогательные объекты и прочие затраты (энергетическое хозяйство и связь, автодороги, автотранспорт, ремонтное хозяйство, административно-бытовой комбинат, склады, благоустройство, временные здания и сооружения, непредвиденные работы и затраты).

Характерная особенность горнодобывающей промышленности — значительный уровень капитальных затрат. ФХМГ в отличие от традиционных методов позволяют снизить уровень капитальных вложений в 1,5—2 раза. Это обусловлено резким снижением затрат на сооружение горно-капитальных выработок.

Анализ структуры капитальных затрат на строительство предприятий показал, что из объектов основного производственного назначения наибольшие капитальные вложения приходятся на скважины, добычные агрегаты, объекты подготовки рабочих агентов и переработки продуктивных флюидов и объекты энергетического хозяйства. Затраты на перечисленные объекты, составляющие около 60 % общих капитальных затрат, в основном обусловливаются производственной мощностью предприятия и определяются технологическими показателями добычи, которые зависят от условий отрабатываемых месторождений и принимаемых технических решений.

Рассмотрим подробнее эти зависимости. В качестве капитальных рассматриваются затраты на добычные скважины, сооружаемые в период строительства предприятия. Как правило, число этих скважин соответствует годовому объему отработки для создания необходимого фронта работ.

Затраты на сооружение добычных скважин определяются произведением затрат на одну скважину и их число. При постоянных горно-геологических условиях это определяется числом скважин, отрабатываемых в первый год, т. е. частным от деления планового годового объема добычи на добычу из одной скважины.

Затраты на оборудование скважины или добычные агрегаты аналогичны затратам на сооружение добычных скважин и определяются их стоимостью и числом. (Число работающих скважин, необходимых для выполнения плана, см. гл. 9).

Затраты на создание узла приготовления рабочих агентов и переработки продуктивных агентов определяются капитальными затратами в расчете на единицу мощности, их удельными затратами и плановым объемом добычи.

Затраты на прочие объекты могут рассматриваться как величины, определяемые мощностью предприятия и в меньшей степени зависящие от технологических показателей добычи.

Основными технологическими показателями, определяющими уровень рассмотренных капитальных затрат, являются добыча из одной скважины, ее производительность и удельные затраты рабочих агентов, т. е. на уровень капитальных затрат влияют глубина залегания рудного тела и физико-геологическая обстановка.

11.4. Производительность труда и себестоимость добычи

Современная тенденция технологии добычи и переработки полезных ископаемых заключается в отказе от многооперационных механизированных процессов и переходе к малооперационным процессам с полным автоматическим управлением.

Природа экономических показателей, характеризующих затраты труда и средств на разработку месторождения, определяется всей совокупностью геологических и горно-технических условий производства. Производительность труда при геотехнологических методах зависит от трудоемкости: работ по добыче и обслуживанию скважин, горноподготовительных работ (бурение скважин и их оборудование), работ по производству рабочих агентов и вспомогательных работ. Она определяется горнотехническими условиями эксплуатируемого месторождения н технологическими параметрами. Производительность труда на добычных и подготовительных работах зависит от горно-геологических условий месторождения, которые характеризуются глубиной разработки, производительностью залежи $P_з$ (т) с 1 м^2 ее площади, определяемой

$$P_з = m\sigma\rho\eta_и, \qquad (11.9)$$

где m — мощность продуктивного пласта, σ — содержание полезного компонента, $\eta_и$ — извлечение, ρ — плотность полезного ископаемого. Важными показателями, характеризующими условия разработки, являются производительность залежи с радиуса площади действия скважины и количество полезного ископаемого, которое может быть получено с 1 м скважины. Этот показатель используется для характеристики различных участков месторождения.

Из вышесказанного ясно, что продуктивность скважины (следовательно, и производительность труда) в значительной степени опре-

деляется не только содержанием полезного ископаемого и мощностью залежи, но и коэффициентом извлечения, радиусом зоны действия скважины и глубиной разработки. Для оценки производительности труда на предприятии можно использовать показатель

$$П_т = \frac{A_{сут}}{T_н + T_в + T_п + \frac{A_{сут}}{П'}}, \qquad (11.10)$$

где $A_{сут}$ — суточная добыча полезного ископаемого по руднику, $T_и$ — трудоемкость производства рабочих агентов, израсходованных на добычу, чел.смен, $T_в$ — трудоемкость вспомогательных работ, чел.-смен, $T_п$ — трудоемкость бурения и подготовки скважин, подготавливаемых к эксплуатации, чел.-смен, $П'$ — производительность труда рабочего, занятого на добыче, т/смену.

Можно сделать вывод, что увеличение производительности труда при физико-химических методах должно достигаться за счет оптимизации параметров технологического процесса и усовершенствования организации труда, направленных на реализацию потенциальных возможностей всех производственных операций.

Расчет себестоимости полезного ископаемого при геотехнологических методах добычи. Себестоимость полезного ископаемого *c* добытого физико-химическими методами, складывается из затрат на производство рабочих агентов c_1', бурение и оборудование скважин c_2' эксплуатацию скважин c_3' и прочих затрат c'.

Затраты на производство рабочих агентов c_j в основном зависят от горно-геологических условий месторождения и определяются по формуле

$$c_1 = q'a \qquad (11.11)$$

где q' — расход рабочих агентов на добычу 1 т полезного ископаемого, *a* — затраты на производство 1 м^3 рабочих агентов.

Затраты на производство рабочих агентов существенно влияют на себестоимость полезного ископаемого (рис. 11.2, *а).* Выше говорилось, что затраты на бурение и оборудование скважин существенно изменяются от диаметра скважин, мощности и глубины залегания залежи. Наиболее просто и показательно характеризовать эти затраты c_2' произведением стои-

мости $c_б$ бурения и оборудования 1 м скважины на удельный объем скважины y' (объем, необходимый для получения 1 т полезного ископаемого)

$$c_2' = c_б y', \tag{11.12}$$

где

$$y' = h/A_{ск}. \tag{11.13}$$

Объем полезного ископаемого $A_{ск}$, полученный из скважины за время ее эксплуатации, определяется по формуле

$$A_{ск} = \pi R_2 m \rho \eta \sigma_1 , \tag{11.14}$$

где R — радиус действия скважины.

На рис. 11.2, *б* показан график зависимости количества извлекаемого из скважины полезного ископаемого от мощности залежи при различном извлечении. График зависимости удельного объема скважины от глубины залегания месторождения при различной мощности залежи показан на рис. 11.2, *в*. График зависимости удельных затрат на проходку и оборудование скважины от глубины залегания месторождения показан на рис. 11.2, *г*.

Себестоимость при физико-химических методах зависит от глубины залегания залежи в гораздо меньше, чем при открытой разработке (рис. 11.2, *д)*. Однако себестоимость полезного ископаемого может резко возрастать в зависимости от удельного расхода рабочих агентов, который фактически и определяет экономичность геотехнологических методов.

Расчеты сравнительной эффективности открытого способа разработки и физико-химических методов с учетом потерь, проведенные по методике М. И. Агошкова, показали, что ценность полезного ископаемого, учитывающая затраты на разведку, капитальные затраты и величину недополученной прибыли, при рассматриваемых методах различна и соотношение между ними меняется с глубиной залегания залежи. Сравнительная эффективность геотехнологических методов возрастает с глубиной залегания залежи (рис. 11.2, *е*) и с некоторой глубины имеет положительные значения, которые определяют область целесообразного использования метода с учетом потерь. Как показали экономические исследования, разработка глубокозалегающих залежей ФХ-методами гораздо более перспективна и экономична по сравнению с другими методами. Выше на конкретных примерах была показана выгодность разработки месторождений физико-химическими методами даже при повышенных потерях полезного ископаемого в недрах.

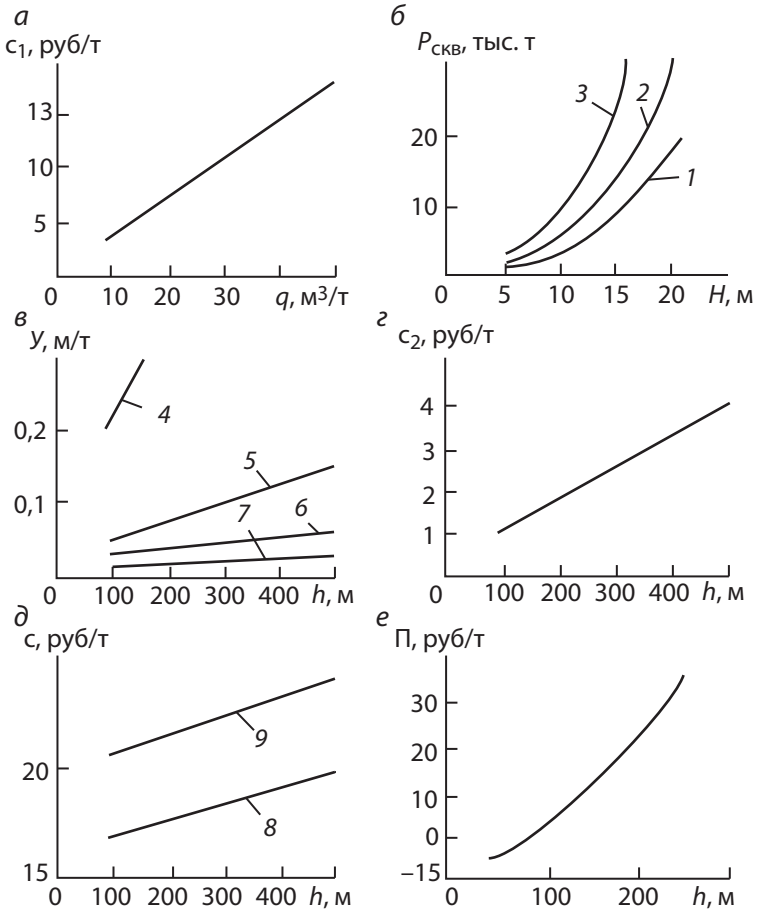


Рис. 11.2. Графики зависимости затрат на производство рабочих агентов от его удельного расхода *(а)*, количества добытой серы из одной скважины от мощности залежи (*б*), удельного объема бурения *(в)*, удельных затрат на проходку и оборудование скважины (*г*), себестоимости 1 т серы от глубины залегания (<3), прибыли (с учетом потерь) от добытой серы при подземной выплавке и открытой разработке от глубины залегания залежи (участок кривой ниже нуля соответствует эффективности открытой разработки) (*е*):

1, *2* и *3* — при коэффициенте извлечения серы, равном соответственно 0,3, 0,5 и 0,7; *4*, *5*, *6*, *7* — при мощности залежи, равной соответственно 5, 10, 15, 20 м; *8*, *9* — при удельном расходе теплоносителя соответственно 10 и 25 МВт (мощность залежи — 10 м и коэффициент извлечения 0,5)

11.5. Анализ экономики вскрытия месторождения

Добычные скважины являются одновременно горно-капитальными, горно-подготовительными и нарезными выработками. Ими вскрывают

месторождение, подготавливают его к разработке и затем используют для добычи полезного ископаемого. Как известно, затраты на горно-капитальные работы относятся на амортизацию, горноподготовительные работы финансируются за счет расходов будущих лет и погашаются за счет себестоимости добываемого полезного ископаемого. Затраты, связанные с нарезными работами, относятся на себестоимость продукции. Естественно заключить, что подготовка фронта работ (бурение и оборудование добычных скважин) в период строительства рудника будет вестись за счет горно-капитальных работ. К моменту сдачи рудника в эксплуатацию необходимо подготовить также резерв скважин, который должен обеспечивать работу рудника. В ряде методов, например ПВС, ПВ, ПГУ и др., в связи с незначительным сроком службы добычных скважин и сравнительно небольшой их стоимостью все текущие затраты на подготовку фронта работ относят к затратам на горноподготовительные работы с погашением их за счет себестоимости продукции.

Затраты на подготовку месторождения к разработке зависят от глубины, диаметра и сетки расположения скважин, так как с изменением этих параметров изменяется и объем работ по подготовке скважин. На-пример, анализ вариантов бурения и оборудования скважин при ПВС показал, что объем работ в зависимости от глубины и диаметра скважины существенно изменяется (рис. 11.3) (данные 1987 г.).Для характеристики затрат металла или других материалов на оборудование скважин используется показатель металлоемкости (материалоемкости) разработки, определяемый как отношение массы металла, использованного на оборудование скважины, к массе добытого из скважины полезного ископаемого. Этот показатель должен учитываться и при анализе сетки расположения скважин, так как большее извлечение требует и большей густоты сетки скважин, а следовательно, и большего расхода металла на 1 т добываемого полезного ископаемого.

Существенного снижения общей массы металла, требуемого для оборудования скважины, можно достигнуть за счет уменьшения диаметра скважины.

Колебания затрат на подготовку скважины имеют место при изменении сетки расположения скважин. Кроме того, от сетки расположения скважин значительно зависят степень извлечения, время работы скважины, уровень текущей добычи, расход рабочих агентов на 1 т полезного ископаемого, степень влияния скважин друг на друга, т. е. показатели, определяющие себестоимость добычи полезного ископаемого. В качестве примера рассмотрим разработку участка 400х300 м серного месторождения с мощ-

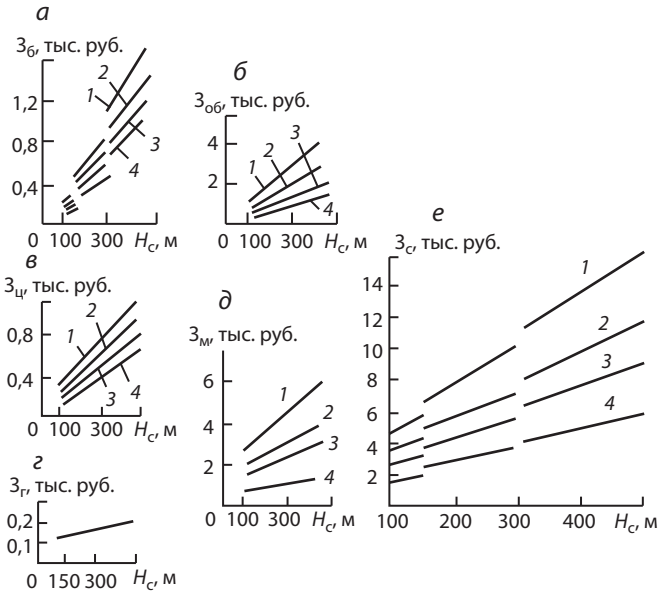


Рис. 11.3. Графики зависимости затрат на бурение *(а)*, обсадку (*б*), цементацию (*в*), геофизические исследования икислотную обработку (*г*), монтаж и оборудование добычной скважины *(д)*, суммарных затрат (*е*) от глубины скважины:

1, *2*, *3* и *4* — при диаметре скважины, равном соответственно 520, 50 350 и 250 мм

ностью залежи 15 м и содержанием серы 20 %. Динамика эффективности разработки месторождения в зависимости от степени извлечения полезного ископаемого показана на рис. 11.4, *а*.

Затраты на горно-подготовительные работы определяются сеткой расположения скважин. Оптимальная же сетка расположения скважин во многом зависит от их глубины (рис. 11.4, *б)*. Эффективность различных сеток скважин можно оценить по разности сумм реализации продукции и затрат на добычу. Как видно из рис. 11.4, в конкретных условиях наибольший эффект может быть получен при расстоянии между скважинами 15—25 м.

Анализ затрат на горно-подготовительные работы показывает, что уменьшение диаметра скважин и рациональное их размещение по площади месторождения с учетом его геологических условий (мощность залежи, глубина ее залегания, содержания полезного ископаемого и др.) — основные факторы, влияющие на затраты при физико-химических методах. Упрощение конструкций скважин и снижение расхода дефицитных и дорогостоящих обсадных и технологических труб, широкое применение более дешевых стальных труб с антикоррозионным покрытием, полиэти-

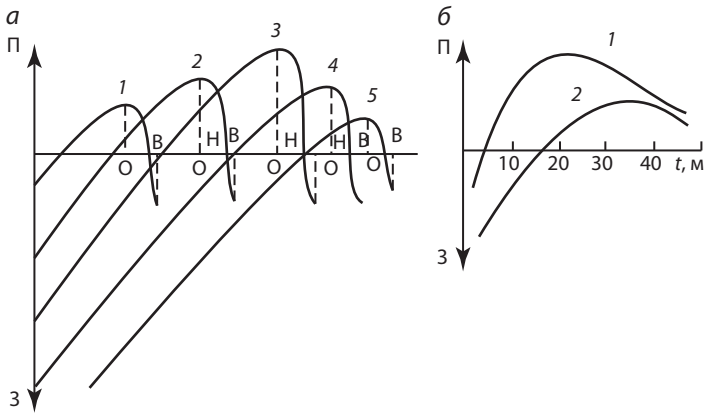


Рис. 11.4. График зависимости затрат на добычу и прибыли:
а – от коэффициента извлечения, *1*, *2*, *3*, *4* и *5* — соответственно при расстоянии между скважинами 80, 50, 30, 20 и 15 м, (О — оптимальная эффективность при заданной сетке скважин, Н — равенство общих затрат на добычу и прибыли от добытой серы, В — возможное извлечение серы со значительным экономическим ущербом), *б* — от расстояния между скважинами, 1 и 2 — соответственно при глубине скважин 100 и 300 м

леновых, стеклопластиковых и фанерных труб вместо нержавеющих существенно снижает стоимость строительства скважин.

Основными направлениями улучшения экономических показателей при вскрытии, подготовке и эксплуатации геотехнологическими скважинами месторождений является снижение затрат на бурение и оборудование скважин. При бурении снижение затрат обеспечивается за счет роста производительности буровых станков, экономии топливно-энергетических и материальных ресурсов, чему в последние годы уделяется особое внимание.

11.6. Методика расчета основных параметров добычи

Работу физико-химического предприятия оценивают по технологическим (объему добычи из скважины, удельному расходу рабочих агентов, коэффициенту извлечения и др.) и экономическим показателям.

Часть параметров по разным причинам не изменены они служат исходными данными для расчета, т.е. являются как бы определяющими. К ним относятся физико-геологические (глубина залегания рудного тела и его мощность, содержание полезного компонента и др.), а также частично технологические и технические параметры предприятия. Большая же часть

остальных определяемых параметров и показателей может изменяться, причем неполнота и ненадежность информации о физико-геологических условиях протекания процесса, многообразие влияющих факторов, наличие глубоких внутренних связей между ними и взаимообусловленность их, а также нестабильность процесса, предопределяют необходимость особого подхода к обоснованию и выбору параметров производства.

Влияние множества факторов, которые приходится учитывать при определении параметров процессов на этапе проектирования и эксплуатации, часто носит противоречивый характер. Например, при увеличении времени отработки скважин, как правило, при любом ФХГ увеличивается объем добываемой продукции, снижаются затраты на горноподготовительные работы, однако расходы на производство рабочих агентов (растворителя, теплоносителя, окислителя и т. д.) существенно увеличиваются. То же происходит и при изменении плотности сетки расположения добычных скважин, параметров рабочего агента и т. д.

Таким образом, параметры ФХ-процесса можно лишь на базе методики, позволяющей получить оптимальный компромиссный вариант технико-экономических показателей. Это возможно, если для оценки различных вариантов установить критерий оптимизации.

Критерий оптимизации параметров физико-химического производства. В настоящее время таким общепринятым показателем считается минимум приведенных затрат. Однако сравнение вариантов можно проводить лишь при одинаковых объемах получаемой конечной продукции, что исключает возможность сравнения вариантов с различным коэффициентом извлечения полезного ископаемого из недр, так как конечный объем добычи из конкретного месторождения по сравнительным вариантам будет различен.

В качестве обобщенного показателя экономической эффективности производства можно принять приведенный доход. Однако этот показатель сопоставляет величины эксплуатационных и капитальных затрат, но не дает оценку качества отработки месторождения, так как он влияет на показатель экономической эффективности лишь в конце отработки месторождения. Для устранения этого недостатка можно в качестве обобщенного критерия оптимизации параметров ФХГ принять суммарный приведенный доход ($Д_{пр}$, руб.), получаемый за весь период отработки месторождения или его участка, причем величину добываемой продукции следует рассматривать как функцию балансовых запасов ($Б_j$) и их извлечения

$$Д_{пр} = \sum_{j=1}^{\tau_n} Ц_j Б_j \eta_j - \sum_{j=1}^{\tau_n} c_j Б_j \eta_j - К_m E, \qquad (11.15)$$

где $Ц_j$, c_j, $Б_j$ и η_j — соответственно цена и себестоимость продукции, балансовые запасы и коэффициент извлечения нау-м году отработки, $К_m$ — производственные фонды, т. е. единовременные затраты с учетом фактора времени, $\tau_п$ — последний год отработки месторождения или его участка.

В задачах оптимального проектирования к варьируемым переменным относятся технологические и технические параметры предприятия по добыче, которые определяют величину эксплуатационных и капитальных затрат. Поэтому в критерий оптимизации должны входить себестоимость продукции и показатель, отражающий основные и оборотные фонды предприятия.

Если при проектировании предприятия ставится задача определения параметров разработки при заданном коэффициенте извлечения и мощности предприятия, то критерий суммарного приведенного дохода преобразуется в выражение приведенных затрат, так как стоимость добываемой продукции в этом случае постоянна.

Величины себестоимости продукции и капитальных затрат рассматриваются как функции технологических параметров предприятия. Если же ставится задача выбора оптимальных технологических параметров, рационального извлечения полезного ископаемого из недр, то в качестве критерия оценки выступает суммарный приведенный доход. Однако этот критерий может быть упрощен в тех случаях, когда величина капитальных затрат зависит от принимаемых технологических параметров незначительно и может рассматриваться как условно постоянная величина,

Критерий принимает вид интегральной прибыли, полученной в результате отработки участка или всего месторождения, т. е.

$$П = Ц_0 \sum_{j=1}^{m} Б_j \eta_j - \sum_{j=1}^{m} c_j Б_j \eta_j = \max, \qquad (11.16)$$

где $Ц_o$ — цена получаемой продукции (принимается постоянной на весь период отработки).

Недостатком рассмотренных целевых функций в отсутствии учета ценности теряемой части запасов полезного ископаемого. Он может быть устранен путем введения в выражение для приведенного дохода величины ущерба (У), связанного с недоизвлечением части балансовых запасов. В результате будем иметь целевую функцию

$$П = Ц - c - У, \qquad (11.17)$$

где $Ц = Ц_0 \sum_{j=1}^{m} Б_j \eta_j$ — цена произведенной продукции за весь период отработки запасов, $c = \sum_{j=1}^{m} c_j Б_j \eta_j$ затраты на производство этой продукции.

В общем случае ущерб, связанный с недоизвлечением:

$$У = Ц_n Б_з (1 - \eta), \qquad (11.18)$$

где $Ц_n$ — ценность единицы теряемых запасов полезного ископаемого.

Величина ущерба определяется суммой затрат на разведку и компенсационную добычу 1 т балансовых запасов, а также величиной недополучаемой прибыли от реализации 1 т полезного ископаемого. Аналогичный вид имеет целевая функция для выбора технико-экономических параметров действующего предприятия, когда производственные фонды и численность персонала рассматриваются как величины постоянные.

Себестоимость продукции (руды, продуктивных растворов и т.д.), входящая в критерий оптимизации, слагается из затрат на сооружение добычных скважин, производство рабочих агентов., транспортирование их и полученной продукции по скважине, заработную плату, амортизацию оборудования и цеховых расходов. При этом затраты на сооружение добычных скважин и производство рабочих агентов составляют обычно основную долю всех затрат и существенно зависят от объема добычи продукции из скважин. Если все остальные составляющие себестоимости продукции на данном этапе исследований могут рассматриваться как условно постоянные величины, выражение интегральной прибыли для конкретного участка в общем случае можно записать в виде

$$\frac{П}{Б} = Ц_0 \eta(x_1, x_2, ..., x_n; y_1, y_2, ..., y_k) - \frac{B_{скв}(y_1, y_2, ..., y_k)}{m\rho\sigma S} -$$
$$-[c_m q_m(x_1, x_2, ..., x_n; y_1, y_2, ..., y_k) + c_n]\eta(x_1, x_2, ..., x_n; y_1, y_2, ..., y_k), \qquad (11.19)$$

где x_1, x_2, ..., x_n — параметры процесса, по которым происходит оптимизация, рассматриваются как переменные величины, y_1, y_2, ..., y_k — параметры процесса, которые в конкретных условиях принимаются постоянными, $B_{СК9}$ — все затраты на сооружение добычной скважины, c_m — себестоимость единицы рабочего агента, S — плотность сетки скважин, м^2/скв, c_n — сумма условно постоянных компонентов себестоимости.

Таким образом, наряду с преобразованиями обобщенного критерия каждая конкретная задача требует решения дополнительных вопросов, связанных с установлением количественных соотношений между экономическими, технологическими и другими параметрами и показателями процесса, а также условиями разработки. Кроме того, для каждого конкретного метода должны быть сформулированы ограничения на параметры процесса. Например, плотность сетки скважин может быть ограничена величиной запасов, приходящихся на скважину, которые соответствуют окупаемости затрат на добычу, или требованиями безопасности ведения работ на поверхности и т. д.

Отмеченные обстоятельства позволяют отнести проблему оптимизации параметров ФХГ к классу задач, типичных для нелинейного программирования.

Основные технологические зависимости. Исходной зависимостью для расчета служит зависимость количества продукции, добываемой из скважины $A_{скв)}$ от времени отработки при разных расходах рабочих агентов, сетках скважин, конструктивных и других параметрах в разных геологических и гидрогеологических условиях. По этой зависимости определяются прочие технологические показатели отработки, например, удельные затраты агентов

$$q_m(x_1, x_2, ..., x_n; y_1, y_2, ..., y_k) = \frac{\sum_{j=1}^{n} Q_j \Delta t_j}{A_{скв}(x_1, x_2, ..., x_n; y_1, y_2, ..., y_k)} \qquad (11.20)$$

коэффициент извлечения

$$\eta(x_1, x_2, ..., x_n; y_1, y_2, ..., y_k) = \frac{A_{скв}(x_1, x_2, ..., x_n; y_1, y_2, ..., y_k)}{Б_{скв}}, \qquad (11.21)$$

где Q_i — расход агентов во временные интервалы At, n — число этих интервалов, $Б_{СКв}$ — балансовые запасы скважины.

Различие ФХ принципов, положенных в основу разных геотехнологических процессов, затрудняет дальнейшую конкретизацию проблемы, тем не менее можно установить характер некоторых общих закономерностей при рассмотрении отдельных геотехнологических методов.

Рассмотренные в работах (по ПВС) закономерности были получены с учетом зависимости ФХ добычи полезного ископаемого из скважины от разных факторов, установленных изучения ФХ процессов, лежащих в основе методов физико-химической геотехнологии. Как отмечалось, в

силу неполноты наших представлений об условиях процесса, а также приближенности моделей, положенных в основу расчета, на стадии эксплуатации отдельных объектов возможны значительные отклонения фактических параметров от расчетных. Поэтому может оказаться необходимой корректировка оптимальных параметров физико-химических методов по изложенной выше методике, по предварительно установленной зависимости добычи от времени в данных горно-геологических условиях. Получить эту зависимость можно различными способами. Обычно на первом этапе эксплуатация подземного участка рассматривается как «черный ящик», т. е. как некий объект, о внутренней структуре и внутренних взаимосвязях которого либо ничего не известно, либо известно мало. Такая формализация позволяет применять разработанные в теории автоматического управления методы, основанные на построении передаточных функций системы по реакции ее на стандартные входные воздействия.

Область применения этого подхода в ФХ геотехнологии, по-видимому, все же ограничена методами, в которых после стандартного воздействия свойства (структура) системы меняются мало. Для примера можно рассмотреть процесс отработки ступени при подземном растворении соли. Так как вся камера растворения отрабатывается ступенями снизу вверх, то после отработки какой-либо ступени стандартным входным воздействием и установления необходимых зависимостей процесс отработки следующей ступени практически может быть описан закономерностями, полученными при отработке предыдущей ступени. На этапе эксплуатации возможен также путь так называемого статистического моделирования. При этом возможны два направления. Первое — анализ групп однородных по заданным наборам факторов и показателей, характеризующих работу объектов за определенный фиксированный период. Цель — в установлении функциональной связи между параметрами объекта и выделении наиболее существенных факторов. Обычно используется аппарат регрессионного анализа и случайных функций. Второе направление — анализ отдельных объектов по динамическим временным рядам (индивидуальная реализация) с целью поиска тенденций изменения исследуемых параметров. Используют методы статистической экстраполяции, в частности теорию оптимальной фильтрации, а также способы, основанные на анализе корреляционных функций случайных процессов.

Оценки параметров моделей прогнозирующих функций показали, что наилучшей является модель скользящего среднего для второй разности, так как она имеет наименьшую среднюю квадратическую ошибку. Полученная таким образом зависимость может, с одной стороны, быть ис-

пользована для описания объекта эксплуатации, а с другой — постоянно уточняться в процессе эксплуатации.

Изложенный подход к определению оптимальных технологических параметров ФХМ охватывает практически все условия, в которых могут быть применены физико-химические методы.

11.7. Оценка экономической эффективности проектов освоения месторождений методами ФХГ

При оценке экономической эффективности работы предприятия учитываются:

- годовую производственную мощность предприятия (тыс т руды, тыс $м^3$ продуктивных растворов, количество основного и попутных компонентов (кг, т, $м^3$);
- округленную цену основного и сопутствующих компонентов на мировых биржах за последний год;
- курс доллара к рублю;
- действующие цены в рублях по состоянию на текущий квартал составления сметы, с учетом условий ценообразования в районе расположения проектируемого предприятия и фактически сложившихся цен на ресурсы;
- капитальные вложения, определенные из характера и объемов производства, определяющих потребность в горном и технологическом оборудовании, а также затрат, необходимых для строительства объектов общеинженерной инфраструктуры;
- эксплуатационные затраты, определяемые прямым методом по переделам работ и элементам затрат, согласно инструкции по планированию , учету и калькуляции себестоимости продукции;
- потребность в денежных ресурсах, необходимых для обеспечения финансовой состоятельности проекта, соотношение собственных и заемных средств, величина процентной годовой ставки в рублях;
- режим работы предприятия (вахтово-экспедиционный метод, формирование промышленно-производственного персонала за счет местного населения и трудовых ресурсов региона после поэтапного завершения строительства объектов социальной инфраструктуры);
- численность трудящихся, состав инженерно-технических работников, квалификационный состав рабочих;

- издержки производства (заработная плата, вспомогательные материалы, энергетические ресурсы, калькуляция по переделам работ, прочие производственные расходы, амортизация);

- налоговые отчисления (единый социальный налог, налоги и платежи, включаемые в себестоимость, налог на прибыль).

Капитальные вложения определяются, исходя из характера и объемов производства, определяющих потребность в горном, буровом, обогатительном, технологическом, транспортном оборудовании, и затрат, необходимых для строительства объектов общеинженерной инфраструктуры.

Цены на оборудование принимаются по фактическим данным фирм-производителей оборудования.

Стоимость ряда типовых объектов общеинженерной инфраструктуры, объектов обслуживающего и вспомогательного назначения определяется с использованием объектов-аналогов и типовых проектов, а также имеющейся в проектной организации базы данных по удельной стоимости 1 км коммуникаций (дороги, трубопроводы, ЛЭП).

Затраты на горное, буровое, обогатительное, технологическое и транспортное оборудование определяются прямым счетом. Затраты на строительство узлов рудоподготовки, обогащения, переработки продуктивных растворов процессов ФХГ складываются из стоимости оборудования и затрат на строительно-монтажные работы.

Прямые затраты на строительство складываются из следующих видов затрат:

- на подготовку территории строительства;

- на основные объекты строительства; объекты подсобного и обслуживающего назначения;

- на объекты энергетического хозяйства;

- на объекты транспортного хозяйства и связи;

- на наружные сети и сооружения.

Косвенные затраты могут быть приняты в размере 20 % от прямых включают в себя:

- затраты на строительство временных зданий и сооружений;

- затраты, связанные с особенностями строительства (применение вахтового метода, удаленность объекта, особые экологические условия);

- затраты на строительное оборудование и средства обеспечения строительных работ;

- материально-техническое обеспечение и управление строительством;

- проектно-изыскательские работы;

- выплата таможенных пошлин.

Непредвиденные расходы, представляющие резервную сумму, связанную с возможным удорожанием работ, которое затруднительно предвидеть на момент оценки из-за недостаточности или отсутствия информации, принимаются равными 3 % от суммы прямых и косвенных затрат.

НДС составляет 18 % от совокупных капитальных затрат.

В соответствии с п. 1 и 2 п. ст. 171 Ч. II НК РФ предприятие имеет право в процессе эксплуатации месторождения уменьшить общую сумму налога (право на налоговые вычеты) в размере сумм НДС, уплаченного им при осуществлении капиталовложений.

В состав инвестиционных затрат включаются также затраты на реновацию оборудования в процессе работы предприятии или так называемый «поддерживающий капитал».

Размер поддерживающего капитала определяется затратами на замену оборудования (в основном потребуется замена горного оборудования для подземных горных бот, автотранспорта и частично фабричного оборудования).

Размер поддерживающего капитала на реновацию оборудования в процессе эксплуатации предприятия рассчитывается как среднегодовая сумма амортизационных отчислений по оборудованию, направляемых на реновацию, начиная с 6-го года эксплуатации предприятия.

В совокупных инвестиционных затратах также учитываются затраты на геологоразведочные работы, на основании данных Заказчика.

Кроме того, в совокупных инвестиционных затратах учитываются оборотные средства, предназначенные для создания необходимого запаса материальных ресурсов, находящихся как в сфере производства, так и в сфере обращения (готовая продукция на складе предприятия; продукция, отгруженная, но не оплаченная; средства в расчетах с дебиторами; авансы поставщикам).

Для обеспечения стабильной работы предприятия величина оборотных средств принимается равной 20% от прямых затрат на физико-химическую геотехнологию перевода полезного компонента в подвижное состояние и переработку продуктивных растворов.

Издержки производства их расчитывают издержек в соответствие с требованиями нормативных документов РФ в области налогового законодательства и учетной политики.

Заработная плата. Её размер принимается исходя из необходимости обеспечения уровня, позволяющего организовать привлечение, удержание на предприятии стабильного и квалифицированного производственного и инженерно-технического персонала.

Вспомогательные материалы. Их расчет для каждого передела работ ведутся исходя из выполняемых работ в натуральном выражении, количества основного оборудования на каждой операции, а также единичных норм расхода основных материалов (дизельное топливо, цемент и пр.) на час работы техники или на единицу объема выполненных работ.

Энергетические ресурсы — затраты на электроэнергию и теплоснабжение.

Калькуляция по переделам работ. При подсчете издержек производства рассматриваются продукты физико-химической геотехнологии, пульпы скважинной гидродобычи, рассолы, расплавы, добыча руды открытым, подземным способом, переработка продуктивных растворов.

Прочие производственные расходы. К ним относятся плата за аффинаж благородных металлов, доводку концентратов за пределами предприятия до состояния продукции, реализуемой на рынке.

Амортизация. Расчет амортизационных отчислений проводится, исходя из балансовой стоимости существующих и вновь вводимых объектов дифференцированно, в зависимости от норм амортизации, определенных согласно сроку полезного использования в соответствии с Постановлением Правительства РФ от 01.02.2002 г. № 1 «О классификации основных средств, включаемых в амортизационные группы».

Налоговые отчисления выполняют в соответствии с налоговым законодательством РФ.

Единый социальный налог исчисляется от суммы выплат, начисляемых в пользу работника, в размере 29,7 %, в т.ч. отчисления в пенсионный фонд — 20,0 %, взносы по социальному страхованию — 3,2 %, медицинское страхование — 2,8 %, взносы в фонд социального страхования от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний — 3,7 %.

Налоги и платежи, входящие в себестоимость, включают в себя суммарные экологические платежи в размере 0,7 % от стоимости товарной продукции, налог на добычу полезных ископаемых.

Налог на имущество в размере 2,2 % от остаточной стоимости основных фондов предприятия. Налог на прибыль предприятий исчисляется с базы налогообложения по ставке, установленной законодательством Российской Федерации (24 %). Он включает в себя налог на прибыль, выплачиваемый в федеральный бюджет в размере 7,5 %, в бюджет субъектов федерации в размере 14,5 % и в местный бюджет в размере 2 %.

Расчет налоговых отчислений и платежей приводится в сводке доходов и расходов.

11.8. Экономическая эффективность проекта

Сводка доходов и расходов включает:

- стоимость товарной продукции предприятия;
- расходы предприятия — сумму издержек производства (прямых, цеховых и административно-хозяйственных), налогов и сборов, включаемых в состав себестоимости производимой продукции, а также процентов по привлеченному капиталу;
- валовую прибыль предприятия — разность между доходом (выручкой от реализации продукции) и расходами предприятия;
- амортизация основных фондов предприятия;
- прибыль до налогообложения предприятия, представляющая собой разность между валовой прибылью и амортизацией;
- налог на прибыль, исчисляемый с базы налогообложения по ставке, установленной законодательством РФ (24 %);
- чистую прибыль, представляющую прибыль до налогообложения за вычетом налога на прибыль;
- свободные средства предприятия (чистая прибыль + амортизация + возврат НДС по капиталовложениям).

Потребность в денежных средствах определяется, исходя из обеспечения финансовой самостоятельности проекта. В расчете учитываются величина процентной ставки и соотношение собственных и заемных средств.

Основными показателями экономической эффективности инвестиционного проекта:

- чистый приведенный доход (NPV) при принятой норме дисконта — %;
- внутренняя норма доходности (JRR), — %;
- индекс доходности инвестиций(PI), коэффициент, превышающий единицу;
- период окупаемости инвестиций (PB) с учетом периода геологоразведки, — лет;
- дисконтированный период окупаемости инвестиций (DPB) с момента начала строительства, лет.

Чувствительность проекта. Её анализируют по изменению трех основных параметров в пределах от –25 % до +25 % с шагом 5 %: объем инвестиций; цена товарной продукции; общие издержки.

По результатам сравнения для каждого параметра строятся графики изменения.

Таблица 11.2.

Основные показатели экономической эффективности проекта освоения месторождения

№ п/п	Наименование показателей	Всего	Годы эксплуатации									
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Геологоразведочные работы, п.м											
2	Бурение технологических, наблюдательных и контрольных скважин											
3	Годовая продукция, кг; т											
4	Себестоимость продукции, млн. руб.											
4.1	Себестоимость 1кг, 1 т продукции, руб.											
5	Стоимость реализации продукции, млн. руб.											
6	Балансовая прибыль предприятия, млн. руб.											
6.1	Налог на прибыль предприятия, 24%, млн. руб.											
7	Чистая прибыль предприятия, млн. руб.											
8	Приток средств, млн. руб.											
8.1	Стартовый капитал предприятия, млн. руб.											
8.2	Заемные средства, млн. руб.											
8.3	Выручка от реализации, млн. руб.											
	Всего, млн. руб.											
9	Отток средств, млн. руб.											
9.1	Капитальное строительство и приобретение технологического оборудования, млн. руб.											
9.2	Эксплуатационные расходы, млн. руб.											
9.3	Расходы на геологоразведочные работы, млн. руб.											
9.4	Налог на прибыль, млн. руб.											
	Всего, млн. руб.											
10	Баланс наличности (нарастающим итогом), млн. руб.											
11	Покрытие кредита (… %), млн. руб.											
12	Баланс с учетом погашения кредита, млн. руб.											

Как показала практика, наиболее чувствительным параметром по проектам является цена на продукцию.

В качестве примера приведена форма таблицы показателей экономической эффективности проекта освоения месторождения методом скважинного подземного выщелачивания.

Литература

1. Аренс В.Ж. Скважинная добыча. М, Недра, 1986.
2. Астахов А.С. Экономика горного предприятия. М.: изд. МГТУ, 1997.
3. Луценко И.К., Белецкий В.И., Давыдова Л.Г. Бесшахтная разработка рудных месторождений. — М.: Недра, 1986. — 176 с.
4. Кучное выщелачивание благородных металлов. Под ред. М.И. Фазлуллина. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001. — 647 с.
5. Масаковский Я.В. Оценка экономической эффективности внедрения новой техники на горнодобывающих предприятиях. М., МГГУ, 1994.
6. Петров Р.П., Долгих П.Ф., Шумилин И.П. и др. Кучное выщелачивание при разработке урановых месторождений. Под ред. Д.И. Скороварова. — М.: Энергоатомиздат, 1988. — 152 с.
7. Справочник по геотехнологии урана. М, Энсргоатомиздат, 1997.
8. Фишер С. И др. Экономика. М., Дело, 1993.
9. Хайман Н. Современная микроэкономика: анализ и применение. М., Финансы и статистика, 1992.

12. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И СОЦИАЛЬНЫЕ АСПЕКТЫ МЕТОДОВ ФХГ

Современная эпоха потребления нарушает устойчивость биосреды. Что такое устойчивость биосферы? Это способность биоты (биота — совокупность живых организмов: растений, животных, микроорганизмов) гасить возмущение производимое человечеством. К сожалению не последнюю лепту в эти возмущения вносят горные производства во всех своих ипостасях.

Говоря о ресурсах мира или страны надо помнить, что это не только ресурсы недр, но и воспроизводимые ресурсы- растения, животные и многое другое в том числе и человеческий капитал, который должен грамотно управлять жизнью Земли в самом широком смысле этого понятия.

В этом плане биосреда превратилась в ноосферу где человеческий капитал (образованный человек) должен играть доминирующую роль в развитии системы человек-природа.

М. Ганди предпреждал: «У природы есть предел, когда людские злодеяния превышают меру, она начинает мстить». Сегодня наиболее мрачные прогнозы связаны с мировой экологической ситуацией.

Основными экологическими воздействиями на экосферу Земли, нарушающими экологическое равновесие (с антропоцентрической точки зрения) являются:

1. Геодинамические факторы;

2. Космические факторы;

3. Техногенные факторы; твердые, жидкие, газообразные, тепловые отходы, структурные нарушения

Как известно, суммарные выбросы промышленных предприятий, в том числе и горно-металлургического комплекса, составляют значительный процент выбросов в окружающую среду в виде твердых, жидких и газообразных отходов, что существенно ухудшило экологическую обстановку многих регионов России.

Немалое влияние на окружающую среду имеют и тепловые отходы, которые при скоплении в одном регионе большого количества теплопроизводящих предприятий способны изменить микроклимат промзон и даже климат региона.

Следующим существенным экологическим отходом являются структурные нарушения состояния окружающей среды. Сооружая шахты и карьеры, осушая болота, мы кардинальным образом меняем состояние окружающей среды в зоне своей деятельности – меняется ландшафт, течение подземных вод, состояние флоры и фауны. Причем, степень воздействия структурных нарушений может намного превосходить воздействие.

Разработка и внедрение новых ФХМГ имеет целью выполнить широкие функции, начиная от санитарно-экологических до сугубо технико-экономических. Это говорит о том, что горное дело должно значительно видоизмениться, не теряя своего основного содержания — экономичной добычи полезных ископаемых.

Специалистам горнякам надо существенно перестроить свое профессиональное мышление. Неизбежность промышленного развития необходимо связать с охраной окружающей среды (ограничителем принимаемых решении). В.И. Вернадский писал: «Человечество, взятое в целом, становится мощной геологической силой». Его идеи «ноосферы» — разумного отношения человек к природе — сегодня требует от всех понимания

и «заботу о природе выше своей выгоды». В современной экологической обстановке люди должны скорректировать свою производственную деятельность ибо, по Коммонеру, «всё связано со всем», «всё должно куда-нибудь деваться», «ни что не делается даром», а «природа знает лучше», и не прощает наших ошибок. Поэтому надо делать всё чтобы человечество выжило.

Как известно, качество окружающей среды в районе действия горно-металлургнческих предприятий в значительной мере определяет уровень здоровья населения. Прежде всего, это связано с большим объемом поступлений в окружающую среду (при низком уровне контроля) промышленных выбросов и отходов, недостаточной оснащенностью контролирующих служб и фактически отсутствием единой государственной информационно-аналитической системы оценки ущерба здоровью населения, связанного с действием конкретных предприятий.

Отходы цветной, черной, нефтехимической промышленности, горнодобывающих предприятий дают наибольшее количество токсичных образований. Так, в РФ по данным 1990 г. ежегодно образовывалось 75 млн т опасных отходов (18% утилизируются, а более 65% направляются в специальные хранилища). Объемы непереработанных и необезвреженных отходов в России ежегодно растут, увеличившись с 1999 по 2009 г.г. на 16%. К 2009 г. на территории РФ накоплено более 84 миллионов тонн токсичных отходов. Примерно 70 % ежегодно образуемых токсичных отходов накапливаются в хранилищах предприятий по производству минеральных удобрений и ядохимикатов. Так, например, ежегодно ГОКи и ГМК Кольского полуострова складируют свыше 200—250 млн т отходов обогащения и пород вскрыши. Уже накоплено около 5,5 млн т таких отходов, зачастую представляющих ценное сырье для промышленности. Это сырье носит название техногенного, а объекты по размещению однотипного техногенного сырья (отвалы, хвостохранилища) называют техногенными месторождениями. В настоящее время лишь 3—4 % ежегодного объема отходов горноперерабатывающих предприятий региона используется в промышленности. Площадь почвенного покрова загрязненного тяжелыми металлами и фтором, достигла 3,6 млн га, а площадь почвенного покрова с высокой степенью загрязнения составила 253 тыс. га.

Первоочередная задача — совершенствование технологических процессов, развитие безотходных технологий, исключение выброса как в атмосферу, воду, так и в хвостохранилища, строгий учет и контроль мест захоронения отходов и разработка способов их обезвреживания.

За минерально-сырьевой комплекс (МСК) — ответственно всё общество. Оно ответственно за иммунитет, за жизнеспособность данного предприятия, отрасли.

«Солнце освещает успехи общества, а земля скрывает его ошибки». Для того чтобы было больше успехов и меньше ошибок, ученые и специалисты должны стремиться к самосохранительному поведению, которое выражается в улучшении качества среды, оздоровления воздуха, воды, почвы, обеспечивая высокое качество жизни общества. Это должно быть смыслом жизни большинства людей, особенно специалистов, занятых горным, нефтяным, металлургическим промыслом.

В каждом жизненном периоде разворачиваются присущие ему процессы, которые определяются реальностью нашего существования и случайностью подвижек общества, отражающихся на судьбе человечества. В XXI в. общество обязательно перейдет от стратегии охраны природы к ее разумному использованию и укреплению.

Принимая во внимание кризисную экономическую ситуацию, необходимо восстановить экономический потенциал России, начиная с его МСК, но с обязательной модернизацией добывающих и перерабатывающих предприятий, с использованием наилучших мировых ресурсосберегающих и природоохранных технологий.

Поскольку существует дальний перенос атмосферных и водных загрязняющих веществ, следует предпринять экологические меры против всех вредных и опасных источников загрязнений на основе новых технологий добычи полезных ископаемых снижающих антропогенное воздействие на окружающую среду.

По вопросам экологии имеется обширная литература, которая всесторонне обсуждает различные ее аспекты. Ниже рассмотрены экологические аспекты методов ФХМГ.

Любое существующее горное производство в той или иной степени негативно воздействует на окружающую среду. Отрицательное влияние горных производств на экологическую систему следует расценивать лишь как явление, происходящее за счет несовершенных еще методов добычи. Как известно, выбор того или иного технологического метода добычи определяется потребностями народного хозяйства и технико-экономическими показателями производства. Влияние газовых выбросов, сточных вод и других отходов до последнего времени не являлось решающим фактором, но в будущем эти вопросы будут превалировать над всеми другими.

Качественно новый этап в развитии горного производства — скважинные методы добычи, более рациональные с точки зрения взаимоотношений

человека и природы, они существенно уменьшают вредное воздействие на человека и среду по сравнению с традиционными горными способами, что имеет социально-экономическое значение.

Разработка геотехнологических методов добычи урана, соли, серы и других полезных ископаемых — большой вклад в совершенствование и развитие прогрессивного направления в горном деле.

С точки зрения охраны окружающей среды прогрессивность ФХМГ заключается не в предотвращении воздействия на среду вообще, что сдерживало бы внедрение современных методов и ввод новых мощностей, а в снижении уровня вредного влияния и защите экологических систем от нагрузок, превышающих допустимые пределы.

В самой сущности новых методов заключено требование охраны окружающей среды. Добыча через скважины позволяет исключить отвалы, а последующая рекультивация — сохранить пахотные земли. Однако даже коренное изменение технологии добычи не исключает проблемы регулирования качества среды, а лишь изменяет характер и уровень воздействия на окружающую среду. Поэтому остаются вопросы контроля и регулирования качества загрязнения среды. Каковы характер и концентрация вредных выбросов? Какой уровень воздействия приемлем? Каким образом можно достичь и сохранить его?

Контроль охраны окружающей среды сопряжен прежде всего с определением допустимого уровня воздействия вредных веществ, т. е. ПДК этих веществ в объектах внешней среды.

В общемировой проблеме охраны окружающей среды до настоящего времени нет единого критерия выбора мер по борьбе с загрязнением. В ряде стран мира ведутся попытки использовать в качестве критерия оценку затрат на мероприятия по улучшению охраны окружающей среды и выгод, получаемых от сохранения ее чистоты. Однако разработка такого подхода встречает ряд трудностей. Затраты на улучшение охраны окружающей среды можно установить путем оценки мероприятий по уменьшению выбросов и изменению технологических процессов. Несравненно труднее оценить предотвращенный ущерб, так как многие из воздействий загрязнителей практически не могут быть измерены (на здоровье людей, эстетику, моральный фактор и т. п.). В настоящее время нет методики всесторонней объективной оценки ущерба от загрязнения окружающей среды, поэтому принятые решения базируются на оценке экономической стоимости и технологической рациональности различных вариантов регулирования для обеспечения требуемых условий охраны окружающей среды.

Рис.12.1 Схема проведения экологического мониторинга на урановых месторождениях

Проблема регулирования охраны окружающей среды включает вопросы обеспечения требуемого качества водной и воздушной среды, а также рационального использования недр и имеет ряд специфических особенностей, которые определяют подход к выбору метода регулирования.

В качестве примера на рис. 12.1 и рис. 12.2 приведён состав геоэкологических исследований при разведке, эксплуатации и ликвидации месторождения урана отрабатываемого методом ПВ.

На стадии разведки месторождений основной целью геоэкологических исследований является изучение природных геоэкологических условий месторождения, под которыми понимают группу факторов, способствующих надежной изоляции технологических растворов в водоносных горизонтах рудных залежей.

Надежность изоляции технологических растворов в рудоносном водоносном горизонте обеспечивается благоприятными сейсмическими, геоструктурными, литолого-фациальными, геохимическими, гидродинамическими и гидрогеохимическими природными факторами.

Техногенное изменение геологической среды происходит в результате нагнетания в рудоносные водоносные горизонты технологических растворов кислот и солей (объем закачанных растворов в одну закачную скважину за время эксплуатации колеблется в пределах 60—95 тыс. м^3) и выщелачивания ими из вмещающих пород главных и второстепенных элементов. В области прямого техногенного воздействия в зависимости от мощности рудоносного горизонта происходит полное (при мощности менее 25м) или частичное (при мощности более 25 м) замещение природных вод технологическими растворами. В результате в недрах формируются техногенные воды сложного химического состава.

Геоэкологические исследования на стадии эксплуатации месторождений преследуют следующие основные цели:

- изучение характера изменения геологической среды под влиянием техногенных процессов;

- изучение процессов формирования химического состава и физико-химических свойств загрязненных вод (остаточных технологических растворов);

разработку системы надежного контроля распространения технологических растворов в гидрогеологической структуре в процессе СПВ. В рамках геоэкологических исследований предусматриваются:

- лабораторные исследования взаимодействия пород с остаточными растворами;

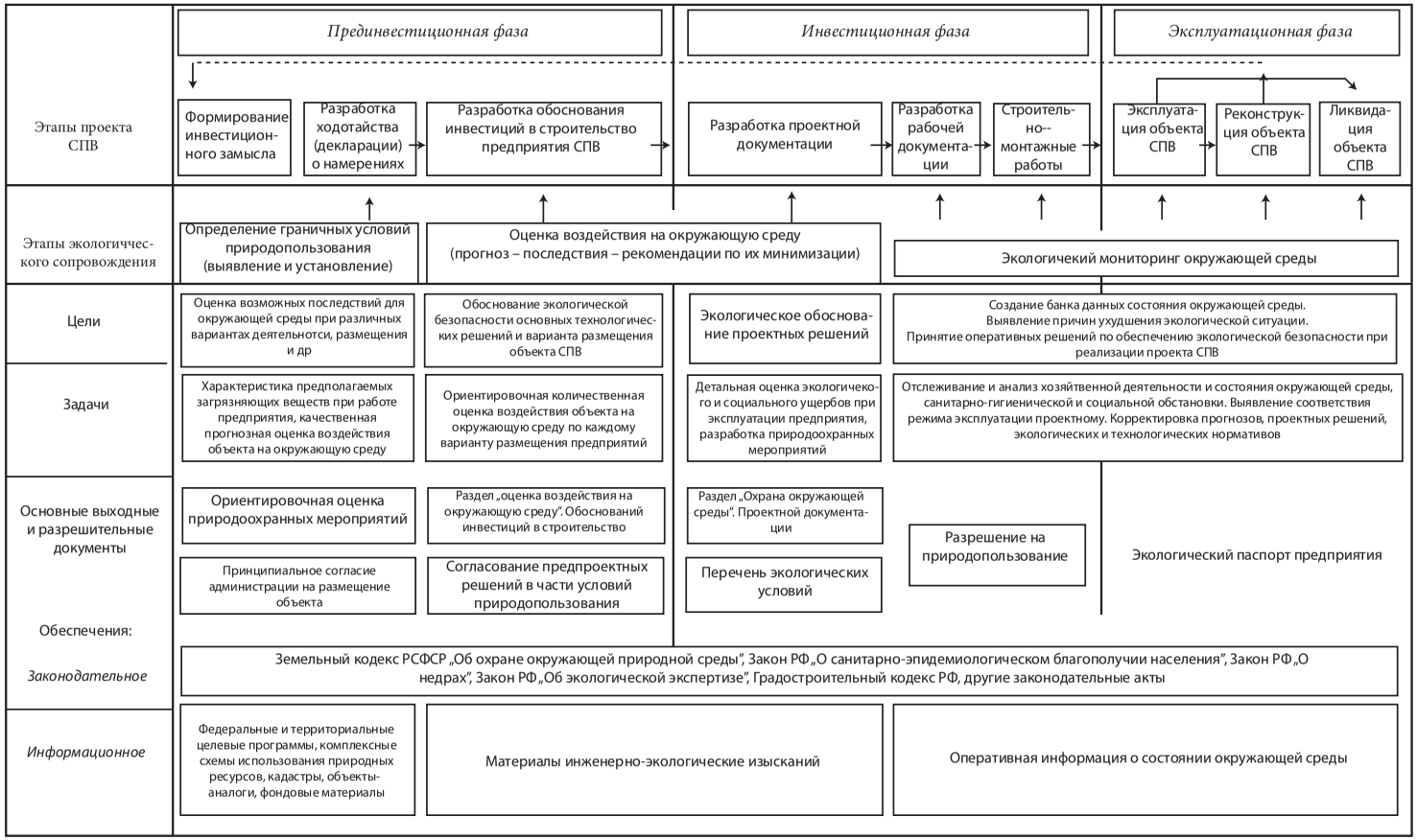


Рис.12.2. Принципиальная схема экологического сопровождения проекта СПВ урана

- теоретические и экспериментальные исследования по определению сорбционных свойств пород на строящихся предприятиях СПВ;

- исследование процессов миграции остаточных растворов с применением методов математического моделирования с проверкой результатов в лабораториях и натурных условиях;

- обоснование технических решений по защите поверхности и воздушного бассейна на полигонах СПВ;

- постоянный контроль за состоянием остаточных растворов и их миграцией после отработки участков месторождений, разработка рекомендаций по режиму наблюдений за подземными водами;

- выдача исходных данных для проектирования природоохранных мероприятий.

В результате проведения работ получаются и внедряются в практику предприятий ПВ: методика определения сорбционно-емкостных свойств в полевых условиях и лабораторных условиях; мероприятия по восстановлению и созданию сети наблюдательных скважин; математическая модель миграции остаточных растворов.

12.1. Охрана земной поверхности

Отрицательное воздействие на поверхность земли при ФХМГ добычи через скважины намного меньше, чем при использовании традиционных горных способов. Прежде всего, в самой сущности ФХМГ заложен принцип рационального использования земной поверхности. Это — значительное сокращение, благодаря отсутствию отвалов пустых пород, площадей, исключенных из землепользования, а также хвостохранилищ перерабатывающих производств. При ФХМГ отпадает необходимость в отторжении из землепользования всей площади месторождения, так как оно отрабатывается локальными участками, которые по мере выемки запасов возвращаются сельскому хозяйству. Темпы рекультивации поврежденных участков земной поверхности значительно выше, чем, например при открытом способе добычи, поскольку исключаются трудоемкие операции по рекультивации выработанных пространств породой, а восстановление плодородия почв осуществляется на меньших участках.

Наряду с рациональным использованием земной поверхности при ФХМГ отсутствует операция по перегрузке и транспортировке руд и вскрышных, связанных с пылеобразованием. Новая технология по сравнению с традиционными горными способами исключает заведомо опре-

деленный и неизбежный ущерб, наносимый земной поверхности. Однако эксплуатация месторождений ФХМГ выявила ряд существенных недостатков, приводящих к загрязнению почвенного покрова. Например, при ПВС нарушение порядка и режима ввода скважин в эксплуатацию, а также режима водоотлива обусловливают возникновение неорганизованного водоотлива, источниками которого служат грифоны и скважины, изливающие теплоноситель. С выбросом воды на горное поле загрязняется поверхность и теряется большое количество тепла. Предотвращение загрязнения поверхности и рациональное использование тепла было осуществлено благодаря работе эффективного регионального водоотлива с предварительно подготовленным фронтом водоотливных скважин.

12.2. Охрана воздушного бассейна

Обращение к ФХМГ исключают и такие операции традиционных горных способов, как вскрышные работы, транспортирование и дробление руд, а также складирование пустых пород и хвостов технологического передела руд, вызывающих пылеобразование. Кроме того, не проводятся взрывные работы, сопровождающиеся выделением газов.

Технология ФХМГ устраняет неизбежные и непредотвратимые при других способах добычи выбросы вредных веществ в атмосферу. Однако несоблюдение режима эксплуатации и отсутствие контроля за рядом технологических операций могут привести при ПВ к выбросам в атмосферу вредных веществ в виде различных газов. При ПВС из-за слабого контроля операций по откачке и сбору жидкой серы воздух бывает загрязнен тонкодисперсной серой (аэрозоль). Загрязнение бывает вызвано разбрызгиванием серы из добычной скважины в конечный момент её работы, связанный с прорывом воды. Своевременное прекращение откачки серы, было осуществлено внедрение системы автоматической сигнализации прорыва воды.

Еще одним источником загрязнения воздуха сероводородом являются грифоны. Их образование грифонов, как указывалось выше, может быть ликвидировано совершенствованием системы водоотлива. Устранение выбросов сероводорода в атмосферу и излива воды на горное поле при пуске скважин обеспечивается подключением добычных скважин к закрытой системе водоотлива и контролем конечного момента излива воды по изменению давления. Эти технические решения продиктованы не только требованиями к охране природы, но и целесообразностью оперативного

перевода скважин из добычных в водоотливные, что особенно важно при внутрикустовом горячем водоотливе.

При ПГУ и наличии избыточного давления в подземном газогенераторе возможны утечки на поверхность вследствие некачественной цементации затрубного пространства скважин и в горные выработки, если участок ПГУ слишком близок к участкам шахтной добычи угля.

Таким образом, при ФХМГ вредные выбросы в атмосферу имеют локальный, точечный характер вполне устранимы и обусловлены недостаточным контролем за операциями добычи.

12.3. Охрана водных ресурсов

Если охрана земной поверхности, рациональное использование почвы и сохранность ландшафта предусмотрены технологией ФХМГ, а регулирование качеств воздушной среды достигается сравнительно простыми техническими приемами, то охрана водных ресурсов наиболее сложная и острая проблема. Это обусловлено большой водоемкостью методов как в отношении потребления пресной воды, так и сброса минерализованных стоков, поскольку возможность загрязнения подземных вод связана с потерями рабочих агентов и продуктов их реакции за контуром отработки, а в ряде случаев и месторождения в целом. Однако проблема охраны водных ресурсов не является отличительной как метода горно-добывающей промышленности. Добыча традиционными способами, как и любая деятельность человека, связанная с изменением поверхности земли, порождает значительное количество загрязняющих веществ в стоках.

Так, горные отвалы приносят в площадные стоки взвешенные частицы, а осушение карьеров с интенсивной откачкой подземных вод обусловливает накопление высокоминерализованных стоков, которые загрязняют воздух. Другая проблема — загрязнение вод вышедшими из эксплуатации рудниками и отвалами горных пород. Проблема стоков, являясь общей для всех горно-добывающих методов, при ГМ имеет характерные особенности. Так, например, при ПВС количество откачиваемых минерализованных сероводородных вод практически равно объему потребляемого теплоносителя. При расходе последнего 17—20 м^3 на 1 т добываемой серы сброс миллионов кубометров пластовых вод не обеспечивается необходимым количеством пресных вод для разбавления и, следовательно, с позиций охраны природы не отвечает требованиям технологии. Внедрение технологии ПВС с рециркуляцией пластовых вод и использованием их для

выплавки серы позволило технологически рационально и экономично решить проблему охраны водной среды при ПВС.

При подземном выщелачивании урана объем откачанных растворов несколько превышает объем закачанных, чем обеспечивается предотвращение утечки растворов за пределы участка выщелачивания. После окончания добычных работ приводят восстановление природных условий. Проводя отмывку отработанного блока от остаточных растворов и приведение пластовых вод в первоначальное состояние. Контроль за состояниим подземных вод в выработанном блоке осуществляется по наблюдательным скважинам.

12.4. Социальное значение геотехнологических методов

Социология изучает специфические связи между человеком и окружающей средой, рассматривает систему природа-промышленность-общество, определяя что такое «хорошо» для общества и природы при взаимодействии с промышленностью, т.е. оценивает положительный эффект и вред, вызванные воздействием на окружающую среду.

Социальные последствия использования ФХМГ выражаются в изменении места и роли человека в процессе добычи, а также содержания и характера его труда. Важнейший аспект социальной проблемы — уменьшение опасности условий труда. Несмотря на высокий уровень механизации работ при подземном способе добычи руд, некоторые процессы до настоящего времени трудно поддаются механизации. Это, в частности, крепление горных выработок, управление кровлей, погрузка и разгрузка, составляют значительную долю в объеме горных работ. При открытой разработке с расширением фронта вскрышных работ на карьерах и с применением тяжелых машин непрерывного действия возрастают нагрузки на уступы бортов карьеров, что повышает опасность условий труда.

Значительно меняется характер труда рабочего при ФХМГ. Все процессы по подготовке к добыче легко поддаются механизации, процессы добычи (закачка и откачка рабочих агентов и продуктивных флюидов) автоматизированы. Важны охрана труда и техника безопасности. Вероятность несчастных случаев и возникновения профессиональных заболеваний при ГМ (когда рудные тела вскрываются скважинами) значительно ниже, чем при традиционных способах добычи. Практика работ геотехнологических предприятий подтверждает резкое снижение производственного травматизма. Так, более чем за двенадцатилетний срок добычи серы

подземной выплавкой не было ни одного случая тяжелого травматизма, а легких травм стало гораздо меньше, чем при открытой разработке. И это закономерно, так как тяжелые и потенциально опасные работы заменены физическими, тепловыми процессами.

В проблеме охраны окружающей среды до настоящего времени нет единых критериев оценки ущерба от загрязнения среды, поскольку многие из этих факторов нельзя измерить. К ним относится, в частности, психологическое воздействие, которое отрицательно влияет на моральное и физическое состояние человека. Последствия этого воздействия: ухудшение здоровья, снижение производительности труда, дополнительные расходы на лечение, перемещение людей в менее загрязненные зоны.

Рекомендуемая литература

1. Арский Ю.М. Данилов-Данилян В.И. Залиханов М.Е. и др. Экологические проблемы: что происходит, кто виноват и что делать М.МНЭПУ 1997 332с.

2. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2007 году». Министерство природных ресурсов Российской федерации.

3. Гридин О.М. О некоторых общих и частных проблемах экологии. Сборник статей «Вестник XXI», РАЕН, М., 2005

4. К здоровой России. М., Медицина, 1994.

5. Маркович Д.Ж. Социальная экология. М., изд. УДН, 1997.

6. Мосинец В.Н., Грязное М.В. Горные работы и окружающая среда. М., Недра, 1978.

7. Реймерс Н.Ф. Экология: Теория, законы, правила, принципы и гипотезы М Россия молодая 1994. 367 с.

8. Худолей В.В., Мизгирев И.В. Экологически опасные факторы. С.-Пб. Банк Петровский, 1996.

9. Юсфин Ю.С., Леонтьев Л.И., Черноусов П.И. Промышленности и окружающая среда М ИКЦ Академкнига 2002. 440 с.

10. Экологический энциклопедический словарь. М., Ноосфера, 1999.

ЧАСТЬ II

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И ОПЫТ РАБОТЫ

13. ПОДЗЕМНОЕ РАСТВОРЕНИЕ СОЛЕЙ (ПРС)

Месторождения природных солей широко используют в мировой практике в двух направлениях. Как источник сырья для пищевой и химической промышленности и, в последние десятилетия как объекты, в которых создаются надёжные и безопасные резервуары для хранения жидких и газообразных углеводородов, отходов и т. д.

В обоих случаях большая глубина залегания пластов солей (300—2500 м), более высокие технико-экономические показатели технологии предопределили широкое применение метода подземного растворения. В его основе лежит высокая растворимость в воде хлоридов натрия, калия, и магния, месторождения которых и служат базой для этого метода.

Хотя способ воздействия на залежь один и тот же-подземное растворение, задачи, решаемые для его использования, отличаются. В первом из них к рассолу предъявляются требования по концентрации полезного компонента, а для пластов малой мощности допускаются системы с посадкой пород кровли и даже иногда с деформацией земной поверхности.

При создании подземных резервуаров (ёмкостей) основные требования предъявляются к форме ёмкости и к её долговременной устойчивости. Получаемые при создании резервуаров растворы подлежат утилизации, иногда их закачивают в поглощающие горизонты.

Различают пластовые, куполообразные, штокообразные и линзовидные месторождения солей. Соляные месторождения представлены весьма разнообразными минералами. Наиболее распространенны три группы минеральных соединений — хлориды, сульфаты и хлоридо-сульфаты. Главными породообразующими минералами являются: галит NaCl (2,17 г/см^3): сильвин КС1 (1,98 г/см^3); карналлит $KCl{\cdot}MgCl_2{\cdot}6H_2O$,(1,58 г/см^3) лангбейнит $K_2SO_4{\cdot}2MgSO_4$ (2,8 г/см^3); каинит $KCl{\cdot}MgSO_4{\cdot}3H_2O$ (2,2 г/см^3). Другими породообразующими минералами являются: кизерит ($MgSO_4{\cdot}H_2O$), полигалит ($K_2SO_4{\cdot}MgSO_4{\cdot}2CaSO_4{\cdot}2H_2O$), шенит ($K_2SO_4{\cdot}MgSO_4{\cdot}6H_2O$), леонит ($K_2SO_4.MgSO_4{\cdot}4H_2O$), глазерит ($K_3Na(SO_4)_2$), бишофит ($MgCl_2{\cdot}6H_2O$), эпсомит ($MgSO_4{\cdot}7H_2O$), астраханит ($NaSO_4.MgSO_4{\cdot}4H_2O$), ангидрит ($CaSO_4$), гипс ($CaSO_4{\cdot}2H_2O$). Основной породообразующий минерал каменной

соли — галит. Вредными примесями являются ангидрит, полигалит, нерастворимые (глины, илы, брекчии и др.). Залежи калийных солей представляют собой смесь различных минералов: например галит и сильвин образуют сильвинит, галит и карналлит — карналлитовую горную породу и т. д.

13.1. Добыча солей методом подземного растворения

Рассолопромысел — комплекс наземных и подземных сооружений, который обеспечивает непрерывную добычу рассола. Схема комплекса сооружений, обеспечивающих добычу рассола, приведена на рис. 13.1.

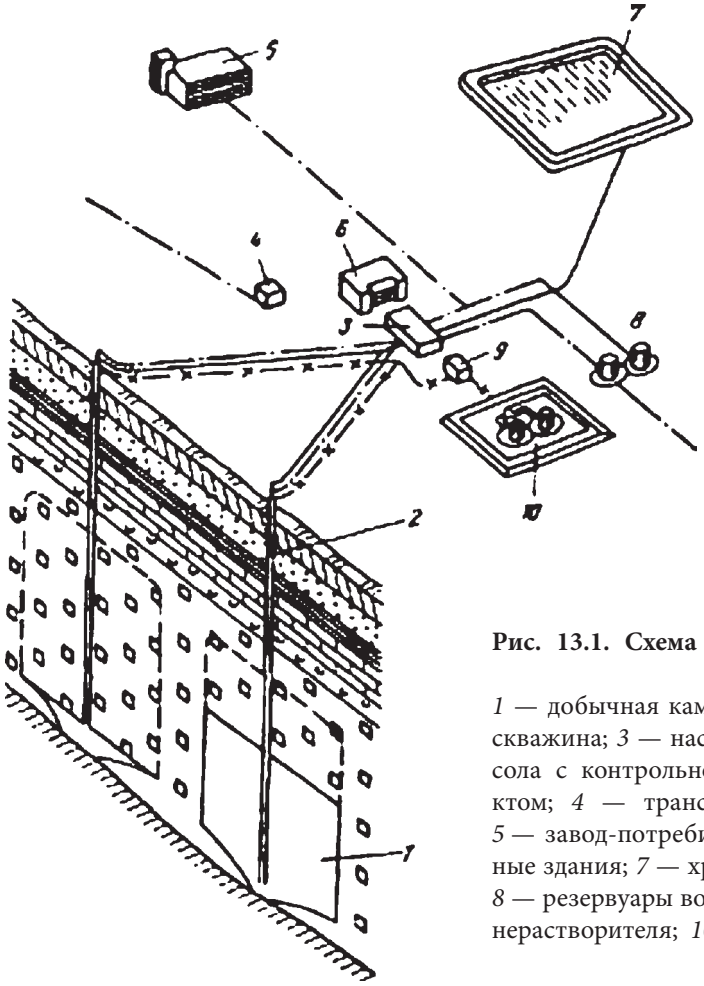


Рис. 13.1. Схема сооружений рассолопромысла:

1 — добычная камера; *2* — рассолодобычная скважина; *3* — насосная станция воды и рассола с контрольно-распределительным пунктом; *4* — трансформаторная подстанция; *5* — завод-потребитель; *6* — административные здания; *7* — хранилище слабых рассолов; *8* — резервуары воды и рассола; *9* — насосная нерастворителя; *10* — резервуары нерастворителя

Вода-растворитель по трубопроводу от водозабора через насосную станцию и контрольно-распределительный пункт (КРП) подается в добычные скважины. В пробуренную и обсаженную до кровли соляной залежи скважину соосно опускают водоподающую и рассолоподъемную колонны труб. Нагнетаемая через скважину вода в камере растворяет соль. Полученный рассол за счет давления нагнетаемой воды поднимается на поверхность.

Далее через КРП, резервуар и насосную он направляется на завод-потребитель. Управление процессом в камерах осуществляется с помощью нерастворителя, предотвращающего растворение потолочины. В качестве нерастворителя обычно используются нефтепродукты, иногда воздух. Для хранения и транспортирования рассола и нерастворителя сооружаются специальные емкости-хранилища, насосная станция, КРП и технологические трубопроводы. Работа всех рассолопромыслов характеризуется высокими технико-экономическими показателями: производительность труда в 4—5 раз выше, а удельные капиталовложения в 6—7 раз ниже, чем при шахтном способе добычи соли. Существенным преимуществом рассолопромыслов является транспортирование рассола по трубопроводам, что значительно снижает транспортные расходы.

В подавляющем большинстве случаев технология ПРС реализована на месторождениях каменной соли. В процессе подземного растворения каменной соли из-за неодинаковой плотности рассола по высоте камеры происходит преимущественное развитие верхней части выработки. При этом нарушается естественное напряженно-деформированное состояние массива каменной соли и для сохранения устойчивости кровли ёмкости и для достижения большего коэффициента извлечения требуется преимущественное развитие ее нижней части. Главная задача формирования подземных выработок — преодоление противоречия между процессом развития верхней части выработки вследствие расслоения рассола по высоте и требованием сохранения устойчивости выработки под действием горного давления. Преодоление указанного противоречия является причиной разработки многочисленных технологических методов рассолодобычи и способов управления формообразованием подземных выработок.

Методы ПРС подразделяются на неуправляемые и управляемые. К первым относятся методы прямотока и противотока (рис. 13.2, *а, б)*. Растворение соли ведется по всей вскрытой мощности соляной залежи, а скважины оборудуют одной рабочей колонной труб. При прямотоке воду подают к забою скважины, а рассол выдается между обсадной и водоподающей колоннами. При противотоке направление движения жидкостей — про-

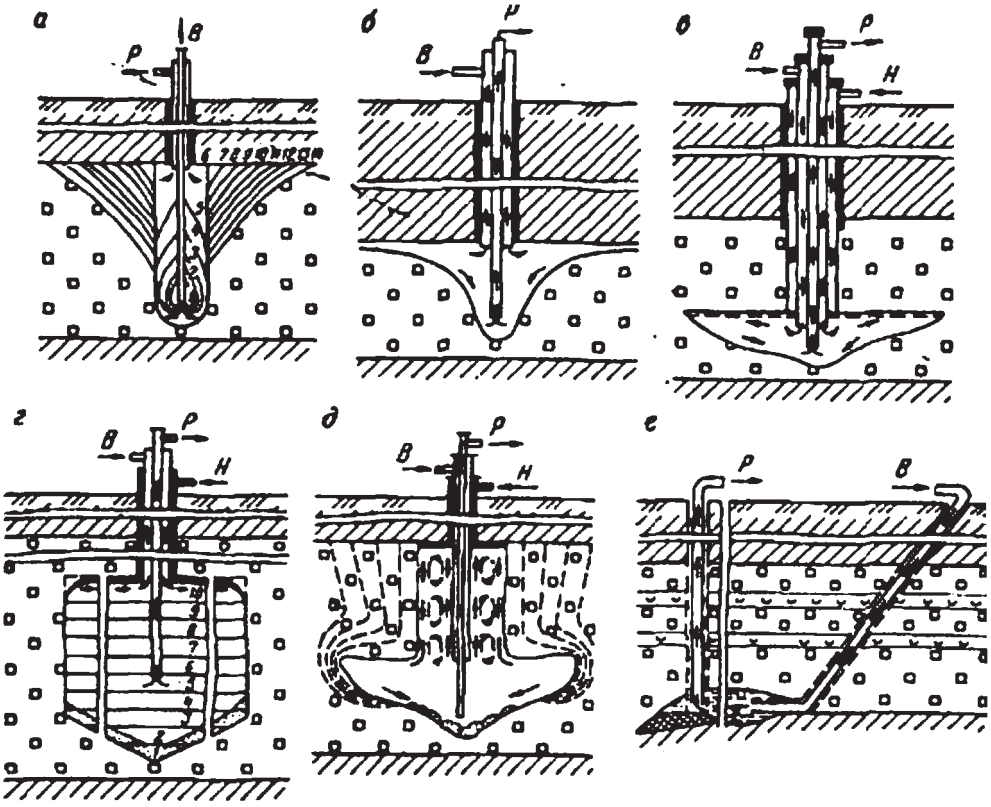


Рис. 13.2. Технологические схемы добычи рассола:
а — прямоток; б — противоток; в — гидровруб; *г* — управляемое послойное растворение; *д* — заглубленная водоподача; *е* — сплошная система разработки: (*1*, *2*, *3* ... — ступени отработки)

тивоположное. Недостатки этих методов: стенки скважин растворяются неодинаково по высоте и камера приобретает форму опрокинутого конуса. Эксплуатация скважин прекращается при угле наклона стенки камеры 35—40 °, что резко сокращает срок службы скважин и увеличивает потери соли. Кроме того, из-за больших площадей обнажения надсолевых пород часто происходят обрушения кровли, которые вызывают аварии скважин и выход их из строя.

К управляемым методам относятся методы гидровруба и послойного растворения. **Гидровруб** — специальная выработка, представляющая горизонтальное кольцевое пространство вокруг забоя скважины с высотой во много раз меньше высоты камеры. Сущность технологии его сооружения основана на работе двух соосно расположенных колонн, по промежуткам между которыми движется нерастворитель, вода и рассол (рис. 13.2, *в*). Обычно высота гидровруба 2—5 м. Подача воды в камеру, а также выдача

рассола происходят непрерывно. Нерастворитель удерживается в верхней части камеры и предохраняет ее кровлю от растворения, т.е. камера развивается только в горизонтальном направлении. После образования гидровруба заданных размеров нерастворитель поднимается, вода получает доступ к кровле камеры и начинается процесс интенсивного растворения, направленный снизу вверх. Метод позволяет извлекать до 15 % соли. Недостатки метода — значительная продолжительность подготовительного периода (до 500 суток) и неуправляемость процесса в эксплуатационный период.

При методе **послойной выемки** (рис. 13.2, *г)* после размыва гидровруба отработка камер снизу вверх ведется отдельными горизонтальными слоями (ступенями) высотой 5—15 м при изоляции потолка каждого слоя нерастворителем, уровень которого контролируется. Это позволяет извлекать из каждого слоя заданное количество соли и управлять формообразованием камеры. Для перехода на выемку нового слоя осуществляется подъем нерастворителя на уровень потолочины нового слоя. Опыт промышленного применения метода послойной выемки показал следующие преимущества этого способа перед другими: наибольшее извлечение, заранее заданная форма, высокая производительность скважины, эффективная отработка с высоким (до 30 %) содержанием нерастворимых примесей. Толщина слоя нерастворителя в камере принимается равной 4—5 см, вязкость при температуре 0 °С должна быть не более 20—25 МПа·с, а его удельная масса — не выше 0,85—0,88 т/м^3, содержание воды — не более 0,5 % по объему. Так как в процессе растворения постоянно увеличиваются диаметр камеры и площадь кровли выработки, необходимо систематически подкачивать в скважину определенное количество нерастворителя.

В последние годы разработан метод заглубленной водоподачи (рис. 13.2, *д).* Сущность метода заключается в создании по всей высоте интервала отработки соли зоны смешения восходящего потока растворителя с опускающимися потоками насыщенного рассола, за счет чего в зоне смешения обеспечиваются постоянная концентрация и равномерное по высоте растворение стенок камеры. Рассол отбирается из нижней части камеры.

Отработка камер методом заглубленной водоподачи наиболее эффективна при эксплуатации мощных отложений каменной соли. Скорость растворения соли при заглубленной водоподаче значительно (в 5—10 раз) ниже. Но растворение соли в большом интервале по высоте и небольших скоростях растворения дает возможность сократить объем операций по

спуску-подъему труб и простои скважин при переходе на следующую ступень.

Добыча рассолов может осуществляться также сдвоенными (взаимодействующими) скважинами, что позволяет увеличить рабочее сечение ствола каждой за счет ликвидации одной колонны труб. Сплошная система разработки, используемая на Ново-Карфагенском месторождении, предусматривает работу серии взаимодействующих скважин, а также обрушение кровли (рис. 13.2, *е*).

Для обеспечения надежного растворения соли, зависящего в основном от формы и объема камер, необходимо осуществлять постоянный контроль за уровнем нерастворителя.

Определение уровня поверхности раздела двух сред (нерастворителя и рассола) осуществляется методом подбашмачного контроля, контрольной трубки, электроконтактного устройства и манометрическим методом.

Метод подбашмачного контроля может применяться только периодически, так как он требует прекращения нормальной эксплуатации скважин. Сущность этого метода заключается в следующем. В скважину через определенные интервалы времени подкачивается заведомо большее количество нерастворителя, чем требуется для изоляции кровли камеры. Избыточное количество нерастворителя выходит на поверхность через колонну водоподающих труб и спускной кран. Хотя этот метод контроля относительно прост, он неизбежно связан с большими потерями рабочего времени. Наиболее длительной операцией является всплывание нерастворителя в воде. Так, при скорости подъема солярового масла или нефти в воде, равной 5 м/мин, можно ожидать появления нерастворителя на поверхности с глубины 1000—1200 м спустя 3—4 ч после остановки скважины. Частые и довольно продолжительные (до одной смены) остановки скважин при подбашмачном методе контроля снижают производительность рассолопромысла, а нарушение режима контроля и несвоевременная подкачка нерастворителя приводят к размыву потолка камеры, скорость которого может достигать 0,2—0,3 м/сут.

С помощью трубки контроль за уровнем нерастворителя можно осуществлять систематически. В пространство между обсадными и водоподающими трубами опускается трубка, которая жестко крепится к колонне водоподающих труб. Нижний ее конец устанавливается на 0,5 м выше башмака водоподающих труб и должен постоянно находиться в нерастворителе, а верхний конец выводится через отверстие во фланце колонны обсадных труб на поверхность и оборудуется вентилем. Если нижний конец трубки находится в рассоле, то она заполняется рассолом, а если в

нерастворителе — нерастворителем, что и фиксируется на поверхности. Контрольная трубка может быть неподвижной и подвижной. Подвижная трубка позволяет не только следить за уровнем нерастворителя на заданной глубине, но и находить его в случае поднятия и опускания потолка камеры. Трудности применения метода контроля уровня нерастворителя с помощью трубки связаны с повреждениями и обрывами трубки при гидравлических ударах в системе, а также в период спускоподъемных операций технологических труб.

Метод контроля уровня нерастворителя с помощью **электроконтактного** устройства основан на свойствах электропроводности воды и рассола и диэлектрических свойствах нерастворителя. Если контакты устройства в скважине находятся в воде или рассоле, цепь замыкается и на поверхности зажигается сигнальная лампа. Помимо частых отказов системы из-за обрывов к числу недостатков этого метода контроля следует отнести ненадежность работы контактов.

Манометрический метод контроля основан на регистрации разности давлений между рабочими жидкостями на оголовке скважины.

Камеры, образующиеся в результате искусственного растворения соли, должны иметь форму, обеспечивающую устойчивость их кровли и максимальное извлечение соли. Наиболее рациональным методом картирования камер растворения — ультразвуковая локация. Принцип работы прибора основан на определении времени прохождения ультразвукового импульса от излучателя до стенки камеры и обратно. Зная скорость распространения звука в рассоле при определенной концентрации и температуре, рассчитывают расстояние до предмета в заданном направлении.

Описанная технология ПРС применяется, для разработки залежей каменной соли. В приложении № 4 приведен порядок расчёта параметров метода ПВС.

С использованием технологии подземного растворения могут быть отработаны месторождения калийных солей и бишофита, со сложными горно-геологическими условиями или при глубоком залегании. Промышленное использование технологии ПРС затрудняется проблемами экономически эффективной технологии извлечения полезных компонентов из рассолов, а также утилизации отходов переработки.

В Волгоградской области разведано уникальное месторождение соли с содержанием в руде бишофита 95—98 % и брома 5—8 кг/м^3 руды. Горнотехнические условия подходят для извлечения полезных ископаемых технологией подземного растворения. Дальнейшая переработка раствора

позволяет извлекать полученный металлический магний, окись и гидроокись магния, а также бром. При этом неизбежно получается большой объем хлорсодержащих продуктов (хлористого водорода, соляной кислоты, газообразного хлора), проблема использования или захоронения которых трудно решаема.

При разработке месторождений калийных солей методом подземного растворения получаемый раствор содержит кроме хлорида калия значительно большее количество хлорида магния, если исходным сырьём служит карналлит, или натрия, если разрабатываются залежи сильвинита. Таким образом на первой стадии переработки соли должны быть извлечены из раствора раздельно. Энергоёмкость этого процесса такова, что она наиболее экономически оправдана при условии использования природной энергии солнца. Предложена альтернативная технология переработки раствора на соду и поташ (т.е. бесхлорные удобрения), стоимость которых позволяет сделать, этот этап экономически целесообразным.

13.2. Строительство и эксплуатация водземных резервуаров в каменной соли

Подземные хранилища в каменной соли характеризуются эксплуатационной надежностью и экологической безопасностью, чем они выгодно отличаются от традиционных хранилищ нефтепродуктов и сжиженных газов в стальных наземных и заглубленных резервуарах, широко используемых в России и за рубежом. Кажущаяся легкость обслуживания последних не гарантирует экологической безопасности и значимых экономических выгод из-за ряда существенных недостатков — повышенной пожаро- и взрывоопасности, высоких потерь от испарения вследствие «больших» и «малых» дыханий, загрязнения воздушного бассейна, грунтовых и поверхностных вод вследствие утечек из-за коррозионного повреждения резервуаров, отчуждения значительных земельных угодий, высокой металлоемкости конструкций.

Эксплуатационная надежность и экологическая безопасность любого типа подземного хранилища обеспечивается прочностью и устойчивостью выработок-емкостей; герметичностью подземных резервуаров, т.е. их изолированностью от грунтовых и поверхностных вод и от атмосферного воздуха; незначительным отчуждением земли по сравнению с объемом хранилища; сейсмической устойчивостью; минимальным риском при нештатных ситуациях.

Как показывает опыт, объем выбросов углеводородов в атмосферу вследствие «больших» и «малых» дыханий на подземных хранилищах снижается в десятки и сотни раз по сравнению с наземными, а имеющиеся выбросы связаны с эксплуатацией наземного комплекса, терминалов и т.п., а не подземных резервуаров.

Продукт из подземного резервуара отбирают вытесненяя его рассолом (рассольная технология эксплуатации), поэтому даже в случае аварийной разгерметизации устья скважины последствия имеют локальный характер и потери продукта минимальны.

Конструкция устьев скважин, применение клапанов-отсекателей обеспечивают защиту от несанкционированного доступа и высокую устойчивость к любым внешним воздействиям, в том числе и при чрезвычайных ситуациях.

Химическая инертность каменной соли по отношению к хранимым продуктам в совокупности с отсутствием кислорода и стабильностью температуры и давления обеспечивают сохранение качества товарных продуктов. В выработках-емкостях в каменной соли появившиеся по какой-либо причине трещины способны самозалечиваться вследствие вязкопластических деформаций соли, что обеспечивает практическую непроницаемость соляных массивов и герметичность подземных резервуаров.

Гидроциркуляционная технология сооружения резервуаров не допускает их крепления, поэтому для обеспечения устойчивости при больших глубинах заложения выработки-емкости эксплуатируются под избыточным давлением, что является достоинством при хранении ряда газообразных и жидких продуктов. Подземные хранилища в каменной соли идеально подходят для хранения таких углеводородов, как бутан, пропан, пропилен, бутилен и др., которые в термобарических условиях подземного резервуара способны находиться в сжиженном состоянии. Хранение природного и иных газов под высоким давлением обеспечивает высокую эффективность использования геометрического объема выработок-емкостей. В случае хранения товарных нефтепродуктов установившиеся термобарические условия в выработке-емкости блокируют процесс выделения кислорода, растворенного в рассоле, благодаря чему значительно замедляется окисление хранимого продукта.

Обычно, при создании подземных выработок-емкостей малой вместимости, полезная высота которых не превышает 10 м, минимально допустимая мощность соляной залежи должна составлять 20 м. При этом минимально допустимые значения высоты целиков в почве и кровле принимаются, исходя из условия проницаемости выше- и нижележащих пород и их прочности, а скважина обсаживается до кровли выработки.

Площадь распространения соляной залежи в плане должна обеспечивать размещение заданного количества резервуаров с оставлением целиков соли между выработками, а также между выработками и боковыми поверхностями соляной залежи.

С точки зрения технологии строительства большое значение имеет состав соленосных отложений. В интервале глубин заложения выработки-емкости соляная залежь, как правило, не должна содержать прослоев калийно-магниевых и других солей, легко растворяющихся в воде и хлоридно-натриевых рассолах, а также прослоев нерастворимых пород, затрудняющих процесс создания выработки заданной формы и объема.

Существуют определенные требования к температуре породного массива, связанные с необходимостью сохранения качества продукта. Температурные критерии пригодности соляных залежей для хранения моторных топлив определены на основании экспериментальных исследований качества продуктов при их длительном хранении в контакте с каменной солью Для сырой нефти, газового конденсата и других продуктов, не имеющих жестких требований к химическому составу, температурных ограничений при их хранении в подземных резервуарах в каменной соли не устанавливается.

Важный аспект при выборе площадок строительства подземных хранилищ — наличие источников водоснабжения для осуществления процесса подземного растворения соли.

При создании 1 м^3 геометрического объема выработки-емкости образуется 8-10 м^3 рассола. Поэтому еще одним важным аспектом создания подземных хранилищ в каменной соли является удаление рассола со строительной площадки и его утилизация.

Подземный резервуар состоит из выработки-емкости, используемой для размещения хранимого продукта, и эксплуатационной скважины, оборудованной для закачки и отбора продукта. Выработка-емкость обычно имеет осесимметричную форму (цилиндрическую, шаровую, эллипсоида вращения и др.) и куполообразную кровлю, причем осью симметрии является скважина. Подземные резервуары могут иметь одну или несколько эксплуатационных скважин. Для строительства подземной выработки-емкости скважина оборудуется подвесными колоннами труб для подачи растворителя и отбора рассола, а в стадии эксплуатации резервуара — подвесными рабочими колоннами труб, количество которых определяется в зависимости от вида хранимого продукта и технологии эксплуатации хранилища. Выработки-емкости имеют пролет обычно до 80 м, высоту до нескольких сотен метров и вместимость от десятков тысяч до миллиона кубометров.

Пролет кровли выработки-емкости *l*, определяют по формуле

$$l = \sqrt[3]{V_a / V_r},$$

где V_a — допустимый объем области запредельного деформирования (ОЗД) в окрестности кровли. (Это область, где значение интенсивности деформации сдвига превысило величину интенсивности деформации сдвига при бесконечно большом значении времени); V_r — значение объема ОЗД в окрестности кровли резервуара при пролёте, равном 1 м.

Наряду с вышеописанными вертикальными резервуарами используются резервуары гирляндного типа, когда две выработки-емкости сооружаются через одну вертикальную скважину, а также резервуары тоннельного типа. Принципиальные схемы подземных резервуаров и варианты их взаимного расположения показаны на рис. 13.3.

Подземный резервуар сооружают с учетом минимального силового воздействия на эксплуатационную скважину, в частности с этой целью

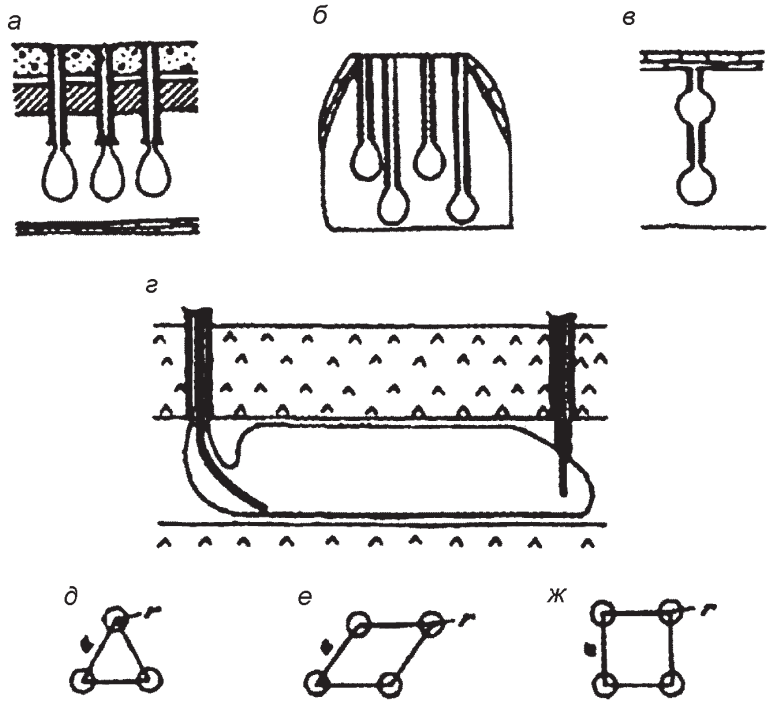


Рис. 13.3. Принципиальные объемно-планировочные схемы размещения резервуаров:

а — на одной глубине; *б* — на разных глубинах; *в* — гирляндный (или двухъярусный); *г* — соединенных двух камер; планы расположения выработок емкостей по треугольной *(д)*, ромбической (е) и квадратной *(ж)* сеткам

оставляют не обсаженный участок скважины над кровлей выработки. Длина не обсаженной части скважины, т.е. расстояние между кровлей выработки-емкости и башмаком последней зацементированной колонны, определяется расчетным путем в зависимости от горно-геологических условий площадки строительства хранилища и составляет до нескольких десятков метров.

Подземные резервуары в каменной соли сооружаются в соляных залежах всех морфологических типов и возрастов. Существующие в мире подземные резервуары расположены в соляных толщах, залегающих, как правило, в диапазоне глубин 300—1500 м. Это связано с выбором экономически целесообразных способов строительства и эксплуатации хранилищ с учетом номенклатуры хранимых продуктов. Теоретические расчеты показывают, что максимально возможная глубина заложения подземных резервуаров (с точки зрения обеспечения их устойчивости) не превышает 3000 м.

Минимально приемлемая глубина залегания пород каменной соли, пригодных для размещения выработок-емкостей, зависит от вида хранимого продукта (необходимого эксплуатационного давления) и определяется по формуле

$$H_{\min} = P_{\max} / \gamma g \rho_{\rho} + a, \qquad (13.2)$$

где P_{max} — максимально допускаемое эксплуатационное давление на уровне башмака последней зацементированной колонны; γ — коэффициент надежности по нагрузке, принимаемый 0,85 при спокойном или пластово-линзообразном залегании соли, когда надсолевая толща представлена непроницаемыми породами; ρ_p — усреднённая плотность пород, залегающих выше башмака основной обсадной колонны. ; a — длина необсаженной части скважины.

Расстояние между устьями соседних эксплуатационных скважин l определяется по формуле

$$l = 2a + r(4 + n + \kappa), \qquad (13.3)$$

где r — радиус выработки-емкости резервуара; a — допустимое отклонение оси скважины от вертикали на отметке кровли выработки-емкости; n — коэффициент, учитывающий погрешности формообразования в зависимости от принятого технологического способа строительства выработки-емкости: сверху вниз — 0,1; снизу вверх — 0,5; для комбинированных и иных схем — 0,2; κ — коэффициент, учитывающий возможную асимметричность формы выработки-емкости по геологическим условиям, определяемый по табл. 13.1.

Таблица 13.1

Зависимость коэффициента асимметричности формы выработки от типа месторождения и способа сооружения емкости.

Морфологический тип месторождения	Значение коэффициента *к* при способе строительства выработки емкости		
	сверху-вниз	снизу-вверх	комбинированный и иной
Пластовый и пластово-линзообразный	0,2	0,7	0,4
Куполо- и штокообразный	0,5	1,5	1,0

В мощных соляных залежах расстояние между устьями скважин допускается уменьшать двух- или многоярусным расположением выработок-емкостей. При этом величина целика между соседними выработками-емкостями по кратчайшему расстоянию между стенками должна соответствовать формуле (13.2), а расстояние от стенки выработки-емкости до соседних скважин должно быть не менее 50 м.

На территории России находятся 15 соленосных бассейнов и площадей, перспективных для строительства подземных резервуаров для хранения газообразных и жидких продуктов и захоронения промышленных отходов.

В странах ближнего и дальнего зарубежья, входящих в сферу интересов российских нефтяных и газовых компаний, также есть условия для создания подземных хранилищ.

Снижение расходов на сооружение и эксплуатацию подземных хранилищ газообразных и жидких продуктов — комплексная задача, решение которой связано с выбором **технологии эксплуатации резервуара**.

Подземные хранилища состоят из наземного и подземного эксплуатационных комплексов. Наземный эксплуатационный комплекс обеспечивает закачку в подземный резервуар хранимого продукта и выдачу его на поверхность для передачи потребителю. В случае необходимости, по требованию потребителя производится дополнительная подготовка продукта к транспорту. В основном. такая подготовка производится при выдаче природного газа из хранилища в магистральный газопровод. В этом случае появляется дополнительное наземное оборудование: пылеуловители, сепараторы, подогреватели и др.

Подземный комплекс хранилища состоит из подземных резервуаров и скважин различного назначения. Количество последних в зависимости

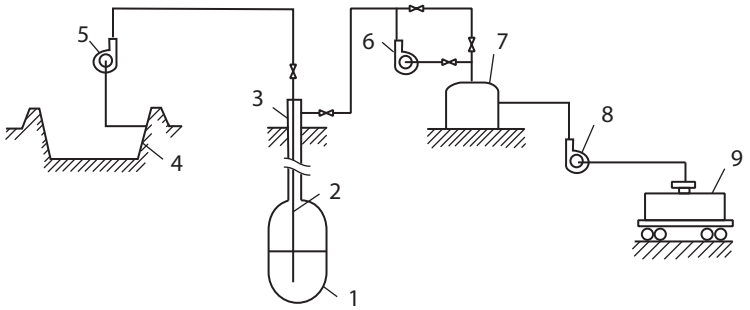


Рис. 13.4. Технологическая схема рассольной эксплуатации хранилищ нефтепродуктов:

1 — подземельная выработка-емкость; 2 — центральная подвесная колонна; 3 — эксплутаци-онная скважина; 4 — рассолохранилище; 5 — насос для закачки рассола; 6 — насос высокого давления для закачки продукта; 7 — буферный резервуар нефтепродукта; 8 — насос низкого давления для закачки продукта; 9 — железнодорожная цистерна

от вида и объема хранимого продукта, горно-геологических условий площадки хранилища могут достигать десяти и более единиц. К этим скважинам относятся все наблюдательные, пробуренные на глубину соответствующих водоносных горизонтов, и сбросные скважины промышленных стоков.

Состав сооружений и номенклатура оборудования наземного комплекса подземных хранилищ зависят от вида хранимого продукта и технологии эксплуатации.

Наиболее распространенными являются рассольная (рис. 13.4) и безрассольная технологии эксплуатации подземных хранилищ. Одна из разновидностей безрассольной технологии используется на подземных хранилищах природного газа, когда резервуары эксплуатируются как сухие газгольдеры (рис. 13.5).

Рассольная схема предполагает закачку и отбор жидких или сжиженных продуктов по принципу замещения хранимого продукта насыщенным рассолом.

Для обеспечения подземного хранилища оперативным рассолом используются, как правило, специально построенные наземные и подземные рассолохранилища. Могут быть использованы другие источники: близрасположенные рассолопроизводящие предприятия, природные рассолы неглубокого залегания и концентрации, близкой к насыщению и др.

В процессе эксплуатации происходит постепенное увеличение объема подземной выработки-емкости. Это — следствие разных температурных условий нахождения рассола в подземной выработке и в рассолохранилище. Если температура окружающих пород, вмещающих под-

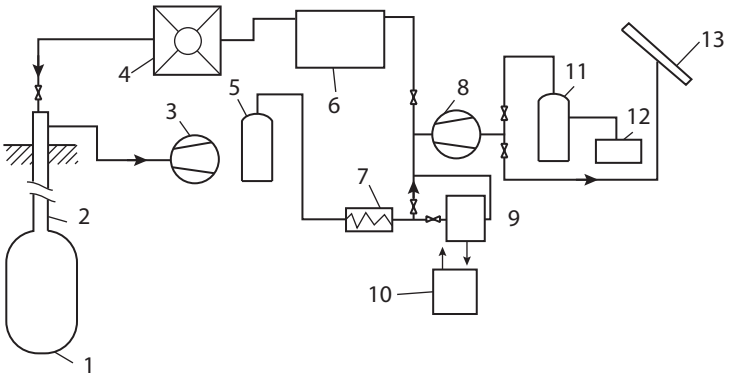


Рис. 13.5. Технологическая схема эксплуатации подземного хранилища природного газа:

1 — подземельная выработка — емкость; *2* — эксплутационная скважина; *3* — узел дросселирования газа; *4* — холодильник газа; *5* — сепаратор; *6* — компрессорная станция; *7* — узел подогрева газа; *8* — узел замера газа; *9* — абсорбер; *10* — установка регенерации абсорбера; *11* — фильтр-сепаратор; *12* — пылеуловитель; *13* — магистральный газопровод

земный резервуар, выше, чем в рассолохранилище, то выпадение соли происходит в рассолохранилище. Для предотвращения этого процесса извлеченный из резервуара рассол разбавляют пресной водой, доводя до насыщенного состояния при температуре рассолохранилища, который становится ненасыщенным в условиях подземного резервуара. Следовательно, закачка такого рассола в резервуар приводит к дополнительному растворению стенок резервуара, т.е. незапланированному увеличению его объема. При движении насыщенного рассола по трубам в противоточном режиме с нагнетаемой холодной углеводородной жидкостью происходит теплообмен, в результате которого температура и давление рассола постепенно снижаются, что может привести к выпадению в осадок некоторого количества кристаллической соли прямо в центральной колонне, когда рассол достигает поверхности земли. Иногда может образоваться такое количество осадка соли в горизонтальной части рассолопровода, что трубопровод может забиться. Чтобы предотвратить выпадение соли в осадок существует технология эксплуатации хранилища, где предусматривается разбавление рассола пресной водой прямо в рассолопроводе или в подвесной колонне скважины.

При неконтролируемом подрастворении вмещающего резервуар массива каменной соли может произойти разгерметизация хранилища и утечка хранимого продукта. В других случаях вместимость резервуара

становится слишком большой для хранения заданного количества продукта, что значительно удорожает стоимость закачки и других операций по обслуживанию хранилища.

Уменьшение влияния многих вышеуказанных отрицательных факторов, сопутствующих рассольному методу эксплуатации, может быть осуществлено применением такой схемы эксплуатации хранилища, при которой рассол, содержащийся в рассолохранилище и в подземном резервуаре для хранения продукта, находится в одинаковых термодинамических условиях. Указанная цель достигается созданием основного рассолохранилища в том же пласте и примерно на той же глубине, что и резервуар для хранения продукта.

При такой схеме эксплуатации рассол для вытеснения хранимого продукта поступает из подземного рассолохранилища. При этом происходит постепенное увеличение объема подземного рассолохранилища. Размеры подземной выработки-емкости продукта остаются неизменными. Если хранилище состоит из нескольких подземных резервуаров для хранения продукта, достаточно иметь одно наземное и одно подземное рассолохранилища.

Открытие крупных запасов нефти на шельфе создало много проблем, связанных с транспортом и хранением добываемой нефти. Один из способов хранения нефти, добываемой в море, вблизи места добычи — сооружение подземных резервуаров под дном моря. В этом случае можно создать подземный резервуар в соляном пласте, способный вмещать многодневную добычу нефти, и оборудование для загрузки танкеров вблизи такого хранилища.

Один из подходящих методов эксплуатации такого резервуара — вытеснение нефти морской водой. Так как используемая морская вода является почти пресной по сравнению с насыщенным рассолом, то после каждой операции по вытеснению нефти размеры емкости увеличиваются, происходит дополнительное растворение стенок резервуара.

На этом принципе разработаны и апробированы методы эксплуатации подземных резервуаров с «подрастворением», использование которых позволяет ускорить сроки ввода резервуаров, упростить схему оперативного рассолоснабжения, увеличивать вместимость резервуарного парка по мере необходимости и, в то же время, корректировать форму резервуаров при эксплуатации. Пресная вода может быть использована также для аварийного вытеснения нефтепродуктов из подземных резервуаров.

При рассольной технологии эксплуатации хранилища скважина подземного резервуара оборудуется двумя подвесными колоннами: цен-

тральной и внешней. Центральная колонна предназначена для закачки и отбора рассола из выработки-емкости, а внешняя для закачки и отбора хранимого продукта. Межтрубное пространство внешней и обсадной колонн может быть изолировано пакером, установленным на уровне башмака обсадной колонны. В этом случае межтрубное пространство заполняется антикоррозийной жидкостью для сохранения внутренней поверхности обсадной колонны.

Благодаря применению рассольной технологии при хранении нефтепродуктов в резервуаре отсутствует газовая фаза, поэтому нет их потерь от «больших» и «малых» дыханий и замедлена коррозия металлических элементов резервуара. Это несомненное преимущество такой схемы эксплуатации, так как она обеспечивает минимизацию плановых потерь нефтепродуктов и охрану окружающей среды.

К недостаткам рассольной технологии эксплуатации относятся: необходимость сооружения дорогостоящего наземного или подземного рассолохранилища; неуправляемость процесса подрастворения каменной соли при замещении продукта рассолом; повышенная коррозия технологических колонн и запорной арматуры, соприкасающихся с рассолом; сложность поддержания требуемой концентрации рассола в наземном рассолохранилище; возможность загрязнения окружающей среды.

При безрассольной эксплуатации подземных резервуаров для отбора жидких углеводородов используют энергию сжатых газов, специальные погружные электронасосы, газлифт, термогазлифт, струйные насосы. В качестве сжатых газов могут быть использованы природный и инертные газы, пары сжиженных углеводородов и т.д. К основным требованиям, предъявляемым к газообразным агентам, относятся: малая растворимость и химическая нейтральность к продуктам хранения, способность не конденсироваться при температурах окружающих подземный резервуар пород, и повышенных давлениях, невысокая стоимость, исключение образования огнеопасных или взрывоопасных смесей.

Подземные хранилища, как правило, располагаются вблизи крупных промышленных центров, которые являются основными потребителями природного газа. Разветвленная сеть магистральных газопроводов будет в этом случае служить постоянным источником газа, позволяя обеспечивать необходимые производительности отбора продукта из подземных хранилищ.

После отбора нефтепродукта часть природного газа, участвующего в вытеснении продукта, по системе внутриплощадочных трубопроводов возвращается в магистральный газопровод. При этом давление газа

в подземном резервуаре понижается до минимально допустимого (буферного) давления. Применение такой технологии, по сравнению с рассольной, позволяет отказаться от сооружения дорогостоящего наземного рассолохранилища с объемом, равным вместимости подземного хранилища, более рационально использовать наземную территорию, заменить для заполнения подземных резервуаров насосы высокого давления на насосы низкого давления, что в конечном итоге приводит к снижению капитальных и эксплуатационных расходов.

Особенностью технологического способа с применением сжатого газа является длительность контактирования жидкости и газа в процессе отбора продукта. Непосредственный контакт между природным газом и жидким углеводородом в подземном резервуаре при повышенном давлении сопровождается растворением газа в жидкости, что может привести к ухудшению товарных свойств части продукта, находящегося в непосредственной близости к зоне контакта.

Разработаны технические решения, позволяющие уменьшить отрицательные последствия непосредственного контактирования природного газа с продуктом в выработке-емкости. В тех случаях, когда вблизи хранилища не имеется источника получения природного газа, можно применить инертный газ. В случае хранения газообразного продукта в скважине может остаться только одна подвесная колонна. Центральная колонна после первоначального заполнения хранимым газообразным продуктом выработки-емкости, с помощью специального оборудования вытаскивается из скважины. При хранении жидкого продукта сохраняется двухколонная конструкция скважины, как и при рассольной схеме технологии эксплуатации хранилища. В этом случае пространство между внешней и обсадной колоннами на уровне башмака последней закрывается пакером и заполняется антикоррозионной жидкостью. Для предотвращения аварийного выброса сжатого газа из резервуара в скважине устанавливается клапан-отсекатель.

Основнымм недостаткамм безрассольной технологии являются: необходимость в источнике сжатого газа и утилизации низконапорного газа вытеснения; растворение газа в хранимый продукт; ограниченность глубины заложения резервуара и производительности отбора продукта при газлифтном и термогазлифтном способах эксплуатации

Комбинированная технология эксплуатации подземных хранилищ применяется в случаях, когда предъявляются повышенные требования к стабильности качества хранимого продукта или при одновременном хранении двух различных продуктов. В этом случае один из продуктов может

пользоваться повышенным спросом в весенне-летний, а другой в осенне-зимний периоды времени года. Примером такого сочетания может служить комбинация таких двух продуктов, как сжиженный углеводородный газ (пропан, бутан) и моторное топливо (бензин, дизтопливо). Сжиженный газ в этом случае используется для резервирования газоснабжения и пользуется наибольшим спросом в зимнее время года, а моторное топливо — в летнее время. Конструктивно подземные резервуары, входящие в состав хранилища, эксплуатируемого по комбинированной схеме, могут располагаться на одном уровне или один над другим и быть связанными с поверхностью земли одной или несколькими скважинами.

Обычно подземные резервуары проектируются с одинаковой вместимостью. Однако можно строить хранилище с резервуарами различной вместимости. При этом требуется дополнительное оборудование для извлечения последней порции продукта, хранимого в большом резервуаре.

Существует способ эксплуатации подземного хранилища жидких углеводородов с помощью сдвоенных соединенных резервуаров. Подземные резервуары частично заполнены вытесняющей жидкостью (рассолом), оставшаяся часть объема одного резервуара заполнена газом под давлением, а свободная часть объема другого резервуара заполнена хранимым продуктом. При этом рассол можно вытеснить из одного резервуара в другой только при помощи давления сжатого газа. В качестве сжатого газа можно использовать метан, инертные газы, воздух и т.д.

В рассмотренных схемах технологии эксплуатации каждый подземный резервуар имел свою скважину. В настоящее время разработан способ эксплуатации подземного хранилища, в которой резервуары имеют одну общую скважину. Резервуары расположены один над другим. Верхний резервуар предназначен для разделительной жидкости, а нижний — для хранимого продукта.

Заполняют хранилище продуктом так: хранимый продукт подается через продуктопровод в верхнюю часть нижнего резервуара, при этом рассол из нижнего резервуара вытесняется в верхний. Закачка продукта продолжается до полного заполнения нижнего резервуара.

Выдача продукта из хранилища осуществляется следующим образом. По обсадной колонне закачивается сжатый газ в верхний резервуар. Под избыточным давлением газа рассол перемещается в нижний резервуар, при этом вытесняя продукт по продуктовой колонне на поверхность земли.

Принципиальная схема комбинированной технологии эксплуатации хранилища нефтепродуктов представлена на рис. 13.6

Рис. 13.6. Принципиальная схема комбинированной технологии эксплуатации хранилища:
1 — выработка-емкость природного газа; нефтепродуктов: *2* — выработка-емкость хранимого нефтепродукта; *3* — выработка-емкость для рассола; *4* — насос высокого давления для закачки нефтепродукта; *5* — буферный резервуар нефтепродукта; *6* — насос низкого давления для закачки нефтепродукта; *7* — железнодорожная цистерна

Подземный резервуар состоит из двух выработок-емкостей, расположенных одна над другой и связанных с поверхностью земли одной скважиной. Верхняя и нижняя ёмкости имеют гидравлическую связь. Верхняя выработка-емкость предназначена для хранения насыщенного рассола, нижняя — для нефтепродукта.

Глубины заложения подземных выработок-емкостей и расстояние между ними определены, исходя из учета конкретных горно-геологических условий при обеспечении минимума энергозатрат при проведении сливо-наливных операций в системе природный газ-рассол-нефтепродукт.

Специальный распределитель потоков обеспечивает циркуляцию рассола в системе резервуаров при отборе и закачке хранимого нефтепродукта.

Отбор нефтепродукта из подземного резервуара осуществляется под воздействием суммарного давления, создаваемого гидростатическим столбом рассола и сжатого природного газа. Природный газ поступает к резервуару под необходимым давлением и направляется по межтрубному пространству между обсадной и центральной колоннами труб в верхнюю выработку-емкость. Рассол из верхней выработки-емкости через перфорированные отверстия в обсадной колонне и распределитель потоков поступает в нижнюю выработку-емкость, вытесняя при этом нефтепродукт

по центральной колонне на поверхность. Имеющийся пятнадцатилетний опыт эксплуатации такого подземного хранилища свидетельствует о достаточно высокой эффективности применения и технической надежности резервуара двухъярусного типа.

Анализ существующих способов и мирового опыта эксплуатации подземных хранилищ выявил основные тенденции развития способов эксплуатации:

• применение подземных рассолохранилищ в технологии эксплуатации хранилищ нефтепродуктов;

• использование безрассольной технологии с применением сжатого газа для отбора сырой нефти, нестабильного газового конденсата и других жидких углеводов, которые после хранения направляются на переработку;

• применение рассольной и комбинированной технологии эксплуатации хранилищ в тех случаях, когда требуется сохранение свойств хранимого продукта;

• термогазлифтный способ эффективен для отбора сжиженных газов, предназначенных для резервирования газоснабжения промышленных узлов и крупных населенных пунктов.

Контрольные вопросы

1. Из чего состоит комплекс по добычи рассола?
2. Какие методы выемки соли используются при ПРС и каковы их преимущества и недостатки?
3. Как осуществляется контроль уровня нерастворителя?
4. В чём преимущество хранения нефтегазопродуктов в подземных ёмкостях?
5. Как, согласно технологии эксплуатируются хранилища?

Литература

1. Аренс В.Ж., Белов В.Н., Зыков В.А. Разработка месторождений каменной и калийной солей методом подземного выщелачивания. М, МГИ, 1969.

2. А.Г. Воронов. Исследование интенсификации растворения калийных солей с помощью мощных звуковых колебаний. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. М., МГИ, 1973.

3. Гальперин А.М., Шафаренко Е.М Реологические расчеты горнотехнических сооружений. М: Недра, 1977. 240 с.

4. Дудко П.М. Рассолопромыслы. М.: Недра, 1986. 1 Юс.

5. Иванцов О.М. Хранение сжиженных углеводородных газов. М.: Недра, 1973. 224 с.

6. Каратыгин Е.П., Кубланов А.В. и др. Подземное растворение соляных залежей. С.-Пб, Гидрометеоиздат, 1994. 221 с.

7. Китаев И.М. Совершенствование технологии подземного растворения солей с применением средств контроля основных параметров. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. МГРИ, 1985.

8. Мазуров В.А., Подземные газонефтехранилища в отложениях каменной соли. М.: Недра, 1982.212 с.

9. Новое в скважинных методах добычи полезных ископаемых. М., НИИТЭХИМ, 1984.

10. Общесоюзные нормы технологического проектирования рассолопромыслов. В.А. Резников, А.Ф. Студенцов, АС. Шнейдер и др. Л., ВНИИГ, 1981.

11. Пермяков Р.С., Бельри М.П., Романов Р.С. Технология добычи солей. М., Недра, 1981.

12. Каратыгин Е.П., Кубланов А.В., Пустыльников Л.М., Чанцев В.П. Подземное растворения соляных залежей. С-П.: Гидромстеоиздат, 1994. 221 с.

13. Проблемы геотехнологии. Доклады Ш Всесоюзной конференции по геотехнологическим методам добычи полезных ископаемых. Ч. 1,4. 2, М., Черкесск, НИИТЭХИМ, 1983.

14. Исследование технологии формообразования подземных камер и растворения каменной соли радикально направленными струями. Л.В. Царенков. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Люберцы, ГИГХС, 1975.

15. Смирнов В.И. Строительство подземных газонефтяных хранилищ. Изд. Газонлпресс, 2000. с. 249.

16. Исследование технологии добычи бишофита методами подземного растворения/В.А. Резников. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. ГИГХС, 1975.

14. ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ (ПВ)

Подземное выщелачивание (ПВ) для добычи цветных металлов известно с XVI в. В настоящее время он широко применяется для извлечения

металлов из полиэлементных руд, руд цветных металлов и золота. С конца пятидесятых годов XX в. метод начал применяться для добычи урановых руд, а затем и золота. Ниже дается краткое изложение основ подземного выщелачивания.

14.1. Основные сведения о ПВ

Подземным выщелачиванием называют **метод добычи полезного ископаемого избирательным химическим растворением его на месте залегания и последующего извлечения образованных в зоне реакции химических соединении на поверхность.**

В зависимости от геотехнологических свойств и горно-геологических условий отрабатываемых месторождений ПВ осуществляется через скважины, пробуренные с поверхности к рудам, обладающим естественной фильтрацией (рис. 14.1), или из выработок, созданных путем обычной шахтной подготовки месторождения с отработкой отдельных блоков руды системами с выщелачиванием (рис. 14.2). Возможны также их различные сочетания, т.е. шахтная подготовка месторождения и скважинное выщелачивание.

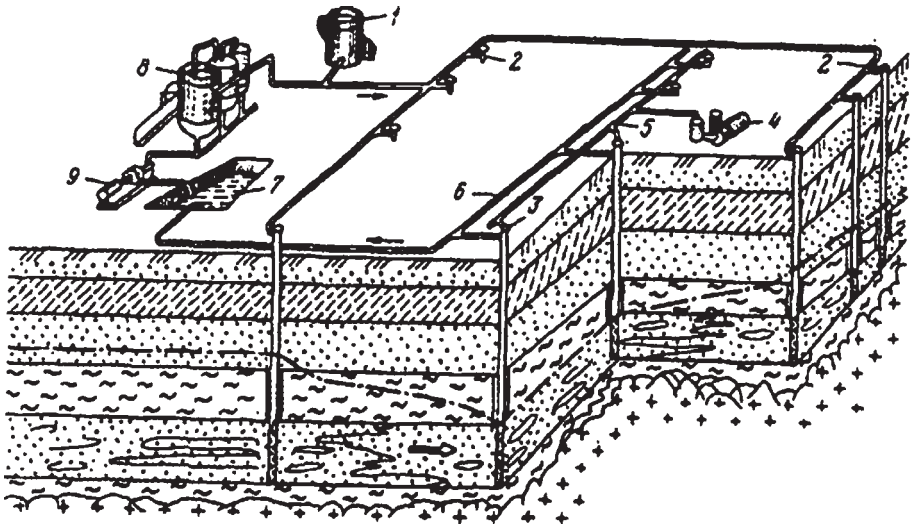


Рис. 14.1. Схема отработки пластового месторождения выщелачиванием через скважины:

1 — узел приготовления раствора; *2* — нагнетательные скважины; *3* — дренажные скважины; *4* — компрессор; *5* — воздухопровод для эрлифта; *6* — коллектор для продуктивного раствора; *7* — отстойник; *8* — установка для переработки раствора; *9* — насос

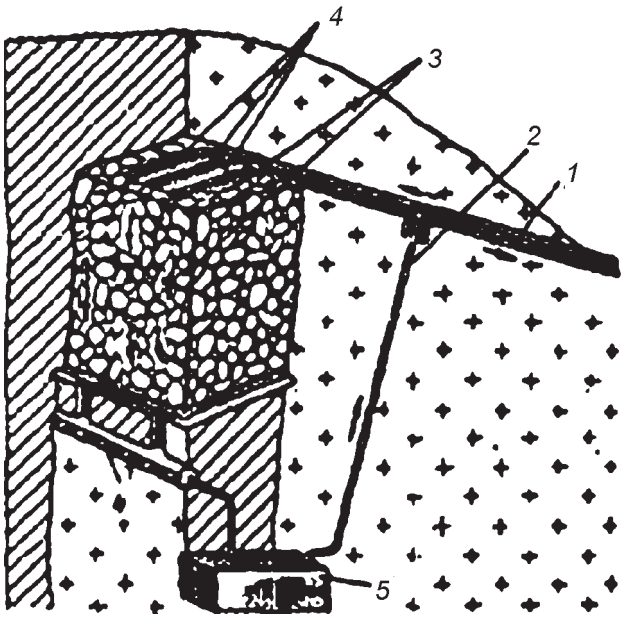


Рис. 14.2 Схема подземного выщелачивания из горных выработок:
1 — трубопровод для рабочих агентов; *2* — трубопровод для подъёма продуктивного раствора; *3* — взорванный блок руды; *4* — трубопровод для орошения рудного массива; *5* — общий растворoприемник

Эффективность использования ПВ приходится определять для каждого конкретного месторождения или даже его участка. В табл. 14.1 представлен пооперационный анализ технологии ПВ с определением основных задач каждой операции.

В табл. 14.2 представлены факторы влияющие на экономику.

В качестве показателя, характеризующего эффективность отработки месторождения методом ПВ, можно использовать отношение Ж/Т — массу рабочего раствора, приходящейся на единицу массы отрабатываемого полезного ископаемого (при заданном коэффициенте извлечения). На основании величины отношения Ж/Т определяется удельный расход реагента ($м^3$/т).

14.2. Минеральная база ПВ

Особенности месторождений, пригодных для ПВ, связаны с наличием минералов, содержащих металл и способных легко разрушаться рабочим раствором. Вмещающие породы должны быть инертны к рабочим растворам, а руды обладать естественной или искусственной проницаемостью.

Таблица 14.1

Анализ технологии ПВ

Технологические операции	Цель операции	Возможные способы осуществления операции	Вспомогательные (сопутствующие) мероприятия	Факторы, влияющие на параметры технологии	
				физнко-геологические	технические и технологические
Вскрытие залежи	Обеспечение контакта полезного ископаемого с выщелачивающим агентом	Бурение вертикальных, наклонных инаклонно-горизонтальных скважин, оборудованиеихкоррозиоиностойкими колоннами, пакерами, фильтрами и другим оборудованием Подготовка рудных блоков подземным способом	Тампонаж смежных фильтрующих горизонтов, отбор и исследование кернов продуктивного горизонта	Физико-механические свойства рудной залежи и покрывающих пород: глубина залегания, формы и наклон залежи, наличие смежных фильтрующих горизонтов ующих горизонтов	Тип бурового оборудования, его производительность, диаметр бурения, тип рабочего органа, состав рабочего флюида
Подготовка залежи	Улучшение условий выщелачивания и фильтрационных свойств залежи, увеличение поверхности реагирования, гидроизоляция участка	Предварительная промывка пласта, химическое обогащение (выщелачивание попутных компонентов); дробление руды, направленные гидроразрывы, создание изолирующих перемычек, экранов	То же	Наличие гидрогеологической разгрузки залежи; коэффициент фильтрация, физико-механические свойства; химический состав	Интенсивность и продолжительность промывки; состав реагента для предварительного обогащения; величина, размещение и порядок взрыва зарядов при дроблении залежи; давление нагнетания; состав тампо-иажных смесей и расположение тампонажных скважин

Продолжение табл. 14.1

Технологические операции	Цель операции	Возможные способы осуществления операции	Вспомогательные (сопутствующие) мероприятия	Факторы, влияющие на параметры технологии	
				физнко-геологические	технические и технологические
Приготовление выщелачивающего агента	Обеспечение однородной по составу и стабильной по свойствам реакционной смеси	Смещение реагентов в аппаратах с мешалками, сатураторах. Раздельная подача компонетов смеси в скважины. Использование оборотных растворов	Подогрев реагента, аэрация	Состав руды и оборотного раствора	Состав компонетов смеси; тип и характеристики наземного оборудования; расход реагентов, их токсичность и коррозионная активность
Подача выщелачивающего раствора в залежь	Обеспечение заданного расхода выщелачивающего реагента	Налив или принудительная закачка реакционной смеси или ее компонентов в скважины или оросительные системы	Оборудование скважин и оросительных систем расходомерами, устройствами для предотвращения переливов, уровнемерами, регуляторами расхода, манометрами	Проницаемость залежи, химический состав, глубина	Характеристика насосного и вспомогательного оборудования, герметичность трубопроводов и запорной арматуры

Продолжение табл. 14.1

Технологические операции	Цель операции	Возможные способы осуществления операции	Вспомогательные (сопутствующие) мероприятия	Факторы, влияющие на параметры технологии	
				физнко-геологические	технические и технологические
Управление фильтрацией выщелачивающего агента в залежи	Обеспечение извлечения полезного компонента в раствор и переноса к откачным скважинам или дренажным выработкам при максимальном охвате залежи и минимальных потерях реагента	Управление депрессионными полями, борьба с кольматационными явлениями (реверсирование закачки, импульсная закачка, изменение состава выщелачивающего агента), применение динамических барражей (гидро- и аэрозавес)	Интенсификация процесса выщелачивания с использованием ультразвука, ударных волн, электротока, электромагнитных и тепловых полей. Применение автоматических средств контроля и управления процессом. Экологические наблюдения за составом пластовых вод за пределами участка	Проницаемость и химический состав залежи и вмешающих пород; структура и температура руды; форма рудного тела, расстояние между закачными и откачными скважинами (выработками)	Характеристика насосного и растворoподъемного оборудования, химический состав и вязкость выщелачивающего агента
Откачка продукционного раствора	Обеспечение извлечения полезного компонента из залежи и необходимого соотношения дебитов откачки и закачки	Применение эрлифтов, насосов	Дегазация полученных растворов, очистка газов от токсичных компонентов	Химический состав залежи и вмещающих пород	Напор и производительность растворoподъемного оборудования

Окончание табл. 14.1

Технологические операции	Цель операции	Возможные способы осуществления операции	Вспомогательные (сопутствующие) мероприятия	Факторы, влияющие на параметры технологии	
				физнко-геологические	технические и технологические
Переработка продукционного раствора	Максимальное извлечение полезного компонента из раствора в товарном виде или в виде полуфабриката, утилизация примесей	Использование химических методов осаждения: адсорбции, экстракции, электролиза, диффузии; контроль параметров процесса переработки	Очистка стоков, газов и твердых отходов и токсичных компонентов ниже ПДК; автоматизация процесса переработки	Химический состав залежи и вмещающих пород	Химический состав и расход продукционных растворов, характеристики наземного оборудования, расход реагентов для переработки
Регенерация оборотного раствора	Обеспечение замкнутого водооборота	Очистка оборотных растворов от примесей, влияющих на его физические и химические свойства, подкрепление свежим реагентом для выщелачивания	Очистка регенерационных отходов		Химический состав оборотного раствора, его вязкость, наличие взвесей
Ликвидация отработанного участка и рекультивация земной поверхности	Ликвидация последствийтехноенного воздействия на окружающую среду	Промывка и нейтрализация отработанной зоны, тампонаж зоны и скважин, снятие поверхностного слоя, культивирование зеленых насаждений	Очистка промывных вод, контроль законтуренных пластовых вод. Оценочное бурение для определения степени извлечения полезного компонента	Размы ореола загрязнения в недрах, наличие гидрогеологических рагрузок, устойчивоть покрывающих пород	Состав нейтрализующих и тампонажных смесей, их расход; характеристики напорного оборудования

Таблица 14.2

Факторы определяющие технологию ПВ

Факторы	Возможная степень влияния на условия применения ПВ
Минеральная форма нахождения металла в рудах	Решающий (отрицательный) фактор при нерастворимых минералах металла в слабых растворах кислот и солей. При растворимых минералах — главный фактор, влияет на затраты растворителя, т. е. на экономику процесса подземного выщелачивания
Мощность рудных тел, содержание металла в рудах, запасы металла Глубина залегания рудных тел	Главный фактор, влияющий на экономику процесса подземного выщелачивания в зависимости от сочетания с другими факторами и собственной величины может быть и второстепенным (при глубине менее 50 м), и главным (при глубине от 50 до 700 м) фактором
Минеральный состав пород рудовмещающего пласта	В большинстве случаев — главный фактор, влияющий на экономику процесса (затраты растворителя), но он может стать решающим (отрицательным) фактором, например, для кислотного выщелачивания при преобладании карбонатных минералов
Проницаемость руд и пород рудовмещающего пласта	Решающий фактор. Низкие значения проницаемости исключают техническую возможность осуществления фильтрации растворителя в пласте и проведения процесса подземного выщелачивания. При достаточной проницаемости — главный фактор, определяющий дебит скважин, т. е. влияющий на экономику процесса
Соотношение проницаемости и проводимости руд и безрудных пород продуктивного пласта	Главный фактор, определяющий степень разбавления продуктивных растворов при эксплуатации, т. е. влияющий на экономику процесса подземного выщелачивания
Глубина залегания уровня подземных вод	Главный фактор, определяющий высоту раствороподъема из откачных скважин и способ подачи рабочих растворов в закачные скважины (свободный налив или принудительное нагнетание).

Для ПВ перспективны: 1) месторождения в сильно обводненных и неустойчивых осадочных породах; сюда следует отнести большое число эпигенетических месторождений урана, сформировавшихся в зоне перехода от окислительной к восстановительной среде; 2) руды зоны окисления сульфидных месторождений, где уран и медь находятся в форме легкорастворимых минералов; 3) забалансовые участки месторождений, отработанных обычными методами; 4) крупные и глубокозалегающие месторождения с бедными рудами; 5) отвалы действующих и отработанных месторождений.

Для столь разнообразных объектов трудно создать универсальную методику оценки применимости технологии ПВ. Поэтому такая оценка

проводится в каждом конкретном случае. Так, во многих работах М.И. Фазлуллина, Б.Д. Халезова, В.Н. Келина, Н.Б. Коросты-шевского и др. оцениваются запасы различных рудных месторождений, пригодных для подземного выщелачивания. ВНИПИГОРЦВЕТМетом подготовлена методическая работа по оценке и классификации месторождений меди для ПВ, которую можно использовать при рассмотрении сырьевых баз различных месторождений.

Выполненный Унипромедью анализ сырьевой базы для подземного выщелачивания медных руд выявил перспективность ПВ более чем для 30 месторождений.

Для подземного выщелачивания свинца и цинка могут быть использованы месторождения, а так же сульфидные руды в отработанных пространствах и оруденелых боковых породах рудников Садонского свинцово-цинкового комбината.

Может быть перспективно применение ПВ в железорудной промышленности, например для разработки месторождения бурых железняков в Северном Казахстане.

Широкое применение ПВ должно найти в золотодобывающей промышленности, на месторождениях со сложным, как правило, строением, низким содержанием золота расположенных вдали от освоенных промышленных районов и в неблагоприятных климатических условиях и поэтому большей частью отнесенных к забалансовым.

ПВ может быть перспективно и при разработке месторождений фосфатных руд, так как многие фосфатные месторождения нашей страны из-за сложности залегания и трудной обогатимости руд в ближайшей перспективе не могут быть разработаны традиционными методами.

14.3. ТехнологияПВ

В практике подземного выщелачивания в зависимости от вещественного состава руд используются водные растворы минеральных кислот или солей карбонатов щелочных металлов. В России используют — растворы серной кислоты (5—50 г/л, pH = 0,8—l,2) Основной недостаток подземного выщелачивания — неэкономичность использования растворителя при повышенной (более 2—3 %) карбонатности руд и снижение проницаемости продуктивного пласта, которое может быть связано с временной кольматацией (выпадением из растворов соединений железа и алюминия). Например, при pH, равном 1,5—4,1 и 3,3—5,2 соответственно

гидрооксиды железа и алюминия выпадают в осадок. При значении pH<2 гидроокислы растворяются и проницаемость восстанавливается. Кроме того, к недостаткам способа можно отнести следующие явления кольматации: постоянную, вызванную выпадением гипса в поровом пространстве, газовую, которая идет из-за выделения углекислоты, и механическую, связанную с зашламованием призабойной зоны.

В США при ПВ урана в основном применяют карбонатное выщелачивание, когда используется карбонат и бикарбонат натрия или аммония (концентрация рабочих растворов: 0,5—10 г/л солей металлов, 0,1—0,3 перекиси водорода, 100—300 мл/л кислорода, pH 8—11). Преимущество этого способа — высокая селективность, меньшая зависимость от кар-бонатности, отсутствие переотложения урана в твердой фазе, более простая схема переработки продуктивных растворов. К недостаткам следует отнести необходимость использования окислителей (перекиси водорода с ингибиторами, кислорода воздуха в присутствии катализаторов-ионов меди). Кроме того, карбонатному выщелачиванию мешают сульфиды, и вообще процесс идет замедленно и хуже вскрывает минералы руд.

Обычно технологический процесс ПВ ведется в несколько стадий: 1 — закисление (ведется более слабыми растворами до появления промышленной концентрации металла); 2 — отработка руд рабочими растворами; 3 — вытеснение из пласта продуктивных растворов водой.

При ПВ применяют в большинстве случаев две схемы подачи растворителя в залежь — орошение разрыхленных скальных руд и замена пластовых вод растворителем. При первой схеме рабочие растворы стекают по кускам руды под действием силы тяжести в виде тонких пленок, а расход раствора не лимитируется проницаемостью залежи и подбирается таким образом, чтобы добиться наибольшей производительности процесса. При второй схеме движение растворов представляет собой напорную фильтрацию между взаимодействующими выработками. Гидродинамическое поле в этом случае определяется расположением скважин и фильтрационными свойствами рудовмещающего водоносного горизонта, а также теми изменениями, которые происходят при взаимодействии руды с рабочим раствором.

Успешное применение выщелачивания для разработки месторождения зависит от правильного учета гидрогеологических факторов, влияющих на ход отработки. Анализ влияния этих факторов рассмотрен в гл. 2 и 3. Кроме того, важную роль играют и такие факторы, как состав руд и вмещающих пород, размеры и форма залежей, глубина их залегания, текстура и структура руд, гидродинамические параметры рудовмещающего водо-

носного горизонта, степень и характер неоднородности в плане и разрезе.

При современном развитии техники не всякое месторождение можно отрабатывать методом ПВ. Для этого оно должно удовлетворять определенным требованиям. Так, минералогический состав залежи и вмещающих пород должен обеспечивать избирательное извлечение полезного ископаемого при экономически допустимом расходе рабочих агентов. Проницаемость залежи должна превышать проницаемость вмещающих пород. Взаимодействие рабочего раствора с породами не должно приводить к прекращению фильтрации и др.

Возможны различные технологические схемы ПВ, из которых наиболее широко применяются схемы выщелачивания из проницаемых руд в естественном залегании через скважины и с предварительным дроблением скальных руд взрывами с использованием горных выработок для подачи и отвода растворов.

По первой схеме (см. рис. 14.1) месторождение вскрывается системой скважин, располагаемых рядами, многоугольниками, кольцами. В скважины подают растворитель, который, фильтруясь по залежи, выщелачивает полезные компоненты и затем откачивается через другие скважины. Конструкция скважин для ПВ проста (рис. 14.3, 14.4). Особенностью скважин является применение труб из полиэтилена.

По второй схеме (см. рис. 14.2) залежь вскрывают подземными горными выработками. Отдельные блоки разбуривают скважинами и производят взрыв. Затем с верхнего горизонта ведут орошение массива рабочим агентом, который стекает вниз под действием силы тяжести, омывает куски руды и растворяет минералы полезного ископаемого. На нижнем горизонте раство-

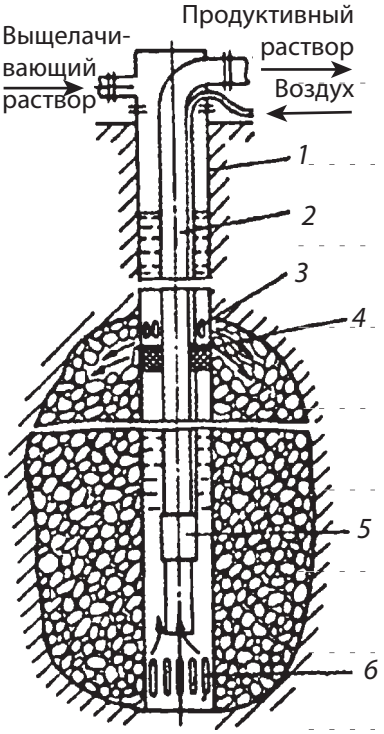


Рис. 14.3. Схема работы эксплуатационной скважины при одновременной подаче и подъеме выщелачивающих и продуктивных растворов:
1 — эксплуатационная колонна; *2* — раствороподъемная колонна эрлифта; *3* — отверстия для подачи выщелачивающих растворов; *4* — пакер; *5* — смеситель эрлифта; *6* — отверстия для поступления продуктивных растворов

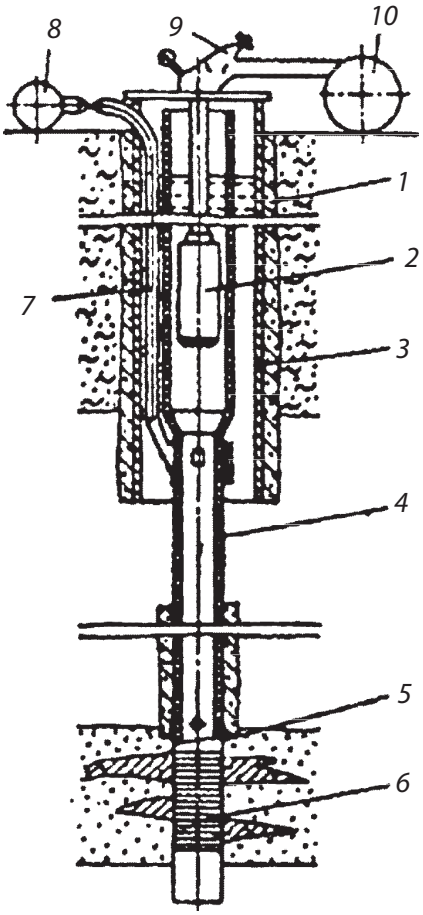


Рис. 14.4. Схема оборудования эксплуатационной скважины ПВ при реверсировании потоков выщелачивающих и продуктивных растворов:

1 — гидроизоляционная оболочка; *2* — раствороподъемник; *3* — кондуктор; *4* — эксплуатационная колонна; *5* — цементировочный узел; *6* — фильтр; *7* — шланг для подачи выщелачивающих растворов; *8* — коллектор выщелачивающих растворов; *9* — оголовок; *10* — коллектор продуктивных растворов

ры собирают и перекачивают на поверхность для переработки. Орошение ведется периодически. При снижении концентрации продуктивного раствора орошение прекращают и дают массиву выстояться. Режим чередования этих операций определяется опытным путем. Эта схема применяется главным образом на месторождениях, отрабатываемых подземным способом.

Поверхностный технологический комплекс описан в гл. 4.

Более подробно ПВ урана, золота, и фосфора дано в приложениях № 6, 7, 8, 9.

Для ориентировочного расчета параметров процесса ПВ необходимо:

1. Получить исходные данные, содержащие характеристику физико-геологических условий месторождения (глубина залегания, мощность и площадь месторождения, содержание полезного компонента и вредных примесей, вещественный состав, коэффициент фильтрации, эффективная пористость, уровень воды над кровлей продуктивной залежи и т. д.).

2. Подобрать растворитель, а в лабораторных опытах с реальной рудной массой установить его селективность, газовую составляющую и рассчитать необходимый удельный объем раствора на обработку 1 т руды Ж/Т.

3. Зная , Ж/Т рассчитывают необходимое количество раствора для отработки месторождения как произведение объема руды на удельный

расход реагента на выщелачивание 1 т руды, а также задавшись производительностью по объему продуктивных растворов, определить срок отработки месторождения по принятому годовому числу часов работы предприятия и часовую производительность узла приготовления рабочих растворов.

Из гидрогеологических исследований и опытных работ определяется средняя приемистость добычных скважин. Зная приемистость добычных скважин и часовую производительность узла приготовления рабочих растворов, можно определить число закачных скважин, а в зависимости от принятой системы разработки и число откачных скважин.

Продолжительность работы добычной скважины определяется ее дебитом, запасами полезного ископаемого в зоне действия скважины и коэффициентом извлечения, который устанавливают по лабораторным опытам (технологический коэффициент извлечения), а также коэффициентом охвата. Ориентировочную сетку добычных скважин можно определить по методике, изложенной в гл. 8. Получив все технологические параметры, можно установить основные экономические показатели метода.

14.4. Шахтное выщелачивание без дробления руд.

Имеется удовлетворительный опыт выщелачивания забалансовых урановых руд подачей растворов самотеком из верхних горизонтов рудника (рис. 14.1)или из вееров нагнетательных скважин, в сочетании с веерами дренажных скважин (рис. 14.2) и др.

Первый вариант редставлен месторождением Киик-Тал, в предгорьях хребта Моголтау (Таджикистан), приуроченного к пологозалегающему интрузиву мелкозернистых лейкократовых гранитов пермского возраста. Структура месторождения определяется двумя субширотными разломами, падающими навстречу друг другу под углом 60-80°. Между разломами развиты многочисленные крутопадающие зоны интенсивной трещиноватости с некоторым преобразованием вмещающих пород (грейзенизация, хлоритизация, пиритизация).

Содержание урана в рудах 0,015—0,020 %. Размеры рудоносной зоны по простиранию 700 м, по падению 250 м и мощностью 200 м. Она кварц, калиевые полевые шпатовы и плагиоклазы. Было задействована опытная установка, результаты её работы в 1973—1977 гг. приведены в табл. 14.3.

Были выявлены благоприятные факторы: приуроченность урановой минерализации к зонам повышенной торщиноватости; благоприятные

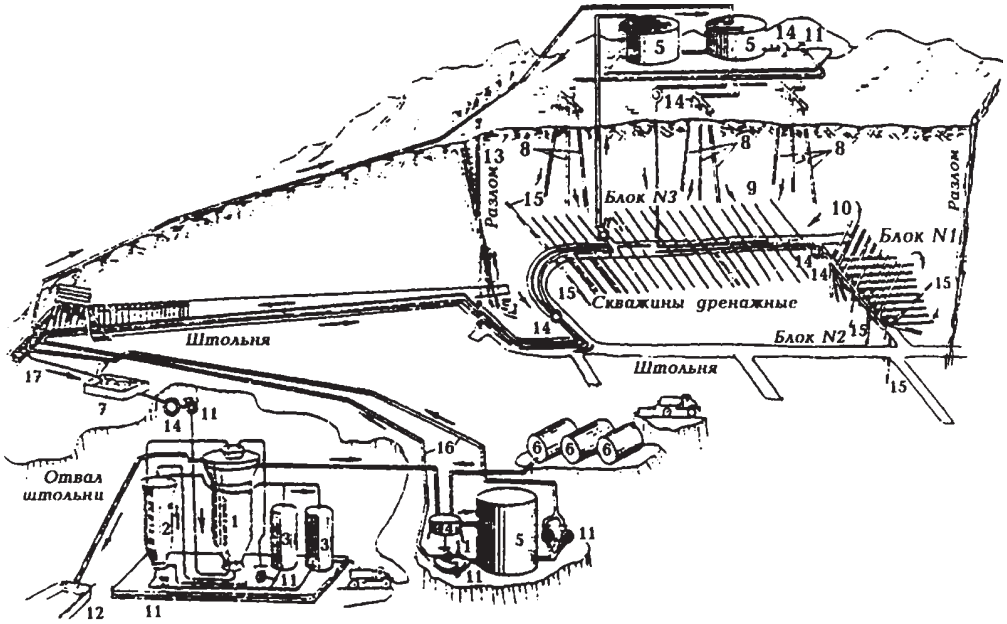


Рис. 14.5. Схема опытного участка месторождения Киик-Тал:
1 — сорбционная колонна; *2* — десорбционная колонна; *3* — емкость для продуктивных растворов; *4* — смеситель; *5* — емкость для рабочих растворов; *6* — емкость для реагентов; *7* — отстойник; *8* — нагнетательные скважины, пробуренные с поверхности; *9* — скважины разгрузочные подземные; *10* — скважины подземные нагнетательные; *11* — насос; *12* — хвостохра-нилище; *13* — скважина вентиляционная; *14* — расходомер; *15* — скважины наблюдательные; *16* — трубопровод рабочих растворов; *17* — трубопровод продуктивных растворов

формы урановой минерализации (корочки, сажистые налёты по плоскостям приоткрытых трещин); простые гидрогеологические условия с циркуляцией подземных вод по трещинам в интрузивных породах; вскрытие месторождения дешевым штольневым способом.

Было подготовлено 1500 тыс т забалансовой руды со средним сдержанием урана 0,014—0,022%.

Среднее содержание урана в продуктивных растворах изменялось в пределапх от 400 до 40 мг/л иногда достигая 1 г/л. Активное выщелачивание с такими содержаниями урана продолжалось 1,5—2 г. Затем оно постепенно снижалось до непромышленных концентраций (менее 10 мг/л).

Забалансовые руды на месторождении Кёнигштайн (ГДР) в 1977-78 г.г. отрабатывали из 19 блоков выщелачиванием в естественном залегании, без магазинирования, гидродинамическим потоком реагента с пода-

Таблица 14.3

Результаты работы опытной установки

Годы эксплуатации	Переработано прод. растворов				Получено урана, кг	Конц в маточн. растворах, мг/л	Извлечение из растворов, %
	M_l	pH	Содерж. урана				
			мг/л	кг			
1974	172190	2,5	68	11698	8418	20	71
1975	257535	22	64	19859	17959	8	90
1976	274899	1,8	87	24003	22629	5	94
1977	440211	1,6	64	28205	25561	6	91

чей растворов под давлением в нагнетательные скважины (горизонтальные, вертикальные, веерные). Активные запасы руды составили около 1,2 млн т при среднем содержании урана 0,039%, а извлечение находилось в пределах 57—66 %. Лучшие показатели характерны для первого периода выщелачивания в 1971—1975 г.г., когда основные запасы урана были сосредоточены в хорошо проницаемых кварцевых песчаниках, а преимущественная трещиноватость пород ориентировалась в направлении потоков выщелачивания.

Предложен ряд схем интенсификации процессов выщелачивания: реверсирование потоков подачи растворов в скважины; пульсационное нагнетания растворов; с помощью взрывыния камуф летных зарядов; электрообработкой массива; улучшения проработки рудного массива по схемам, представленным на рис. 14.3

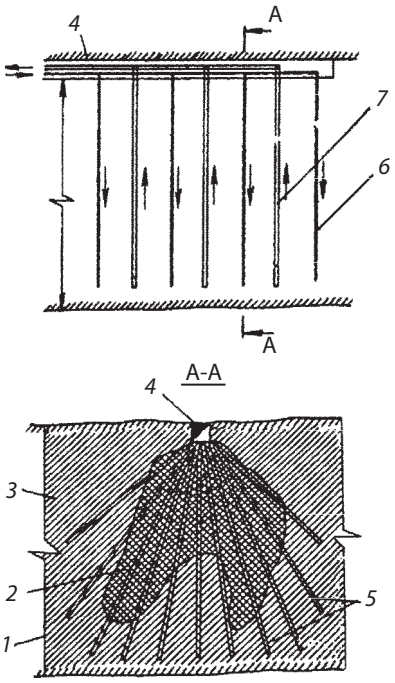


Рис. 14.6. Подготовка блока для выщелачивания руд без предварительного дробления:
1 — рудный пласт; *2* — балансовое оруденение; *3* — забалансовые руды; *4* — штрек; *5* — нагнетательно-дренажные скважины в веере; *6* — закачные скважины; *7* — откачные скважины

14.5. Задачи дальнейших исследований подземного выщелачивания

По отношению к урану, меди и золоту метод ПВ уже достаточно изучен для промышленного его применения. Однако сфера его применения может быть рассмотрена. Одним из основных препятствий на пути развития метода выщелачивания является низкая скорость растворения, обусловленная нахождением металлов в труднорастворимых соединениях. В связи с этим большое внимание уделяется разработке способов интенсификации процесса. Наметились два основных направления исследований — применение бактерий и наложение на выщелачиваемый массив различных полей. К ним относятся подогрев растворителя, наложение электрического тока, высокочастотного электромагнитного поля (Н. В. Перов, Н. К. Руденко, Ю. Н. Рыбаков), воздействие ультразвука и вибрации (В. С. Ямщиков) предварительный обжиг руды под землей, а также бактериальное воздействие. Анализ различных способов интенсификации выщелачивания показывает, что все они ускоряют процесс и повышают степень извлечения полезного компонента в несколько раз. Однако они не универсальны и могут применяться в зависимости от условий конкретных месторождений.

Трудами СИ. Кузнецова, М.В. Иванова, Г.А. Заварзина, СИ. Полькина заложены научные основы рудничной микробиологии, изучена роль бактерий в образовании и разрушении месторождений, разработаны основы технологии бактериального выщелачивания цветных, редких и благородных металлов.

Содержание и основные этапы научно-исследовательской разработки технологии подземного выщелачивания

Предварительные исследования**:** оценка по геологоразведочным данным запасов месторождения, непригодных для отработки традиционными методами, определение принципиальной возможности ПВ с учетом химического и вещественного состава руды и вмещающих пород, их структурных и текстурных особенностей. Анализ регионального размещения возможных источников реагентов, энергии, потребителей сырья, коммуникаций.

Лабораторные исследования:

1. Изучение на пробах руды разных типов реагентов при различных концентрациях, выбор рациональной концентрации реагента, его нормы,

кислотоемкости руды, состава продукционных растворов. Определение кинетических коэффициентов процесса выщелачивания.

2. Исследование на линейных моделях закономерностей фильтрации реагента в слое руды, определение влияния кольматационных явлений, установление зонального распределения процесса выщелачивания и закономерностей изменения состава продукционного раствора от скорости фильтрации давления, температуры и др. Уточнение концентрации и нормы реагента, рациональной степени извлечения, селективности.

3. Определение на моделях закономерностей взаимодействия эксплуатационных скважин, оценка возможной степени разбавления и потерь растворов.

4. Выбор и опробование схемы переработки продукционных растворов, анализ качества продукта и состава отходов, определение расходных коэффициентов.

5. Предварительный расчет параметров процесса ПВ и технико-экономическая оценка.

Полевые (опытные) исследования:

1. Выбор представительного участка месторождения, его детальное геолого-гидрогеологическое изучение. Бурение куста опытных скважин, определение с помощью индикаторов возможных границ распространения ареола загрязнений пластовых вод, выбор и опробование дополнительных защитных мероприятий (барражных скважин, гидро- и аэрозавес, дебаланса откачки и закачки и т. л.),

2. Проведение пробных закачек (наливов) реагента при значительном (4—5-кратном) превышении дебита откачки, уточнение лабораторных данных. Выбор технологического оборудования.

3. Проведение опытных работ по ПВ совместно с наземной переработкой продукционных растворов, уточнение расходных коэффициентов, определение возможности замкнутого водооборота, уточнение степени извлечения полезного компонента, потерь растворов, определение эффективности защитных мероприятий и работоспособности оборудования.

4. Уточнение методики расчета технологических параметров, проверка товарного качества полученного продукта, разработка технико-экономического обоснования промышленного освоения метода.

Опытно-промышленные исследования*:*

1. Уточнение в укрупненных масштабах опытных данных, определение влияния взаимодействия добычных участков на различных стадиях отработки, оценка экологических изменений в районе участка отработки, опро-

бование средств КИП и А, определение конкретных технико-экономических показателей метода, разработка рекомендаций на промышленное производство.

2. Доразведка месторождения и уточнение промышленных запасов под ПВ.

3. Для успешного решения проблемы подземного выщелачивания необходимо: дать комплексную оценку геологической базы подземного и кучного выщелачивания; разработать эффективные методы подготовки месторождений; изучить кинетику гетерогенных реакций кислотного и щелочного разложения руд; установить закономерности нейтрализации кислотных растворов при взаимодействии их с горными породами и определить расстояния миграции кислых растворов в подземном потоке для прогнозирования полной их нейтрализации; разработать и внедрить сорбционную и экстракционную технологии выделения металлов из растворов выщелачивания с использованием дешевых промышленных ионитов и экстрагентов; разработать технологические схемы выщелачивания, позволяющие повысить комплексность использования сырья; разработать и внедрить эффективные методы интенсификации процессов выщелачивания;

Контрольные вопросы

1. Какие методы ПВ используются в зависимости от горно-геологических условий?

2. Каковы основные операции ПВ металлов?

3. Какие факторы определяют технологию ПВ?

Литература

1. Адамов Э.В., Каравайко Г.И. Процессы бактериального выщелачивания в комбинации переработки минерального сырья. Ж., ГИАБ, изд. МГГУ, №2 1999.

2. Заболоцкий АИ. и др. Опытное испытание способа ПВ для добычи золота из руд коры выветривания Татарского месторождения. Там же.

3. Минеев Г.Г. Прогрессивные технологии переработки золотосодержащего сырья при оценке месторождения для подземного выщелачивания. Там же.

4. Халезов Б.Д. Кинетика растворения минералов меди и цинка. Там же.

5. Бубнов В.К., Голик В.И. и др. Актуальные вопросы добычи цветных, редких и благлородных металлов изд. «Акмола» 1995

6. Голубев В.С. Динамика геотехнологических процессов. М, Недра, 1981.

7. В.В. Кротков, Д.П. Лобанов, Ю.В. Нестеров, И.Г. Абдульманов Горно-химическая геотехнология добычи урана М. Геос 2001

8. Грабовников В.А. Геотехнологические исследования при разведке металлов. М, Недра, 1983.

9. Келнн В.Н. Подземное выщелачивание свинца и цинка из бедных сульфидных руд на месте их залегания (канд. дисс). СГМИ, Орджоникидзе, 1978.

10. Комплексы подземного выщелачивания под ред. О.Л. Кедровского М. Недра, 1992.

11. Кучное выщелачивание благородных металлов под ред. М.И. Фазлуллина М. под АГИ, 2001.

12. Лунев АИ., Гробовников В.А., Толкунов Б.Л. Инженерные расчеты подземного выщелачивания металлов. М., МГРИ, 1997.

13. Лунев ЛИ. Шахтные системы разработки месторождений урана подземным выщелачиванием. М, Энергоиздат, 1982.

14. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов под ред. М.И. Фазлуллина. Т. 1 и т. 2 М. изд. «Руда и металлы», 2005.

15. Подземное выщелачивание полиэтиленовых руд под ред. Н.П. Лаврова изд. АГН, 1998.

16. Полькин СИ., Адамов В.В., Панин В.В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. М., Недра, 1982.

17. Справочник по геотехнологии урана под ред. Д.И. Скороварова М. Энергоатом издат, 1997.

18. Строительство и эксплуатация рудника подземного выщелачивания А.А. Мосинец, Д.М. Лебедев, М.Н. Тедеев и др. М., Недр, 1987.

19. Е.А. Толстов Д.Е. Толстов Физикохимическая геотехнология освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском районе М. Геотехнологии Геоинформ центр, 2002.

20. К.Н. Трубецкой В.А. Чантурия А.Е. Воробьёв Марганец М., Недра, 2006.

21. Фазлулии М.И. и др. Опыт разработки и внедрения комбинированнной технологии добычи рудного золота в условиях Чукотки. Ж., ГИАБ при МГТУ, № 5, 2000.

22. Рогов Е.И. и др. О коэффициенте извлечения урана и удельных расходах реагента при ПВ. Там же.

23. Фазлуллин М.И. Подземное выщелачивания урана. Руда и металл. М., 2007.

24.Халезов БД. Задачи геотехнологии производства цветных металлов //Вестник горно-металлургической секции. М., РАЕН, 1993.

25.Хулелидзе К.К. Повторная отработка полиметаллического месторождения свинца и цинка методом подземного выщелачивания (канд. дисс). М., МГРИ, 1981.

15. КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ

15.1. Основные понятия и представления

Кучное выщелачивание (КВ) — процесс извлечения полезных компонентов выщелачивания из раздробленных взрывом и доставленных на поверхность бедных и забалансовых руд, а также техногенного сырья: отходов обогащения, отвалов, и т.п. Понятие “кучное выщелачивание” относится к любым работам, связанным с выщелачиванием полезного компонента из разновеликих кусков горной массы, уложенных в штабель, подвергавшейся или не подвергавшейся сортировке, насыпанной на специально подготовленное основание. Принципиальное отличие кучного от других видов выщелачивания — ведение процесса в атмосферных условиях на поверхности. Воздух является не только окислителем. Весьма велико его физическое воздействие. Поверхностное испарение, интенсификация капиллярного поднятия жидкости вследствие высушивания приповерхностных зон, повышение концентрации компонентов в растворах в результате испарения и конденсации влаги, свободная циркуляция газов, формирующихся при взаимодействии горной массы с реагентами, и образование техногенных минералов существенно влияют на весь ход технологического процесса переработки горной массы.

Эксплуатационный блок штабеля — часть штабеля, на которой ведется процесс выщелачивания. Обычно штабель имеет большие размеры, подготовка его занимает значительное время; готовые блоки штабеля включаются в эксплуатацию согласно схеме отработки.

Параметры штабеля, его участков и блоков — высота, площадь, объем, масса и запасы компонента. Высоту штабеля измеряют от верха до нижнего дренажного слоя. Как правило, верх штабеля имеет ровную горизонтальную поверхность. Запасы полезного компонента в штабеле — общее количество полезного компонента, определяемое в процессе контроля при сооружении штабеля.

Сооружение штабеля включает процессы подготовки площадки, устройства гидроизоляции, отсыпки защитного слоя гидроизоляции, создания дренажа для сбора просочившихся растворов, отсыпки горнорудной массы и устройства системы орошения.

Гидроизоляция — одна из основных частей штабеля, предотвращающая потери растворов и загрязнение окружающей среды. Обычно изготавливается из полимерных пленок, иногда создаются глинистые или асфальтобетонные основания.

Основание штабеля — площадка с низкими коэффициентами фильтрации, малой просадочностью пород. Выбор места согласуется с санитарной и водоохранной службами. При неустойчивых грунтах делают искусственное основание из бетона, асфальта и других материалов. На основание штабеля укладывают защитный слой тонко-зернистого материала, предохраняющий нарушение целостности гидроизоляционного слоя. При создании асфальтобетонных оснований, которые служат и гидроизоляционным слоем, защитный слой не обязателен.

Дренажный слой — слой хорошо проницаемого материала мощностью до 0,5 м, крупностью более 1 см, укладываемый для стекания и растекания растворов. Различают поверхностный, внутриштабельный и подстилающий слои. Поверхностный дренажный слой штабеля способствует равномерному растеканию растворов при орошении, а также предохранению поверхности штабеля от переуплотнения при механическом воздействии и измельчении горной массы при изменении атмосферных условий. Внутриштабельный- способствует равномерному распределению растворов выщелачивания. В этот слой укладывают специальные трубы для подачи кислорода воздуха в качестве окислителя или системы орошения для ведения процесса выщелачивания в зимнее время. Подстилающий дренажный слой, который укладывают на защитный слой гидроизоляции, состоит из крупнокускового материала руд, подвергаемых выщелачиванию, и предназначен для стекания продуктивных растворов в емкости растворопри-емников.

Околоштабельные дренажные сооружения — в основном дренажные канавы для сбора растворов, возвращения их в процесс выщелачивания или направления на переработку.

Реагент — вещество, добавка которого к жидкости или твердой массе ведет к выщелачиванию или ускорению извлечения полезного компонента. В качестве реагентов используют кислоты, щелочи, окислители, органические экстрагенты и поверхностно-активные вещества (ПАВ). Из кислот используют серную и очень редко азотную, соляную и уксусную кислоты;

из щелочей применяют карбонаты и бикарбонаты натрия и аммония. В качестве окислителя выбирают вещества, реагирующие в первую очередь с полезным компонентом. В практике кучного выщелачивания используют кислород, пероксид водорода, кислород воздуха и др.

Технологический раствор — водный раствор реагентов и продуктов их взаимодействия с вмещающей средой. При кучном выщелачивании технологические растворы подразделяют на выщелачивающие, продуктивные, маточные, возвратные, сбросные. Выщелачивающим называют раствор, содержащий необходимые реагенты для извлечения полезного компонента и поступающий на выщелачивание; продуктивным — раствор, полученный в результате контактирования рабочего раствора с выщелачиваемой горной массой и поступающий далее на переработку. Продуктивный раствор по составу подразделяют на богатый, рядовой и бедный. К сбросным растворам относится часть растворов, выводимых из процесса с заменой свежими. Сбросные растворы после полной или частичной очистки используют для подготовки рабочих растворов. Маточный раствор — раствор, получаемый в результате извлечения полезного компонента из продуктивного раствора. Обычно маточные растворы доукрепляют выщелачивающим реагентом, после чего их рециркулируют в процессе как возвратные (оборотные) растворы.

Технические воды — воды, используемые для приготовления растворов, промывки оборудования, взрыхления и отмывки фильтров и технических целей. Как правило, они содержат минеральные и другие вещества в концентрациях, превышающих допустимые для питьевых вод. Часто в качестве технической воды используют оборотные растворы.

Доукрепление раствора — операция по добавке реагента к маточному раствору до заданной концентрации; одна из форм подготовки рабочих растворов.

Очистка раствора — удаление из раствора веществ, превышающих требуемую концентрацию, допустимую либо для использования в качестве технической воды, либо для вод открытых водоемов.

Орошение штабеля — одна из важных операций при выщелачивании, которая заключается в равномерном распределении рабочих растворов по всему объему горной массы, находящейся в штабеле. Орошение бывает открытое, когда жидкость поступает на поверхность кучи, и закрытое, когда система орошения находится под слоем горной массы. При открытой системе различают струйное, точечное и прудковое орошение. При струйном орошении рабочие растворы подают по перфорированным трубам под давлением; образующиеся струи жидкости орошают штабель

с поверхности и по его склонам. При точечном орошении рабочие растворы подают в отдельные точки по многочисленным трубкам малого диаметра с одним или несколькими отверстиями, через которые под небольшим давлением растекается рабочий раствор. Площади растекания растворов из соседних точек частично перекрываются. Прудковое орошение, горной массы осуществляется путем подачи жидкости в прудки, создаваемые на поверхности штабеля.

Аэрирование горной массы — обеспечение контакта рудного материала с воздухом, которое подразделяют на естественное и искусственное. Естественное аэрирование — контактирование горнорудной массы с воздухом без специальной подачи или продувки воздухом. При кучном выщелачивании естественное аэрирование — неотъемлемая часть процесса подготовки штабелей; иногда устройство штабелей предусматривает более интенсивное естественное аэрирование. Искусственное аэрирование — принудительная подача воздуха в горнорудную массу; предусматривается прокладка перфорированных труб в теле штабеля на одном или нескольких уровнях для продувки воздуха; эта операция предназначена для окисления урановых минералов и более полного извлечения урана и других полезных компонентов при кучном выщелачивании.

Смачивание — увлажнение горной массы при орошении (или затоплении) растворами. При кучном выщелачивании смачивание обеспечивается растеканием и сопровождается испарением жидкости, химическим разрушением, уплотнением горной массы и усадкой штабеля.

Растекание — распространение жидкости по поверхности кусков вследствие гравитации и действия поверхностных сил.

Испарение — переход воды в парообразное состояние при контакте технологических растворов или смоченных ими поверхностей кусков руды с воздухом. Испарение воды приводит к увеличению концентрации солей и образованию твердых эвапоритовых осадков.

Химическое разрушение горной массы — уменьшение крупности при химическом взаимодействии реагентов с горной массой.

Уплотнение — снижение пористости горной массы под воздействием давления, химического разрушения горной массы и других факторов.

Усадка — уменьшение высоты штабеля во времени вследствие уплотнения горной массы. На усадку влияют крепость горных пород и руд, влажность горной массы, агрессивность реагентов, орошающих штабель, высота штабеля и другие факторы.

Показатели технологического процесса — величины, характеризующие извлечение полезного компонента, продолжительность процесса, от-

носительный объем раствора (Ж : Т), концентрацию реагента в рабочем растворе, расход реагента и остаточное содержание полезного компонента после выщелачивания.

Степень извлечения полезного компонента — доля полученного вещества от содержащегося в горнорудной массе; обычно выражают в процентах.

Время выщелачивания — продолжительность процесса для заданной степени извлечения полезного компонента или максимально возможное при данных условиях выщелачивания.

Отношение Ж : Т — количество рабочего раствора, приходящееся на единицу выщелачиваемой горной массы, обеспечивающее заданное извлечение полезного компонента.

Удельный расход реагента — показатель оценки эффективности выщелачивания или пригодности руд; выражается в килограммах реагента, израсходованного на переработку 1 т руды, и в килограммах реагента, затрачиваемого на извлечение 1 кг полезного компонента.

15.2. Общие сведения о кучном выщелачивании урана

Технологическая схема КВ урановых руд и материалов достаточно проста и состоит из следующих операций (рис. 15.1):

• поставка руды;подготовка исходного материала, рудоподготовка, включая агломерацию;

• подготовка площадки КВ; отсыпка штабеля; орошение штабеля выщелачивающим раствором; обустройство системы сбора и хранения продуктивных и маточных (оборотных) растворов; цикл извлечения металлов; охрана среды и обезвреживание штабеля с рекультивацией полигона КВ.

Поставка исходного материала. Источником поставки материала для КВ могут служить карьер, подземный рудник, ранее заскладированная низкосортная руда, минерализованная отвальная порода, хвосты обогатительных фабрик.

Применительно к источнику сырья для организации КВ перед началом проведения каких-либо оценок должна быть получена геолого-минералогическая информация, освещающая следующие вопросы:

• общие размеры рудной зоны, тип руды и содержание основного компонента; преобладающие минералы – носители металлов, их относительные содержания; запасы руды и среднее содержание металла в рудных

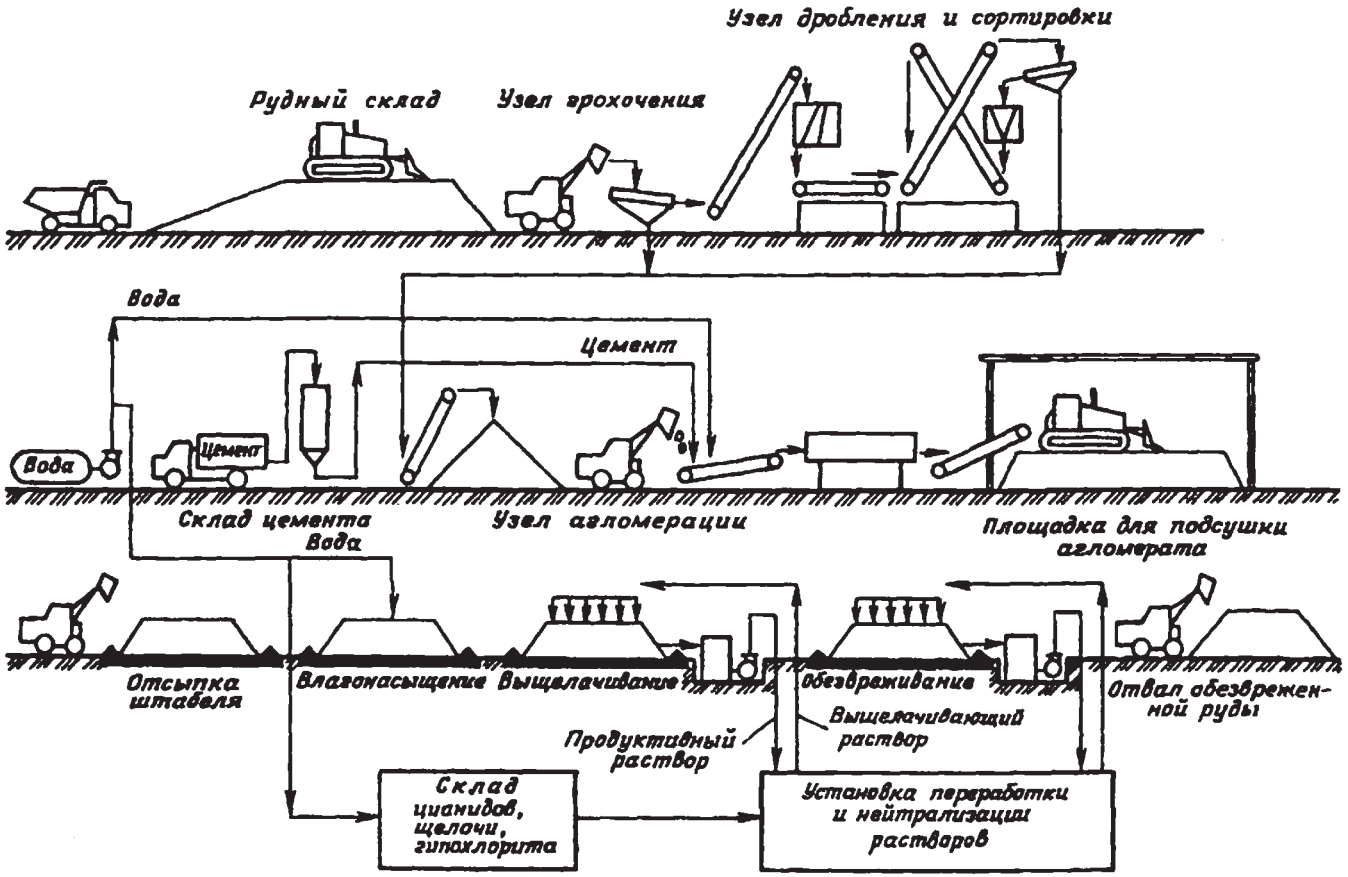


Рис. 15.1 Технологическая схема кучного выщелачивания

телах, проектируемых к отработке; бортовое содержание металла для подсчета запасов; содержание тонко измельченных минералов, которые могут повлиять на процесс выщелачивания.

Наиболее благоприятными для организации КВ являются условия, когда руда:

- приурочена к пористой и проницаемой среде; не содержит углистые или другие поглощающие извлекаемый металл составляющие, которые вызывают преждевременную адсорбцию или осаждение растворенных ценных компонентов;
- не содержит тонкие частицы или глины, которые препятствуют равномерной перколяции растворов. В противном случае требуется предварительная агломерация.

В качестве примера в табл. 15.1 представлена геотехнологическая оценка условий применения кучного выщелачивания золота и в Кызылкумском регионе Н.И. Кучерским.

Подготовка исходного материала. В зависимости от комплексов, в которых удерживается полезный компонент, руда требует такого измельчения, чтобы его частицы могли контактировать с раствором и эффективно переходить в жидкую фазу. Предварительная подготовка включает в себя дробление, агломерацию (для мелкодробленых руд) или только агломерацию (для хвостов). В отдельных случаях выщелачивание может осуществляться без какой-либо предварительной подготовки из руд забойной крупности.

Основная цель рудоподготовки для кучного выщелачивания состоит в подборе размера материала, чтобы создать условия для хорошего контакта раствора с металлом, иметь проницаемую и прочную систему, позволяющую обеспечить соответствующую скорость выщелачивания. Эти требования в некоторых случаях, когда оптимальный размер частиц ведет к снижению проницаемости, могут оказаться взаимно исключающими. Затраты на рудоподготовку, зависящие от конечного размера материала, напрямую связаны с экономикой извлечения металла. Если затраты на дробление крупных кусков до размеров, являющихся оптимальными для выщелачивания, превышают дополнительную величину прибыли, получаемую от увеличения извлечения, такое измельчение не оправдано. Поэтому технологические схемы рудоподготовки, разработанные в результате лабораторных и укрупненных исследований, должны корректироваться экономическими расчетами.

В настоящее время на практике наиболее широко используемая крупность материала, поступающего на КВ, составляет от 10—12 до 50—70 мм.

Таблица 15.1

Геотехнологические условия применения кучного выщелачивания золота в Кызылкумском регионе

Фактор	Характеристика условий		
	Весьма благоприятные	**Благоприятные**	**Неблагоприятные**
Содержание золота в руде, г/т	>2,0	1,0—2,0	<1,0
Запасы руды, млн т	>10	1,0—10	<1,0
Степень окисления руды, %	Полностью окисленная	Окисление >70	Окисление <70
Характер рудной минерализации и форма нахождения золота	Прожилковая минерализации с налетами и корочками переотложенного золота. Свободное золото >50 % + сростки с другими минералами. Размер частиц золота <200 мкм	Прожилково-вкрапленная минерализация. Свободное золото <50% + сростки с другими минералами. Размер частиц золота 200—500 мкм	Тонкодисперсная минерализация с распределением золота по всей массе рудных кусков. Золото в ассоциации с другими минералами, покрыто инертной пленкой. Размер частиц золота >500 мкм
Содержание вредных примесей (сульфиды, мышьяк, органическое вещество)	Сульфиды <2, отсутствие органики	Сульфиды 2—5, органика < 0,2	Сульфиды <5, органика >0,2
Источник поступления руды для кучного выщелачивания	Забалансовая руда техногенных месторождений и действующих карьеров	Руда месторождений, целенаправленно разрабатываемых открытым способом для кучного выщелачивания	Месторождения, пригодные для разработки подземным способом
Производительность предприятия кучного выщелачивания, тыс. т/год	500	200—500	200
Степень дробления руды	Крупное	Среднее	Мелкое
Предварительная рудоподготовка	Не требуется	На основе механических процессов (окомкование, сортировка и т.п.)	На основе физико-химических процессв (обжик и т.п.)
Наличие воды	Поверхностные источники воды	Подземные или техногенные источники воды	Источники воды отсутствуют
Влияние мощности выщелачиваемого слоя руды на скорость фильтрации растворов	Практически нет при мощности слоя <40—50 м	Заметное при мощности слоя >10 м	Существенное при мощности слоя >3 м

Схема дробления (принципы и оборудование) мало чем отличается от используемой в практике обогащения руд. Для первичного дробления крупнокусковых руд наиболее распространенными дробильными машинами являются щековые и конусные дробилки, для среднего дробления — конусные дробилки специальной конфигурации, для мелкого дробления — короткоконусные, реже молотковые или валковые дробилки. Все они работают в цикле с грохотами.

В последнее время процесс дробления имеет тенденцию к усовершенствованию за счет снижения крупности материала, направляемого на КВ, с целью достижения более высокого процента извлечения металла. Поэтому в некоторых случаях обычная заводская технология заменяется кучным выщелачиванием тонко дробленого и агломерированного материала. Отмечается тенденция перехода от стандартных дробилок (щековых и конусных) к дробилкам самоизмельчающего типа.

Агломерация. Важным этапом в освоении КВ явилась разработка процесса агломерации. Как известно, помимо условия хорошей выщелачиваемости металлов в контакте с выщелачивающими растворами не менее важной характеристикой руды является приемлемая проницаемость ее после дробления и укладки в штабель. Присутствие большого количества шламов тоньше 50 мкм в руде ухудшает перколяцию, вызывает образование каналов или закупоренных зон внутри штабеля, обусловливая увеличение времени выщелачивания и понижение степени извлечения. В ряде случаев глины или шламы могут полностью закупорить штабель, что сделает невозможным процесс КВ.

Глины обычно присутствуют в исходных рудах или же образуются при дроблении и измельчении. Проницаемость штабеля начинает ухудшаться с момента отсыпки за счет сегрегации крупных и мелких частиц руды. Особенно нежелательно присутствие в отсыпанных рудах шламов размером 270 меш.

Необходимость процесса агломерации определяется на стадии исследовательских работ при изучении водопроницаемости дробленого до заданной крупности материала. Агломерации подвергается или весь дробленый материал, или предварительно отсортированная на стадии дробления его часть — наиболее зашламованная рудная мелочь. Агломерация, как и дробление, является дорогостоящей операцией и должна использоваться при промышленной отработке в случае острой необходимости.

Эта технология широко применяется для отработки забалансовых руд, содержащих глинистые компоненты, хвостов обогатительных процессов и т.д.

Потребовалось разработать связующее, способное окомковать тонкие частицы в крупные рыхлые агрегаты, обладающие достаточной механической прочностью. В качестве такого связующего в настоящее время широко используют портландцемент, который за счет обмена катионов натрия в глинистой составляющей руды на катион кальция связующего улучшает проницаемость, а за счет цементирующего его действия упрочняет окатыши.

Разработаны аппараты для окомкования — ленточные, чашевые и барабанные агломераторы. Первые используют на рудах, содержащих сравнительно мало тонких частиц, чашевые — на рудах с высоким содержанием тонких фракций, а барабанные — со средним содержанием.

При окомковании важными являются три параметра: количество связующего, вводимого в сухой исходный материал, количество воды (или выщелачивающего раствора), добавляемое к смеси (связующее + руда), и время выдерживания, необходимое для формирования окатышей.

Для успешного окомкования есть два основных способа: окомкование мелочи с крупными кусками (окускование) и окомкование мелочи в прочные окатыши.

Подготовка площадки КВ. Выбор способа сооружения площадки и ее элементов должен определяться поиском наиболее экономичного метода отсыпки штабеля, управления процессом, технической оснащенности и охраны окружающей среды.

Основное требование к площадке — она должна оставаться непроницаемой в течение всего периода эксплуатации полигона и дополнительного времени, необходимого для «жизни» штабеля на стадии его обезвреживания химическими способами. Помимо хорошей изоляции, основание площадки должно обеспечивать стабильность и устойчивость фундамента отсыпанной горной массы в течение всего периода эксплуатации и представлять прочную основу при сооружении и формировании штабеля.

Гидроизоляция осуществляется с помощью специальных покрытий. Гидроизолирующие покрытия на площадках обычно состоят из материалов, которые классифицируются на четыре категории: синтетические; естественные или модифицированно-естественные; композитные синтетические и естественные; двойные (иногда тройные).

Конструкция гидроизолирующих покрытий зависит от характера раствора, используемых материалов (полихлорвинил, гипалон, высокоплотный полиэтилен, геотекстиль, местные грунты, привозные грунты, смеси бентонитов, асфальт, бетон, железобетон), их прочностных характеристик и проектируется с учетом индивидуальных особенностей объекта.

Гидроизолирующие основания площадок превратились в двухслойные, а в некоторых случаях и в трехслойные, состоящие из нескольких слоев синтетики и природных материалов. Одновременно выросли и затраты с 4—5 дол. за 1 $м^2$ основания до 23—25 дол/$м^2$. Толщина гидроизолирующего покрытия колеблется от 30 до 60 см.

Каждый участок КВ является уникальным, и сооружение площадки требует учета ряда факторов и, в частности, типа и генезиса руды, минералогии, выщелачиваемости, рельефа местности, ее геотехнологических и гидрогеологических характеристик, климатических условий.

В настоящее время на практике используют три основных метода сооружения и эксплуатации площадок (и связанных с ним штабелей): повторно используемые площадки (ПИП); постоянно наращиваемые площадки (ПНП); площадки со строительством дамб (дамбовое выщелачивание).

На площадке повторного использования загружают подготовленную горную массу, которую выщелачивают, промывают, обезвреживают и разгружают в места хранения отработанной руды. Затем этот цикл повторяют вновь со свежеотсыпанной рудной массой. Эти площадки используют для отработки руд постоянного состава или смеси руд с одинаковой по длительности выщелачиваемостью, что предполагает предсказуемый, обычно непродолжительный цикл извлечения.

Площадки с постоянным их наращиванием предусматривают подготовку руды и ее закладку на площадку выщелачивания. Выщелоченная руда остается на месте. Если необходимо, осуществляют повторное выщелачивание или промывку с нейтрализацией и рекультивацией. Вновь поступающую на отработку рудную массу либо отсыпают на частично или полностью отработанный штабель, либо вводят новые площади. Условием сооружения рассматриваемых площадок является наличие больших доступных участков земли с относительно плоским рельефом местности.

Особенностью дамбового выщелачивания является подготовка руды и ее размещение за специальной дамбой или плотиной, т. е. структурой, удерживающей руду. Выщелачивание руды осуществляют на местности с уклоном (седловины, впадины) и с последовательным подъемом площадки вверх по склону. Подавляющая часть руды в период отработки остается в контакте с раствором выщелачивания, т. е. часть штабеля находится под заливом. После завершения выщелачивания руда остается на месте, ее обезвреживают и рекультивируют, как и отвалы пустой породы.

Выбирают площадки с учетом преимуществ и недостатков каждого способа ее использования, географических, геологических, технологических, технических, экологических, экономических факторов.

Отсыпка штабеля. В практике широкое использование нашли штабели в виде усеченных пирамид с прямоугольным, квадратным и трапецеидальным основанием. Отсыпка таких штабелей технологически более проста, что позволяет сооружать штабели больших размеров и объемов.

В реальных условиях выдержать правильные геометрические формы штабеля практически невозможно; они в основном диктуются топографией места заложения основания. Поэтому параметры нижнего основания могут быть самой различной конфигурации.

Формирование штабеля может совершаться разными способами (от использования грейдеров до засыпки погрузочными и конвейерными механизмами), а это, в свою очередь, зависит от физических свойств руды. Требования к методу сооружения штабеля — исключить сегрегацию частиц при отсыпке, т. е. получить максимальную гомогенность для просачивания растворов, по возможности ограничить уплотнение горной массы при сооружении, обеспечить защиту непроницаемых пленок или прокладок в основании штабеля.

Неразрывная связь штабеля и площадки состоит в обеспечении стабильности структуры, вмещающей в себя твердую и жидкую фазы.

Основание штабеля должно противостоять нагрузке, создаваемой горной массой руды за счет перепада давления в ней по горизонтам штабеля, что может повлиять на дренирование растворов в штабеле и повредить и площадку, и прокладку. В случае дамбового выщелачивания или в районах с крутонаклонным рельефом материалы основания штабеля и прокладки на границе их раздела должны противостоять смещению.

Становится более распространенным сооружение и отработка многоэтажных (многослойных) штабелей. Хотя теоретически и практически использование многоэтажных штабелей приводит к некоторым потерям извлечения металлов и увеличению продолжительности процесса, эта схема привлекает простотой и компактностью организации производства.

Наиболее часто используют три метода сооружения штабелей.

Первый — сооружение штабелей из несортированной руды, когда материал поступает прямо с рудника. Используется только для руд высококремнистого состава, которые не образуют большого количества рудной мелочи даже при движении по кровле штабеля трактора или бульдозера. Это один из широко применяемых методов отсыпки штабелей КВ, который не потерял значимости и в настоящее время.

Типичная конструкция штабеля предусматривает сооружение оконтуривающей рампы для обеспечения доступа к одной из сторон штабеля, для чего используется пустая порода. Высота рампы равна высоте перво-

го слоя руды. Устраивают узкую дорогу, по которой самосвалы подвозят руду. Отсыпку можно производить «от себя» или же «к себе». По мере готовности поверхности загрузки для ее выравнивания используют трактор или бульдозер. Выравнивание сопровождают глубоким рыхлением руды.

Второй метод — используют, когда руда при механическом воздействии на нее может образовывать большое количество тонкого материала или когда руда уже агломерирована и требует весьма «нежного» с нею обращения. Сооружение штабеля обычно начинается с размещения на полиэтиленовую пленку слоя дроблёной руды высотой 30—50 см для защиты ее от воздействия последующей отсыпки. После укладки защитного слоя самосвалы заезжают на основание и сбрасывают рудную массу в виде небольших холмиков. Каждый последующий ряд холмиков отсыпается как можно ближе к ранее отсыпанным грудам, создавая их частичное перекрытие. Груды обычно имеют высоту около 2 м. По окончании завоза руды верхняя поверхность представляет собой чередование холмиков и впадин. Этот метод характеризуется очень слабым воздействием на руду, поскольку не происходит уплотнения штабеля за счет перемещения по поверхности тяжелого оборудования.

Третий метод строительства штабелей конвейерный. Укладка рудного материала с применением конвейеров является наиболее перспективной и получает все, большее распространение на многих предприятиях КВ, вытесняя ранее описанные методы. Его основные преимущества: равномерность распределения руды по площади штабеля, исключение дополнительного дробления от тяжелой техники, задействованной на строительстве (бульдозеров, самосвалов и т. д.), высокая производительность отсыпки, достигающая 1000 $м^3$/ч рудной массы и более. Поскольку эта система обеспечивает минимальное воздействие на руду, она охотнее всего используется для сооружения штабелей из дробленых и агломерированных руд и хвостов обогащения.

Орошение штабеля выщелачивающим раствором. Эта стадия по существу является завершающим этапом КВ, по ее результатам оценивают, на сколько оптимально выполнены предыдущие операции (рудоподготовка, сооружение штабеля), правилен ли выбор технологических параметров выщелачивания.

Система орошения складывается из следующих элементов: оросительных устройств, размещаемых в штабеле, схемы орошения, режимов орошения и видов оросителей. Размещение оросительных устройств в соответствии с геометрическими параметрами штабеля охватывает большое разнообразие вариантов, зависящих от схем подачи, распределения и

режимов орошения, величины и формы отсыпанной рудной массы, размеров кусков руды и других показателей. Орошение осуществляют обычно в следующих режимах: одновременное насыщение штабеля раствором (заводнение), непрерывное орошение и цикличное орошение.

Одновременное насыщение штабеля водой или другим инициирующим раствором выполняют только в первый момент обработки горной массы для сокращения расхода растворителя и интенсификации выщелачивания. Замачивание можно осуществлять как через систему орошения, так и поливом сверху через отдельные трубопроводы. Постоянное орошение заключается в равномерной (во времени и по объему) подаче растворителя на рудную массу. Цикличное орошение — процесс подачи растворителя с периодическими остановками. В период остановок подачи растворителя горная масса или отстаивается, или осуществляется подача другого раствора или воздуха (окислителя, нейтрализатора и т. д.).

Схемы орошения (подачи растворов) при выщелачивании — точечная подача, капельное орошение, равномерное разбрызгивание и прудковое смачивание.

Точечную подачу растворов осуществляют через отверстия в трубах, уложенных на расчетном расстоянии друг от друга, или через вертикально установленные патрубки, расположенные в шахматном порядке по площади орошаемой рудной массы. Недостатком такой схемы подачи является неравномерность проработки во времени отдельных участков штабеля, что требует пространственного смещения точек излива по мере эксплуатации штабеля. При точечном орошении производительность излива из каждой точки различная в связи с ее уменьшением по мере удаления точки от места нагнетания раствора — насосной станции.

Равномерность расходов подачи раствора в каждую точку достигается применением капельного орошения. Сущность этого способа состоит в применении капельных устройств, установленных по длине раствороподающих шлангов. При капельном орошении излив раствора осуществляется с минимальным расходом.

Разбрызгивание через форсунки при открытой системе размещения оросительных систем позволяет более полно охватить всю площадь штабеля. Форсунки устанавливают в трубопроводах порядно или в шахматном порядке. Работа форсунок требует избыточного давления в трубопроводе. Чем больше давление, тем больше площадь разбрызгивания и тем меньше плотность размещения форсунок.

Прудковое смачивание при кучном выщелачивании осуществляют через оросительные полости (канавы, траншеи и прудки), сооруженные на

верхнем основании штабеля или на его боковой поверхности. Оросительные полости периодически заполняются раствором, который дренирует по всей массе рудного штабеля.

Правильно подобранная система орошения призвана обеспечить максимальный контакт всей отсыпанной руды с выщелачивающим раствором, который после растворения урана должен быть транспортирован в прудок товарных растворов. Выбор системы орошения помимо установления оптимальной интенсивности орошения и ее поддержания в процессе отработки также предполагает исключение каналообразования и неравномерного орошения.

Необходимый для конкретной руды расход растворителя на орошение обычно определяют в процессе технологических испытаний, результаты которых и используют для составления проекта.

Для распределения растворов выщелачивания обычно используют технологию и материалы, ранее разработанные для ирригационных работ в сельском хозяйстве. Поливинилхлоридные (ПВХ) или полиэтиленовые трубы относительно недорогие, легкие, простые в установке и демонтаже, коррозионно-стойкие. Оксид цинка и другие добавки совершенно исключают разрушение поливинилхлорида под действием солнечных лучей. Для постоянного соединения в качестве связки используют склеивание и винтовую резьбу. Запирающие устройства с резиновыми сальниками применяют для временных связок, которые могут быть быстро смонтированы и демонтированы.

Раствор на штабеле распределяют вращающимися импульсными разбрызгивателями, распылителями Вобблера, виглерами, погружными эмиттерами, работающими под давлением. Разбрызгиватель обеспечивает орошение штабеля по окружности и требует на выходе давление в пределах 170—520 кПа. Интенсивность орошения при этом изменяется от 2 до 3 мл/с · м^2 и не может быть ниже этих значений. Это эквивалентно скорости перколяции $2 \cdot 10^{-3}$ — $3 \cdot 10^{-3}$ мм/с.

Интенсивность орошения в пределах распыляемой окружности достаточно равномерна, однако высоки потери за счет испарения, они достигают 33 % в условиях жаркого сухого климата.

Разбрызгиватели обычно устанавливают по пятиточечной системе с расстоянием от 7 до 10 м таким образом, чтобы потоки перекрывали друг друга в пределах орошаемой окружности.

Разбрызгиватели для КВ урана нельзя применять в условиях холодного зимнего климата, так как возможно замерзание растворов.

Как отмечалось ранее, используют также методы прудкового орошения и виглеры, однако наиболее часто и успешно применяют системы Вобблера и погружные эмиттеры (нагнетательные распылители). Несмотря на высокие потери на испарение, прудковое орошение используют на ряде рудников. При оценке возможности применения прудкового орошения помимо испарения следует учитывать свойства руды, его можно использовать лишь при наличии довольно низкой проницаемости штабеля, ограничивающей фильтрацию. Прудковое орошение противопоказано для очень пористой руды из-за быстрой фильтрации и связанного с этим подъема уровня растворов в пределах штабеля, что может привести к его неустойчивости.

Выявленная технологическими исследованиями оптимальная плотность орошения требует выбора типа оросителя, их правильного размещения и создания необходимого давления. Все эти параметры призваны обеспечить равную интенсивность орошения в пределах радиуса действия оросителей. Размещение разбрызгивателей следует начинать с площадей, расположенных по углам поверхности штабеля на расстоянии, обеспечивающем требуемое перекрытие. Во избежание разбрызгивания следует отступить от края. Затем устанавливают оросители в остальной части штабеля. Для получения требуемого извлечения для краевых частей штабеля используют повышенную плотность орошения.

На большинстве рудных штабелей эмиттеры и трубопроводы устанавливают таким образом, чтобы каждый эмиттер охватывал площадь около 1 м^2. Распределительная магистральная линия и погружной эмиттер, размещенные под небольшим слоем руды. В этом случае можно осуществлять отработку и в течение зимнего периода, что является достоинством метода.

Погружные эмиттеры позволяют поддерживать более широкие пределы скоростей орошения по сравнению с другими оросителями. Необычно низкие интенсивности орошения могут быть получены посредством обратного дросселирования (сдавливания) линии распределения потока, уменьшающего падение давления в каждом погружном выпуске раствора. Эта операция особенно полезна, когда цикл выщелачивания завершается и скорость извлечения урана из штабеля существенно уменьшается. Снижение скорости потока препятствует падению содержания урана в продуктивных растворах.

Применяемые типы эмиттеров используют принцип турбулентного потока и соединяются линейно для обеспечения равномерного распределения растворов. При работе эмиттеров капельки воды проходят по из-

вилистым каналам сердечника, теряя давление и медленно высачиваясь из них. Обычно эмиттеры погружают в руду на глубину 20—25 см, однако практикуется также установка их на верхнем основании штабеля. Основное преимущество использования эмиттеров, помимо приведенных ранее, заключается в том, что система обеспечивает непрерывное капание раствора с минимальной силой падения и тем самым препятствует перемещению зерен и каналообразованию. В результате такого орошения штабель смачивается по горизонтали и вертикали вследствие капиллярного эффекта. Таким образом, к преимуществам применения эмиттеров можно отнести следующие: возможность проведения работ в зимнее время; уменьшение потерь растворов на испарение; исключение разрушения поверхности; равномерность орошения; отсутствие каналообразования.

Главный недостаток использования эмиттеров состоит в возможности образования кальцита на путях фильтрации, по которым просачиваются растворы до выхода из штабеля. Таким образом, крайне важно предусмотреть качественную обработку растворов и очистку системы при эксплуатации.

Основное требование к стадии орошения — равномерное распределение выщелачивающего раствора по всей поверхности штабеля. Обычно выщелачивающий раствор перекачивают на верхнюю часть штабеля с помощью насоса для обеспечения достаточного давления на распылители (разбрызгиватели). На ряде рудников в качестве метода подачи растворов используют прудки, сооружаемые на поверхности отсыпаемой горной массы.

Обычно применяемые скорости орошения — от 0,002 до 0,003 л/см^2. Некоторые методы КВ (дамбовое выщелачивание) предполагают сохранение раствора в пределах самого штабеля. В этом случае возникает необходимость проведения земляных работ с целью создания водоудерживающих структур и дополнительных прокладок. Отвод растворов для переработки или рециркуляции может быть осуществлен путем откачки из отстойников или дренирования из более низких уровней в пределах штабеля.

Система дренажа. Дренажная система состоит из серии элементов для сбора растворов, прошедших через штабель, и транспортирования их под воздействием гравитации в емкость продуктивных растворов. Кроме этого, она должна также поддерживать минимальную площадь зоны насыщения выше изоляции. Система сооружается таким образом, чтобы соответствовать общему потоку из штабеля при выщелачивании с учетом потока вод, возникающих при чрезвычайных атмосферных явлениях.

Обычно дренажная система в пределах штабеля состоит из коллекторной системы, размещаемой выше изоляции и состоящей из руды, если она хорошо проницаема, фильтрующего материала (гравий) и сборных трубок либо их комбинации. Рудные или гравийные дренажные системы во многих случаях служат также защитой для изоляции. Выбор дренажной системы внутри штабеля определяется уклоном площадки, проницаемостью руды и объемом растворов. Если руда проницаема по отношению к используемой плотности орошения, то она сама служит дренажом. Если руда недостаточно проницаема по отношению к применяемым объемам орошения и требуется уменьшить зону насыщения выше изоляции, то необходима более сложная коллекторная система.

Дренажная система снаружи штабеля должна пропускать растворы выщелачивания и потоки во время ливней. Открытые траншеи сооружаются для того, чтобы транспортировать потоки жидкостей без эрозии, разрыва изоляции или перелива.

Схемы дренажных систем взаимосвязаны со схемами орошения и определяются конструктивными параметрами штабеля и требуемыми технологическими показателями выщелачивания.

При КВ можно применять следующие схемы дренажных систем.

1. Дренаж (отвод продуктивных растворов) через песчано-гравийный слой, уложенный на гидроизоляционный экран штабеля. Такую схему можно использовать, когда штабель уложен на желобообразном и наклонном основании по его длинной стороне. Сток растворов через дренажный слой осуществляется в приемный зумпф или траншею, проведенную на границе штабеля. Приемная емкость имеет непроницаемые стенки и днище.

2. Отвод растворов через дренажные трубы, уложенные горизонтально на песчаной подушке основания штабеля. Ряды труб укладывают поперек или вдоль штабеля. Все трубы соединяют в сборный коллектор, по которому раствор отводят в приемную емкость.

В качестве дренажных систем могут быть использованы трубы и фильтры различных конструкций и из разных материалов. Наиболее распространены фильтры, выполненные из полимерных материалов.

3. Дренаж растворов в откачные скважины через фильтры, установленные над изоляционным экраном штабеля. Из откачных скважин продуктивные растворы извлекают и подают в сборную емкость растворо-подъемными устройствами (эрлифтами, насосами). Откачные дренажные скважины сооружают после отсыпки штабеля по прямоугольной сети или в шахматном порядке. Расстояние между скважинами зависит от высоты

штабеля, его площади, схемы орошения и производительности оросительных систем.

Откачка растворов через скважины наиболее перспективна в условиях, когда штабель горной массы имеет большие габариты (площадь и высоту), а его отсыпку и эксплуатацию осуществляют в один этаж.

4. Сбор растворов в дренажные колодцы или траншеи, сооруженные в песчано-гравийном слое основания штабеля. Растворы по канавам или отводящим патрубкам колодцев стекают в сборные емкости, установленные за пределами штабеля. Канавы и колодцы располагают, как правило, по длинной стороне штабеля и в его центре. Эта схема является разновидностью схем дренажа, указанных в п. 1 и 2.

Для снижения объемов работ и наиболее эффективного использования оборудования схем орошения следует стремиться к тому, чтобы при отработке ярусов (этажей) штабеля оросительная система могла служить и для отвода продуктивных растворов из каждого яруса.

Обустройство системы сбора и хранения продуктивных и оборотных растворов. Системы сбора и хранения этих двух разных по содержанию полезного компонента растворов имеют много общего. В обоих случаях используется одна и та же система гидроизолирующих покрытий, обеспечивающая полную сохранность растворов, Причем в случае продуктивных растворов она должна предотвратить возможные потери ценного компонента и предупредить загрязнение растворителем окружающей среды. В случае оборотного раствора надежная изоляция прудка требуется для исключения утечки растворов.

Прудки продуктивных и оборотных растворов размещаются по соседству друг с другом, что позволяет сосредоточивать все объемы растворов вблизи одной оборудованной части полигона, сокращая тем самым строительные и эксплуатационные затраты. Взаимодействие прудков дает возможность варьировать объемом растворов при возникновении дисбаланса в системе из-за неблагоприятных погодных условий (шторм, ливни и т. д.).

Прудок оборотных (маточных) растворов служит для сбора растворов после удаления металла на установке извлечения.

Содержащаяся в оборотном растворе концентрация растворителя меньше, чем требуется для выщелачивания, поэтому перед подачей на штабель он доукрепляется. Растворитель может быть введен перед поступлением в прудок оборотных растворов или же в трубу, ведущую на орошение рудного штабеля. Целесообразно добавлять растворитель в прудок, так как в этом случае осуществляется более точная корректировка его со-

держания в выщелачивающих растворах. Размеры прудков определяются требуемой производительностью установки.

Водный баланс кучного выщелачивания содержит две основные составляющие: технологический оборот и оборот природной воды. Технологический оборот относительно постоянен и представляет собой поток технологических растворов в системе. Он включает в себя составную воду, реагентное дополнение, воду для промывки штабеля КВ и начальный запас. В определенных случаях для поддержания соответствующего водного баланса могут быть предусмотрены сбросы. Цикл природных вод накладывается на технологический оборот и включает случайные атмосферные осадки, снеготаяние и испарение.

В течение года работы вода, циркулирующая внутри комплекса КВ, накапливается в разных приспособлениях. Во время запуска воду подают в систему для заполнения бассейна маточных растворов, для того чтобы начать выщелачивание. Изначально большая часть применяемого реагента находится в руде во влагонасыщенном состоянии. По мере увлажнения выше полной влагоемкости реагент начинает собираться по периметру штабеля КВ. Испарение из бассейна и системы орошения уменьшает количество воды в системе, атмосферные осадки, напротив, увеличивают. Реагент в воду добавляют также в жидком виде. Во время зимних или других запланированных остановок вода, собирающаяся в штабеле, стекает и накапливается в прудках. Во многих случаях рудный штабель должен быть промыт водой или химическим раствором для нейтрализации загрязняющих веществ, находящихся в нем. Это требует значительного количества воды в обороте.

Проектирование системы водооборота базируется на среднем водном балансе. Система может накапливать воду или отдавать ее. Накапливающие системы, работающие во влажном климате или требующие промывок штабелей после выщелачивания, должны содержать инженерные сборные устройства для поддержания баланса. Водоотдающие системы КВ, наоборот, требуют постоянного пополнения водой. Элементы водного баланса показаны на рис. 15.2.

Цикл извлечения металла из продуктивных растворов. В настоящее время для извлечения металлов из продуктивных растворов повсеместно применяют сорбционные процессы.

В качестве сорбентов для извлечения и концентрирования металлов из продуктивных растворов используют сильноосновные аниониты или активированные угли.

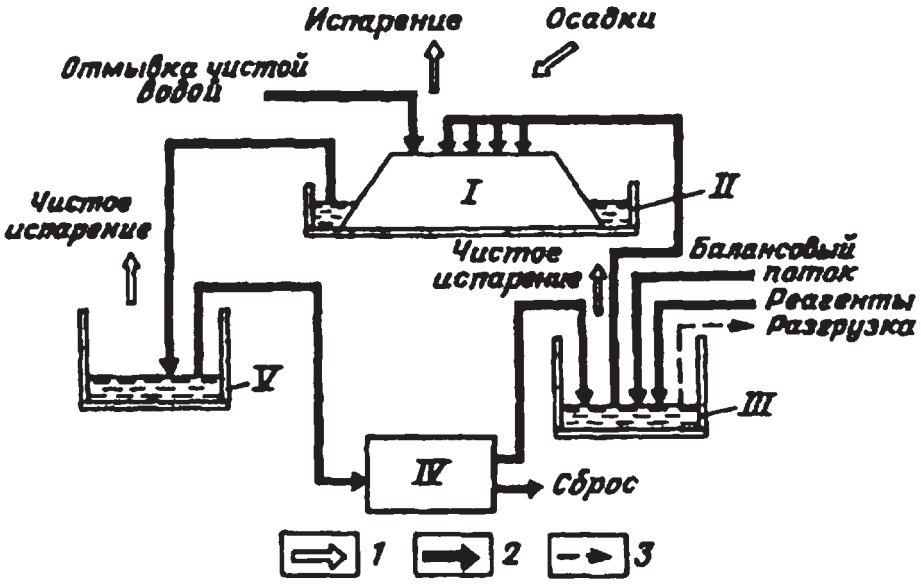


Рис. 15.2. Оборот воды в процессе кучного выщелачивания:
1 — оборот природных вод; *2* — технологический оборот; *3* — разгрузка; *I* — штабель; *II* — кювета и ее содержимое; *III* — емкость маточных растворов; *IV* — установка переработки растворов; *V* — емкость продуктивных растворов

Охрана среды, обезвреживание штабеля с рекультивацией полигона КВ. Работы по охране среды при КВ начинаются на подготовительной стадии, когда до начала работ осуществляется снятие слоя почвы мощностью 0,5 м и вывоз грунта за пределы участка. После завершения работ отработанные растворы подвергаются многоступенчатой химической обработке; полученный солевой осадок захоранивается с соблюдением всех существующих правил экологической безопасности.

Все нарушенные площади КВ должны быть возвращены примерно в первоначальное состояние. Штабель и дамбы следует сравнять с окружающей местностью. Уплотненные участки подвергают рыхлению на глубину 30—50 см, ранее собранный верхний слой грунта укладывают на нарушенные участки, и площади засевают. Успешность воспроизводства флоры устанавливают после двух-трех сезонов прорастания.

Совершенствование процесса КВ. Являясь медленно протекающим процессом, требующим больших объемов растворов выщелачивания, КВ проигрывает заводскому процессу на стадии переработки растворов за

счет относительно низкого содержания полезных компонентов в растворе.

Для совершенствования процесса КВ в ряде случаев применяют пульсирующее орошение, при котором раствор реагента подают на штабель или отдельные его участки в течение 8—12 ч/сут, а остальное время руда «отдыхает», а раствор используют для орошения других участков. По своему механизму пульсирующее орошение не увеличивает скорость выщелачивания по сравнению с непрерывным орошением. Этот режим позволяет подвергнуть активному выщелачиванию в два-три раза большее количество руды тем же самым объемом раствора выщелачивания, который потребовался бы при непрерывном орошении одного участка.

В начале развития КВ преобладало мнение о сезонности ведения работ по этой технологии. Однако с внедрением в качестве оросителей эмиттеров и заглублением оросительных трубопроводов на 25—30 см ниже поверхности штабелей стало возможным круглогодичное выщелачивание даже в районах с суровой зимой. В данном случае штабели большей высоты более предпочтительны, так как образуют значительный по объему резервуар тепла. Если руда содержит сульфидные минералы, скорости реакций в зимнее время могут быть даже выше, чем летом. Тепло, генерируемое в самом штабеле, будет создавать воздушный поток, направленный вверх (эффект «дымовой трубы»), который втягивает свежий воздух через боковые откосы штабеля. В этих условиях за счет поступления кислорода воздуха ускоряются химические реакции и, следовательно, скорость выщелачивания урана. Процессом поступления воздуха в штабель можно управлять за счет различных инженерных решений.

Еще одно перспективное направление, применительно к КВ металлов — поиск и опробование ПАВ в целях увеличения извлечения и скорости выщелачивания при использовании традиционных растворителей.

Серьезная помеха при КВ — процесс осадкообразования, который обычно возникает от перенасыщенности циркулирующих растворов выщелачивания. Выпадение осадков и их накопление (главным образом карбоната и сульфата кальция) приводит к резкому снижению скорости фильтрации растворов в штабеле, потере производительности насосов, закупорке головок оросителей, основания площадки и поровых каналов сорбента. Если раньше традиционной схемой являлось «умягчение» с выводом солей из схемы, то в последние годы широкое распространение получило использование полимеров. Их действие сводится к поддержанию частиц солей в виде суспензии.

Недостатки способа КВ:

• невысокое извлечение металла (50—80 %) по сравнению с заводским методом, (85—95 %);

• сравнительно высокая продолжительность процесса (от 30 сут до 1—2 лет);

• необходимость значительных площадей с определенным рельефом местности для размещения площадок КВ, возможные дополнительные затраты на транспортирование руды от рудника до места складирования и т. д.;

• отрицательное воздействие атмосферных явлений (дождь, снег), нарушающих водный баланс в технологической схеме, на процесс;

• возникновение технических, технологических и организационных трудностей при отрицательных температурах воздуха;

Преимущества КВ по сравнению с заводским способом:

• исключение дорогостоящего процесса тонкого измельчения и сравнительно меньшие объемы промышленного и гражданского строительства;

• повышение производительности труда по конечной продукции и сокращение численности работающих;

• возможность отработки небольших, но богатых по содержанию полезного компонента залежей в отдаленных районах, где нецелесообразно строить предприятия;

• возможность полной автоматизации процесса и контроля над ним, простота аппаратурного оформления;

• снижение материала и энергоемкости производства;

• расширение сырьевой базы за счет вовлечения в отработку забалансового, (по современным оценкам,) сырья;

• исключение строительства обогатительных фабрик;

• резкое сокращение сроков ввода месторождения в отработку в связи с меньшим количеством оборудования, меньшим объемом капитального строительства и низкими трудовыми затратами;

• гибкость технологического процесса, позволяющая приостанавливать выщелачивание в неблагоприятные периоды.

Результатом указанных преимуществ являются низкие капитальные и эксплуатационные затраты, что дает возможность экономично отрабатывать даже бедные руды.

КВ можно рассматривать как надежный и отработанный метод. Это стало возможным после успешного решения кардинальных вопросов

техники и технологии метода: разработан процесс агломерации тонких частиц руды, предложены новые высокопрочные материалы для сооружения площадок и карт-хранилищ растворов, успешно решены вопросы сооружения штабелей, отработана система орошения, найдена оптимальная техника опробования, составлены стандарты природоохранных мероприятий.

Кучное выщелачивание полезных компонентов — надежный, технический оснащенный и технологический обоснованный метод получения металлов.

Крупным достижением следует считать разработку методов агломерации, способов сооружения оснований и отсыпки штабелей, введение в практику новых приемов орошения и детоксикации сбросов применительно к технологии КВ.

Кучное выщелачивание сегодня успешно внедряется в практику многих стран благодаря простоте оформления, высокой эффективности, наличию научных основ процесса и накопленному производственному опыту.

Контрольные вопросы

1. Каковы основные узлы комплекса КВ?
2. Какие геотехнологические условия нужны для успешного использования КВ?
3. Как готовят площадку под КВ?
4. Как орошают штабеля?
5. В чём достоинства КВ и его недостатки?

Литература

1. Петров Р.П., Долгих П.Ф., Шумилин И.П. и др. Кучное выщелачивание при разработке урановых месторождений. Под ред. Д.И.Скороварова. – М.: Энергоатомиздат, 1988. – 152с.

2. Луценко И.К., Белецкий В.И., Давыдова Л.Г. Бесшахтная разработка рудных месторождений, — М.: Недра, 1986. – 176 с.

3. Кучное твыщелачивание благородных металлов. Под ред. М.И.Фазлулина. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001. – 647 с.

4. Водолазов Л.И., Дрободенко В.П., Лобанов Д.П., Малухин Н.Г.. Геотехнология. Кучное выщелачивание бедного минерального сырья. М.: изд. АБ., 2000. – 312 с.

16. ПОДЗЕМНАЯ ГАЗИФИКАЦИЯ УГЛЯ (ПГУ)

16.1. Основные понятия и представления

Подземная газификация угля (ПГУ) — это процесс физико-химического превращения твердой его массы в горючий газообразный теплоноситель непосредственно в месте залегания угольного пласта и пригодный для энергетических и химико-технологических целей.

Производство газа производится в подземном газогенераторе, который представляет собой систему дутьевых и газоотводящих скважин, соединенных в единую систему .

Дутьевые скважины могут быть вертикальными или наклонными и служат для нагнетания в подземный газогенератор дутья-окислителя (воздуха; воздуха, обогащенного кислородом; технического кислорода). Вместе с окислителем может нагнетаться водяной пар.

Газоотводящие скважины могут быть вертикальными или наклонными и служат для отвода из подземного газогенератора горючего газа ПГУ. Охлаждение отводимого газа осуществляется непосредственно в скважине, как правило, водой, контактным или бесконтактным способом.

Сбойка (соединение) скважин между собой в единую связанную систему осуществляется:

- огневой фильтрационной сбойкой путем противоточного перемещения очага горения по нетронутому угольному пласту навстречу нагнетаемому в него, как правило, воздушному дутью;
- гидравлическим разрывом угольного пласта водой и активной промывкой ею образовавшейся щели;
- направленным вертикально-горизонтальным или наклонно-горизонтальным бурением.

Огневой забой (очаг горения) — это воспламененная (реакционная) поверхность угольного пласта, на которой происходят химические окислительно-восстановительные реакции взаимодействия кислорода, углерода и продуктов их промежуточного реагирования.

Зоны газификации образуют последовательно расположенные по ходу движения дутья в канале газификации кислородную, восстановительную и (термически) подготовительную реакционные зоны.

Канал газификации представляет собой свободный объем, периметр которого образован породными и угольными стенками, обычно частично заполнен осыпавшимися кусками угля и породы.

Сдвижение горного массива (прежде всего вышележащего) характерно для ПГУ по мере выгазовывания (отработки) угольного пласта, качественные и количественные особенности которого обусловлены углом залегания угольного пласта, его мощностью, а также характеристиками покрывающей толщи (кровли).

Осушение подземного газогенератора осуществляется через дренажные скважины, обсаженные перфорированными трубами в определенных интервалах горного массива, и водоотливными скважинами, соединенными с каналом газификации. Наблюдение за величиной гидростатического столба подземных вод на участке ПГУ осуществляется с помощью специальных гидронаблюдательных скважин.

Экологические преимущества (по сравнению с традиционной добычей угля) ПГУ обусловлены использованием газообразного энергоносителя (вместо угля) со свойственным ему отсутствием золы и несгоревших твердых частиц, низким содержанием NO_2 и SO_2 и более плавным оседанием кровли угольного пласта за счет частичного заполнения выгазованного пространства обрушившимися кусками породы.

16.2. История развития ПГУ

Впервые идею о превращении угля под землей в искусственный горючий газ высказал в 1888 г. Д. И. Менделеев: “Настанет, вероятно, со временем даже такая эпоха, что угля из земли вынимать не будут, а там, в земле, его сумеют превращать в горючие газы и их по трубам будут распределять на далекие расстояния”, — писал наш гениальный соотечественник. Несколько позже он сформулировал основное техническое решение проблемы подземной газификации углей (ПГУ): “Пробурив к пласту несколько отверстий, одно из них должно назначить для введения — даже вдувания — воздуха, другое — для выхода — даже вытягивания (например, инжектором) — горючих газов, которые затем легко уже провести даже на далекие расстояния к печам”.

Первые опытные работа по ПГУ были начаты в нашей стране в 1933 г. в Московском бассейне на Крутовском буроугольном месторождении, в Донбассе — с лисичанским каменным углем и в г. Шахты — с антрацитом. Первоначально конструкторы и исследователи пытались перенести в подземные условия технологию освоенного на практике процесса газификации в наземных газогенераторах. Считалось необходимым дробить уголь под землей.

В 1934 г. инженерами В.А. Матвеевым, П.В. Скафой и Д.И. Филипповым был предложен оригинальный метод ПГУ, не требующий дробления угля под землей. По пласту проходят две наклонные выработки, соединяемые с поверхностью земли вертикальными скважинами. Наклонные выработки соединяются между собой горизонтальной, называемой огневой выработкой. После розжига горение распространяется по угольной поверхности канала, Процесс газификации осуществляется нагнетанием дутья (воздуха) в одну скважину и отводом образующегося горючего газа из другой. Горящая поверхность угольного пласта называется огневым забоем. Угольный пласт выгорает постепенно снизу вверх, и огневой забой при этом перемещается по восстанию угольного пласта. По мере выгазования пласта выгоревшее пространство заполняется обрушивающимися породами кровли и зольным остатком угля. Поток, омывая поверхность огневого забоя, газифицирует уголь с образованием горючего газа. Этот метод ПГУ бал назван поточным, так как поток воздуха, проходя по горящему каналу, превращался в горючий газ. Первый же опыт осуществления ПГУ по поточному методу на Горловской станции «Подземгаз» дал положительные результаты. Теплота сгорания достигала 4,19 МДж·м^3 (1000 ккал/м^3).

В дальнейшем метод ПГУ усовершенствовался и к настоящему времени готов к широком использованию в различных горно-геологических условиях.

Многочисленные зарубежные проекты в природных условиях повторяли российскую технологию. В настоящее время наибольший рост строительства объектов ПГУ в Китае, где в 2004 г. было построено 29 установок.

16. 3. Технология ПГУ

В табл. 16.1.. приведены проанализированы основные технологические операции ПГУ.

Создание каналов в угольном пласте. Процесс прожига в угольном пласте канала очагом горения, который перемещается навстречу дутьевому потоку или по его направлению, называется фильтрационной сбойкой скважин. В первом случае сбойку называют противоточной, во втором — прямоточной. Противоточная фильтрационная сбойка осуществляется следующим образом. Бурится и обсаживается ряд скважин. Необсаженной остается только нижняя часть. Затрубное пространство тампонируется.

Таблица 16.1.

Пооперационный анализ ПГУ

Технологическая операция	Цель операции	Возможные способы осуществления операции
Вскрытие и подготовка залежи к эксплуатации, розжиг пласта	Обеспечение рациональных условий отработки залежи	Бурение и оборудование вертикальных, наклонных и наклонно-горизонтальных скважин. Осушение залежи. Подготовка каналов газификации путем фильтрационной сбойки, гидроразрыва, электросбойки. Рыхление залежи взрывом. Использование для розжига горючих веществ, электронагревателей, газовых горелок, пирофорных материалов
Подготовка и подача в залежь газифицирующих агентов	Обеспечение необходимого состава газа ПГУ и автотермичности процесса	Использование воздуха, производство кислорода и смешивание его с водяным паром, воздухом, углекислым газом; закачка газообразной смеси в добычные скважины
Управление процессом подземной газификации	Обеспечение качества и стабильного состава газа ПГУ, максимальной степени выгазовывания угля, герметичности кровли пласта	Изменение состава газифицирующих агентов, их расхода, точки подачи агентов и отбора продуктов газификации, изменение давления в газогенераторе, применение физических полей, управление горным давлением.
Транспортирование газа ПГУ и его подготовка к переработке	Обеспечение подачи кондиционного газа на технологическую переработку или энергетическим потребителям	Осушение газа, охлаждение в градирнях, удаление пыли на электрофильтрах, очистка от фенолов путем промывки, удаление паров смолы. Использование для транспортирования газа избыточного давления нагнетания или применения дополнительного компрессорного оборудования
Очистка газа ПГУ от сернистых соединений и производство серы	Получение товарной серы, обеспечение кондиции газа для дальнейшей переработки	Применение адсорбционных и регенеративных методов очистки этаноламинового и Клауса, окисление части H_2S до SO_2 и последующее восстановление серы
Производство аммиака (метанола)	Получение товарного аммиака (метанола), максимальная утилизация газа ПГУ	Конверсия CO, вымывание CO аммиаком, вымораживание остаточных примесей, введение дополнительных компонентов для обеспечения отношения $N_2/H_2=3$, синтез аммиака в аммиачных реакторах. Для синтеза метанола', компрессия газа, введение дополнительных компонентов для обеспечения требуемого соотношения $H_2/(CO+CO_2)$, синтез метанола в реакторе, дистилляция метанола

Окончание табл. 16.1

Технологическая операция	Цель операции	Возможные способы осуществления операции
Промсанитария, аварийные мероприятия	Обеспечение техники безопасности, требований охраны окружающей среды, стабильности работы газогенератора	Очистка выбросных газов, нейтрализация и захоронение отходов, контроль чистоты атмосферы, водоносных горизонтов, кольматации мест возможных утечек газа, герметизация газогенераторов, контроль за температурным режимом скважин, применение антикоррозионных трубопроводов

Затем приступают к отжатию влаги из пласта. Для этого нагнетают дутье в две, три или во все скважины (в зависимости от наличия дутья и принятого порядка сбойки). После предварительной сушки прекращают нагнетание дутья в одну из скважин, называемую розжиговой, соединяют с атмосферой и зажигают угольный пласт.

Развитие очага горения обеспечивается сравнительно непродолжительным нагнетанием дутья в розжиговую скважину и ее периодической разгрузкой (продукты горения выбрасываются в атмосферу). После достижения устойчивого горения угля из розжиговой скважины в течение всей сбойки отводится газ. Дальнейшее горение угля поддерживается за счет кислорода дутья, нагнетаемого в соседние скважины и фильтрующегося в направлении к очагу горения. Завершающий этап сбойки для всех углей характеризуется резким падением давления, на дутьевой скважине бурным выделением газов и повышением их качества. С этого момента канал считается готовым для ведения процесса газификации. Фильтрационная сбойка на новых участках может вестись в одном, двух, трех или четырех направлениях одновременно.

При наличии вблизи сбиваемой скважины выгазованного пространства сбойку ведут непосредственно на него и сбоечные газы смешиваются с газами газификации. На скорость сбойки и удельный расход дутья влияют зольность угля, его пористость и проницаемость, характер почвы и кровли пласта, интенсивность нагнетания дутья, мощность пласта и его обводненность, расстояние между скважинами, состав дутья и др.

При прямоточной сбойке угольный пласт зажигается в забое сбиваемой скважины, в которую нагнетается дутье. Образующиеся при этом газы распространяются по порам и трещинам пласта. Прямоточная сбойка применяется в редких случаях (в основном при первичном розжиге),

так как она сопровождается уменьшением проницаемости пласта из-за конденсации паров воды и смолы в порах и кливажных трещинах, плавным контуром огневого забоя и поэтому большим объемом выгорающего угля, и вследствие этого большей продолжительностью сбойки нагнетательной скважины с соседней, с которой надо соединиться..

Гидравлический разрыв угольного пласта. Одним из основных недостатков процесса гидроразрыва угольного пласта является отсутствие четкой его направленности. Чтобы обеспечить направленность, прибегают к одновременному нагнетанию воды и разгрузке скважины, на которой необходимо осуществить гидроразрыв. Эксплуатационные затраты при гидроразрыве каменноугольного пласта и последующей огневой проработке щелей гидроразрыва в 3—4 раза ниже затрат при воздушной фильтрационной сбойке.

Конструкция подземных газогенераторов. Различают наземную и подземную части газогенераторов. К наземной части относятся головки дутьевых и газоотводящих скважин, трубопроводы для подвода дутья к скважинам, газопроводы, аппараты для очистки и охлаждения газа, обслуживающие газогенератор. Сюда же входят приборы для контроля и управления работой отдельных скважин и газогенератора в целом. Подземная часть газогенераторов включает дутьевые и газоотводящие скважины, каналы газификации, а также водоотливные, дренажные и наблюдательные скважины (если они требуются).

Конструкция подземных газогенераторов для горизонтальных и пологих угольных пластов может иметь прямой или боковой газоотводы. В первом случае на месторождении бурятся ряды скважин по квадратной или прямоугольной сетке. Расстояние между скважинами в каждом ряде колеблется от 25 до 60 м и выбирается в зависимости от степени выгазования угля. В газогенераторах данной конструкции каждая скважина поочередно выполняет функции дутьевой и газоотводящей. В противоположность этому в газогенераторах с боковым газоотводом одни скважины служат в качестве дутьевых, другие — только для отвода газа.

Система выгазования угольных пластов — это определенный порядок проведения подготовительных и огневых работ во времени и пространстве. Подготовительные работы включают бурение скважин, подготовку каналов газификации, обеспечение водоотлива. Под огневыми работами подразумевается собственно процесс газификации угля.

Выгазование наклонных и крутых пластов можно вести либо по восстанию, либо по простиранию. Выбор той или иной системы зависит от технических, технологических и экономических факторов, таких, как на-

личие технических средств для бурения скважин и подготовки каналов газификации, рациональная длина последних с точки зрения полноты выгазования угля и устойчивости качества газа, размеры единовременных капитальных затрат на строительство подземных газогенераторов.

Выгазование пластов по простиранию может вестись от центра участка к его границам, от границ участка к центру и от одной границы участка к другой. Во всех этих системах могут применяться конструкции газогенераторов с отводом газа в угольный массив или в выгазованное пространство.

При отработке свиты пластов выбор системы выгазования осложняется, так как необходимо снизить до минимума потери газа и водопритока в подземный газогенератор, а также обеспечить благоприятные условия для бурения скважин.

Процесс сдвижения пород при подземной газификации происходит обычно с малой скоростью и весьма плавно. Отработка свиты пластов снизу вверх предпочтительнее.

Технологическая схема станции подземной газификации. Станции подземной газификации могут производить газ энергетический и технологический, совместно и раздельно. Наиболее простую технологическую схему имеет станция, производящая энергетический газ на воздушном дутье. В ее состав входят четыре цеха — компрессорный, газогенераторный, очистки и охлаждения газа, транспортирования газа.

В компрессорном цехе устанавливаются компрессоры двух типов — высокого и низкого давления. Первые предназначаются для подачи в подземный газогенератор дутья высокого давления (5—6 МПа) на фильтрационную сбойку или проработку каналов газификации. Компрессоры низкого давления (турбовоздуходувки) подают дутье на газификацию под давлением 0,2—0,3 МПа. Из компрессорного цеха дутье поступает в газогенераторный цех по двум системам трубопроводов и далее подводится к соответствующим скважинам.

Для отбора газа из газоотводящих скважин служат коллекторы из металлических труб. Дутьевые и газовые коллекторы не являются постоянными сооружениями и периодически переносятся по мере отработки запасов угля. На каждом газовом коллекторе устанавливаются циклоны — аппараты для улавливания крупной пыли, выносимой с газом из газоотводящих скважин. Далее газ направляется в цех охлаждения и очистки.

Предварительное охлаждение газа может производиться непосредственно в газоотводящих скважинах. Для этого в каждую из них

опускается водоподающая трубка диаметром 12—18 мм с распылителем на конце. В состав цеха охлаждения и очистки газа входят — скруббеpы, градирня, циркуляционная система охлаждающей воды, отстойники, электрофильтры, установка сероочистки. Вначале газ поступает в скруббеpы, где охлаждается до температуры 30—35 °С и одновременно дополнительно очищается от пыли и частично от смолы. Далее он поступает в электрофильтры, где окончательно очищается, а после этого- в скруббеpы сероочистки для извлечения сероводорода. Затем он направляется в транспортный цех, где установлены турбогазодувки, подающие газ потребителям.

Вместо сооружения компрессорного цеха целесообразно перейти к установке передвижных компрессоров у скважин. Отказ от централизованной подачи воздуха в подземный газогенератор может дать ряд выгод. Во-первых, отпадает необходимость в сооружении воздухопроводов; во-вторых, в скважины будет поступать воздух непосредственно из компрессоров, где он будет нагреваться, что приведет к улучшению теплового баланса подземного газогенератора.

Возможность переработки газов ПГУ на химическую продукцию. При переработке газов в химическую продукцию используются природный газ, отходы газов металлургических и нефтеперерабатывающих производств, коксовые газы. Основные виды химической продукции, получаемой из газов, — аммиак и метанол. Основным сырьем для их производства в настоящее время служит природный газ. В последние годы в ряде стран начато производство аммиака, метанола, мочевины на основе газов, получаемых газификацией углей. Например, в Индии действуют предприятия с производительностью свыше 1 млн т мочевины в год по данной технологии.

Схема переработки газа ПГУ приведена на рис. 16.1. Одно из основных требований к газу как сырью для химического производства -низкое содержание соединений серы. Как правило (исключая редкие случаи малосернистых газов), это связано с необходимостью предварительной сероочистки газов. В настоящее время для извлечения серы из природного газа применяют физико-химические методы мокрой очистки с использованием в качестве поглотителя растворов этаноламинов. Выделенный сероводород перерабатывают на серу по методу Клауса.

Для синтеза аммиака производится каталитическое превращение окиси углерода с водородом (или водяным паром) в двуокись углерода и водород — конверсия СО, затем аммиачное вымывание окиси углерода. Остаточные загрязнения газа в виде метана, окиси углерода вымораживаются

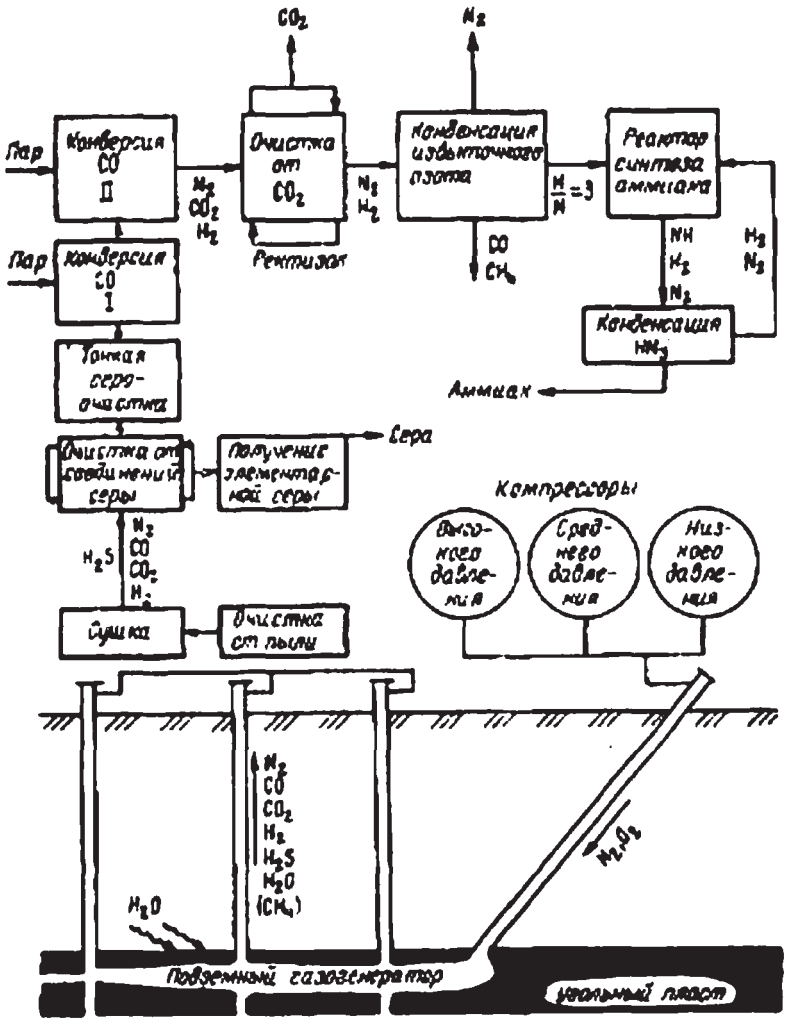


Рис. 16.1. Схема подземной газификации сернистого угля на воздушном дутье с переработкой газа на серу и аммиак (по схеме ГИАП)

жидким азотом. В обработанный таким образом газ вводят азот для получения аммиака со стехиометрическим соотношением $H_2:N_2 = 3:1$.

Для синтеза метанола необходимо поддерживать определенное соотношение H_2 : CO или H_2 : ($CO+CO_2$) в зависимости от типа катализатора. Основные стадии этого синтеза: компрессия газа, синтез метанола, его перегонка (дистилляция).

Метанол не только сырье для химического синтеза, но может быть использован как теплоноситель и горючее. Полупромышленные опыты до-

казали пригодность его в качестве добавки к обыкновенному горючему, а также в качестве самостоятельного горючего. При производстве водорода, используемого в восстановительных процессах и методах гидролиза, обессеренный газ подается на метанизацию с получением метана. Образующаяся вода конденсируется, а двуокись углерода отмывается. В будущем возможно, что водород найдет применение для гидрогенизации угля, в том числе и подземной.

16.4. Физико-химические и горно-технические особенности ПГУ по методу «потока»

На рис. 16.2. — схема ПГУ по методу «потока» (основному в отечественной технологии) применительно к наклонным угольным пластам.

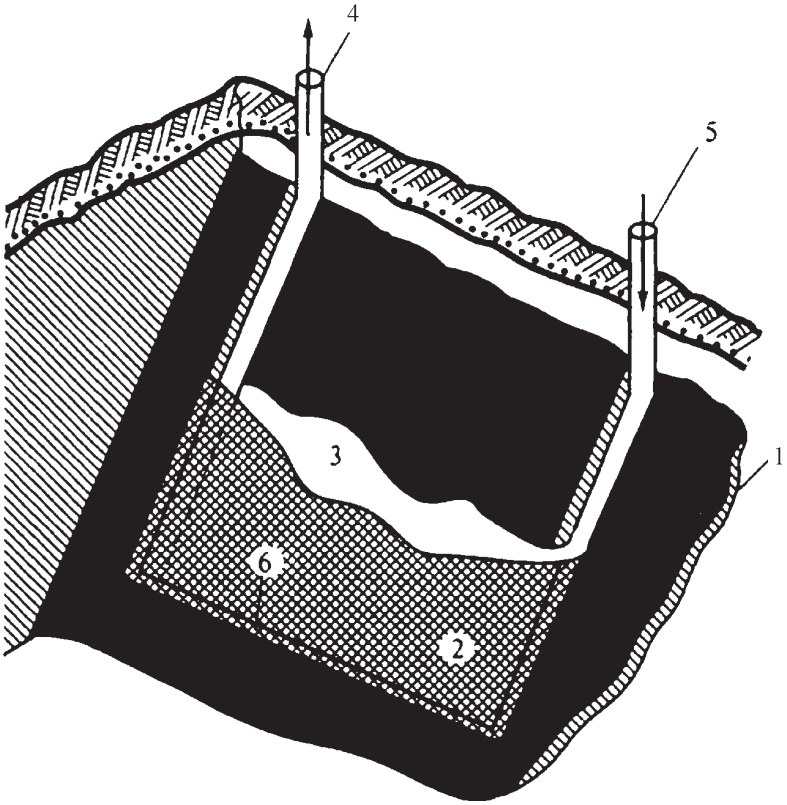


Рис. 16.2. Схема подземного газогенератора по методу «потока»:
1 — угольный пласт; *2* — шлак и обрушившаяся порода кровли; *3* — огневой забой; *4* — газоотводящая скважина; *5* — дутьевая скважина; *6* — начальная огневая выработка

После розжига горение распространяется по угольной поверхности огневого штрека. Процесс газификации осуществляется нагнетанием дутья (воздуха) в одну скважину и отводом образующегося газа из другой. Горящая поверхность угольного пласта называется огневым забоем. Угольный пласт выгорает постепенно снизу вверх, при этом огневой забой перемещается по восстанию угольного пласта.

По мере выгазования пласта выгоревшее пространство заполняется обрушивающимися породами кровли и зольным остатком угля. Сечение огневого штрека остается практически одинаковым, а поверхность огневого забоя — свободной для доступа потока дутья. Поток, омывая поверхность огневого забоя, газифицирует уголь с образованием горючего газа.

В процессе газификации угля, будь это его слой или канал, отмечают две стадии. Первая — стадия термического разложения, при которой из угля выделяются влага и летучие парогазовые вещества и остается коксовый остаток, горючую часть которого составляет углерод. Вторая — стадия газификации, при которой, во-первых, углерод коксового остатка с помощью свободного или связанного кислорода превращается в горючие газы, и, во-вторых, эти газы взаимодействуют с кислородом и водяным паром. Именно стадия газообразования является главной, определяющей состав газа подземной газификации.

При газификации угля в канале газообразование происходит в процессе тех же химических реакций, что и в обычном наземном слоевом газогенераторе, то есть:

- реакции горения углерода, водорода, окиси углерода и метана:

$$C + O_2 = CO_2 + 394 \text{ кДж/моль}; \quad (16.1)$$

$$2C + O_2 = 2CO + 221 \text{ кДж/моль}; \quad (16.2)$$

$$H_2 + 1/2O_2 = H_2O + 242 \text{ кДж/моль}; \quad (16.3)$$

$$CO + 1/2O_2 = CO_2 + 286 \text{ кДж/моль}; \quad (16.4)$$

$$CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O + 801 \text{ кДж/моль}; \quad (16.5)$$

- реакции восстановления двуокиси углерода и водяного пара:

$$CO_2 + C = 2CO — 173 \text{ кДж/моль (реакция Будуара)}; \quad (16.6)$$

$$H_2O + C = CO + H_2 — 130 \text{ кДж/моль (реакция водяного пара)}; \quad (16.7)$$

$$2H_2O + C = CO_2 + H_2 — 80{,}3 \text{ кДж/моль}; \quad (16.8)$$

- другие реакции:

$$CO + H_2O = CO_2 + H_2 + 41{,}8 кДж/моль; \quad (16.9)$$

$$CO + 3H_2 = CH_4 + H_2O + 205 кДж/моль; \quad (16.10)$$

$$C + 2H_2 = CH_4 + 75{,}3 кДж/моль (гидрогазификация). \quad (16.11)$$

В приведенных уравнениях реакций заключена информация только об их стехиометрии и энергетике, без каких-либо данных о полноте реакций и характере их протекания.

Основным источником энергии, необходимой для превращения угля в газ, является газифицируемый уголь. Тепло для газификации выделяется в результате реакций (16.2)—(16.3) и дополнительно — реакций (16.4), (16.5), (16.9) и (16.10). Выделившееся тепло обеспечивает протекание реакций газификации (16.6)-(16.8) и дальнейшее термическое разложение угля.

Таким образом, при неполном сгорании топлива, то есть при его газификации, выделяется лишь часть тепла, так называемое физическое тепло $Q_ф$, которое расходуется на нагрев продуктов газификации и на потери в окружающую среду.

Другая часть тепла является потенциальным теплом, заключенным в горючих компонентах продуктов газификации. Эта часть тепла топлива называется химическим теплом газов Q.

Общее количество тепла топлива Q_x (теплота сгорания топлива) в условиях газификации равно

$$Q_Т = Q_ф + Q_x \quad (16.12)$$

Разделив правую и левую части уравнения на Q_m, получим химический КПД процесса газификации

$$\frac{Q_x}{Q_{|T}} = \eta$$

и коэффициент теплоиспользования

$$\frac{Q_{\hat{O}}}{Q_{|T}} = \varphi .$$

В идеальном случае, если бы удалось все физическое тепло газов перевести в химическое тепло, т.е. при $\varphi = 0$, химический КПД процесса достиг бы наибольшего своего значения $\eta = 1$. В реальных процессах $\eta < 1$, а $\varphi > 0$.

В отличие от газификации угля в наземных установках при подземной газификации проявляется ряд особенностей.

1. Отсутствует движение топлива, а выгорание угля происходит за счет перемещения зоны горения, вместе с которой перемещаются и другие зоны газификации (зона восстановительных реакций, зона сухой перегонки и подсушки угля, зона транспортировки газа). По мере выгазования угольного пласта под действием горного давления происходит сдвижение пород кровли и заполнение ими выгазованного пространства. Благодаря этому размеры и структура каналов газификации остаются определенное время неизменными, что обусловливает постоянство состава газа в этот период времени, но впоследствии вызывает дополнительные затраты тепла на нагрев пород и приводит к образованию обводных потоков дутья, дожигающих горючие компоненты газа.

2. Отсутствуют газонепроницаемые стенки, поэтому в процессе газообразования участвует не только влага угля, но и влага вмещающих пород, а также гравитационные подземные воды.

3. Реакционный канал непосредственно граничит с массой угля, подлежащей газификации, что приводит к термоподготовке угольного пласта.

4. Расстояния между скважинами в угольном пласте во много раз превышают необходимую длину зон реагирования.

Состав и теплота сгорания получаемого газа зависят как от состава подаваемого на газификацию дутья и качества угля, так и от геологических условий залегания угольного пласта. Горючие компоненты газа — CO, H_2, CH_4.

Теоретически теплота сгорания газа при газификации углерода на воздушном дутье не может быть более 4,4 МДж/м^3. Однако благодаря тому, что в процессе участвует определенное количество водяных паров и разлагается органическая масса угля, теплота сгорания газа подземной газификации на воздушном дутье может достигать 4,6—5,0 МДж/м^3. При применении дутья, обогащенного кислородом (концентрация кислорода 65 %), теплота сгорания газа достигает 6,3—6,7 МДж/м^3.

Отношение CO/CO_2 в первичных продуктах зависит от кинетических и гидродинамических условий горения углерода и имеет существенное значение не только для газообразования, но и для интенсивности расходования кислорода и, следовательно, протяженности кислородной зоны. Отношение CO/CO_2 существенно изменяет интенсивность выгорания углерода, так как в случае реакции (16.2) углерода выгорает в два раза больше, чем в случае реакции (16.1). Из-за различия экзотермических эффектов

реакции (16.1) и (16.2) изменяется тепловой баланс процесса или температурный режим горения углерода со всеми вытекающими отсюда последствиями.

Реакции (16.4) и (16.6) оказывают влияние на интенсивность горения углерода и тормозят первичные реакции (16.1) и (16.2).

Реакции (16.7), (16.8) и (16.9) оказывают существенное влияние на газообразование только при участии в процессе значительного количества водяных паров. При ПГУ эти реакции, как правило, имеют большое практическое значение.

Отметим, что при совместном протекании реакций (16.6) и (16.7) скорость реакции (16.7) в несколько раз больше скорости реакции (16.6). Скорость каждой из этих реакций определяется не только температурой в зоне реагирования, но и соотношением парциальных давлений компонентов газовой смеси. Вначале протекает реакция (16.7), а затем, после израсходования значительной части H_2O, протекает реакция (16.6).

Эта особенность совместного протекания реакций (16.6) и (16.7) объясняет, в частности, высокую концентрацию CO в продуктах газификации на паровоздушном и парокислородном дутье. Этим же свойством реакций (16.6) и (16.7) на паровоздушном дутье объясняется более быстрое увеличение концентрации водорода, чем концентрации окиси углерода. Такая особенность совместного протекания реакций (16.6) и (16.7) имеет исключительно большое практическое значение для процесса ПГУ, осуществляемого при значительном участии водяных паров.

Реакции метанообразования (16.10) и (16.11) в процессе ПГУ, осуществляемом при давлении 100-300 кПа, практически не протекают. Повышение давления в процессе газификации существенно их интенсифицирует. Наличие CH_4 в газе ПГУ объясняется, в основном, обогащением его метаном “летучих веществ” (термического разложения угля) и метаном, сорбированным угольным пластом.

Изменение состава газа по длине реакционного канала подземного газогенератора приведено на рис. 16.2. При анализе этих данных прежде всего следует учесть, что процесс осуществлялся на воздушном дутье.

В варианте, представленном на рис.16.3а, каменноугольный пласт был хорошо осушен и влажность угля составляла всего 6 %. Кислород воздуха расходуется по реакциям (16.1), (16.2) и в какой-то мере — (16.3), (16.4) и (16.5). На расстоянии около 10 м от дутьевой скважины он практически исчезает в газе. В этом же месте в газе содержится около 25 % CO. Большое значение соотношения CO/CO_2 свидетельствует о высокой температуре в окислительной зоне газификации и малой доле участия в процессе водяных паров.

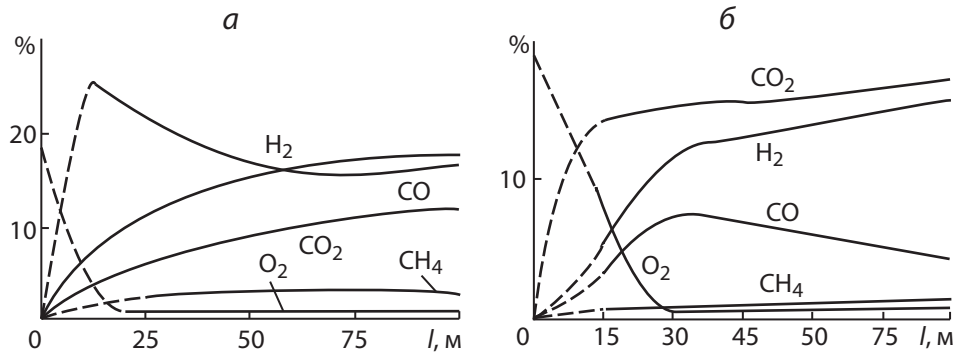


Рис.16.3. Изменение состава газа по длине реакционного канала:
а — хорошо осушенный газогенератор; *б* — газогенератор с существенным притоком подземных вод

Уменьшение концентрации CO и увеличение концентраций H_2 и CO_2 (особенно на расстоянии 30 м от дутьевой скважины) свидетельствует об интенсивном протекании реакции конверсии (16.9), продолжающейся по длине канала вплоть до 100 м.

В процессе ПГУ более существенное влияние оказывают водяные пары приточной влаги, что приводит к более высокой концентрации в газе CO_2 и более низкой концентрации CO, чем в случае, рассмотренном на рис. 16.3, *а*. В подтверждение этого на рис. 16.36 приведено изменение состава газа по длине канала подземного газогенератора с существенным притоком подземных вод. Протекание в канале реакции конверсии (16.9) снижает теплоту сгорания газа как из-за замены окиси углерода водородом, так из-за разбавления газа углекислотой.

В основе процесса газификации угля в канале лежат экзотермические реакции горения (16.1)—(16.5), которые происходят в так называемой кислородной зоне канала (зоне окислительных реакций). Именно в этой зоне происходит максимальное выделение тепла, которое должно обеспечить протекание эндотермических реакций восстановления двуокиси углерода и разложения водяного пара (16.6)—(16.8) в, так называемой, восстановительной зоне канала. Кислородная зона канала является источником энергии и исходных продуктов для последующего образования горючих компонентов газа.

Характерной особенностью подземной газификации угля в канале является то, что в кислородной зоне наряду с коксом присутствуют летучие вещества и влага угля и окружающих пород. Однако при этом определяющими реакциями являются гетерогенные реакции взаимодействия углерода коксового остатка с кислородом.

Интенсивность суммарного процесса горения углерода теоретически всегда зависит как от кинетики (скорости химического реагирования), так и от интенсивности подвода и отвода реагирующего газа и продуктов реакции. Роль этих двух резко различных по своему характеру факторов зависит от конкретных условий процесса горения.

Закономерности кислородной и восстановительной зон по типу протекающих реакций канал по направлению газового потока условно можно разделить на две части; в первой в газовом потоке еще содержится свободный кислород (по крайней мере до 1 об. %), вследствие чего в ней преобладают окислительные реакции — кислородная зона; во второй части канала проходят в основном восстановительные реакции — восстановительная зона (рис. 16.4).

Таким образом, от длины кислородной зоны и температуры выходящих из нее газов в значительной мере зависит минимально необходимое расстояние меж ду эксплуатационными скважинами (дутьевыми и газоотводящими), а также глубина превращения газовых компонент в горючие составляющие (CO, H_2, CH_4).

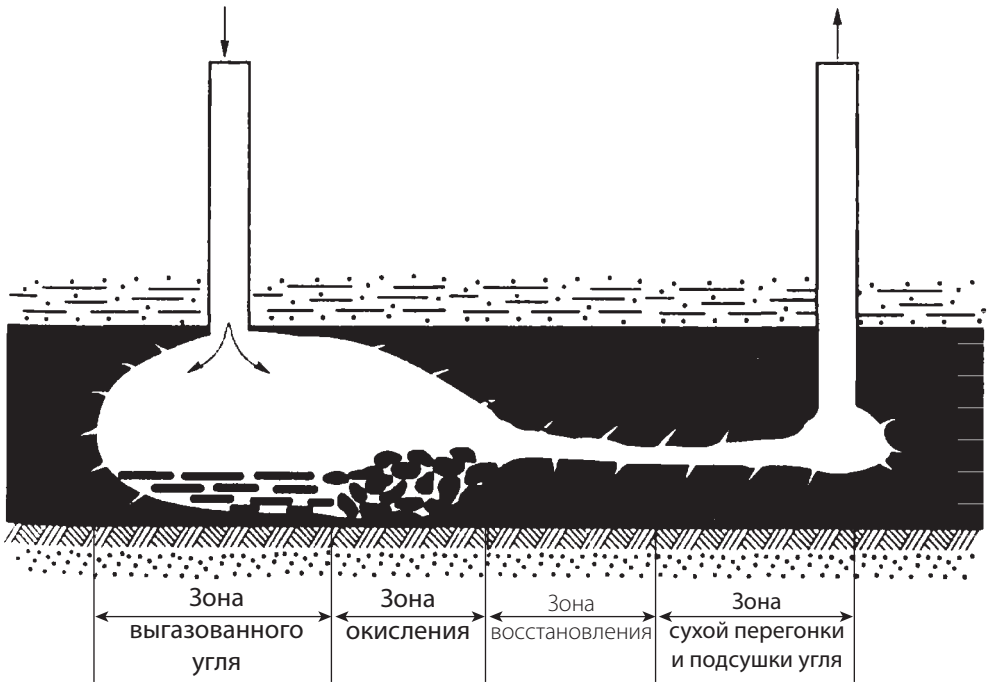


Рис.16.4. Принципиальная схема зональности в реакционном канале при ПГУ методом «потока»

В кислородной зоне гетерогенные реакции разогревают стенку и газ, в результате чего в последнем появляются горючие компоненты. Горючие компоненты сгорают в гомогенных реакциях, еще более разогревая газ и сокращая кислородную зону (как правило, она не превышает Юм).

В восстановительной зоне реакционная поверхность увеличивается за счет растрескивания угля вследствие температурного перепада, обусловленного эндотермическими реакциями внутри пор и микротрещин. Все это благоприятствует росту горючих компонент (CO, H_2) в сравнительно коротких угольных каналах (несколько десятков метров).

На рис. 16.5 показаны картины состояния газификационных каналов горизонтальных и наклонных угольных пластов.

В начальной стадии угольный пласт устойчив, породы кровли и почвы еще не вскрыты. Вся поверхность канала представляет собой термически подготовленный уголь, нижняя часть канала заполнена сплавившимися золой и шлаками.

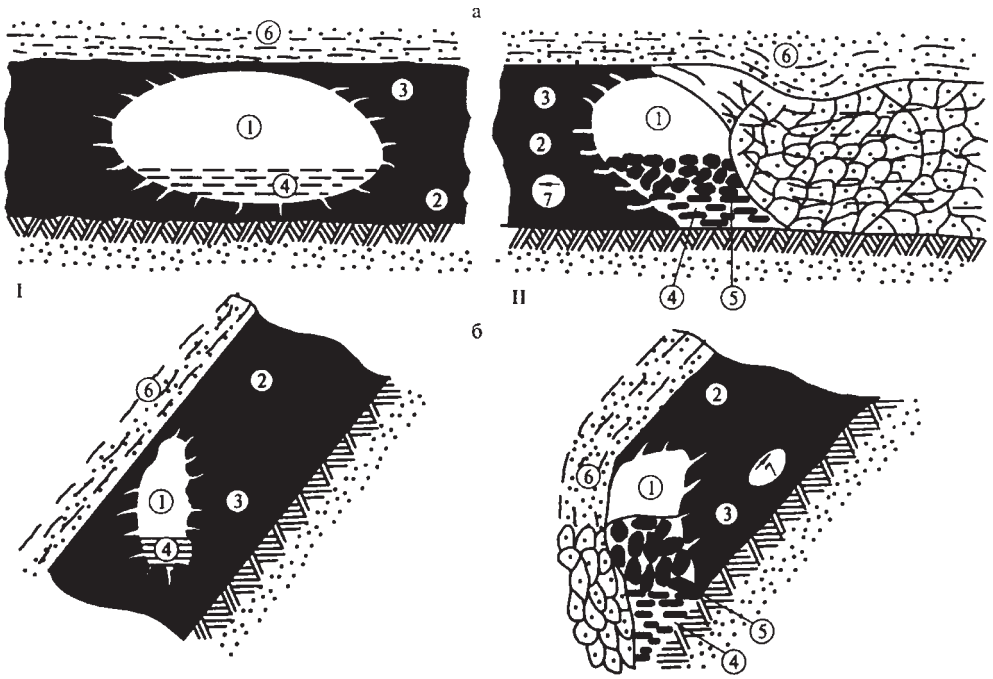


Рис. 16.5. Предполагаемая схема при подземной газификации горизонтального (*а*) и наклонного (*б*) угольных пластов:

I — начальная стадия реакционного канала; II — канал в стадии газификации; *1* — реакционный канал; *2* — угольный пласт; *3* — термически подготовленный уголь; *4* — шлак и зола; *5* — куски угля и кокса; *6* — порода кровли; *7* — направление выгазовывания угольного пласта

Согласно данным вскрытия подземных газогенераторов, прогрев угольного пласта до температуры 600—700 °С за счет теплопроводности угля при температуре реакционной поверхности огневого забоя 1400—1600 °С достигает 1,0—1,5 м. Это приводит к образованию достаточно протяженных макротрещин в угольном пласте. Процесс газообразования идет не только на внешней поверхности огневого забоя, но и на поверхности многочисленных внутренних трещин.

После выгазования угольного пласта на определенную ширину под влиянием горного давления начинается прогиб, а затем и обрушение пород кровли. При этом чем больше глубина залегания выгазовываемого угольного пласта и его мощность, тем при меньшем шаге выгазования начинается обрушение кровли. Кроме того, под влиянием горного давления раздавливается верхняя часть термически подготовленного, а следовательно, и механически непрочного угольного пласта.

Согласно такой последовательности формирования канала, установившаяся стадия газификации II характеризуется процессом газообразования не только на реакционной поверхности внешнего огневого забоя и внутренних разветвленных трещин, но и частично в слое отвалившихся кусков угля и кокса. При этом периметр такого канала образован не только активной углеродной поверхностью, но и инертными стенками кровли и почвы угольного пласта.

Остановимся на двух факторах, наиболее существенно влияющих на ход процесса. Один из них — удельный водоприток в зоны газификации. Только небольшая его величина благоприятно сказывается на процессе газификации. При достижении запредельного роста удельного водопритока снижается температура в зонах газификации, растет их длина, падает выход горючих компонент в извлекаемой газовой смеси. Согласно практическим данным эффективно эксплуатируемого подземного газогенератора удельный водоприток составляет примерно 0,6 $м^3$ воды на 1 т газифицируемого угля. Величина 0,6 $м^3$/т принята нами постоянной в расчетной модели.

Второй существенный фактор — размер реакционной поверхности или степень развитости реакционной угольной поверхности. При горении угля происходит неравномерный прогрев угольного пласта, а также возникают перегруженные области за счет развития выгазованного объема. Это приводит к растрескиванию и осыпанию угля, в результате чего реакционная поверхность угольного канала может существенно отличаться от видимой геометрической поверхности канала (со своим соотношением угольной и породной частей), учитываемой в газодинамических и те-

плофизических расчетах рассматриваемой модели. В связи с изложенным вводится новое понятие коэффициента увеличения угольной поверхности, определяемого отношением площади фактической реакционной поверхности к площади видимой геометрической поверхности.

Расчеты показали, что коэффициент увеличения угольной поверхности в кислородной зоне с ростом сечения реакционного канала увеличивается от 2—3 до 25. При этом длина зоны, как правило, не превышает 10 м.

В восстановительной зоне основные эндотермические реакции проходят на угольной поверхности. В газовой же фазе могут проявляться лишь реакции типа: $CO + H_2O = CO_2 + H_2$ и $CO + 3H_2 = CH_4 + H_2O$. Для образования горючих компонент в этой зоне, имеющей длину несколько десятков метров, необходима большая реакционная поверхность.

Рост величины коэффициента увеличения угольной поверхности в восстановительной зоне может быть объяснен протеканием эндотермических реакций не только на поверхности, омываемой газом, но и на внутренней поверхности пор и микротрещин. Последнее приводит к возрастанию температурного перепада между омываемой горячим газом внешней поверхностью канала и внутренней поверхностью, охлаждаемой за счет эндотермики. Температурный перепад приводит к растрескиванию угля и дополнительному увеличению реакционной поверхности угольного канала.

Особенности поведения горного массива. Процесс ПГУ происходит в толще пород, вмещающих угольный пласт или свиту пластов. На месте выгазованного угольного пласта образуется полость, в которую после обнажения до определенных размеров перемещаются породы кровли угольного пласта, на поведение и степень деформации которых влияют горное давление, а также высокотемпературный режим в газогенераторе, механические, термические свойства и структура пород.

Общие закономерности проявления горного давления, определенные для шахтной выемки угольного пласта, могут быть использованы при ПГУ.

Некоторые отличия в поведении пород при ПГУ и шахтных разработках связаны с количественными величинами их деформации: увеличением в объеме обрушенных пород под влиянием высоких температур, характером выгазования угольного пласта по мощности, направлением выгазования по площади в пределах подземного газогенератора, отсутствием крепления в призабойной зоне и т. д.

16.5. Факторы, влияющие на подземную газификацию

На характер и течение технологического процесса подземной газификации оказывают влияние и многие другие факторы, определяющие его две основные стороны: собственно химический гетерогенный процесс образования газа и гидродинамический характер взаимодействия дутья с реагирующей поверхностью топлива. Из них наибольшее значение имеют следующие:

*Температура в канале газификации***.** Высокая температура приводит к возрастанию скорости химического взаимодействия между реагирующими веществами (способствует удержанию суммарного процесса газообразования в диффузионной области).

Интенсивность нагнетания дутья и аэродинамика газовых потоков в значительной степени оказывают влияние на увеличение скорости диффузии и содействует удержанию суммарного процесса в диффузионной области. Однако опыты показывают, что после определенного предела дальнейшая интенсификация нагнетания дутья ведет к ухудшению качества газа (повышается концентрация CO2 и неразложившегося пара). Это указывает на переход процесса из диффузионной области в кинетическую (к реакционной поверхности подводится больше углекислоты и пара, чем это требуется по скорости химического взаимодействия между углекислотой и углем).

*Состав дутья***.** Одним из наиболее легких способов повышения температуры в канале газификации, а следовательно, улучшения качества газа, является повышение концентрации кислорода в дутье. Подземная газификация угля на воздушном дутье обладает тем недостатком, что в подземные газогенераторы подается 79 % балласта в виде азота, который приходится выводить из подземного газогенератора вместе с горючими компонентами и направлять потребителям.

Увеличение давления в подземном газогенераторе приводит к улучшению качества газа и снижению его влажности. Это объясняется вытеснением воды из канала газификации, а также тем, что пропорционально давлению увеличивается скорость массообменных процессов. Кроме того активизируется реакция метанообразования.

- *Увеличение зольности угля* вызывает значительное снижение теплоты сгорания газа, снижение качества газа и уменьшение выхода газа с 1 кг угля.

- *Мощность угольного пласта* существенно влияет на результаты подземной газификации. При ее увеличении уменьшаются потери тепла в окружающий горный массив.

- *Увеличение длины канала газификации* при постоянном дутьевом режиме и неизменной степени выгазовывания угля часто приводит к снижению качества газа за счет реакции $CO + H_2O = CO_2 + H_2$.

Для предотвращения провалов земной поверхности и прорывов газа при ПГУ крутопадающих пластов оставляются верхние охранные целики.

16.6 . Гидрогеологические особенности ПГУ

Как правило, на месторождения, где проводилась подземная газификация, угольные пласты залегали ниже уровня подземных вод, поэтому в канал газификации поступало то или иное количество воды.

Подземные воды — один из главным факторов, от которого зависит теплота сгорания газа и другие показатели процесса газификации.Избыточный приток подземных вод в реакционный канал снижает температуру, замедляя процесс газификации вплоть до его прекращения.

Степень обводненности месторождения обычно определяется рядом факторов, которые можно разделить на естественные, обусловленные природными условиями месторождения, и искусственные, обусловленные частичным изменением этих природных условий в результате проведения ПГУ.

К естественным факторам относятся: количество выпадающих атмосферных осадков, обнаженность коренных пород, наличие покровных слабопроницаемых отложений, геологическое строение и литология пород, наличие водоносных горизонтов и их взаимосвязь с угольным пластом, а также с поверхностными водотоками, проницаемость, мощность и изолированность самого угольного пласта.

Наиболее благоприятны условия, когда угольный пласт изолирован от вышележащих водоносных горизонтов и они удалены от угольного пласта на расстояние, находящееся за пределами зоны нарушения сплошности пород при их сдвижении над выгазованным пространством; уровень вод горизонте залегает ниже почвы угольного пласта или отделен от него надежным водоупором.

Гидрогеологические условия осложняются, когда на участках газификации угольный пласт недостаточно изолирован от выше и нижележащих водоносных горизонтов.

При сдвижении горных пород нарушается их сплошность, образуются дополнительные водопроводящие трещины, по которым подземные воды могут поступать в газогенератор.

Наибольшую опасность, как источник обводнения, представляют надугольные водоносные горизонты, залегающие в пределах зоны обрушения.

Высокая температура в газогенераторах, достигающая 1200 °С, также нарушает сплошность пород почвы и кровли. Установлено, что породы почвы прогреваются до 100 °С на глубину 2—3 м. В связи с этим, при наличии в почве пласта угля водоупорных пород, мощность которых незначительна, последние под действием высокой температуры теряют свои водоупорные свойства.

Искусственным фактором, препятствующим поступлению подземных вод в газогенераторы, в какой-то мере является избыточное давление газов в газогенераторе. С другой стороны, избыточное давление в газогенераторах способствует увеличению утечек газа и тем самым снижает выход газа в КПД газификации.

Следует отметить, что требования к осушению подземных газогенераторов более жесткие, чем к осушению горных выработок. Если на шахтах водопритоки в горные выработки в количестве 200—500 $м^3$/час не являются опасными и легко удаляются путем водоотлива, то при подземной газификации водопритоки в газогенератор в количестве 20—50 $м^3$/час могут существенно ухудшить технологический процесс, а нередко привести его к полному прекращению. Практикой показано, что водопритоки не должны превышать 0,5—1,5 $м^3$/т угля. Причем для углей с высоким содержанием золы и влаги водоприток в газогенератор вообще не допустим.

В связи с этим к гидрогеологическим исследованиям на участках угольных месторождений, предназначенных для подземной газификации пластов углей, должны быть предъявлены повышенные требования. При гидрогеологических исследованиях на угольных месторождениях кроме выполнения общепринятых видов работ (гидрогеологическая съемка, откачки, условия питания и производительность водоносных горизонтов и т.д.) необходимо определить:

- водопроводимость угольного пласта, а также покрывающих и подстилающих пород;
- водные свойства (максимальную водоотдачу и влагоемкость) угольного пласта и вмещающих пород;
- изменение режима подземных вод на участках действующих подземных газогенераторов.

Основным источником обводнения газогенераторов являются гравитационные воды, заключенные в трещинах и порах водоносных пород и свободно передвигающиеся под действием силы тяжести. Поступление свободных гравитационных вод зависит от водопроницаемости угольного пласта и боковых пород, от их мощности, напора подземных вод, гидравлической связи с ближайшими водоносными горизонтами, от условий питания и ряда других природных, а также и искусственных факторов (предварительное осушение, сдвижение пород над выгазованным пространством, наличие высокой температуры и давления).

Помимо гравитационных вод в процессе подземной газификации принимают участие и связанные воды, находящиеся в тесном взаимодействии с породами. Это химически связанные (конституционные и кристаллизационные), прочно связанные (гигроскопические), рыхло связанные (пленочные) и капиллярные воды.

Как гравитационные, так и связанные воды принимают участие в процессе ПГУ и поэтому существенным образом влияют на тепловой баланс газогенератора. Расчетами установлено, что расход тепла на испарение подземных вод составляет 6—9 % на хорошо дренированных участках и 30—37 % на обводненных участках с залеганием пластов небольшой мощности.

В подземный газогенератор вода поступает также вместе с дутьем. Количество влаги, находящееся в воздушном дутье, обусловлено влажностью воздуха, а при парокислородном дутье — количеством поданного пара.

При охлаждении газа на выходе из газоотводящих скважин в балансе влаги необходимо учитывать количество воды, поданной в скважину для охлаждения газа.

Перечисленные выше виды воды: приточные (гравитационные) воды, связанные воды угольного пласта и пород почвы и кровли, влага дутья, пирогенетическая и вода для охлаждения составляют приходную часть водного баланса.

Количество испаренной и разложенной влаги зависит от общего теплового состояния газогенератора и от количества поступающей воды в канал газификации. Влажность газа при газификации может изменяться в широких пределах, как правило, она не превышает 200—500 г/м^3 газа. При прорывах воды или при недостаточном осушении участков она достигает 1000 г/м^3 и более. Как правило, при таком поступления воды в газогенератор процесс газификации расстраивается.

16.7 . Основные направления исследований в области ПГУ

К основным направлениям исследований в области ПГУ следует отнести:

- оценку запасов угля под разработку методом ПГУ;
- поиск путей повышения энергетического и химического к.п.д. процесса подземной газификации углей;
- разработку технологии и технико-экономической оценки комплексного использования газов ПГУ в энергетике и химической промышленности;
- получение газа заданного состава, удовлетворяющего требованиям переработки его на химическую продукцию, разработку методов очистки и обогащения газов для обеспечения более экономичного его использования в химической технологии;
- разработку методов управления и контроля состава газов ПГУ;
- технико-экономическое обоснование целесообразности переработки газов ПГУ на химическую продукцию с учетом роста дефицита и стоимости природного газа и нефти;
- разработку методов очистки и их обогащения, а также разработать методы утилизации тепла и выгазованной зоны и газов ПГУ.

Для решения названных проблем уже сейчас необходимо определить перспективные угольные месторождения под разработку, провести исследования по усовершенствованию технологии (выбор оптимальной сетки скважин, методов сбойки, интенсивности и состава дутья и т.д.), определить пригодность существующих схем технологической переработки газов ПГУ, осуществить выбор и конструирование оборудования для скважин и наземного перерабатывающего комплекса, в том числе подбор термо- и коррозионностойких материалов и покрытий для скважин и наземных коммуникаций.

Стратегически газ ПГУ может использоваться как местный промышленный энергоисточник на базе работы комплексного предприятия «ПГУ-ТЭС».

Исключительно перспективен метод ПГУ для снабжения энергией Приморья, где целесообразно в районе ряда закрытых шахт строительство станций ПГУ.

Контрольные вопросы и задания

1. В чём сущность процесса газификации твердого топлива.

2. В чем условия подземной газификации угля отличаются от условий его наземной газификации?

3. Какова зональность процесса ПГУ.

4. Каковы основные технологические схемы ПГУ.

5. Какоы факторы, влияющие на эффективность процесса ПГУ.

6. Охарактерезуйте обрушение пород над выгазованным пространством.

7. Как влияет водопритока на состав газа ПГУ

8. Каково влияние содержания кислорода в дутье на состав газа ПГУ.

Литература

1. Аренс В.Ж., Семененко Д.С. Физико-химические методы разработки месторождений каустобиолитов. М., МГИ, 1971.

2. Крейнин Е.В., Федоров Н.А., Звягинцев К.Н., Пьянкова Т.М. Подземная газификация угольных пластов. М, Недра, 1982. С. 151

3. Лазаренко С.Н., Крейнин Е.В. Подземная газификация углей в Кузбассе: настоящее и будущее. Новосибирск, Наука, 1994. С. 221.

4. Крейнин Е.В., Дворников Е.В. Прогноз взаимодействия очага загрязнения с подземными водами. ДАН., 1999, т. 365, №3. С. 371-373.

5. Рубан А.Д., Кузнецов А.А., Капралов В.К. Переработка угля на месте добычи с получением электрической энергии. Уголь, 1999, №5.

6. Крейнин Е.В., Сильвестров Л.К. Научные исследования подземной газификации угля в Испании (по програме Европейского союза). Уголь, 2000, №2, С. 62-64.

7. Крейнин Е.В. Нетрадиционные термические технологии добычи трудноизвлекаемых топлив: уголь, углеводородное сырье. – М,:ООО «ИРЦ Газпром», 2004. – 302 с.

8. Крейнин Е.В. Экологическое и технико-экономическое обоснование строительства предприятий подземной газификации угля. Уголь, №2, 1997. С. 46—48.

9. Крейнин Е.В. Проблемы и перспективы замещения природного газа в ТЭБе страны углем. Уголь, 2000, №7.

10. Подземная газификация углей с комплексной переработкой газа на химическую продукцию (обоснование и программа НИР). М, ГИГХС, 1981.

11. Крейнин Е.В., Шифин Е.З. Математические методы процессов и газификации угля в канале подземного газогенератора. Физика горения и взрыва, 1993, №2. С. 21—28.

12. Бесков С.Д. Технологические расчеты. М., 1966.

17. ТЕРМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ДЛЯ ДОБЫЧИ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

17.1. Термические методы при разработке высоковязких углеводородов

Основные понятия и представления. Академик И.М. Губкин еще в 30-х годах считал, что обычные методы добычи нефти не могут обеспечить извлечение более 30—50%. С тех пор нефтяники разработали целую гамму новых методов воздействия на нефтяные пласты, интенсифицирующих нефтедобычу. Для воздействия на призабойную зону скважин и нефтяной пласт используются гидравлические удары высокой частоты как источник изменения колебаний, методы гидравлического разрыва пласта, кислотных обработок, заводнения (в том числе с ПАВ), физико-химического воздействия и др.

По определению М.Л. Сургучева, тяжелые нефти и битумы подразделяются по вязкости и плотности (табл. 17.1). В естественном состоянии в недрах они неподвижны или малоподвижны; содержать серу редкие элементы и асфальтеносмолистые компоненты. Эффективная разработка таких нефтей возможна только с использованием новых термических методов.

Минеральная база. Специалисты, оценивая мировые запасы высоковязких нефтей и битумов, считают, что их примерно в пять раз больше разведанных запасов обычных нефтей.

Таблица 17.1

Значение плотности и вязкости углеводородов

Углеводород	Вязкость, мПа-с	Плотность, кг/м^3
1. Нефти маловязкие	1—10	750—850
средневязкие	20—50	850—890
высоковязкие	50—1000	960—980
2. Тяжелые нефти (75% масел)*	1000—2000	860—1000
мальты (40—75% масел)*	2000—100 000	1000—1050
асфальты (25—40% масел)*	более 100 000	1050—1100
асфальтиты (15—20% масел)*	пластичны	

*остальное — смолистые компоненты

Прогнозные геологические ресурсы природных битумов в России оцениваются в 170 млрд т, основная их часть сосредоточена в Волго-Уральской (36 %) и Восточно-Сибирской (52 %) провинциях. Остальные их ресурсы (12 %) находятся в основном в Прикаспийской, Тимано-Печорской и Мангышлакской провинциях.

Промышленную ценность имеют, прежде всего, текучие и полувязкие битумы (ПБ), они отнесены к активным ресурсам, их битумонасыщенность превышает 10 %. Наиболее разведаны запасы ПБ в Волго-Уральской провинции на территории Татарстана (0,5 млрд т). Весьма перспективны ресурсы (0,7 млрд т) ПБ в Прикаспийской и Мангышлакской провинциях. В Тимано-Печорской и Восточно-Сибирской провинциях активных ресурсов природных битумов нет, и освоение их традиционными термическими методами проблематично. Необходимы новые технологии.

В Татарстане комплексная разработка ПБ + ТН (тяжелых нефтей) может достичь в ближайшие годы 3—3,5 млн т; в Прикаспийской провинции — 1 млн т и в Мангышлакской области — 0,2—0,3 млн т в год. Потенциальные их запасы оцениваются в 250—300 млрд т, что на порядок больше запасов нефти. В России запасы битумов выявлены в Волго-Уральской провинции, а запасы битумов Татарии оцениваются в десятки млрд т. Громадные запасы битумов разведаны в Восточной Сибири.

Шахтная и карьерная добыча битумов ведется на месторождении Керн Ривер с наземной переработкой битума.

Разработка тяжелых нефтей и битумов. Разработка тяжелых нефтей и битумов без подъема пустых пород на поверхность возможна только методами физико-химической геотехнологии. Для дренирования вязких нефтей и битумов требует бурения большого числа скважин на расстоянии между ними 5—20 м. Надо заметить, что на современном этапе бурение такого количества скважин экономически оправдано только из шахт.

На рис 17.1 показано, что для тяжелых нефтей и битумов только плотные сетки (0,01—0,05 га/скв или 50—100 скв на га) позволяют достичь равномерного прогрева и извлекаемости 25—50 %.

В настоящее время ведутся интенсивные работы по термическим методам добычи нефти. Варианты этих технологий представлены на рис. 17.2. По данным журнала Oil and Gas, годовая добыча нефти термическими технологиями равна 75,6 млн. м^3/год, что составляет 59 % мировой добычи нефти новыми методами.

Исследованиями А.М. Шейнмана, Э.Б. Чекалюка, Н.К. Байбакова, К.А. Оганова, А.Р. Гарушева и др. установлено, что созданием термических и

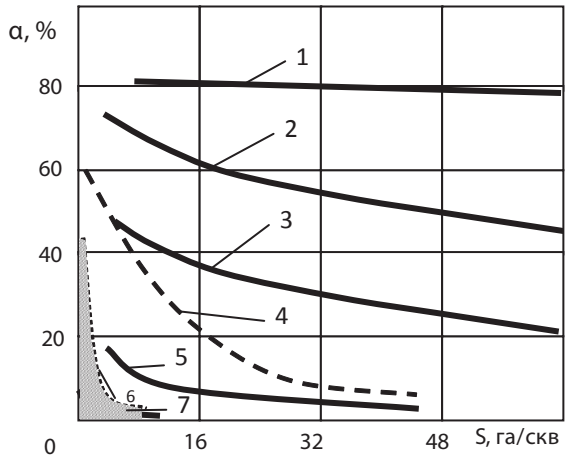


Рис. 17.1. Извлекаемость нефтей α в зависимости от плотности сетки скважин S и метода воздействия для разной вязкости μ:

1 — извлечение газа, μ = 0,01 мПа·с; *2* — заводнение, μ = 1—10 мПа·с; *3* — заводнение, μ = 20—50 мПа-с; *4* — тепловое воздействие, μ = 200—1000 мПа·с; *5* — заводнение, μ = 200—1000 мПа·с; *6* — тепловое воздействие, μ = 10^4—10^6 мПа·с; *7* — заводнение μ = 10^4—10^6 мПа·с; заштрихованная площадь — область, в которой возможна шахтная добыча нефти

термодинамических воздействий можно достичь условий резкого увеличения подвижности нефти в пласте.

Интересно предложение проф. Э.Б. Чекалюка по подземному растворению нефти водой с высокими термодинамическими параметрами. Лабораторные опыты К.А. Оганова показали, что система вода-нефть взаиморастворима при температуре свыше 300 °С и давлении более 20 МПа.

При подводе тепла к забою скважины с поверхности горячий теплоноситель нагнетают в пласт через ствол скважины, который является плохо изолированным проводником тепла. Это вызывает большие потери тепловой энергии (особенно в начале нагнетания). Тепловые потери находятся в прямой зависимости от разности температур теплоносителя и окружающих пород, а также от теплопроводности последних и количества вводимого тепла. Распределение температур по стволу нагнетательной скважины показано на рис. 3.3.

Нагревание пласта глубинными нагревателями происходит очень медленно. Так, если нагреть нефть на забое скважины до 250 °С и поддерживать эту температуру в течение 90 ч, то на расстоянии 1,2 м от скважины пласт нагреется до 40 °С, а на расстоянии свыше 2 м повышения температуры практически не будет. Поэтому промышленное применение данного метода ограничивается нагревом призабойной зоны.

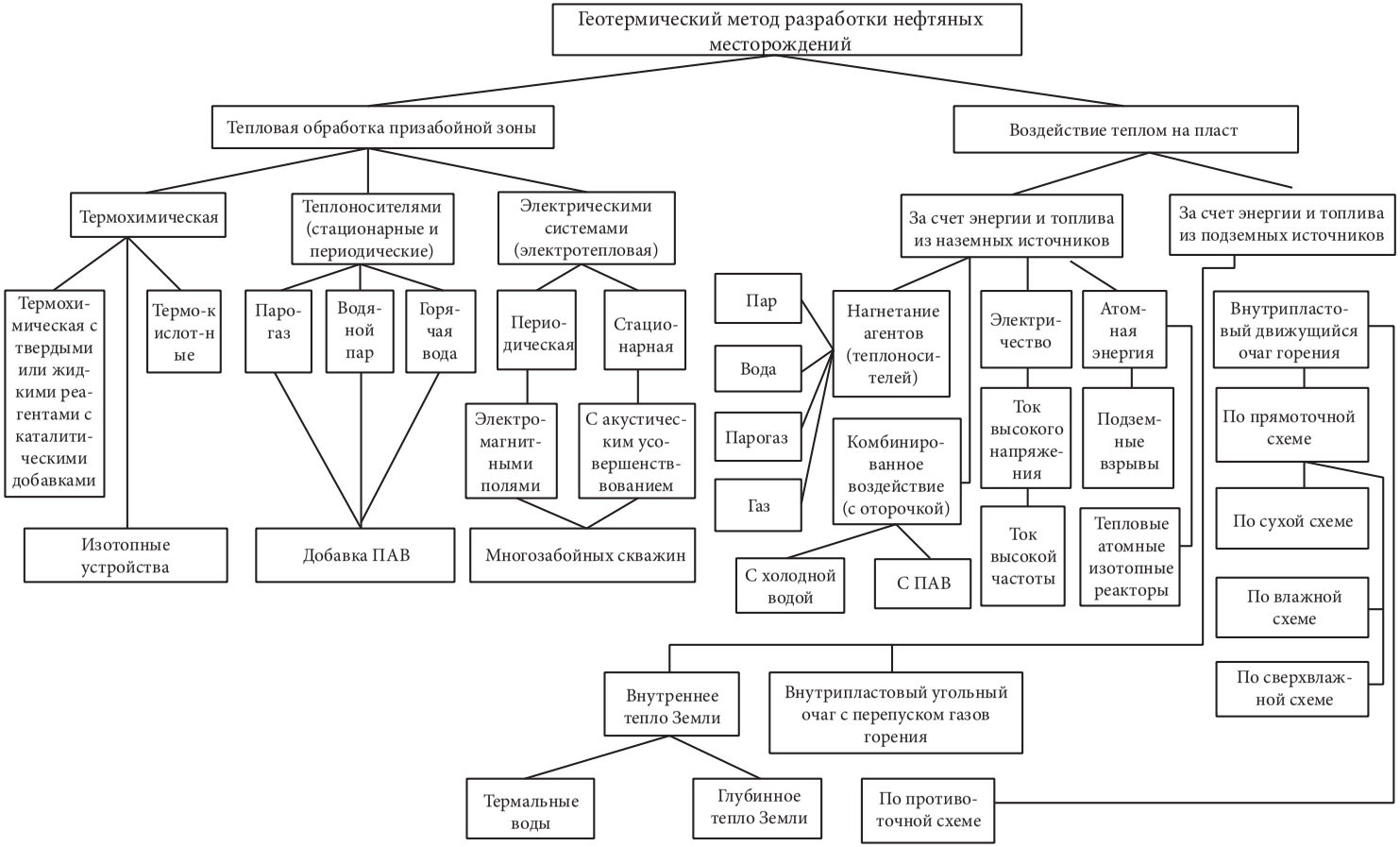
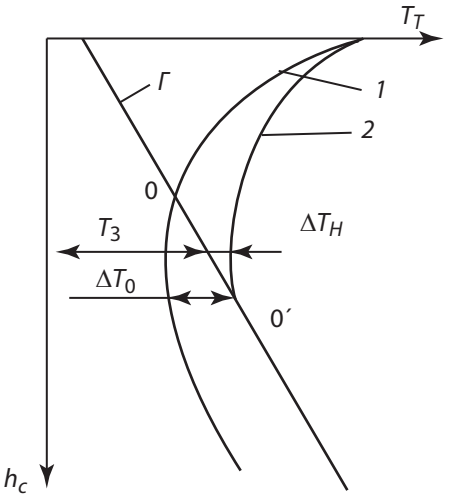


Рис. 17.2. Систематизация геотермического метода разработки нефтяных месторождений (по А.Б. Шейнману)

Рис. 17.3. График изменения температуры T_m нагнетаемого в скважину теплоносителя с увеличением глубины h_c скважины:
1, 2 — соответственно при малом и большом расходе теплоносителя; *Г* — геотермическое распределение температур; *0, 0'* — точки инверсии температуры; $T_з$, ΔT_0 и $\Delta T_н$ -соответственно температура в забое, охлаждения и нагревания



Воздействие на призабойную зону осуществляется устьевыми и глубинными нагревательными устройствами за счет горячей воды, пара, газа, термохимической и электротепловой обработки, а также их сочетанием с другими средствами воздействия (кислотной обработкой, ПАВ, гидроразрывом).

Метод электрического прогрева забоя скважин используется с 1930 г. Конструкция электронагревателей показана на рис. 17.4. Наибольшее распространение получили электронагреватели, работающие по принципу сопротивления или индукции. Эффективность электротепловой обработки в значительной степени зависит от правильности выбора скважины и интервала для прогрева. Продолжительность операции прогрева, а следовательно, и количество введенного в пласт тепла зависят от требуемой температуры прогрева. Минимальная температура прогрева определяется температурой плавления парафино-смолисто-асфальтеновых веществ и колеблется в пределах 45—55 °С. Максимальная температура прогрева ограничивается возможностью образования кокса при повышенных температурах (и на практике принимается равной 150—180 °С.)

Для уменьшения тепловых деформаций обсадных труб и снижения тепловых потерь нагнетание теплоносителя, как правило, ведется по специально опущенным трубам, отделенным от обсадных специальным пакером. Для снятия температурных напряжений подводящих труб используются всевозможные компенсационные соединения (рис. 17.5.)

Идея использования попутных нефтяных газов или самой нефти для подогрева призабойной зоны привела к созданию забойных горелок, которые используются как для борьбы с парафинизацией в призабойной зоне, так и для создания теплового очага воздействия на пласт в целом. В зависимости от используемого топлива забойный нагреватель называется газовой горелкой, (термоинжектором) или жидкостным термоинжектором. (рис. 17.6)

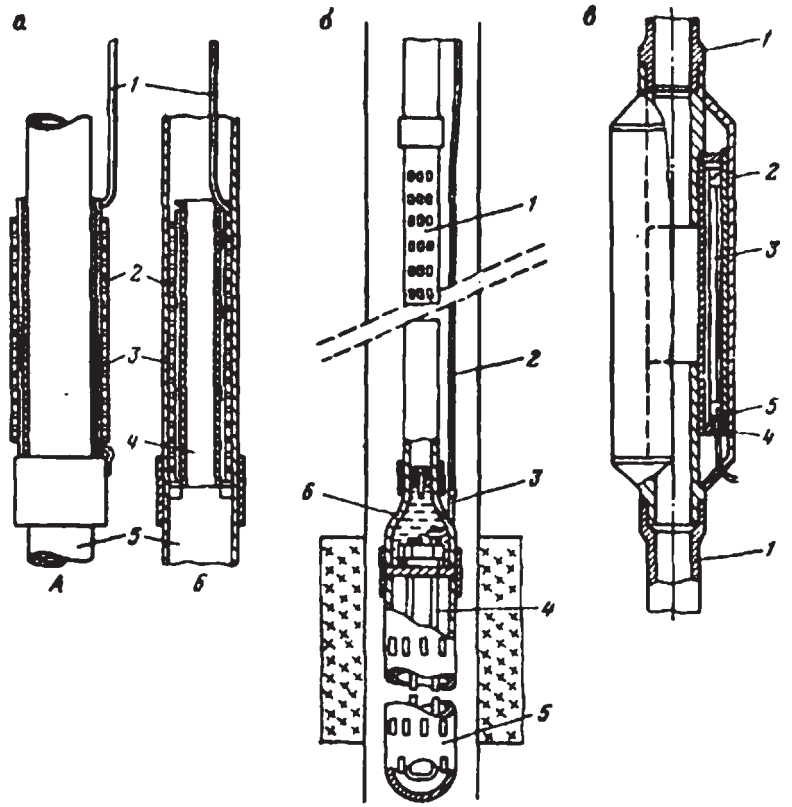


Рис. 17.4. Электронагреватели:
а — трубные (*А* —внешний, *Б* — внутренний): *1* — токопровод; *2* — изоляционный слой; *3* — провод накала; *4* — сердечник нагревателя; *5* — подъемная труба;
б — забойный: *1* — фильтр; *2* — кабель; *3* — сальниковый ввод; *4* — нагревательный элемент; *5* — кожух нагревателя; *6* — головка кожуха;
в — проточный с прямыми трубчатыми нагревательными элементами: *1* — насосно-компрессорная труба; *2* — кожух нагревателя; *3* — трубчатые нагревательные элементы; *4* — кабель; *5* – прокладка

В основе традиционных тепловых методов воздействия на нефтеносные пласты составляют процессы тепло- и массопереноса в пористых средах, а также химических превращений, протекающих в пласте при тепловом воздействии. Кроме того, на тепловые процессы, происходящие в пласте, влияет сильное торможение тепловых эффектов из-за большой инертной теплоемкости пористого тела пласта и неизбежных тепловых потерь через кровлю и почву пласта.

Наличие в пористой среде температурных градиентов приводит к возникновению свободной конвекции вследствие изменения плотности

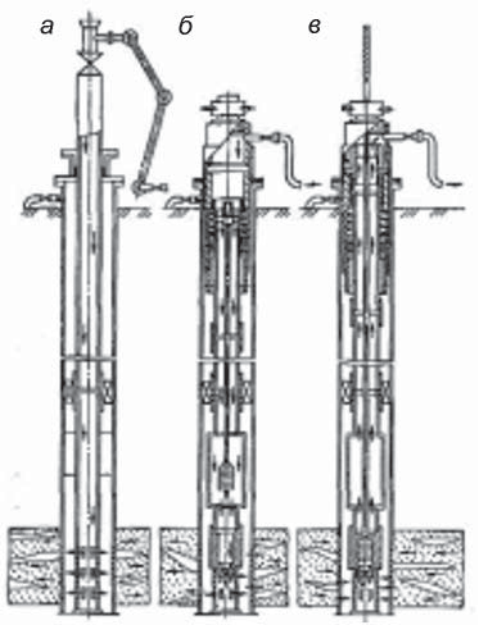


Рис 17.5. Усовершенствованные варианты оборудования и обвязки устья паротепловых скважин:
а — сальникового устройства, обеспечивающего взаимную подвижность обсадной и насосно-компрессорных колонн; *б* и *в* — телескопических устройств, обеспечивающих удлинение насосно-компрессорных труб соответственно без подъема насоса и в процессе отбора жидкости

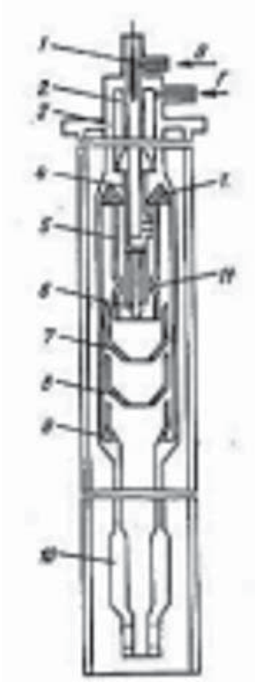


Рис. 17.6. Термоинжектор:
1 — запальное устройство; *2* — центральный лифт; *3* — наружный лифт; *4* — форкамера; *5* — воздухораспределитель; *6* — сальник; *7*, *8* — секции жаровых труб; *9* — камера сгорания; *10* — насос; *11* — кожух; *12* — посадочное гнездо

внутрипластовых жидкостей и газов. Следовательно, в процессе изучения термического воздействия на нефтеносный пласт необходимо рассматривать влияние давления, температуры и состава на равновесие в системе “коллектор-нефть-вода-газообразное вещество”.

Существенное значение в суммарном процессе имеет вынужденная конвекция, обусловленная нагнетанием в пласт теплоносителя. На практике применяют пар, горячую воду, дымовые газы, отдельные углеводороды.

Однако конвективный поток ограничивается приемистостью скважины, свойствами нагнетаемого теплоносителя и совершенно не зависит от условий теплопроводности пласта. Путем подбора количества и качества нагнетаемого теплоносителя можно регулировать темпы процесса теплового воздействия на пласт.

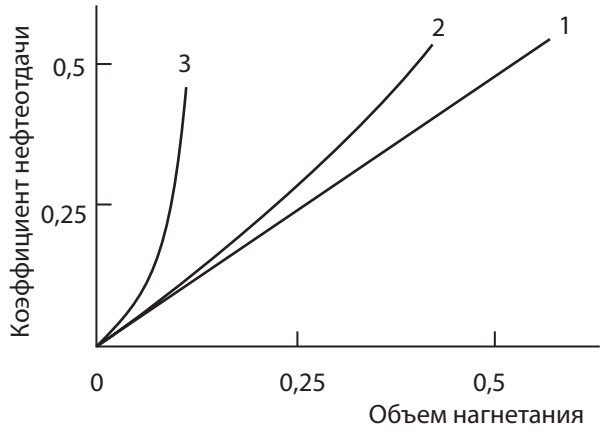


Рис. 17.7. Зависимость коэффициента нефтеотдачи от количества нагнетаемых воды и пара:

1 — изотермическое вытеснение; *2* — вытеснение нагретой водой; *3* — вытеснение паром

Нагнетание горячих теплоносителей в нефтеносный пласт прежде всего приводит к снижению вязкости углеводородного сырья с ростом температуры последнего. При изотермическом вытеснении зависимость носит линейный характер. Наибольший угол наклона кривой — при вытеснении паром. (рис. 17.7.)

Наибольший промышленный опыт применения теплоносителя при добыче вязких нефтей накоплен на Ярегском месторождении (Коми). Обычно под тепловым воздействием находится участок земли около 200—250 га. Площадь разрабатывается 15 уклонными блоками, на которых действуют 4192 добывающих и 11795 паронагнетательных скважин. Суть технологии ясна из рис. 17.8. Нефтеотдача достигает 50 %. Удельный расход пара 2,5 т/т.

В Татарии велись исследования по добыче битума через скважины с помощью разогрева токами высокой частоты (Саяхов Ф.Л., Перов Н.В. и др.), но сколько-либо перспективных результаов да настоящего времени нет.

Еще одним методом интенсификации способов разработки месторождений тяжелых нефтей и битумов является технология внутрипластового движущегося очага горения (ВДОГ).

Идея технологии состоит в создании в пласте внутрипластового движущегося очага горения (ВДОГ) за счет частичного сжигания нефти, точнее, коксоподобного остатка, остающегося после внутрипластового пиролиза. В процессе усовершенствования технологии тепловой обработки

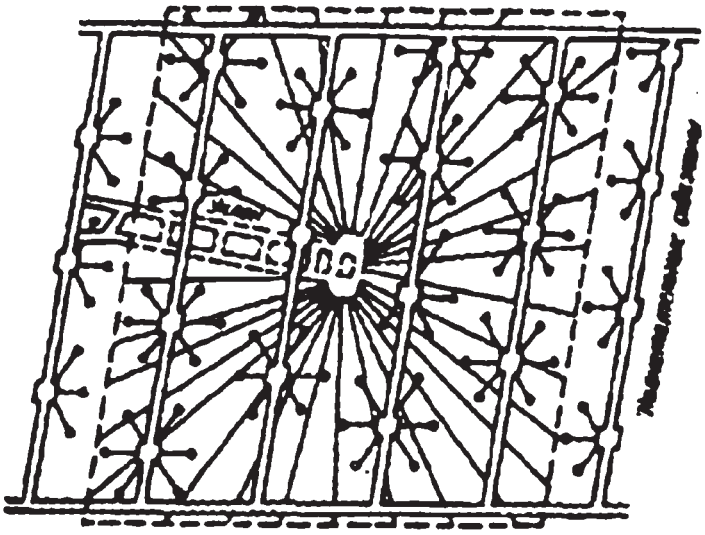


Рис. 17.8. Схема теплового воздействия на пласт при подземной переработке нефти

пласта было предложено создавать вокруг скважины высокотемпературную зону определенного радиуса, а затем нагнетать ненагретую воду, которая перемещает «тепловую оторочку» по пласту, увеличивая зону охвата тепловой обработки.

ВДОГ применяется с 50-х гг., в основном на месторождениях тяжелой нефти. Чаще всего нефть вытесняется от нагнетательной скважины к призабойной зоне другой эксплуатационной скважины. Иногда этот метод применяется для периодического теплового воздействия на прискважинную область, при этом периоды горения чередуются с периодами нефтедобычи.

Метод ВДОГ позволяет избавиться от тепловых потерь в скважинах при нагнетании горячих теплоносителей. Теплота горения используется для повышения температуры коллектора и нефти, часть энергии рассеивается в окружающие породы.

При создании в пласте очага горения помимо самого процесса горения осуществляется также и конвективный перенос тепла потоком воздуха и продуктами горения. Существенное влияние на изменение температуры в элементе объема пористого тела оказывают в основном выделение тепла при горении и баланс теплопроводных и теплоконвективных потоков. В качестве окислителя может использоваться атмосферный воздух, закачиваемый в пласт, в качестве топлива — часть остаточной пластовой нефти или закачиваемая в скважину газовоздушная смесь.

Горение в нефтяном пласте можно осуществить лишь при наличии в нем тяжелой нефти, оставляющей за собой при вытеснении и нагревании достаточное количество кокса. Горение легкоподвижной нефти не позволяет создать стационарный очаг горения. Для стабилизации горения в нефтяной пласт необходимо доставлять недостающее количество топлива вместе с воздухом. По пути движения очага горения ширина горючей зоны в пласте увеличивается. Это приводит к повышению расхода тепла на тепловую обработку пласта и ускорению темпов обработки.

Технология создания очага горения в пористой среде заключается в следующем. Сначала при помощи забойной горелки или электронагревателя поднимают температуру в забое до точки самовоспламенения кокса, а затем нагнетают в скважину воздух. Максимальный экономический эффект процесса (минимальные тепловые потери и расход горючего) обеспечивается предельно высокими темпами нагнетания воздуха при предельно низкой температуре горения.

При нагнетании в скважину горючей газовоздушной смеси температуру в зоне горения можно регулировать с поверхности путем изменения состава смеси.

Технология ВДОГ предложенная Е.В. Крейниным, основана на создании в нефтеносном пласте протяженного бурового канала, воспламенении нефтепродукта в нем, огневой проработке бурового канала с образованием по всей его длине воспламененной поверхности.

17.2. О возможности добычи озокерита методами ФХГ

Озокерит (от греч. **ozo** — пахну, и **keros** — воск) (горный воск) — природный углеводород, который относится к группе нефтяных битумов, иногда озокерит условно относят к минералам. Является смесью высокомолекулярных твёрдых насыщенных углеводородов (обычно состоит из 85-7% углерода и 14-3% водорода), по виду напоминает пчелиный воск, имеет запах керосина.

Удельный вес — от 0.85 до 0.95, причем определено, что удельный вес возрастает с ростом температуры плавления. Температура плавления — от 58 до 100 °С. Вязкость — одно из важнейших физических свойств озокерита — зависит от температуры плавления, с уменьшением которой падает. При застывании восковые материалы резко сокращаются в своем объеме. В зависимости от типа кристаллической структуры величина усадки достигает 10—16 %.

Озокерит в рудной массе (песчаники, сланцы) встречается следующих видов.

- Пленочный — микроскопически тонкая пленка, обволакивающая каждую частицу породы; Содержание пленочного озокерита по отношению к общему содержанию озокерита в руде Бориславского месторождения 55—65%.

- Поровый — как правило, встречается в сочетании с пленочным озокеритом составляет всего 30-35% от общей массы озокерита.

- Полуйка — породные брекчии, обильно пропитанная озокеритом; встречается в виде гнезд, невыдержанных ни по простиранию, ни по падению.

- *Примазки* — тонкие пленки, покрывающие отдельные куски сланца, песчаника

- Жильный — встречается в виде жил от 1 до 30 см. Жилы озокерита встречаются в твердых трещиноватых породах — глинистых сланцах и реже в песчаниках.

Озокеритоносность пород месторождения как по площади, так и в вертикальном направлении весьма неравномерна, что объясняется изменчивостью коллекторских свойств вмещающих пород.

Озокерит — ценное полезное ископаемое. К основным продуктам, получаемым из озокерита, относится церезин.Наиболее важное значение имеет церезин из озокеритов в производстве пластичных консистентных смазок. Добавка церезина в смазки придает им исключительное свойство — длительное время сохраняться на металле и предохранять его от коррозии. Особое значение озокерит и церезин приобретают в связи с тем, что создаваемые ими тончайшие пленки обладают чрезвычайно высокой, если не абсолютной, непроницаемостью для водяного пара, что позволяет сохранять постоянными их диэлектрические свойства. Благодаря этим свойствам озокерит был использован для изоляции кабеля, проложенного через океан между Европой и Америкой. Озокерит в медицине начал применяться при лечении травм огнестрельных ран. Он характеризуется большой теплоемкостью и сравнительно низкой теплопроводностью, его теплоудерживающая способность в 3 раза больше, чем грязей, и в 1,5 раза больше чем парафина. Теплоудерживающая способность озокерита особенно характерна в момент перехода его из жидкого в твердое состояние. В этот момент фазового изменения постепенно выделяется большое количество тепла благодаря эндотермическому процессу кристаллизации.

Озокерит обладает комплексом ценных для медицины биологических и физико-химических свойств, болеутоляющими и рассасывающими

свойствами. Он воздействует на вегетативную нервную систему, вызывает расширение сосудов. Озокеритовая физиотерапия нашла себе применение при лечении самых разнообразных болезней. Медицинский озокерит является одним из основных лечебных факторов курортов Трускавец, Моршин и др. Озокерит широко используется и в других отраслях промышленности.

Таким образом, экономический интерес в добыче и переработке озокерита очевиден. Существуют современные технологии по экстракции озокеритовой руды и производству готового продукта.

Месторождения озокерита на земном шаре сравнительно редки. Озокерит добывается в тридцати различных странах, самые известные месторождения находятся в Нортумберленде, Уэльсе, Шотландии, на полуострове Челекен и в Юте (хотя последний источник уже почти полностью истощён). Имеются незначительные месторождения в Румынии, Франции, Испании (провинция Верона), Италии (Болонья), Венгрии, Китае, Африке и Египте. Залежи озокерита располагаются по обе стороны Карпат, однако единственными местами добычи озокерита здесь являются города Борислав (Львовская область, Украина), Старуня и Двиняч (Польша).

На территории стран СНГ разработка озокеритовых месторождений велась или ведется как открытым (месторождение Шорсу), так и подземным способом (Бориславское месторождение). Специфические особенности эксплуатации озокеритовых месторождений заключаются в обильной насыщенности руд многими токсичными и взрывоопасными газами, а также в их нефтеносности.

Переработка озокеритовых руд также связана с целым рядом трудностей. До недавнего времени применялись два способа их переработки: выварка горячей водой и экстрагирование озокерита из руд растворителями.

Последний (экстрагирование озокерита из руд бензином) использовалось на месторождениях Бориславском и Шорсу. Выварка озокерита водой характеризуется низким коэффициентом извлечения (40—45%), большими расходами топлива, рабочей силы и тяжелыми условиями труда; экстрагирование озокерита сопровождается значительными потерями растворителя.

Ряд убыточных озокеритовых рудников закрыт; работающие предприятия находятся на грани рентабельности. Это определяет необходимость поиска путей повышения эффективности разработки озокеритовых месторождений. Для разработки озокерита перспективны бесшахтные, физико-химические методы его добычи, основанные на использовании

физических свойств озокерита (низкая температура плавления, легкая растворимость).

Физико-химические методы добычи озокерита. Подземная выплавка. Физические свойства озокерита — меньший удельный вес посравнению с водой и свойство плавиться при температуре 68—86 °С — могут быть использованы для его добычи на месте залегания методом подземной выплавки.

Процесс разработки представляет собой комплекс разнородных тепловых и гидродинамических явлений, основанных на теплообмене между теплоносителем (горячая вода), подаваемым через скважины, и рудным массивом. В ходе разработки месторождения одновременно идут процессы нагнетания воды, ее фильтрации по пласту, плавления и откачки озокерита.

Управление процессом добычи осуществляется путем закачки в пласт теплоносителя, размещения скважин по месторождению, установления оптимального их количества и порядка ввода в эксплуатацию, поддержания режима работы и баланса пластовой температуры и т.д.

Добычные скважины бурят обычными буровыми станками и обсаживают до рудного тела. Затем обсадная труба цементируется и продолжается бурение руды на всю мощность.

В пробуренную скважину вставляется колонна водоподающих труб. Горячая вода через перфорации в нижней части трубы проникает в залежь и, фильтруясь по ней, расплавляет озокерит, который всплывает, и по межтрубному пространству между обсадной и водоподающей колоннами за счет давления нагнетаемой воды периодически выдается на поверхность.

Для увеличения извлечения озокерита из залежи с водой целесообразно нагнетать поверхностноактивные вещества.

Подземная экстракция. Метод подземной экстракции озокерита из руд основан на свойствах озокерита растворяться в различных растворителях. Так растворимость озокерита в г на 100 г при 20 °С петролейный эфир 8,48; скипидар 5,21; толуол 3,34; хлороформ 3,61; бензол 1,75; ацетон 0,209.

С повышением температуры растворимость озокерита резко возрастает, причем при расплавлении он хорошо смешивается с бензином, бензолом, ацетоном, дихлорэтаном в любых соотношениях, образуя истинный раствор. Полученный продукт — мицеллу — перерабатывают в трубчатой печи и ректификационной колонне с получением озокерита-сырца и дальнейшим получением раздельно высокоплавких (85 °С) средних (75 °С) и низкоплавких фракций церезина. Бесшахтная добыча может быть органи-

зована как через индивидуальные, так и групповые (по примеру подземного выщелачивания металлов) скважины.

17.3. О возможности добычи при родных газогидратов методами ФХГ

Газовые гидраты представляют собой кристаллические соединения типа MnH_20, в которых вокруг газа с молекулярным весом *M* удерживается n молекул воды через водородные связи. В зависимости от термобарических условий количество удерживаемой воды колеблется от 6 до 17.

В качестве гидратообразования могут быть углеводороды, но и другие газы. Известны не только индивидуальные, но и смешанные газогидраты.

Один объем воды связывает 70—120 объемов газа, при этом газовые гидраты нестабильны, с изменением температуры и давления идет перестройка кристаллической структуры. Внешне газогидраты напоминают мокрый спрессованный снег, переходящий в лед, но могут выглядеть и как кристаллы разнообразной формы.

Устойчивость и состояние смеси газообразных углеводородов, льда и воды зависят от давления и температуры. Примеры фазовых диаграмм для данной системы приведены на рис. 17.9.

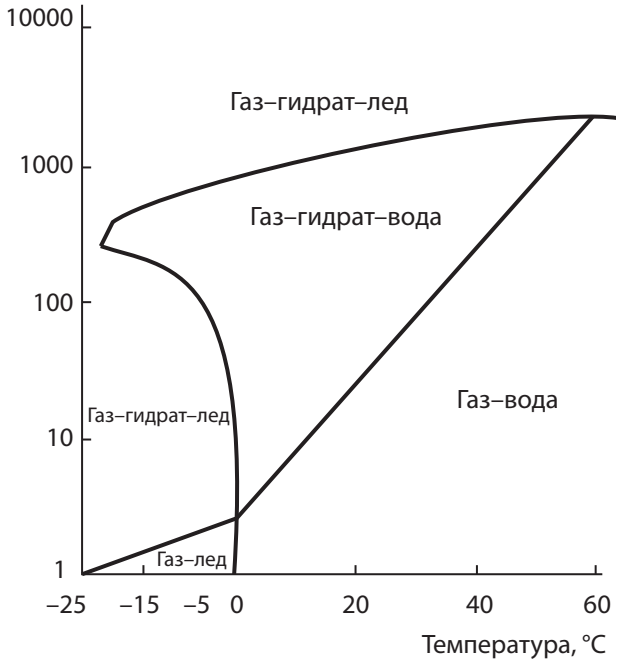


Рис.17.9. Диаграмма фазового состояния газогидратов

Почти 200 лет до того, как их нашли в природе, гидраты газов получили искусственным путем в лаборатории. Первым, кто их наблюдал был Джозеф Пристли (1778). Он получил необычный лед — гидрат сернистого газа, который существовал при положительных температурах и, в отличие от обычного гексагонального льда, тонул в водных растворах SO. Спустя

34 года английский химик Хамфри Дэви получил аналогичные кристаллы гидрата хлора и охарактеризовал их. XX век стал эпохой активного изучения гидратов. Газовые гидраты долгое время оставались предметом исключительно теоретического исследования, до тех пор, пока в 30-х годах прошлого века в США не ввели в эксплуатацию первые магистральные газопроводы. И тут выяснилось, что гидраты метана забивают зимой трубы.

Если гидратная пробка прочно связывается с поверхностью трубопровода, то она надолго может перекрыть поток газа и нефти. Это настолько осложняет технологам жизнь, что с тех пор не прекращаются поиски способов борьбы с гидратообразованием. Главных способов известно два: сушить газ и добавлять ингибиторы процесса.

Основной применяемый сегодня ингибитор — это метанол. Если сделать анализ бытового газа зимой, в нем обязательно обнаружится метиловый спирт, который добавляют в природный газ, чтобы не образовались пробки в трубопроводах. Интерес к газогидратам постоянно растёт и публикаций насчитывают уже более тысячи, запатентовано огромное количество технологий по практическому использованию газовых гидратов, причем среди них есть весьма перспективные. Холодильные циклы, опреснение воды, хранение природных газов в газогидратном состоянии, гидратная осушка газа, приготовление шипучих напитков и их охлаждение, концентрирование соков, хранение и консервирование продуктов. Возможно хранение и транспортировка природного газа в газогидратном состоянии вскоре будут осуществлены на практике. Массового внедрения, однако, пока нет, поскольку практически во всех проектах не хватает окончательной технической проработки и экономического обоснования.

Впервые возможность существования углеводородных гидратов в природе пресказал в 1946 г. И.Н. Стрижов: «Не будет ли весь углеводородный газ находиться в составе гидрата, т.е. в твердом виде? Не придется ли эти месторождения разрабатывать как месторождения твердых ископаемых?» В 1965—1966 годах, доцент МИНХиГП им.И.М.Губкина Ю.Ф.Макогон доказал возможность существования газогидратных залежей, в которых сосредоточены огромные запасы твердого газа. В 1967 г. было обнаружено в Заполярье первое газогидратное месторождение и через два года уже начиналась его разработка. В верхней части Мессояхского месторождения природный газ находился в гидратном состоянии, а под ним — в свободном. Небольшое по масштабам месторождение сыграло роль катализатора в развитии исследований природных газогидратов во всем мире. В 1969 г. было зарегистрировано научное открытие группы ученых (Ю.Ф. Макогон,

Ф.А. Требин, В.Г. Васильев, Н.В. Черский и А.А. Трофимук), посвященное обоснованию существования природных газогидратов в твердом состоянии.

Запасы газогидратов в мире колоссальны и составляют $16 \cdot 10^{12}$ т н.э. (тонн нефтяного эквивалента). При этом 98 % этих запасов рассредоточено в акваториях Мирового океана на глубине до 700 м в донных осадочных породах, а всего лишь 2 % — в прибрежной материковой полосе.

Прибрежные ресурсы газогидратов оцениваются величиной порядка 300 трлн $м^3$ газа, что в несколько раз превышает доказанные запасы природного газа, отсюда повышенный интерес во всем мире к проблеме извлечения газовых гидратов. На рис.17.10 приведены прогнозные данные по залежам газовых гидратов в различных странах мира.

По оценкам ВНИИГаза, на 30 % территории России существуют условия для накопления гидратов природного газа, причем их запасы на континентальной и шельфовой части оценивают в 100—1000 трлн $м^3$, а их освоение только на суше Приполярья, могло бы полностью удовлетворить потребность в энергии районов Крайнего Севера, Чукотки, Приморья, Дальнего Востока.

Многие специалисты-энергетики считают, что разработка месторождения газогидратов может быть не менее рентабельной, чем разработка крупного месторождения свободного газа, залегающего в подобных геологических и климатических условиях. По оценкам, энергия, которую можно получить из газа разложившихся гидратов, более чем в 15 раз превышает энергетические затраты, необходимые для их добычи.

Мессояхское газогидратное месторождение расположено за полярным кругом на левом берегу Енисея, его газом снабжается г. Норильск. Горногеологические условия:глубина газогидратной залежи — около 850 м, глубина мерзлых пород — 420—480 м, продуктивная толщина — 76 м. Горнотехнические параметры: средняя пористость — 25 %, средняя водонасыщенность — 40 %, гидратонасыщенность порового пространства — 20—40 %. Термобарические условия: начальное пластовое давление — 7,8 МПА; температура у кровли залежи — минус 8 °С, у почвы — минус 12 °С. Горнотехнические и термобарические условия Мессояхского месторождения можно считать типовыми для прибрежных газогидратных залежей.

Упомянутые термобарические условия являются равновесными, и нарушение их (снижение давления и повышение температуры) должно сопровождаться переходом газа из разновесного гидратного в неравновесное газообразное состояние.

Рис 17.10. Мировые ресурсы газогидратов

На Мессояхском месторождении основной технологический принцип заключался в простой разгрузке добычных скважин путем их периодического сообщения с низконапорным газоотводом. В результате такой технологии пластовое давление снизилось с 7,8 до 6,2 МПа и дебит скважины составлял 100—150 тыс. $м^3$/сутки. Ежегодный отбор из 8 добычных скважин равнялся 200—400 млн $м^3$ газа, а за 30 лет эксплуатации месторождения было добыто около 12 млрд $м^3$ газа.

Основные технологические возможности извлечения газа. Основные направления в технологиях извлечения газа из газогидратных месторождений, вероятно, должны основываться на создании в залежи неравновесных термобарических условий.

В Канаде и Японии пробуют повышать температуру выше равновесной. В Дортмундском университете предложили новую технологию добычи газогидратов. Проект предполагает прокладку специального трубопровода с платформы на поверхности моря до залежей газогидратов на морском дне. Особенность его в том, что у трубы двойные стенки. Это как бы два трубопровода, один из которых пропущен сквозь другой, — по внутренней трубе к месторождению подается морская вода, нагретая до 30—40 °С, начинается фазовый переход, и пузырьки газообразного метана вместе с водой поднимаются по внешней трубе наверх. Там метан отделяется от воды, отправляется в цистерны или в магистральный трубопровод, а теплая вода возвращается вниз, к залежам газогидратов. Стоимость проекта оценивается в 100 миллионов евро. Эта же технология обсуждалась в России еще в начале 70-х годов прошлого века.

На рис. 17.11 приведено предложение ученых РГУ НГ им. И. М. Губкина. В его основу положена многоствольная система горизонтальных скважин из двух вертикальных устьев. Горизонтальные окончания, пробуренные из обоих устьев, соединяются с помощью навигационных систем. Крайние горизонтальные скважины продуваются внешним теплоносителем, а средняя служит для отвода выделившегося газа в результате прогрева газогидратной залежи. Рассматривается также вариант использования в качестве теплоносителя жидких радиоактивных отходов, размещаемых в подошве газогидратной залежи.

Перспективно воспользоваться рассмотренными нами выше термическими методами добычи полезных ископаемых. Возможно сжигание части углеводородного сырья на месте его залегания и использование образовавшихся горячих продуктов для прогрева продуктивного пласта способствует результативному решению задачи добычи газа.

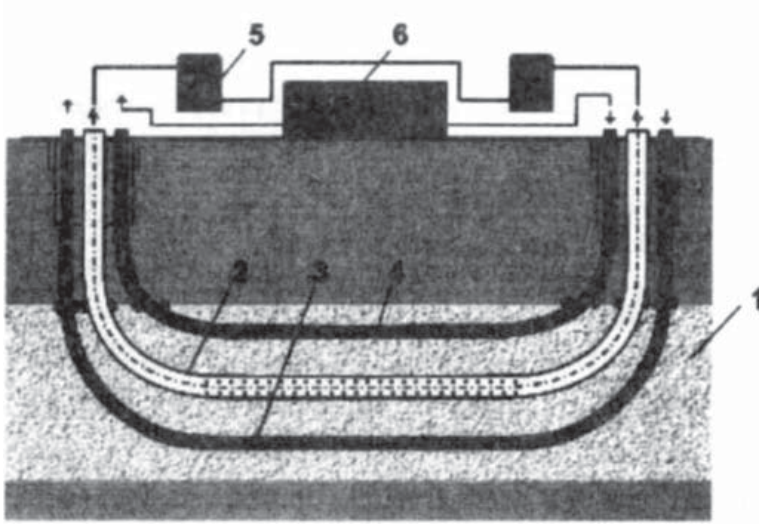


Рис. 17.11. Тепловой метод разработки газогидратной залежи :
1 — газогидратная залежь; *2* — добывающая система; *3*, *4* — нагнетательная система; *5* — оборудование подготовки газа; *6* — оборудование по закачке теплового агента

Размышляя о методах разработки газогидратов важно помнить, что высвобождение газа из залежей нужно постоянно контролировать, поскольку неконтролируемый выход больших объемов газа — это взрыв. А между тем даже небольшое смещение фазового равновесия ведет к быстрому фазовому переходу, в результате чего образуется огромный газовый пузырь, объем которого во много десятков раз превышает первоначальный объем кристаллов.

17.4. Подземная газификация и перегонка сланцев

Основные понятия и представления. Подземной перегонкой и газификацией горючих сланцев называется термохимический процесс перевода сланцев на месте залегания в газообразные и жидкие продукты. При этом под газификацией сланцев понимается комплекс процессов, происходящих при подаче в залежь дутья, содержащего кислород, при этом высокая температура поддерживается преимущественно за счет экзотермических реакций в залежи. Под подземной перегонкой понимается комплекс процессов, происходящих в залежи без доступа воздуха, при этом высокая температура в залежи обеспечивается подачей нагретого газообразного нейтрального теплоносителя.

Физико-геологическая характеристика горючих сланцев. Сланцами называют однородные породы с тонкослоистой структурой и хорошо заметной сланцеватостью. В сланцах различают минеральную часть (**акаустобиолиты**) и органическую, называемую **каустобиолитами**.

Акаустобиолитовая часть нередко перемешана с чисто минеральными образованиями. В основном акаустобиолиты (минеральная часть сланцев) представлены известняками, доломитами, частично песчаниками, очень часто глинами, содержащими избыточную кремнекислоту. В примесях обычно гипс, фосфориты, маркизит, окислы железа, пирит. Высокой карбонатностью отличаются в основном прибалтийские сланцы. Карбонатность сланцев остальных месторождений не превышает 2—12%.

Органическая часть сланцев может быть разбита на две категории: гумусовые и сапропелитовые каустобиолиты. Очень часто кероген сланцев (чистое беззольное органическое вещество) представляет собой их смесь в различных соотношениях. С этой точки зрения сланцы бывают: торфяными, буроугольными, каменноугольными; сапропелевыми, сапропелитовыми, богхедовыми, торбанитовыми, асфальтовыми, нефтяными; смешанных форм: торфяно-сапропелевые, буроугольно-сапропелевые, каменноугольно-богхедовые.

Классификация сланцев основана на элементарном составе (углерод, водород, кислород, азот, сера) и все сланцы делятся на несколько классов с переходящими признаками.

Общие потенциальные ресурсы горючих сланцев в мире оценены в 650 трлн т (26 трлн. т сланцевой смолы). Основные ресурсы — около 430—450 трлн. т (24—25 трлн т сланцевой смолы) сосредоточены в США (штаты Колорадо, Юта, Вайоминг) и связаны с формацией Грин-Ривер. Большие запасы горючих сланцев есть в Бразилии, КНР, меньшие — в Болгарии, Великобритании, России, ФРГ, Франции, Испании, Австрии, Канаде, Австралии, Италии, Швеции, на территории бывшей Югославии. На территории стран СНГ и Прибалтики около 50 месторождений горючих сланцев с балансовыми запасами не менее 195 млрд. т (из них 58,5 млрд. т кондиционные). Прогнозные запасы горючих сланцев превышают 3000 млрд. т. Среди сланцев мира они самые богатые смолой (от 13 до 25 %), но содержат больше всего серы. Наиболее богаты серой волжские месторождения, например Кашпирское (5,3 % серы). Крупнейшие сланцевые месторождения расположены в Сибири (бассейн реки Оленек), в Казахстане (Общесыртовское), на Средней Волге (Кашпирское и др.), на Украине (Болтышское и др., менилитовые сланцы в Закарпатье), в Белоруссии

(Любанское, Туровское и др.). Наиболее высококачественные и доступные для разработки — сланцы-кукерситы Прибалтики.

Твердость сланцев бывает различной, но не превышает по шкале Мооса 3. Иногда встречаются очень рыхлые структуры. В воде сланцы не разбухают, но она способствует их разрыхлению. Сланцы, содержащие рудную влагу, имеют более темный цвет и после высыхания на воздухе расслаиваются. Большей частью горючие сланцы однородны, но в них встречаются относительно крупные включения пород, не содержащих органического материала или содержащих его очень мало.

Вследствие присутствия сернистых соединений и резко восстановительной среды в сланцах иногда встречаются различные руды (сульфидные) меди, цинка и других металлов. Плотность сланцев определяется процентом керогена, минеральной части сланцев, пористостью, содержанием влаги. Плотность чистого керогена 1200 кг/м^3.

Состав керогена не постоянен для разных пластов одного и того же месторождения. С углублением пласта содержание углерода в них возрастает. Азот керогена сланцев является постоянной примесью. Его содержание в некоторых случаях доходит до 5 %. В горючих сланцах практически всегда присутствует сера (около 1 %).

Использование горючих сланцев. В использовании сланцев имеются 3 направления:

Энергетическое (сжигание на ТЭЦ). Эверготехнологическое (перегонка с целью получения жидкого и газообразного горючего для ТЭЦ). Энергохимическое (перегонка с частичной переработкой продуктов на химическую продукцию и с частичным сжиганием на ТЭЦ).

В настоящее время 60% сланцев используются по первому варианту (т.е. сжигаются), однако как топливо сланцы имеют существенные недостатки — низкую теплоту сгорания и высокую зольность.

Технологическое использование горючих сланцев основано на их свойстве при нагревании выделять больше высокосортных жидких и газообразных продуктов, чем какое-либо другое топливо. Смола и газ — не только высококалорийные виды топлива, но и сырье для получения химических продуктов (этилового спирта, аммиака, хлороформа, мазута, бензина, керосина, фенолов и др.).

Термохимические реакции, протекающие при их нагревании, как правило, имеют положительный тепловой баланс (начиная с некоторой температуры начального подогрева), в результате чего в реакции участвует все большее и большее количество вещества исходного продукта вплоть до его полного использования. Соотношение продуктов реакции и их ка-

чество зависят не только от состава исходного вещества, но и от условий, в которых происходило его превращение. Таким образом, оказывается возможным, меняя параметры внешнего воздействия, получать конечные продукты, различные по соотношению и качеству.

Различают два основных вида переработки сланцев: газификацию и сухую перегонку с использованием различных схем (газогенераторы, камерные и туннельные печи, печи с твердым теплоносителем). Например, наземная воздушная газификация сланцев осуществляется в Кохтла-Ярве с 1948 г. с получением бытового газа калорийностью 16,75 кДж/нм^3.

Очистка газа от серы производится мышьяково-содовым способом. При этом производится элементарная сера и тиосульфат натрия. На производство 1000 м^3 бытового газа расходуется 3,29 т сланцев. Наряду с бытовым газом на сланцехимических комбинатах Эстонии и Ленинградской области получают жидкое топливо, шпалопропиточное масло, электродный кокс, сланцевый лак, фенолы и другие продукты. Минеральные остатки используются как добавка к удобрениям в сельском хозяйстве.

Используемые открытый и подземный способы разработки месторождений горючих сланцев требуют значительных материальных и трудовых затрат. Разработка большинства месторождений экономически не оправдана, поэтому представляет значительный интерес способ их геотехнологической переработки на месте залегания путем подземной газификации или перегонки.

Подземная газификация горючих сланцев. Подземная газификация сланцев по своей сущности во многом аналогична подземной газификации углей. Однако в этих процессах есть и существенные различия, обусловленные различием химического состава углей и сланцев. Сланцы характеризуются, в отличие от углей, намного более высокой зольностью, а беззольная органическая часть сланцев (кероген) на 2/3 состоит из летучих углеводородных фракций, так что в процессе термического прогрева при газификации сланцев собственно в процессе горения участвует лишь несколько процентов массы сланца в виде коксоподобного остатка, а летучие в виде паров уходят с газом. Кроме того, сланцы содержат много связанной (пирогенической) влаги, дополнительно снижающей возможную температуру очага горения. По-видимому, по своим характеристикам метод подземной газификации сланцев занимает промежуточное положение между ПГУ и методами увеличения нефтеотдачи при внутрипластовом горении нефтяных залежей.

Технологическая цепочка подземной газификации горючего сланца в местах его залегания по аналогии с углем состоит из следующих процессов: подготовки пласта, предназначенного для газификации; розжига пласта; газификации пласта; улавливания генерируемого газа; доведения генераторного газа до необходимых кондиций.

Проведенные теоретические и экспериментальные исследования процесса подземной газификации сланцев позволили установить принципиальную возможность организации процесса их бесшахтной переработки.

Исследования метода подземной газификации горючих сланцев проводились в 50-е годы ИГИ на комбинате "Кивиыли" в Эстонии. Ему предшествовали эксперименты, имеющие целью установить характер нагрева целика сланца — кукерсита в условиях, приближающихся к натурным. Лабораторные исследования на моделях показали возможность организации процесса комплексной бесшахтной подземной переработки горючих сланцев, в частности с сочетанием дутьевых и бездутьевых периодов. Это позволило провести опытно-промышленное изучение процесса подземной газификации горючих сланцев на опытно-промышленной установке.

Участок опытной панели был вскрыт вертикальными скважинами: рабочими (дутьевые и газоотводящие) и вентиляционными. Общая оконтуренная площадь равнялась 50 м^2. Запас сланца в промышленной пачке составлял 200 т.

Для определения эффективной проницаемости движения газа по сланцевому пласту, разработки и испытания мер по гидродинамическому ограждению панели были проведены холодные испытания, которые показали, что для создания движения газа в сланцевом пласте не требуется прилагать чрезмерно больших градиентов давления. Установившееся течение газа по пласту наступает очень быстро. Опыты показали, что эффективная проницаемость пласта много больше проницаемости отдельного куска. Для создания устойчивого канала газификации в сланцах были предложены метод электропробоя (эдектросбойки) и фильтрационной сбойки. Оба метода были испытаны, результаты подтвердили осуществимость бесшахтных методов сбойки. Однако применение электропробоя связано со значительными затратами электроэнергии, и более экономичным признано применение огневой фильтрационной сбойки скважин. В результате эксперимента был получен фронт горения между скважинами протяженностью 15 м. Скорость сбойки колебалась от 0,3 до 1,0 м/час и в среднем составила 0,7 м/час. Показано, что газопроницаемость горючих сланцев резко увеличивается при нагреве сланцев до 200—400 °С и при

500°С составляет десятки и сотни миллидарси. В дутьевые периоды получался низкокалорийный газ с теплотворностью 2100—3270 КДж/нм^3. Наиболее качественный газ со средней теплотворностью 13 880 КДж/м^3 был получен во время бездутьевых периодов. При этом, например, содержание H_2 изменялось от 15,7 до 52,9 %, а CH_4 — от 5,6 до 22,8 %.. В результате опытных работ доказана возможность создания очага горения в целике и его поддержания в течение продолжительного времени. Практически осуществлено передвижение очага горения поцелику методом огневой фильтрационной сбойки. Показано, что очаг горения имеет достаточно высокий температурный потенциал (1000°С); состав продуктов горения имел относительно невысокий процент содержания кислорода; в период бездутьевого режима имеет место интенсивное выделение газа высокой теплотворности и значительных количеств смолы.

Основными трудностями в проблеме подземной газификации горючих сланцев являются:

1. Организация сбойки между добычными скважинами в мало-проницаемнх сланцевых толщах при наличии пластичных вмещающих пород.

2. Создание устойчивого очага горения в сланцах с повышенной влажностью.

3. Предотвращение явлений кольматации массива конденсацией летучих.

4. Защита оборудования от коррозионного воздействия влажного серусодержащего сланцевого газа.

За рубежом, первые попытки подземной газификации и перегонки сланцев предпринимались еще в начале века (в США с 1910 г.). В ФРГ в 1958—1959 гг. проводился полупромышленный опыт по газификации вюртембергских сланцев, аналогичный опытам ИГИ в Прибалтике. Однако из-за использования низкокачественного сланца, содержащего всего 3,5—4,5 % смолы, в опыте был получен газ калорийностью не выше 1930 КДж/нм^3

Работы в этой области активизировались в США с 1974 г. в связи с обострением энергетического кризиса. Масштабы работ не выходят за рамки полупромышленных, так как пока стоимость жидкого топлива из сланцев значительно выше стоимости природной нефти. С этого же времени заметно возросло числе заявок (в основном США) на различные модификации технологии подземной газификации и перегонки сланцев.

Подземная перегонка сланцев. Сухой перегонкой называются процессы, происходящие при нагревании топлива без доступа воздуха. При нагревании топлива до 200—300 °С в результате разложения органической

массы происходит выделение, главным образом, CO_2 и паров воды. При температуре выше 350 °С в составе газа начинают преобладать горючие составные части: непредельные углеводороды, метан и др. Вместе с газом происходит выделение образовавшихся при разложении топлива паров смолы, которое достигает максимума при 425—475 °С.

При температуре 550—600 °С. продолжается выделение горючих газов в виде метана и водорода, которое заканчивается при 1000—1100 °С. В процессе сухой перегонки из топлива получают газ, смолу и твердый остаток. Состав и выход этих продуктов зависит от конечной температуры нагрева, качества исходного топлива, условий ведения сухой перегонки.

Преимуществами метода подземной перегонки сланцев по сравнению с подземной газификацией являются: более полное использование запасов сланцевых месторождений и достижение более высоких выходов смолы. Основной недостаток подземной перегонки — высокая энергоемкость, так как суммарный энергетический баланс происходящих при термолизе реакций отрицательный.

Существует несколько способов подземной перегонки сланцев. В Швеции с 1942 по I960 гг. применялся метод инженера Ф. Лунгстрема по перегонке сланцев под землей при их нагреве электротоком.

Метод состоит в следующем. На участке сланцевого месторождения бурится несколько вертикальных скважин с перебуром в несколько десятков сантиметров ниже почвы пласта сланца. В эти обсаженные трубами скважины вставляются трубы меньшего диаметра, в которые вводятся два электрода из волнистой жести. Во избежание короткого замыкания между электродами, трубы засыпаются кварцевым песком. Скважины располагаются группами в виде шестиугольника. В вершинах шестиугольника размещаются нагревательные скважины, а в центре -для вывода продуктов перегонки сланцев. Параметры гексагональной ячейки по Лунгстрему: длина стороны 1300 мм, расстояние от нагревательной скважины до выводной 1300 мм. Из таких шестиугольников образуется фронт шириной 200 м. По окончании перегонки сланца линия фронта перемешается. Расход электроэнергии на 1 т сырых жидких продуктов составлял 7000 кВт. час, но так как попутно получается количество газа, эквивалентное по калорийности 2000 квт. час, то фактическиезатраты равны 5000 квт. час. С 1 $м^2$ эксплуатируемого участка получено около 1$м^3$ жидкого топлива. Подземная перегонка сланцев по методу Лунгстрема выгодна при наличии дешевой электроэнергии и неглубоком залегании мощных пластов с высоким выходом смол. В I960 г. работы в этом направлении прекращены из-за роста стоимости электроэнергии.

Ряд коммерческих компаний США совместно с Горным Бюро провели лабораторные исследования и полевые испытания по подземной перегонке горючих сланцев; однако опубликовано очень мало материалов. Например, известно, что компания Синклер Ресерч провела два полевых исследования, Компании Синклер и Экуите также получили смолу хорошего качества.

Большой интерес представляют работы американских исследователей по использованию горячего природного газа для перегонки горючих сланцев непосредственно в слое залежи. Процесс включает подачу нагретого природного газа в скважины, его фильтрацию по пласту, во время которой происходит передача тепла горючим сланцам, что и обеспечивает их перегонку, откачку газа и смолы из рабочих скважин и их разделение.

Газ подвергается перегреву и сжатию и повторно подается в пласт. Это обеспечивает его непрерывное использование в процессе работы. По утверждению авторов, смола, получаемая в результате перегонки в регулируемой температурной среде, имеет более высокое качество, чем в обычных ретортах, что, как предполагают, является результатом действия более низких температур и отсутствия окисляющих газов. В бассейне Пайсенс Крик (США) был построен ряд установок по подземной перегонке сланцев с применением природного газа.

На месторождении Рок-Спрингс в полевых условиях опробовались различные методы повышения проницаемости пласта — электросбойки и гидроразрыва. Наилучшие результаты дали гидроразрывы.

В настоящее время как подземная газификация, так и подземная перегонка сланцев рассматриваются в развитых промышленных странах как резервные технологии, способные смягчить дефицит природных углеводородов в периоды обострения нефтяных кризисов, а в будущем, при исчерпании нефтяных месторождений, даже явиться основным источником природных жидких углеводородов. С такой ситуацией связан и периодически возобновляющийся интерес к подземной газификации и перегонке сланцев.

17.5. Перспективные геотехнологические методы добычи каустобиолитов

В связи с повышением роли угля в топливно-энергетическом балансе на повестку дня встает вопрос подземной его переработки с получением

жидких и газообразных продуктов. Подземное гидрирование угля (искусственное получение жидких углеводородов из каменных углей) возможно осуществить через систему добычных скважин, пробуренных с поверхности. Метод гидрирования угля заключается в действии на него водородом при температуре 450—500 °С и давлении 20 МПа. Из 1 т угля получается 600—650 кг различных нефтепродуктов, не уступающих по своих качествам извлекаемым из природной нефти. Поверхностное гидрирование угля — хорошо отработанный процесс. Метод подземного гидрирования угля находится в стадии исследований и имеет значительные перспективы.

Другим перспективным методом ФХГ разработки угольных месторождений является предложенный ИГТМ Украины (А. И. Зорин, А. Т. Диденко и др. способ добычи угля гидроимпульсным воздействием на пласт, в основу которого положен механизм послойного отрыва насыщенного (водой и газом) и напряженного (под воздействием горного давления и газа) угля при его разгрузке за счет резкого сброса давления воды. Опыт был проведен на шахте им. К. Е. Ворошилова объединения «Дзержинскуголь» на глубине 940 м. Скважина диаметром 0,15 м была пробурена с полевого штрека на глубину 25 м. В пласт под давлением 19 МПа нагнеталось 2—3 $м^3$ воды, а затем резко сбрасывалось давление. Из закрытого забоя через скважину добыто 60 т угля фракцией 1—2 мм.

Другие предложения (например, патент США № 3850477) предусматривают закачку в пласт смеси из жидкого и газообразного аммиака, метанола и других веществ. По патенту США № 3990513 предлагается растворять уголь на месте залегания в нагретых до 250—400 °С растворителях — ароматических углеводородах, тяжелых маслах, креозоте.

Все эти предложения требуют существенных исследовательских и опытных работ, после чего можно будет сказать об их экономической и технической перспективе.

Контрольные вопросы

1. Каково соотношение молекул воды и углеводородов газогидратах?
2. Назовите условия устойчивости газогидратов и условия выделения газа.
3. Сравните запасы газа в газогидратах с запасами природного газа
4. Перечислите основные принципиальные технологические схемы разработки газогидратных месторождений

5. Каковы закономерности изменения вязкости жидких углеводородов с повышением температуры.

6. Каковы закономерности изменения вязкости жидких углеводородов от содержания

углекислого газа.

7. Какие технологические схемы ВДОГ.

8. Укажите особенности технологии ВДОГ с протяженными буровыми каналами.

9. Как можно сочетать ПГУ и термические методы добычи нефти?

10. Назовите особенности химического и минерального состава горючих сланцев?

11. Какие факторы, влияющие на возможность подземной газификации сланцев?

12. Какие продукты, получаемые при подземной перегонке сланцев?

13. Расскажите о технологии добычи и переработки сланцев.

Литература

1. Губкин ИМ. Подземная газификация нефтяных пластов и термический способ добычи нефти. Избранные сочинения, т. 2. 1953.

2. Гадиев СМ. Использование вибрации в добыче нефти. М., Недра, 1977.

3. Вахитов ГГ., Симкин Э.М. Использование физических полей для извлечения нефти из пласта. М., Недра, 1985.

4. Сургучев М.Л. Вторичные и третичные методы увеличения нефтеотдачи пластов. М., Недра, 1985.

5. Абдулин Ф.С. Повышение производительности скважин. М., Недра, 1975.

6. Шейнман А.Б., Дубровий К.К. Подземная газификация нефтяных пластов и термический способ добычи нефти. М., 1934.

7. Термические методы добычи нефти в России и за рубежом /Байбаков Н.К., Гарутиев А.Р. и др. М., изд. ВНИИОНГ, 1995.

8. Применение термических технологий при разработке нефтяных месторождений Желтев Ю.В., Малофеев Г.Е., Усковская И.Д. ГИАБ изд. МГГУ, 1999.

9. Желтев Ю.Б. Механика нефтегазового пласта. М., Недра, 1975.

10. Байбаков Н.К., Гарушев АР. Тепловые методы разработки нефтяных месторождений. М., Недра, 1981.

11. Ю.В. Желтов, В.И. Кудинов, Г.Е. Малофеев Разработка сложнопостроенного месторождения вязких нефтей в карбонатных коллекторах. М., Нефть и газ, 1997.

12. Арене В.Ж., Семченко Д.К. Физико-химические методы разработки каустобиолитов. М.,МГИ, 1971.

13. Барановский Н.Ф. Озокерит. М., Недра, 1961

14. Викпедия. www.ru.wikipedia.org.

15. Бабенко В. А. Коммерческое предложение о привлечении инвестиций в реконструкцию озокеритовой шахты ООО «ЦЕНТР — НАДРА». www.centr.org.ua/ozokeritRU.htm

16. Аренс В.Ж., Физико-химическая геотехнология М изд. МГГУ 2001

17. Геология месторождений угля и горючих сланцев СССР. Т. 6, М, Недра, 1968. 4. Добрянский А.Ф. Горючие сланцы СССР. Л., 1947.

18. Клейманов Ф.И. Газификация углей и горючих сланцев. Углетехиздат, 1955.

19. Фарберов И.Л. Основные итоги работы ИГД АН СССР в области подземной газификации топлив и задачи дальнейших исследований. Труды ИГИ АН СССР, т. VII, 1957.

20. Круновский В.К., Питин Р.Н., Фарберов И.Л. К вопросу о горении и газификации сланца в канале. //Труды ИГИ АН СССР Подземная переработка топлив, т. XIII, 1960.

21. Питин Р.Н., Спориус А.Э., Фарберов И.Л. Первый опыт безшахтной подземной переработки горючих сланцев. //Труды ИГИ АН СССР, т VII, 1957.

22. Хайль И.Г., Меерович Э.А., Бродская Б.Х. Исследование процесса подготовки сланцевых пластов электрическим током для бесшахтной подземной газификации, вып. I. М.-Т., 1954.

23. Агрескин А.А. Современное состояние и перспективы развития работ АН СССР по под- земной переработке сланцев. Там же.

24. Уоткинс У. Соне Подземная перегонка горючих сланцев. Симпозиум ООН по переработке и использованию горючих сланцев. М., 1968.

25. Диннин Г.У., Стенфорд К.Е., Соне ГУ. Разработка технологии переработки Гринн Риверских горючих сланцев. Там же.

26. Дуган П.М., Хилл ДР., Рейнольде Ф.С., Рут П.Д. Целесообразность переработки горючих сланцев непосредственно в слое в бассейне Пайсенс Крик С.З. штата Колорадо. Там же.

27. Блохин А.И. и др. Горючие сланцы – реальная альтернатива нефти Вестник РАЕН №1 2009 г.

18. ПОДЗЕМНАЯ ВЫПЛАВКА СЕРЫ

18.1. Основные понятия и представления

Метод подземной выплавки серы (ПВС) предложен Г. Фрашем в 1891 г. В его основе лежит более низкая по сравнению с вмещающими породами температура плавления (112,8—119 °С) серы.

Добычная скважина, оснащена тремя концентрически расположенными колоннами труб (рис. 18.1): водоподающей, серовыдачной и воздушной. Процесс отработки осуществляется группой скважин, вступающих между собой в тепловое и гидродинамическое взаимодействие, и сопровождается разгрузкой пласта через водоотливные скважины.

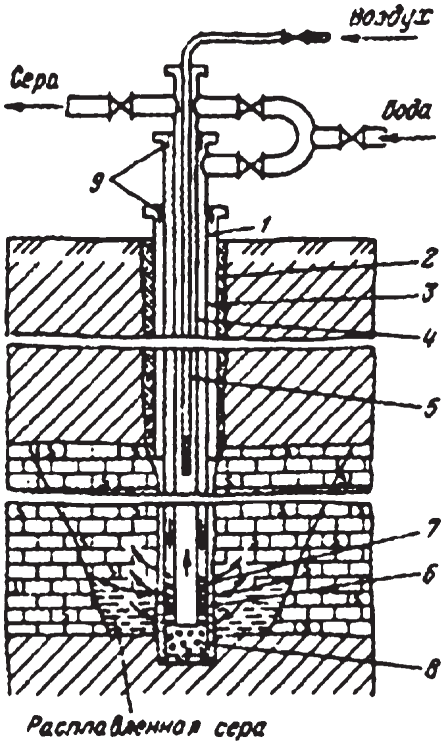


Рис. 18.1. Принципиальная схема добычной скважины:
1 — обсадная колонна; затрубная цементация; *3*, *4* и *5* — соответственно водоподающая, серная, и воздушная колонны; 6 — разделительный пакер; *7*, *8* — водная и серная перфорации; *9* — сальниковые компенсаторы

Управление подземной выплавкой осуществляется за счет регулирования параметров процесса отработки: числа добычных скважин, их расположения и порядка включения, расхода нагнетаемого в скважину теплоносителя, интенсивности откачки серы, режима разгрузки пласта, параметров добычного оборудования и свойств теплоносителя.

Течение процесса ПВС во многом определяется физико-геологической обстановкой. Требования к качеству руд и горно-гидрогеологическим условиям их залегания определяют возможность и экономическую целесообразность добычи серы методом ПВС (табл. 18.1).

Устьевое оборудование скважины обеспечивает нагнетание теплоносителя через кольцевое пространство между водной и серной трубами и откачку серы по выдачной трубе. В качестве теплоносителя используется вода с температурой 160 °С, которая через перфорацию водной колонны проникает в серную залежь. Распространяясь по залежи, теплоноситель вытесняет пластовую воду и нагревает рудное тело, в результате чего вокруг добычной скважины образуется зона плавления, которая по мере на-

Таблица 18.1

Требования и условия разработки серной залежи

Показатели	Условия разработки		
	хорошие	**удовлетворительные**	**требующие конкретного анализа**
Среднее серосодержание, %	более 20	10—20	менее 10
Извлечение серы, %	более 70	70—40	менее 40
Текстура руд (преобладающая)	полосчатая, прожилковая, гнездовая	гнездово- и прожилковатовкрапленная	дисперсная
Литологический состав пласта	кавернозный известняк	слабокавернозный известняк	плотный известняк
Гидрогеологические условия серной залежи	гидрогеологически закрытая залежь	разгрузка вод затруднена	гидрогеологически раскрытая залежь
Водопопюшение, $м^3$ на 1 м мощности при давлении 1 МПа	0,5—1	от 0,1 до 3	более 3, менее 0,1
Покрывающие породы	водонепроницаемые	слабоводопроницаемые	водопроницаемые
Мощность серной залежи, м	более 10	10-3	менее 3

гнетания теплоносителя распространяется по пласту. Расплавленная сера, будучи почти вдвое тяжелее воды, стекает к забою скважины и под действием гидростатического давления поднимается по серной трубе до соответствующего уровня. При подаче сжатого воздуха по воздушной трубе жидкая сера поднимается на поверхность и направляется на склад готовой продукции.

18.2. Параметры процесса подземной выплавки серы и их определение

Технология ПВС широко освещена в зарубежной и отечественной литературе и является совокупностью осуществляемых в определенной последовательности производственных операций. Схема пооперационного анализа технологии ПВС с определением целей, задач, способа осуществления основных параметров, а также влияющих факторов представлена в табл. 18.2.

Работа предприятия ПВС (рис. 18.2) определяется и характеризуется физико-геологическими, технологическими, техническими, конструктивными, системными и экономическими параметрами и показателями.

Физико-геологические параметры, характеризуют объект разработки, к ним относятся: геологическое строение участка, структурно-текстурные особенности руд, вещественный состав, условия залегания, тектоническая нарушенность и другие свойства пород, слагающих продуктивный горизонт и вмещающие породы (особенно, фильтрационные и структура порового пространства), гидрогеологические условия (условия на контуре разгрузки, гидравлическая связь с вмещающими породами, минерализация, плотность пластовых вод и др.).

Технологические параметры, определяют эксплуатационные характеристики системы, относятся: расход, температура и давление теплоносителя, дебит серы, расход и давление воздуха и др.

Технические параметры — технические возможности котельной, компрессорной, буровых станков, применяемых материалов и оборудования.

К системным параметрам относятся направления отработки, расположение и порядок включения скважин в ряду и блоке, расстояние до водоотлива, направления водоотлива и др.

К конструктивным параметрам относятся параметры оборудования добычных скважин, диаметры трубопроводов и др.

Таблица 18.2

Основные операции при реализации технологии ПВС

Операция	Цель и задачи	Способ осуществления	Влияющие факторы	
			Физико-геологические	технологические
Эксплуатационная разведка	Определение физико-геологической обстановки для планирования добычных работ. Получение геолого-гидрогеологических характеристик рудного тела и вмещающих пород (корректировка подсчета запасов, выделение типовых руд, геометризация рудного тела, определение гидрогеологических характеристик участков пласта и др.)	Бурение с отбором керна, изучение керна в лабораторных условиях, геофизическое и гидрогеологическое изучение массива	Положение залежи, глубина, морфология и условия залегания, фильрационные свойства, изменчивость геолого-гидрогеологических свойств, мощности, содержание серы, проницаемость и др. Струтура и текстура, пустотность. Состав пластовых вод	Густота сети добычных скважин, необходимое опережение фронта разведочных работ относительно добычных
Бурение и подготовка скважин	Вскрытие рудного тела с обеспечением требований технологии (заданных кондиций) и уточнение жизико-геологической обстановки. Бурение скважин с сохранением фильтрационных свойств серной залежи, обеспечение герметичности затрубного пространства, обеспечение необходимых фильтрационных характеристик рудного массива и вмещающих пород, получение геолого-гидрогеологических характеристик рудного тела и вмещающих пород по добычным скважинам	Бурение с отбором керна, с промывкой водой, воздухом или др. способом, сохраняющим естественное состояние массива. Кислотные ванны, обработки, подрубы, гидроразрывы, торпедирование электросбойка и др. методы управления фильтрационными свойствами, изучение керна, геофизическое и гидрогеологическое изучение массива. Обсадка и цементация скважин. Заканчивание и исследование скважин	Те же	Густота сети добычных скважин, расход и давление теплоносителя, применяемое при добыче, обеспечение разгрузки пласта

Продолжение табл. 18.2

Операция	Цель и задачи	Способ осуществления	Влияющие факторы	
			Физико-геологические	технологические
Обустройство	Создание системы коммуникаций и пунктов управления добычными работами. Прокладка трубопроводов, оборудование и обвязка скважин, создание контрольнораспределительных пунктов и т.д.	Строительно-монтажные работы		Диаметр трубопроводов, конструкция добычных скважин, замерных пунктов и др.
Производство рабочих реагентов	Бесперебойное обеспечение теплоносителем (горячей водой), сжатым воздухом и паром заданных параметров различных объектов рудника	Паровые и водогрейные котлы, компрессоры, насосы	Расход и температура теплоносителя, воздуха	Расстояние до мест потребления
Добычные работы	Получение товарного продукта			
а) нагнетание теплоносителя	Разогрев пласта и скважин. Постоянное нагнетание теплоносителя с заданным расходом, температурой и давлением	Насосами через контрольно-распределительную станцию, водную и серную колонны	Проницаемость, мощность пласта, угол наклона залежи, условия разгрузки участков месторождения	Конструкция добычных скважин, их количество, расположение между собой, по отношению и к водоотливу и границе
б) водоотлив	Управление движением пластовых вод. Обеспечение перемещения теплоносителя в пласте в нужном направлении, поддержание необходимого водопоглощения добычным полем	Самоизливом, принудительным водоотливом (погруженным насосом, эрлифтом и др. средством)	Проницаемость, условия разгрузки, угол наклона залежи	Конструкция водоотливных скважин, их число, расположение, способ водоотлива

Окончание табл. 18.2

Операция	Цель и задачи	Способ осуществления	Влияющие факторы	
			Физико-геологические	технологические
в) сборс давления в серной колонне	Проверка возможности откачки жидкой серы из пласта, выпуском теплоносителя из серной колонны. Обеспечение притока серы к забою скважины	Соединнения устья серной колонны с атмосферой	Физико-геологические условия	Конструкция забойной части, момент времени внутри периода отработки скважины, общая технологическая обстановка
г) откачка и транспортировка жидкой серы	Подъем жидкой серы на поверхность, сборк и транспортировка ее к месту переработки. Создание устойчивого и длительного процесса эрлифтирования одновременно с нагнетанием теплоносителя	Эрлифтом до поверхности и насосами от сборных емкостей	Те же	Создаваемая депрессия, способ ввода теплоносителя, его расход
Очистка и сброс пластовых вод или создание замкнутого водооборота	Разгрузка пласта, управление режимом выплавки, предотвращение загрязнения водоемов. Очистка от сероводорода и получение допустимого соляного состава сбрасываемых вод. При создании замкнутого водооборота их нагрев	Подкисление с отдувкой, биологическая очистка, разбавление самоизлив и регуляция очистки пластовых вод. Воздействие реагентов	Химический состав пластовых вод, твердой фазы	Расстояние между добычными и водоотливными скважинами, температура откачиваемых вод
Рекультивация	Вовлечение земельных угодий в народнохозяйственное использование. Ликвидация приповерхностных частей добычных скважин и планировка поверхностей, улучшение почвы	Удаление металла до глубины 1—2 м, тампонаж скважин, планировка поверхности	Характеричтика почвенного покрова	Конструкция и диаметр скважин

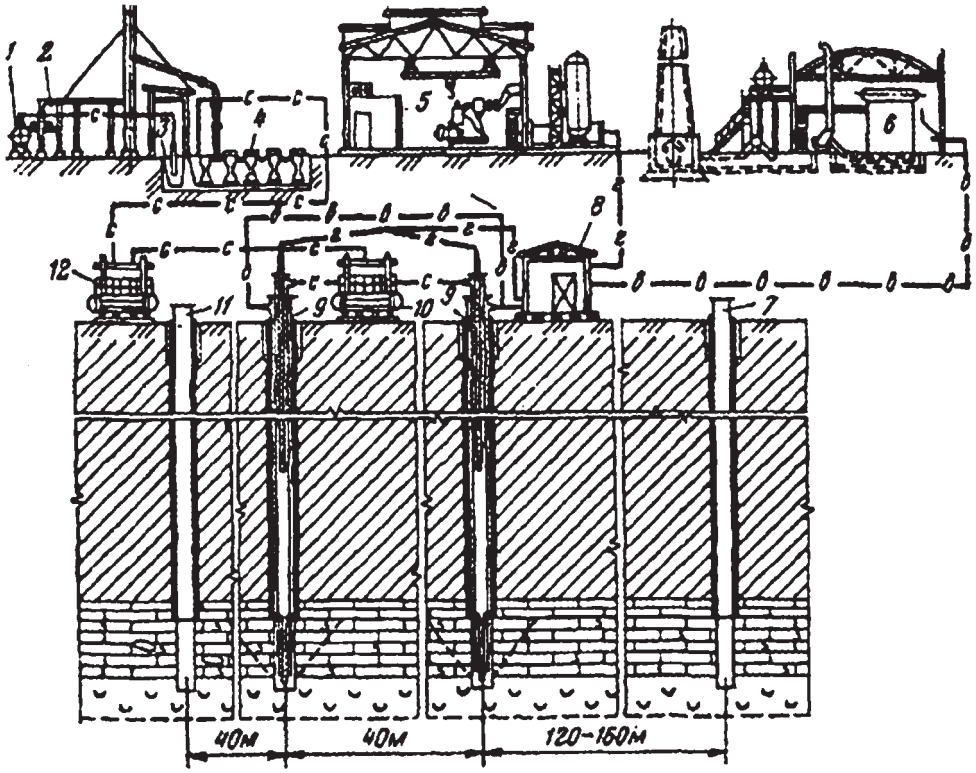


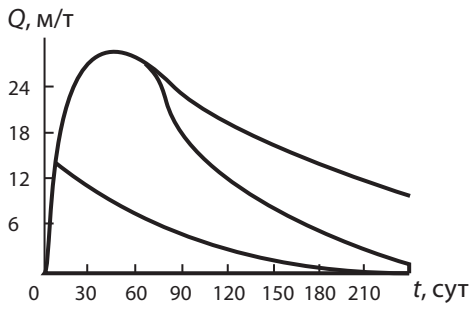
Рис. 18.2. Принципиальная технологическая схема добычи серы методом подземной выплавки:

1 — железнодорожная цистерна; *2* — погрузочная эстакада; *3* — насос для перекачки жидкой, серы; *4* — подогреватели склада жидкой серы; *5* — компрессорная; *6* — котельная; *7* — водоотливная скважина; *8* — замерный пункт; *9* — добычные скважины; *10* — станция перекачки серы; *11* — отработанная добычная скважина; *12* — участковая станция перекачки серы

Специфика технологического процесса добычи серы методом ПВС находит свое отражение в показателях отработки. Основными **технологическими показателями** при ПВС являются: производительность серодобычных скважин; объем добычи из скважины; удельный расход теплоносителя; коэффициент извлечения серы из недр.

Под производительностью серодобычной скважины понимается количество серы добытой в единицу времени. Причем при ПВС различаются текущая производительность, под которой понимается отношение объема добычи за промежуток времени к величине рассматриваемого промежутка времени и суммарная производительность, под которой понимается отношение объема добычи с начала отработки до рассматриваемого момен-

Рис. 18.3. Зависимость суточной добычи по скважине от времени:
1 — одиночная скважина; *2* — сетка 40х40; *3* — сетка 20х20 м



та времени к продолжительности рассматриваемого периода эксплуатации. Характер этих зависимостей представлен на рис. 23.3.

Важным технологическим показателем, во многом определяющим экономическую эффективность добычи является объем добычи из серодобычной скважины за период ее отработки. В простейшем случае его можно определить по следующему выражению:

$$D = \delta \cdot S \cdot h \cdot \eta,$$

где δ — серосодержание, т/м^3; S — площадь залежи приходящаяся на одну добычную скважину, м^2; h — мощность залежи, м; η — коэффициент извлечения серы из недр.

Величина удельного расхода теплоносителя показывает количество теплоносителя, затрачиваемого на добычу одной тонны серы, и определяется отношением объема закаченного в пласт теплоносителя к объему добытой за этот период серы.

Качественная зависимость его от времени также имеет экстремальный характер (рис. 18.4). Коэффициент извлечения серы из недр является важным показателем, характеризующим качество отработки месторождения, и определяется отношением объема добытой серы к вовлеченным в отработку запасам полезного ископаемого. Характер его зависимости от времени представлен на рис. 18.5.

Как следует из вышеизложенного, на параметры процесса оказывают влияние различные факторы. Многообразие параметров, наличие глубоких внутренних связей между ними приводит к противоречивости влияния одних и тех же факторов на различные показатели. Так, например, увеличение расстояния между добычными скважинами влечет за собой, с одной стороны, увеличение объема добычи из скважины, а с другой — снижает коэффициент извлечения серы из недр.

Специфика работы предприятия ПВС предопределяет особый подход к обоснованию и выбору параметров как для предприятия в целом, так и для каждого отдельного процесса на стадиях проектирования и эксплуата-

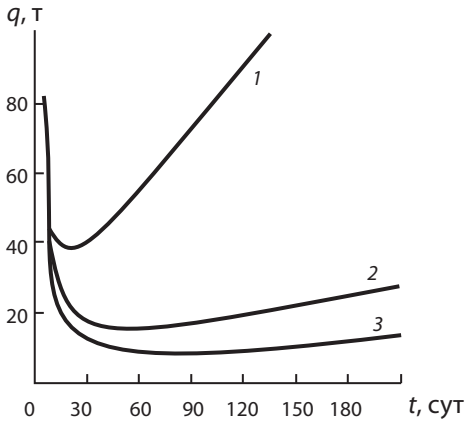


Рис. 18.4. Зависимость удельного расхода от времени работы скважины при сетке 40х40 м:
1, *2*, *3* — соответственно А — *3*, *6*, Юм

ции. Особенность подхода заключается в совместном определении рациональных технологических параметров на базе технико-экономических моделей. При этом порядок расчета основных параметров предприятия ПВС ведется по следующей схеме:

1. Сбор сведений о геологии и гидрогеологии залежи. К основным геолого-гидрогеологическим характеристикам залежи следует отнести: фильтрационные свойства, мощность, содержание серы, ее выплавляемость, тектоническую нарушенность, форму и элементы залегания залежи, направление естественной разгрузки водоносных горизонтов, общие запасы месторождения.

2. Экономическое обоснование состояния предприятия, потребность продукции на рынке, цена серы, наличие материальных и трудовых ресурсов в районе строительства предприятия и т.д.

3. Выясняются технические возможности организации предприятия: типы котельного и компрессорного оборудования, марки буровых станков и прочего оборудования, виды и количество материалов, а также требования к качеству выпускаемой продукции.

4. На основе анализа геотехнологических и гидрогеологических условий рассматриваемого серного месторождения выделяются участки с выдержанными характеристиками.

5. Для каждого участка с учетом экономических условий определя-

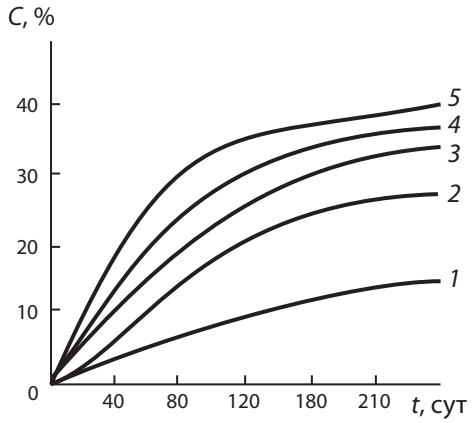


Рис 18.5. Зависимость коэффициента извлечения от времени работы скважины:
1—5 — сетки скважин соответственно 70х70, 50х50, 40х40, 30х30, 20х20 м

ется оптимальные параметры и показатели отработки (параметры сетки размещения и конструкция добычных скважин, время их отработки, расход теплоносителя, давление на устье скважины, параметры эрлифта, количество добываемой из скважины серы, удельный расход теплоносителя, коэффициент извлечения серы из недр).

6. На основе показателей добычи из скважины, времени отработки, заданной мощности предприятия и геолого-гидрогеологических условий месторождения определяются элементы системы отработки.

7. По данным мощности проектируемого предприятия, запасам месторождения, коэффициенту извлечения и удельному расходу теплоносителя определяются извлекаемые запасы месторождения, срок отработки и необходимая мощность котельной и компрессорной, число одновременно отрабатываемых скважин.

Приведенный перечень геологических, технологических и др. факторов не исчерпывает всего их многообразия, учитываемого при расчете основных параметров предприятия ПВС. В ряде случаев их количество и состав могут меняться в зависимости от конкретных условий. Однако общий порядок расчета остается неизменным.

Учитывая сложность разработанной методики, ниже в приложении приводятся частные методики инженерных расчетов основных технологических параметров ПВС, позволяющие оценить их в проектах студентов, изучающих курс физико-химической геотехнологии.

18.3. Задачи и исследования

Основные задачи, направленные на совершенствование метода ПВС: Разработка способов увеличения коэффициента извлечения серы из недр; создание замкнутого водооборота; создание способов отработки слабопроницаемых серосодержащих руд.

Существенное (в десятки раз) уменьшение удельных капитальных вложений в результате применения ПВС (вместо комплекса карьер-фабрика) обусловливается не только отказом от проведения громадного объема горных работ и резким снижением абсолютных затрат на строительство зданий и сооружений, но и их незначительной зависимостью от глубины залегания рудного тела. Так, с увеличением глубины залегания рудного тела от 100 до 500 м при прочих равных условиях себестоимость серы в случае использования метода ПВС повышается на 10 %. В то же время при

открытой добыче с увеличением глубины от 50 до 200 м себестоимость серы возрастает в 10—15 раз.

В отличие от традиционных способов добычи организация труда при ПВС характеризуется поточностью и непрерывностью, что является следствием более высокой комплексной механизации и автоматизации отдельных звеньев производства. Условия труда на предприятиях ПВС определяют высокую квалификацию рабочих, ликвидацию тяжелого физического труда. Технология ПВС полностью исключает ручной труд при добычных работах.

Экономические показатели метода ПВС намного лучше по структуре основных фондов, себестоимости добычи и динамике освоения производственных мощностей, чем при традиционных методах.

Метод ПВС дает возможность широко применять механизацию и автоматизацию, обеспечивает безопасность горных работ, требует высокой квалификации рабочих, исключает ручной труд.

Контрольные вопросы и задания:

1. Какие физические процессы лежат в основе технологии ПВС?
2. Перечислите основные параметры ПВС.
3. Дайте определения системы разработки при ПВС и в чём её отличие от других горных технологий.
4. Какие преимущества ПВС по сравнению с открытии и подземными горными работами Вы знаете?
5. Как определяется коэффициент извлечения при ПВС.

Литература

1. Аренс В.Ж. Разработка и освоение технологии подземной выплавки серы. М., Недра, 1974.

2. Аренс В.Ж., Подхалюзин В.С. и др. Разработка серных месторождений методом подземной выплавки за рубежом. Киев, Укр. НИИНТИ, 1971.

3. Аренс В.Ж., Виноградов Л.С. и др. Разработка и освоение технологии подземной выплавки серы. М., Недра, 1977.

4. Демьянова И.Л., Хчеян Г.Х., Нафтулин И.С. и др. Методика расчета оптимальных параметров технологии ПВС. //Бесшахтная добыча горно-геологнческого сырья. М., Труды ГИГХСа вып. 21 (1972), вып. 33 (1975), вып. 50 (1979).

19. СКВАЖИННАЯ ГИДРОТЕХНОЛОГИЯ

19.1. Основные понятия и представления

Скважинная гидротехнология (СГТ) является одной из физико-химических технологий, осуществляемых через скважины, в основе которой лежит использование гидравлической энергии для разрушения горных пород на месте их залегания, приготовления пульпы с последующей транспортировкой разрушенного материала на поверхность. **СГТ** применяется для скважинной гидродобычи (СГД) полезных ископаемых, строительства и обустройства подземных выработок через скважины.

Скважинная гидродобыча появилась как альтернатива традиционному открытому и подземному способу. Технология СГД включает совокупность известных ранее элементов традиционных технологий, таких как бурение скважин, гидроразрушение, самотечный и принудительный транспорт, гидроподъем, управление горным давлением, переработка рудной пульпы, водоснабжение, средства и способы контроля и управления процессами. Объединенные в рамках новой технологии они образовали новое качество – *дистанционность* выемки твердого полезного ископаемого, исключающую присутствие человека в месте тяжелых и опасных горных работ, обеспечивая более высокий уровень безопасности и комфортности труда.

Основные преимущества СГД: низкие капитальные вложения при отработке глубокозалегающих пластов, возможность применения мобильного и автономного скважинного гидродобычного комплекса, использование серийного технологического оборудования (буровые станки, насосы, компрессоры с электрическим и дизельным приводом), более высокий уровень безопасности при производстве горных работ.

Сырьевой базой для СГД являются месторождения, представленные легко разрушаемыми породами, к которым относятся осадочные месторождения строительных и стекольных песков, золота, алмазов, олова, титана, фосфоритов, урана, мягкие бокситовые и марганцевые руды, зоны выветривания железистых кварцитов, месторождения угля и битуминозных песчаников и т.п.

Термин *гидродобыча* при современных технических средствах означает, что основным энергоносителем поточной технологии СГД является вода.

Термин *скважинная* отличает технологию СГД от известной гидродобычи на подземных (например, подземная гидродобыча угля) и на открытых горных работах, традиционно предусматривающих визуальный контроль и управление разрушающим оборудованием на месте очистных работ.

Основным процессом в технологии очистных работ при скважинной гидродобыче является разрушение руды в камерах. Параметры этого процесса для конкретных горно-геологических условий определяют не только эффективность способа, но и его техническую возможность.

Способы разрушения структуры горных пород могут быть основаны:

- на механическом воздействии (струя, фильтрационный поток, породоразрушающий механизм, взрыв, вибрация);
- на химическом или микробиологическом процессе (растворение или разложение цементирующего вещества);
- на использовании поверхностно-активных веществ (ПАВ).

Из всех способов разрушения горных пород и руд для образования гидросмеси наибольшее применение нашло разрушение напорными гидромониторными струями, иногда в сочетании с другими способами (взрывным, механическим).

Специфическими особенностями скважинной гидродобычи являются:

- ограниченность рабочих пространств и конструктивных размеров оборудования (разработка ведется через скважины диаметром не более 500 мм);
- отсутствие возможности визуального контроля и управления работой струи в забое;
- постоянное увеличение расстояния от насадки до забоя в процессе выемки очистных камер.

Все это требует проведения предварительных специальных исследований, направленных на разработку и совершенствование конструкции скважинных гидромониторов и установление закономерностей изменения динамических характеристик сформированных в них струй, а также параметров гидроразрушения для конкретных горно-геологических условий.

Основные **технологические процессы** при СГД: вскрытие месторождения с помощью скважин, монтаж и демонтаж скважинного гидродобычного оборудования, гидравлическое разрушение горных пород, доставка разрушенных пород в виде гидросмеси к скважине, подъем (транспортирование) их по скважине на поверхность, доставка к обогатительной фабрике и очистка технологической воды.

В зависимости от места бурения вскрывающих скважин способ подразделяется на два варианта: ***собственно СГД***, при котором бурение скважин производится с земной поверхности, и ***комбинированный способ***, когда скважины бурятся из подземных горных выработок или открытой траншеи. Примерами комбинированного способа может служить добыча золотосодержащих песков через скважины, пробуренные из подземных горных выработок, пройденных ниже продуктивного пласта на шахте в Иркутской области и отработка целиков через скважины, пробуренные на борту карьера со смывом золотосодержащих песков в отработанный полигон (Магаданская область).

Кроме извлечения полезных ископаемых СГД может применяться и для других целей:

1. Для повышения степени надежности геологоразведочных данных особенно на крупных глубокозалегающих месторождениях полезных ископаемых. Использование для этих целей способа СГД взамен строительства опытных шахт позволяет существенно снизить финансовые затраты и время получения крупно объемной пробы.

2. Для расширения коллекторной части водозаборных, нефтяных и газовых скважин, что позволяет заметно увеличить их дебит и продлить срок эксплуатации. Применение скважинного гидродобычного снаряда для очистки фильтра и затрубного пространства скважин уже нашло успешное применение для восстановления скважин и увеличения добычи.

3. Удаление осадка нерастворимых включений из строящегося подземного резервуара снижает затраты на строительство подземных хранилищ в каменной соли.

4. Строительство подземных инженерных сооружений в осадочных породах может быть более эффективно реализовано с привлечением отдельных элементов или технологии СГД в целом.

Например, сооружение грунтоцементных или цементных экранов в виде колонн или плоских панелей позволяют решить большой круг инженерных задач. Из них выполняют вертикальные противофильтрационные завесы, горизонтальные водонепроницаемые подземные экраны, искусственные основания, опоры под фундаменты зданий и сооружений, ограждения котлованов, усиление фундаментов существующих зданий и сооружений, подпорные стенки, колодцы, противооползневые сооружения, противоэрозионные сооружения, крепление тоннелей и прочее.

5. Технология СГД применяется для захоронения промышленных и бытовых отходов.

19.2. Общая технологическая схема СГД

Отработка месторождения полезных ископаемых способом СГД ведется через одиночные скважины или системой взаимодействующих скважин.

Общая **технологическая схема СГД** заключается в следующем (рис. 19.1). Бурят эксплуатационные скважины обычно диаметром 200—400 мм до продуктивного пласта. В скважине монтируют гидродобычной снаряд, который присоединяют к трубопроводам воды и воздуха (для эрлифта). Высоконапорным насосом из поверхностного водоема по трубопроводу подают воду в **скважинный гидродобычной снаряд** на размыв продуктивного пласта, а образующуюся гидросмесь поднимают на поверхность, где самотеком или с помощью землесосной установки подают на обогащение. Вода после осветления возвращается в водоем.

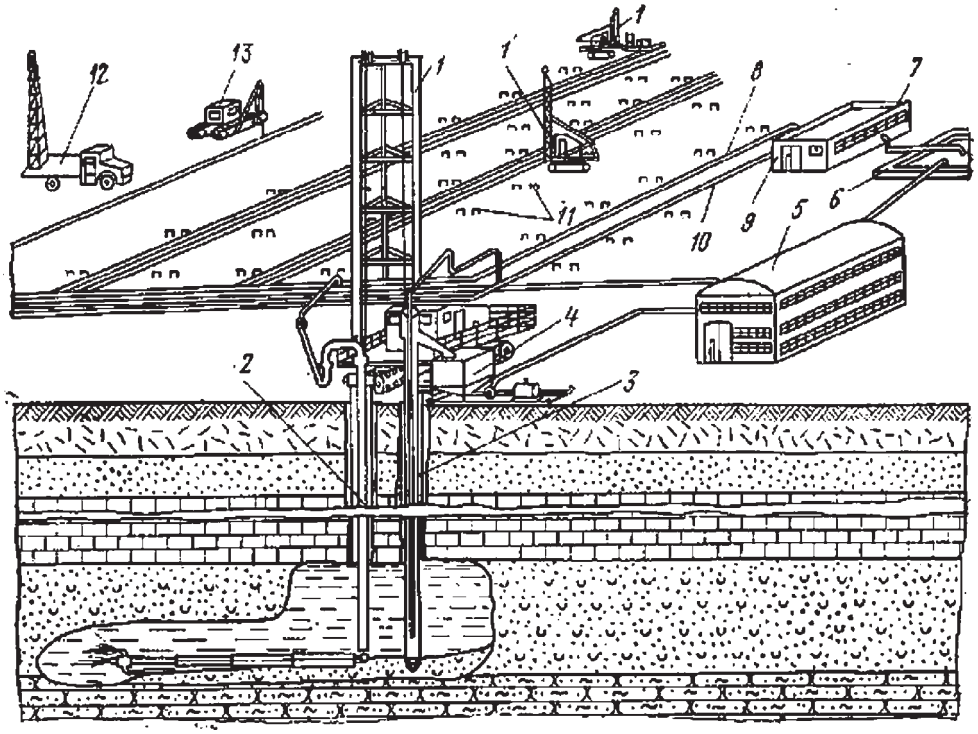


Рис. 19.1 Технологическая схема скважинной гидродобычи полезных ископаемых: *1* — гидродобычной агрегат, *2* — скважинный гидромонитор, *3* — скважинный пульпоподъемник, *4* - землесос, *5* — обогатительная фабрика, *6* — водоприемный бассейн, *7* — насосная, *8* — водопроводы, *9* — компрессорная, *10* — воздухопроводы, *11* — добычные скважины,*12* — буровые станки, *13* — трубоукладчик

Применяются три технологические **схемы выемки**, подразделяемые в зависимости от направления разрушения и доставки горной массы в подземной камере: **встречным забоем, попутным забоем и комбинированная схема,** когда выемку первоначально ведут по схеме встречного забоя, а зачистку дна камеры и размыв межкамерных целиков по схеме попутного забоя.

При выемке **встречным забоем** разрушение и доставка противоположны по направлению. Она обычно применяется при неустойчивой кровле пласта, в затопленной камере, на пластах средней и большой мощности и при большом содержании валунистого и крупнообломочного материала. Выемка **попутным забоем** используется при устойчивой кровле и небольшой мощности продуктивного пласта. Она позволяет снизить потери полезного ископаемого на дне камеры.

В ряде случаев, когда продуктивный пласт представлен несвязанными породами, нередко обладающими плывунными свойствами, гидромониторное разрушение пласта не производится, а выемка ограничивается переводом пород во взвешенное состояние у скважины и подъемом гидросмеси на поверхность.

При СГД обычно применяются три варианта **систем разработки,** отличающиеся по способу управления горным давлением: с посадкой кровли и оставлением неустойчивых целиков, с поддержанием кровли рудными устойчивыми целиками и с поддержанием кровли путем частичной или полной закладки выработанного пространства. Последний вариант системы разработки позволяет достичь наибольшего извлечения полезного ископаемого при СГД, однако является наиболее затратным.

Отсутствие людей в очистном пространстве при СГД позволяет увеличить величину допустимого пролета добычной камеры.

19.3. Разработка способа СГД и опыт его применения

Конкретные работы последних десятилетий – это опытно-промышленные работы по добыче фосфатных песков на Кингисеппском месторождении, проводившиеся ГИГХСом опытно-промышленные работы по добыче песков для строительства платформ и дорог на Тюменских нефтяных месторождениях (Д.Н.Шпак), опытные работы по добыче СГД золотоносных песков (А.С.Хрулев). Н.И. Бабичевым проведены большие работы по добыче титано-цирконовых песков в Томской, Омской и других месторождениях.

Большие опытно-промышленные работы проводились под руководством Д.П.Лобанова по добыче СГД урановых руд на Прикаспийских месторождениях.

В 1975 годы ГИГХСом было предложено испытать СГД для добычи рыхлых железных руд КМА. На сегодня получены обнадеживающие результаты и образованы несколько фирм по добыче методом СГД железных руд на Гостищевском месторождении. В последние годы испытан и внедрен способ СГД для создания подземных камер в вечной мерзлоте (А.С.Хрулев).

За период с 30-х годов XX века выдвинуто большое количество предложений по осуществлению метода СГД. Главное их различие заключается в способах разрушения и доставки, а также в разнообразных конструкциях скважинного оборудования, предназначенного для различных горно-геологических условий.

Подробно история создания технологии и оборудования СГД изложены в вышедшем в 2007 г. в МГГУ учебном пособии «Скважинная гидродобыча полезных ископаемых».

19.4. Горно-геологические аспекты применения скважинной гидротехнологии

Факторы, определяющие возможность использования скважинной гидротехнологии. Успешная разработка месторождения способом СГД прежде всего зависит от физико-геологических условий, главными из которых являются возможность перевода руды в подвижное состояние и осуществление управления толщей налегающих пород. При этом мощность пласта, глубина его залегания и ценность руды должны обеспечить рентабельность добычи.

В данном случае геотехнологическим свойством руды, которое обеспечит возможность перевода его в подвижное состояние, является прочность пород рудного пласта. Именно этот фактор, в основном, определяет параметры технологии и оборудования СГД. С этой точки зрения можно выделить следующие три типа месторождений: 1) рудная толща представлена рыхлыми породами, имеющими плывунные свойства (наиболее благоприятные для СГД); 2) для разрушения рудного пласта требуется гидромеханическое воздействие; 3) для разработки необходимо предварительное механическое, биологическое или химическое ослабление прочности пород рудной толщи.

Существенно влияют на параметры технологии СГД мощность и прочность покрывающих пород. Мощные, монолитные, прочные породы кровли могут обеспечить наибольшее извлечение и незначительное разубоживание. И наоборот, при неустойчивых покрывающих породах технология добычи усложняется, а потери и разубоживание руды увеличиваются.

По гидрогеологическим условиям месторождения можно подразделить на сухие, обводненные, которые можно тем или иным способом осушить, и на месторождения с обильным водопритоком, когда их осушение нерентабельно.

При разработке сухих и осушаемых месторождений гидромониторная струя воздействует на забой, как при разработке на поверхности. Это обеспечивает дальность эффективного разрушения до 20 м, что вполне достаточно для рентабельной гидродобычи большинства полезных ископаемых.

При разработке месторождений с обильным водопритоком процесс добычи ведется в затопленной камере и показатели добычи значительно ухудшаются, так как гидромониторная струя в водной среде эффективно распространяется на небольшие расстояния (до 1—2,5 м в зависимости от давления и расхода воды).

Состояние поверхности также существенно влияет на конструкцию добычного оборудования.

Физико-механические свойства руды определяют важнейшие параметры СГД: удельный расход и потребный напор воды для разрушения и смыва, параметры гидротранспортирования пород, размеры карты намыва. Эти же свойства определяют в значительной степени выбор основного оборудования (насосов, гидромонитора, механизма подъема). И, наконец, от физико-механических свойств руды зависят потери и разубоживание при добыче, измельчение при гидротранспортировании, слеживаемость и водоотдача при складировании.

Физико-механические свойства пород кровли определяют их устойчивость при обнажении в процессе выемки рудного пласта. Устойчивость кровли определяет параметры системы разработки, размеры камеры и порядок ее выемки.

Большое влияние на эффективное применение СГД оказывают форма и элементы залегания рудных тел. Условия контакта вмещающих пород по кровле и подошве определяют потери руды и способы доставки (смыва) в камере. Большую роль играет ценность полезного ископаемого. Угол падения пласта определяет способ доставки разрушенной руды к всасу выдачного механизма и в этом смысле, чем больше угол падения пласта, тем лучше условия доставки в камере.

Глубина залегания определяет конструкцию добычного оборудования и влияет на экономическую эффективность метода. С увеличением глубины залегания себестоимость добычи руды методом СГД увеличивается незначительно. Это позволяет эффективно отрабатывать рудные тела, залегающие на большой глубине или под водоемами, разработка которых традиционными способами или невыгодна, или вообще невозможна. Требования к качеству руды, потерям и разубоживанию в значительной степени определяют параметры технологии и оборудования СГД.

Заболоченность или сложность рельефа поверхности над рудным телом влияет на конструкцию и тип применяемого оборудования для механизации добычных работ, бурового агрегата, трубоукладчика и транспортных средств. Указанное оборудование может быть общепромышленного назначения, в болотном исполнении или с использованием плавучих средств (корабль, понтон, баржа).

Связь параметров технологии СГД с характеристиками физико-геологической обстановки представлена в табл. 19.1

К основным горно-геологическими факторам относятся: содержание полезного ископаемого (компонента) на единицу площади и его балансовые и прогнозные запасы, прочность пород продуктивного пласта, устойчивость покрывающих пород в естественном состоянии, мощность продуктивного пласта, угол залегания пласта, мерзлое или талое состояние пласта и вышележащих пород, обводненность, водопритоки и проницаемость пород, гранулометрический состав пород продуктивного пласта.

Физико-геологические факторы будут определять способ реализации каждой технологической операции СГД (табл.19.2).

Экономический эффект. Простота основного оборудования предопределяет небольшие капитальные вложения. Дорогостоящие вскрышные работы заменяются бурением добычных скважин. С увеличением глубины разработки затраты на разработку месторождения возрастают незначительно. Попутное обогащение в процессе гидродобычи и гидротранспорта сокращает расходы на переработку руды и улучшает качество концентрата.

Автоматизация поточного гидравлического процесса добычи, доставки, подъема позволяет осуществлять полную автоматизацию производственного процесса.

Экологический эффект. При скважинной гидродобыче создаются благоприятные возможности по обеспечению охраны природы и безопасной работы. Отсутствие вскрышных работ в традиционном смысле позволяет сохранить в целости культурный слой почвы, а при разработке месторож-

Таблица 19.1

Связь параметров технологии с физико-геологическими характеристиками

Процесс	Параметры технологии и оборудования	Физико-геологическая характеристика	Оценочные показатели операции
Разрушение	Давление воды. Расход воды. Диаметр насадки. Сила удара струи. Технология разрушения (попутный или встречный забой). Время.	Крепость. Глубина залегания. Обводненность. Мощность пласта. Текстура. Вязкость.	Производительность гидромонитора по руде. Расстояние до забоя. Удельный расход воды.
Доставка	Длина доставки. Технология доставки (самотечный, гидромониторный, попутный, встречный забой). Расход воды. Диаметр насадки. Время. Уклон подошвы	Гранулометрический состав. Плотность	Производительность и длина транспортирования руды. Удельный, расход воды
Подъем	Давление и расход воздуха, воды, твердого, гидросмеси	Глубина залегания. Гранулометрический состав. Плотность	Производительность, по руде. Удельный расход воздуха, воды
Гидротранспорт	Расход твердого, воды. Давление насоса. Гидравлическая крупность	Размер куска и его плотность	Производительность по руде
Складирование	Гидравлическая крупность. Площадь карты намыва. Скорость потока	Размер куска и его плотность. Гранулометрический состав	Скорость водоотдачи

дения в затопленной камере — режим поверхностных и подземных вод. Затраты на рекультивацию поверхности месторождения после СГД незначительны, так как она сводится в основном к ликвидации разведочных и добычных скважин.

Отсутствие взрывных и погрузочных работ и автомобильной откатки практически исключает запыленность и загазованность атмосферы и полностью снимает вопрос вентиляции, как при разработке месторождения глубокими карьерами или шахтами. Тем самым обеспечиваются комфортные условия труда.

Гидравлическая закладка отходами обогащения отработанных камер существенно уменьшает объем хвостохранилищ, являющихся источником запыленности и загазованности окружающей среды: почвы, воздуха и воды.

Таблица 19.2

Физико-геологические факторы, влияющие на способ осуществления технологических операций СГД

Технологическая операция		Способ осуществления	Физико-геологические факторы
Вскрытие		Бурение вертикальных, наклонных и наклонно-горизонтальных скважин, обсадка скважин	Механические свойства покрывающих и продуктивных пород, глубина залегания, водоносные горизонты
Подготовка месторождения		Проходка дренажных или нагнетательных выработок, взрывное дробление, физико-химическое разупрочнение	Физико-механические характеристики пород, гидрогеологическая обстановка, минералогический и химический состав пород, залегание продуктивного пласта
Горно-подготовительные работы		Планировка поверхности, монтаж насосных, компрессорных, трубопроводов и системы электроснабжения	Состояние поверхности и источники водоснабжения (водоемы, водоносные горизонты)
Выемка полезного ископаемого	Разрушение	Размыв гидромониторной струей, фильтрационное, взрывное, гидродинамическое и т.п. воздействие	Крепость пород, затопление, устойчивость кровли, мощность пласта
	Доставка к скважине	Смыв струей, самотечная доставка, сползание при обрушении	Затопление забоя, гидравлическая крупность разрушенных пород и полезного компонента, уклон и мощность пласта
	Подъем	Эрлифтный, гидроэлеваторный, землесосный, вытеснением	Затопление и гидростатический уровень воды, гидравлическая крупность и максимальный размер поднимаемых пород и полезного компонента, проницаемость вмещающих пород и водопритоки
Гидротранспорт		Напорный, самотечный	Гидравлическая крупность пород, уклон поверхности
Обогащение		Гравитационное, флотационное, гидрометаллургия, магнитная сепарация	Физико-механические свойства и химический состав пород и полезного компонента продуктивного пласта
Складирование пород и осветление воды		Песковые площадки, илоотстойники, осветлительные бассейны	Гидравлическая крупность разрушенных пород
Управление горным давлением		Оставление целиков, закладка выработанного пространства, обрушение кровли	Физико-механические свойства пород продуктивного пласта и покрывающих пород, глубина залегания

Поточная технология добычи и транспортирования руды создает возможность комплексной механизации и автоматизации СГД, а также обеспечивает управление добычей из единого диспетчерского пункта.

Технология СГД совместно с гидротранспортом позволяет применить оборотную систему водоснабжения, которая не загрязняет подземные и поверхностные источники и существенно уменьшает расход свежей воды.

19.5. Минеральная база скважинной гидродобычи полезных ископаемых

С учетом тенденций развития техники необходимо готовить минеральную базу завтрашнего дня. Есть все основания полагать, что СГД станет одним из основных методов подземной разработки месторождений руд с невысокой прочностью.

Не все месторождения в одинаковой степени пригодны для СГД. Важнейшими проблемами, которые необходимо решить, являются: изыскание способов разупрочнения прочных разностей руд, упрочнения песчанистых и глинистых пород кровли, закладка выработанных пространств. В этом направлении ведутся теоретические и лабораторные исследования и можно надеяться, что эти проблемы будут решены.

Другим необходимым условием, обеспечивающим быстрейшую реализацию потенциального народнохозяйственного эффекта от использования метода СГД, является своевременная подготовка минеральной базы. Необходимо взять на учет все месторождения, в том числе забалансовые, на которых существуют предпосылки для применения СГД, и провести их оценку. Если на таких месторождениях ведутся разведочные работы, следует включить в их программу изучение физико-механических свойств руды и покрывающих пород, а также гранулометрического состава руд.

На выявленных благоприятных для СГД месторождениях и их участках целесообразно организовать опытные работы, проведение которых под силу геологоразведочным организациям.

Для широкого внедрения метода в первую очередь необходимо: провести геолого-экономическую оценку перспективных месторождений с учетом особенностей СГД и выделить первоочередные; разработать основные методические положения по разведке и доразведке месторождний, перспективных для освоения; определить объемы и содержание геолого-

разведочных работ для каждого конкретного месторождения, провести опытные работы по выбору технологии и соответствующего добычного оборудования.

Приоритетными направлениями для технологии скважинной гидродобычи является освоение месторождений титановых, циркониевых, марганцевых, ванадиевых, железных, стронциевых, германиевых руд, что позволит снять импортную зависимость России по этим важнейшим видам минерального сырья.

Перспективными для применения технологии СГД являются месторождения:

- богатых железных руд КМА, на Урале, в Западной Сибири, на Украине.
- карбонатных марганцевых руд в Республике Коми, в Кемеровской области, Красноярском крае; месторождения окисленных руд в этих же районах, Алтайском крае, Иркутской области, на Украине, в Казахстане.
- железо-марганцевых руд с никелем, кобальтом и другими металлами в Республике Коми, Архангельской области, на Урале, в Алтайском крае, Красноярском крае, на Украине.
- окисленных медных руд на Урале.
- титано-цирконовые россыпи в Белгородской области, Ставропольском крае, Воронежской и Нижегородской областях, на Среднем и Южном Урале, в Томской, Омской, Новосибирской, Тюменской областях, на Украине и в Казахстане.
- стронциевых руд в Пермской области.
- металлоносных битумов и асфальтитов (ванадий, никель, золото и др.) в Оренбургской области, в Республике Татария, в Казахстане.
- алмазов в Архангельской области и других районах Европейской части России.
- металлоносных углей (германий, галлий и др.) на Сахалине, в Приморском крае, Республике Хакасия.
- энергетических, металлоносных и технологических углей в Западной и Восточной Сибири, в Приморском крае и других районах.
- Золотоносные россыпи на Урале, в Иркутской, Магаданской, Кемеровской, Читинской и Амурской областях, Красноярском крае, Республике Бурятия, Алтайском крае, в Республике Якутия-Саха, на Украине.
- Касситеритовые россыпи в Приморском крае, в Республике Якутия-Саха и других районах.

19.6. Подготовка и вскрытие месторождения

Объем и виды работ по подготовке месторождений для СГД зависят от конкретных условий местности. В условиях равнинной и сухой поверхности подготовительные работы включают прокладку подъездных путей, линии электроснабжения, трубопроводов для подачи воды, воздуха и гидросмеси. В условиях заболоченной поверхности или озер необходимо проведение дренажных канав.

Выработки, обеспечивающие доступ к месторождению для его подготовки и разработки, называются вскрывающими. При СГД вскрывающими выработками являются скважины, которые по своему назначению бывают добычные и вспомогательные (разведочные, водоотливные, контрольные).

Процесс вскрытия месторождения состоит из ряда последовательно выполняемых операций: выбора места заложения скважин, уточнения конструкции скважины, бурения и обсадки скважин, геологических, гидрогеологических и геофизических исследований скважин, оборудование скважин к эксплуатации, оформление документации и сдачи ее в эксплуатацию.

Классификация способов вскрытия при СГД представлена в табл. 19.3.

Конструкция добычных скважин зависит от геологических факторов и типа добычного оборудования.

Рациональные диаметры бурения и добычного оборудования определяются путем совместного рассмотрения этих двух взаимопротивоположных тенденций: уменьшение диаметра скважины снижает затраты на бурение и одновременно ограничивает производительность добычного оборудования. Оптимальный вариант должен обеспечивать общую экономическую эффективность эксплуатации.

При разработке месторождений полезных ископаемых, залегающих под монолитными покрывающими породами, обсадку скважин производят только по рыхлым четвертичным породам. Если покрывающие породы обладают невысокой прочностью, то скважину целесообразно обсаживать до рудного пласта, а в некоторых случаях частично перекрывать и его. При разработке мощных рудных пластов, залегающих под рыхлыми породами, возможно защемление скважинного оборудования в результате подвижки покрывающих пород. Для предотвращения этого в скважину до почвы пласта необходимо опускать вспомогательную трубу, в которой размещается добычное оборудование.

Таблица 19.3

Классификация способов вскрытия месторождений при СГД

Способы вскрытия		Область применения
1.	Отдельной скважиной: вертикальной наклонной	Устойчивые покрывающие породы Неустойчивые покрывающие породы, мощные рыхлые рудные пласты
2.	Группой скважин:	
	спаренными	Мощные рудные пласты, залегающие под устойчивыми покрывающими породами небольшой глубины (до 50 — 60 м)
	группой взаимодействующих скважин (вертикальных, наклонных)	Маломощные рудные пласты
3.	Горной выработкой и скважинами: скважинами из подземной выработки	Для отработки локальных рудных тел со специфическими условиями залегания
	скважинами из горных выработоки с поверхности	В сочетании с традиционными способами разработок

Буровое оборудование. Тип бурового оборудования зависит от глубины залегания пласта, крепости покрывающих пород и диаметра скважин. При глубине залегания пласта до 30—40 м под слоем прочных покрывающих пород весьма эффективным может быть буровой станок шарошечного типа СБШ. Для слабых пород возможно применять станки шнекового вращательного бурения типа СВР. При глубинах до 200 м целесообразно применять станки вращательного бурения УРБ-ЗАМ (1БА-15В).

Целесообразно, чтобы буровое оборудование сочетало характеристики разведочного (возможность отбора керна; проходка пород по любым свойствам и условиям залегания; ведение работ по обсадке, цементации); возможность монтажа скважинного оборудования и станков для бурения взрывных скважин (электрический привод, большие скорости бурения по твердым породам, практическое отсутствие операций по подготовке станка к работе на новой скважине, механизация всех основных операций при бурении).

19.7. Системы разработки

Одним из основных вопросов проектирования разработки месторождений методом СГД является выбор оптимального варианта системы раз-

работки, под которым понимается порядок расположения, проходки и отработки добычных скважин, увязанный во времени и пространстве.

В основу классификации систем разработки закладываются самые разнообразные принципы. Так, системы подземной разработки рудных месторождений классифицируются по способу управления горным давлением, а классификация систем открытой разработки с применением способов гидромеханизации основывается на способе транспортирования породы вне рабочего горизонта. В основу других классификаций положены порядок разработки месторождений, его геологическая характеристика, порядок ведения подготовительных и нарезных работ и т. д.

Скважинная гидродобыча — это метод подземной разработки месторождений полезных ископаемых через скважины, поэтому можно классифицировать системы разработки СГД по способу вскрытия: 1) вертикальными скважинами; 2) одиночными и кустовыми наклонными скважинами; 3) комбинированному – например, шахта плюс скважины, пройденные с дневной поверхности до рудного пласта; шахта плюс скважины, пройденные из подземных выработок до рудного пласта, и др.

Другой принцип классификации систем разработки может быть по способу управления горным давлением. В этом случае можно выделить: 1) системы с открытым очистным пространством (например, камерная система, рис. 19.2, а, *б, в*); 2) системы с обрушением или плавной посадкой вмещающих пород через скважины (рис. 19.3, *а, б*); 3) системы с закладкой (например, возможны варианты выемки одиночными камерами с закладкой и последующей выемкой целиков или слоевая выемка с закладкой (рис. 19.4, *а, б*).

Система разработки с открытым очистным пространством применяется при устойчивых покрывающих породах. Выемка руды при мощности пласта 2—3 м осуществляется в камерах или блоках сплошным забоем, при большей мощности—слоями. Слои оформляются с уклоном, достаточным для самотечной доставки разрушенной породы.

Размеры камеры или блока определяются допустимой площадью обнажения покрывающих пород и устойчивостью целиков. Добыча ведется встречным забоем на всю мощность пласта секторными заходками. Объем добычи из камеры доходит до 1000т, общее извлечение составляет 50—60 %.

Другим примером камерной системы разработки является система МГРИ для разработки песчано-глинистых руд осадочного месторождения. После сбойки скважин (сетка 20х20) выемка руды ведется в ромбовидной камере попутным забоем. В центре между тремя скважинами оставляется

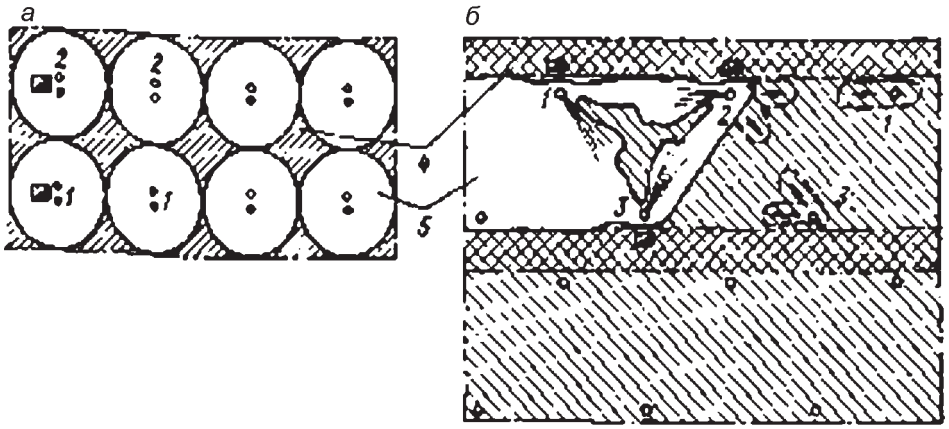


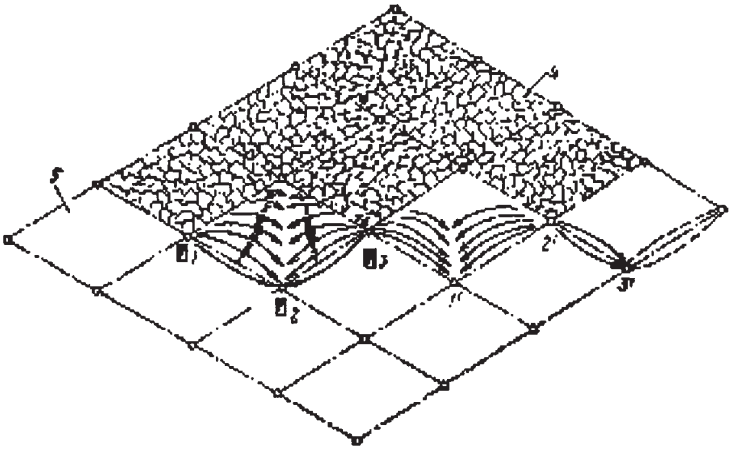
Рис. 19.2 — Системы разработки с открытым очистным пространством:
а — камерная система с целиками; *б*— блоковая система с ленточными целиками; *в* — камерная система с звездообразными целиками; *1, 2, 3* — добычные скважины; *4* — целики; *5* — добычные камеры

целик в виде трехлепестковой звезды. Объем добычи из камеры достигает 200—300 т, извлечение до 70%.

Разработка блоками целесообразна на месторождениях с малой и средней мощностью с оставлением ленточных целиков. Блок может разрабатываться встречным или попутным забоем. При неустойчивых покрывающих породах могут оставляться временные одиночные целики посередине блока.

Достоинства системы: добычные агрегаты располагаются над целиками, добыча осуществляется попутным забоем.

Система разработки с обрушением применяется для выемки пластов, залегающих под слабопрочными пластичными породами. Сетка расположения скважин, число взаимодействующих агрегатов, скорость подвигания забоя определяются состоянием налегающих пород. При необходимо-



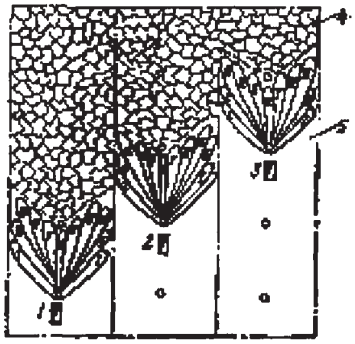


Рисунок 19.3. Система разработки с обрушением вмещающих пород взаимодействующими агрегатами (вверху), отдельными камерами:
1, 2, 3 — добычные скважины, *4* — обрушенные камеры, *5* — отрабатываемые камеры; I—VI — заходки

сти система позволяет управлять сдвижением пород: ускорять обрушение путем взрывного воздействия; регулировать скорость сдвижения оставлением временных или податливых целиков.

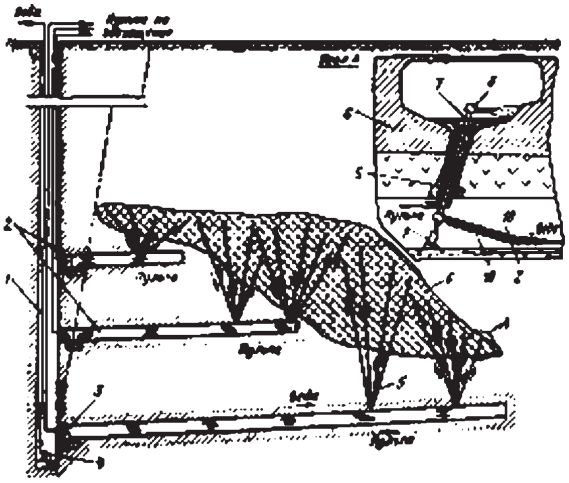


Рис. 19.4. Комбинированный способ разработки месторождения шахта +наклонные восходящие скважины с полевой горизонтальной выработки до рудного пласта:
1 — ствол шахты; *2* — полевые горизонтальные выработки; *3* — землесосные установки; *4* — водоотливные насосы; 5 — добычные скважины; *6* — рудное тело; *7* — гидромонитор; *8* — вращающаяся головка с насадками; *9* — устройство для монтажа секций водовода и подачи гидромонитора на забой; *10* — шланг

Вариантом системы является отработка через наклонные скважины, расположенные за зоной сдвижения покрывающих пород. При этом увеличивается объем добычи из одной скважины и обеспечивается полная безопасность ведения горных работ.

19.8. Технико-экономические показатели способа СГД

Технико-экономические показатели способа СГД определяются исходными физико-геологическими условиями месторождения и принимаемыми техническими и технологическими решениями. К физико-геологическим условиям разработки относятся: глубина залегания рудного тела, его геометрические параметры и положение в пространстве, прочностные характеристики покрывающих пород и продуктивной залежи, гидрогеологические характеристики месторождения и т.д.

Способ СГД, в отличие от традиционных способов открытой или подземной разработки полезных ископаемых, позволяет существенно снизить себестоимость добычи и уровень капитальных вложений. Так, на Кингисеппском месторождении фосфоритов при глубине разработки 20—25 м величина капитальных затрат при СГД в 1,5—2 раза ниже, чем при карьерном способе. Это обусловлено снижением затрат на горно-капитальные выработки (на карьере 20 %, при СГД 3—10 %) и на оборудование (на карьерах до 36 %, при СГД — 18 %).

В табл. 19.4 приведена структура капитальных затрат и себестоимости при скважинной гидродобыче на Кингисеппском месторождении.

Таблица 19.4

Распределение капитальных затрат и себестоимости при СГД на Кингисеппском месторождении фосфоритов

Наименование объектов, работ и затрат	Капитальные затраты, %	Себестоимость, %
Подготовка поверхности	6,6	7,9
Бурение скважин	6,9	19,0
Гидродобыча	18,0	41,3
Гидротранспорт	5,1	14,3
Складирование и отгрузка	12,7	17,5
Вспомогательные объекты	34,9	
Прочие затраты	15,7	
Итого	100,0	100,0

Капитальные затраты на вспомогательные объекты включают линии электропередач, автодороги, ремонтное хозяйство, автотранспорт, энергетическое хозяйство и связь. Себестоимость гидродобычи (41,3 %) складываются из затрат на электроэнергию (22,7 %), заработную плату (7,1 %), содержание и эксплуатацию оборудования (7,2 %) и цеховые расходы (4,3 %).

Анализ структуры капитальных затрат на строительство предприятия СГД показывает, что из объектов основного производственного назначения наибольшие капиталовложения приходятся на объекты водоснабжения, энергетического хозяйства, карту намыва, скважины и гидродобычные агрегаты.

В себестоимости определяющую роль играют затраты на бурение, электроэнергию и гидротранспорт (суммарно 56%). Целесообразность применения тех или иных технических и технологических решений при СГД определяется на стадии проектирования при выборе оптимальных технологических параметров.

В конкретных горно-геологических условиях месторождения для различных технологических вариантов СГД характерно малое изменение капитальных затрат, поэтому в качестве критерия их оценки целесообразно принять величину прибыли, отнесенную на балансовые запасы.

Основными задачами приоритетными направлениями исследования в области СГД являются:

- Повышение эффективности гидравлического разрушения пород в условиях затопленной подземной камеры.
- Обеспечение надежного подъема разрушенных полезных ископаемых с большим содержанием крупнообломочного материала.
- Снижение энергоемкости подъема гидросмеси при больших глубинах разработки.
- Повышение объема добычи из подземных камер при неустойчивых породах в кровле продуктивного пласта.

Повышение извлечения полезного ископаемого, за счет снижения технологических потерь, разубоживания вышележащими породами и применения систем разработки, обеспечивающих сплошную выемку с закладкой выработанного пространства.

Контрольные вопросы и задания

1. Дайте определение скважинной гидротехнологии. Назовите области применения скважинной гидротехнологии в горном деле.

2. Назовите основные технологические процессы скважинной гидротехнологии.

3. Назовите три основные схемы выемки руды при СГД.

4. Какие системы разработки применяются при СГД?

5. Как определяется дальность разрушения и доставки руды при СГД?

6. Какие способы подъема применяются при СГД?

7. Как определяется величина предельно допустимого пролета подземной камеры и ширина межкамерного целика?

Литература

1. Аренс В.Ж., Бабичев Н.И., Башкатов А.Д., Гридин О.М., Хрулев А.С., Хчеян Г.Х. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых: Учеб. Пособие. – М.: Изд. «Горная книга», 2007. – 295 с.

2. Пучков Л.А., Козовой Г.И., Михеев О.В., Мельник В.В. Прогрессивные технологические решения СГД угля. Изд. МАС. 2005.

20. ДОБЫЧА ЖИДКОЙ РУДЫ

20.1. Основные понятия и представления

Под термином «**жидкая руда**» подразумеваются гидроминеральные ресурсы природных и техногенных минерализованных вод, из которых технологически возможно, экономически целесообразно и экологически необходимо извлекать полезные компоненты. Гидроминеральное сырье — вид минерального сырья, которое представляют коммерческий интерес при существующем потребительском спросе.

Месторождение промышленных подземных вод — пространственно ограниченная часть водоносной системы с запасами промышленных вод, обеспечивающими их рентабельную добычу и переработку с целью получения полезных продуктов.

Сбросные воды — воды, после извлечения полезных компонентов часто характеризующиеся наличием дополнительных специфических примесей.

Добыча вод и рассолов осуществляется через скважины, что позволяет получать гидроминеральное сырье с больших глубин. Использование

гидроминерального сырья обычно связано с необходимостью комплексной переработки вод и минимизацией объемов жидких отходов.

Экономическая целесообразность использования подземных вод в качестве гидроминерального сырья определяется их качеством (солевой состав, концентрация полезных компонентов и содержание вредных примесей), влияющим на затраты при технологической переработке, а также гидрогеологическими и техническими факторами (глубина залегания водоносных комплексов, производительность водозабора, характеристики насосного оборудования и др.)

Полезный компонент — химический элемент (или его соединение), извлекаемый из подземных вод.

Комплексное использование гидроминерального сырья — максимально возможное и экономически целесообразное получение продукции. Показателями комплексности служат степень и полнота использования ресурсов месторождения, которые характеризуют номенклатуру извлеченных полезных компонентов, и количественные показатели их получения.

В большинстве случаев полезные ископаемые представлены минеральными комплексами, извлечение которых является целесообразным при добыче основного полезного ископаемого. К таким ресурсам относятся подземные воды месторождений нефти и газа, содержащие повышенные концентрации йода, брома, бора и других полезных компонентов, а также воды месторождений полезных ископаемых солей, а также подземные воды, участвующие в обводнении горных разработок.

Подземные воды, которые извлекаются на поверхность земли в процессе разработки месторождений полезных ископаемых по сути являются бесплатным сырьем, в связи с чем себестоимость получаемой из них продукции определяется, в основном, затратами на технологию их переработки.

На нефтяных месторождениях подземные воды обычно добываются из продуктивных пластов вместе с нефтью и газом в процессе их разработки.

Кондиции — совокупность экономически обоснованных требований к качеству и количеству воды, техническим условиям эксплуатации месторождения при рациональном использовании недр и соблюдении правил охраны окружающей среды. В проекте кондиций для подсчета запасов подземных промышленных вод подлежат обоснованию следующие основные показатели: средние содержания основных полезных компонентов, минимальные концентрации попутных компонентов, учитываемых при

подсчете запасов, допустимые содержания вредных примесей, расчетные дебиты скважин, способы и средства водоподъема, система транспортировки воды до водопотребителя, согласованный с заказчиком расчетный срок эксплуатации водозабора, способы удаления промстоков.

Технологические свойства извлекаемых вод — определяют параметры, необходимые для разработки технологической схемы извлечения полезных компонентов.

Технологический регламент — основной нормативно-технический документ, устанавливающий порядок проведения операций и параметры технологического процесса, обеспечивающие выпуск продукции требуемого объема и качества, безопасные условия эксплуатации производства, а также соблюдение требований по охране окружающей среды.

Аппаратурный модуль — совокупность основного и вспомогательного технологического оборудования с соответствующей системой автоматического управления, предназначенная для реализации в непрерывном режиме отдельных операций технологической схемы.

Технология извлечения ценных компонентов из гидроминерального сырья – это селективная или комплексная его переработка, которая базируется на максимальной механизации и автоматизации производственных процессов с соблюдением требований по охране окружающей среды.

20.2. Минеральная база в природных и техногенных водах

Обычная классификация гидроминерального сырья предусматривает деление на подземные, поверхностные природные и техногенные воды. Первые обычно приурочены к вулканическим и горноскладчатым областям, артезианским бассейнам и межкристаллическим и погребенным рассолам. Воды горноскладчатых областей обычно бывают азотно-углекислые и азотные и содержат редкие элементы лития, рубидия, цезия, бор, мышьяк и др., соответственно 100, 5, 20, 1000 и 100 мг/л. Из этих вод в Италии (парогидротермы Тосканы) добывается до 15 тыс. т/год различных веществ, в том числе 4,4 тыс. т борной кислоты, 5 тыс. т буры, 620 т хлористого аммония.

Рассолы артезианских бассейнов преимущественно относятся к хлоридному типу и характеризуются высоким содержанием иода, брома, лития, рубидия, цезия, стронция, бора. Из этих рассолов извлекают эти элементы.

Межкристальные и погребенные рассолы локализованы в местах высохших озер (например, оз. Серлз, Сельвер Пик), где добывают карбонат лития, калий, соду, окись магния и рубидия.

Вторые — это морские и озерные рассолы, из них в промышленных условиях извлекаются натрий, калий, хлор, магний и бром сода, бор и другие элементы. Ведутся исследования по извлечению урана, золота и других элементов.

Техногенные воды — это сточные воды нефтепромыслов, шахт, карьеров, рудников и обогатительных фабрик. В настоящее время нефтяные воды (хлоридного типа) используются для получения брома и иода. Сточные воды шахт и рудников составляют в год 17 млрд. $м^3$ и в основном имеют сульфатный и хлоридный состав с минерализацией до 200 г/л и содержат самые разнообразные полезные элементы. Сточные воды гидротермальных установок содержат промышленные концентрации бора, лития, рубидия и др.

20.3. Добыча полезных ископаемых из минерализованных вод

Добыча полезных ископаемых из вод складывается из бурения и оборудования добычных скважин, откачки вод, технологии извлечения из них полезных компонентов, сброса и захоронения или утилизации отработанных вод.

Успех разработки месторождений гидроминерального сырья определяется физико-геологическими условиями залегания вод и концентрацией полезных компонентов.

Добыча минерализованных вод имеет много общего с нефтедобычей. Месторождения вскрываются системой скважин, оборудованных фонтанной арматурой (при самоизливе) или насосами. Добыча может эффективно вестись с поддержанием пластового давления путем подачи в залежь отработанных вод, что обеспечивает одновременное решение задач интенсификации добычи и сброса отработанной воды.

В переработке добытых вод используются три основных технологических направления: галургическая схема переработки рассолов с многостадийной упаркой; схема, использующая осадительные методы, сорбцию, экстракцию и концентрирование упариванием; схема селективного извлечения микрокомпонентов без извлечения основных солей.

Выбор схемы переработки зависит от минерального состава вод, потребностей в продукции и экологических требований.

На сегодня мировое производство йода оценивается в 15—20 тыс. т/год в России же сейчас производят только 200 т/год, при потребностьи до 8000 т/год. Мировое производство брома около 450 тыс.т/год, а потребность России достигает 20 тыс. т/год . Производство брома организовано на АО «Галоген» — 2 тыс. т./год.

Разведанное Астраханско газо-конденсатное месторождение подземных вод способно обеспечить Россию бором, йодом. Не менее богато бромом, стронцием, калием, и литием Оренбургское газо-конденсатные месторождения и подошвенные воды севера Тюменьских газовых месторождений.

В последние годы ООО «НПЦ подземгидроминерал» выполнил оценку термальных георесурсов с оценкой их гидроминерального состава, которая показала целесообразность их использования не только как источник теплового потенциала.

В настоящее время ведутся разработки новых технологий переработки гидроминерального сырья, потребность в которых чрезвычайно велика, так как их отсутствие сдерживает освоение гидроминеральных ресурсов страны и не позволяет ликвидировать дефицит производства многих редких элементов.

Контрольные вопросы

1. Ч то такое под «жидкая руда» и где источники ее добычи?
2. Какая минеральная база «жидкой руды»?
3. Какие основные схемы технологии переработки добытых рассолов?

Литература

1. Клименко И.А. и др. Современное состояние освоения гидроминеральных ресурсов в качестве сырьевого источника редких элементов в СССР и за рубежом. М., ВИЭМС, 1993.

2. Клименко И.А. и др. состояние и перспективы комплексной утилизации ценных компонентов природных техногенных минерализованных вод. М., ВИЭМС., 1981.

3. Омаров М.А. История ООО «подземгидроминерал» Вопросы освоения подземных промышленных вод Махачкала «Юпитер» 2003

4. Омаров М.А. и др. Использование пластовых вод нефтегазовых месторождений Вестник РАЕН №4 2009

21. ДОБЫЧА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕПЛА ЗЕМЛИ[1]

21.1. Основные понятия и представления

Технология добычи тепловой энергии недр — совокупность способов, средств и процессов извлечения, из недр теплоносителя с заданными свойствами.

Геотермальные ресурсы — количество теплоты, содержащееся на конкретном участке литосферы до определенной глубины.

Геотермальные циркуляционные системы (ГЦС) — подземноземный контур энергетической установки по добыче тепловой энергии недр с применением циркуляционной технологии; он включает водоподъемные и нагнетательные скважины, теплообменники, теплотрассы внутренней разводки, системы водоочистки, водоподготовки, подпитки и др.

Геотермальный коллектор естественный — участок литосферы, имеющий природную проницаемость, обеспечивающую активную фильтрацию теплоносителя.

Геотермальный коллектор искусственный — созданная в слабопроницаемых горных породах гидроразрывом, взрывом зона фильтрации теплоносителя.

Геотермический градиент — изменение температуры на единицу длины (в геологии — °С/100 м).

Избыточное пластовое давление — давление флюида в пласте, превышающее гидростатическое.

Качество геотермального теплоносителя — его температура, степень минерализации, коррозийная активность, газоносность, загрязнение вредными примесями и др.

Конструктивные параметры — параметры ГЦС, СтГТ или СГТ (см. ниже), закладываемые при их строительстве (глубина и диаметр скважин, расстояние между ними и др.).

Нагнетательная скважина — скважина, по которой отработанный пластовый флюид нагнетается в продуктивный горизонт.

Плотность распределения геотермальных ресурсов — количество теплоты, содержащееся или, возможно, извлекаемое из горных пород, ограниченной заданной мощностью и единицей горизонтальной площади на

[1] Глава написана с использованием материалов проф. Э.И. Богуславского , проф. Г.В. Томарова, проф. Ю.Д.Дядькина.

поверхности, Гдж/м^2 или т у.т./км^2. Является основным показателем оценки геотермальных ресурсов и ресурсообеспеченности единицы площади данной территории.

Потенциальные геотермальные ресурсы — количество теплоты, содержащееся в литосфере до прогнозируемой глубины бурения, ГДж.

Прогнозные экономически целесообразные геотермальные ресурсы — теплосодержание горного массива, ограниченное размерами температурного и объемного извлечения, при равенстве или положительных значениях экономических показателей добычи и использования теплоты недр, в сопоставлении с альтернативным источником энергии.

Прогнозные, технически доступные геотермальные ресурсы — теплосодержание, с учетом коэффициента теплового извлечения и мощности толщи, нижняя граница которой соответствует освоенной глубине промышленного бурения, а верхняя — определяется температурами, заданными потребителем для извлекаемого и отработанного теплоносителя.

Продуктивный пласт (горизонт) — водонасыщенная геологическая структура, имеющая достаточную для активной фильтрации пористую или трещинную проницаемость.

Прямое (неэлектрическое) использование геотермальной энергии — использование теплоты недр для нужд теплоснабжения производственных, сельскохозяйственных, бальнеологических и других целей.

Система геотермального теплоснабжения (СГТ) — энергетическая система по обеспечению отопления, кондиционирования и горячего водоснабжения жилых, коммунальных, производственных, сельскохозяйственных и других объектов за счет добычи и использования теплоты недр.

Системы с теплообменом в скважинах и каналах (приповерхностные, малоглубинные) — локальные энергетические установки для индивидуального потребителя.

Они состоят из подземного теплообменника в виде скважин или горизонтального регистра трубопроводов, расположенных на малой глубине с замкнутым или открытым контуром, присоединенного к тепловому насосу, расположенному внутри отапливаемого помещения.

Станция геотермального теплоснабжения (СтГТ) — энергетическая установка по добыче тепловой энергии недр, включающая: тепловые насосы (термотрансформаторы) и др.

Теплота недр — теплосодержание горных пород и содержащихся в них флюидов.

Термотрансформатор (тепловой насос) — энергетическая установка, повышающая потенциал (температуру) исходного (геотермального) теплоносителя до уровня, заданного потребителем; наиболее распространены компрессионные тепловые насосы, которые работают по принципу, обратному холодильным машинам.

Технологические параметры ГЦС, СтГТ или СГТ — характеризуют период эксплуатации этих энергетических установок (дебит, давление нагнетания и откачки, срок службы станции и др.).

Трансмиссивити — произведение проницаемости в дарси на мощность пласта в метрах.

Фонтанная технология — геотермальный теплоноситель в виде пластового флюида поступает в скважину и за счет избыточного пластового давления.

Циркуляционная технология — в продуктивный пласт бурится как минимум две скважины (модуль), геотермальный теплоноситель выдается на поверхность, где, отдав тепловую энергию в теплообменнике, через нагнетательную скважину, поступает в тот же пласт.

Общие представления о тепле Земли. Тепло Земли, или общее теплосодержание нашей планеты нетрудно оценить, учитывая достаточно достоверное значение ее массы и усредняя температуру, которую в центре внутреннего ядра можно принять в 4500 °С (Е.А. Любимова). На сегодня потенциал геотермальной энергии можно признать практически **неисчерпаемым.**

Теплопроводность пород зависит в основном от их состава, плотности и типа тектонической структуры

Изменяющиеся по сезонам года интенсивность солнечной радиации и температура земной поверхности вызывают годовые колебания температуры верхних слоев земной коры. На глубине 20—25 м. залегает нейтральный слой, а его температура, как правило, на 1—1,5 °С превышает среднегодовую температуру воздуха в конкретном районе.

Вследствие разнообразия геологического строения различных районов не геотемпературное поле изменяется весьма неоднородно. Например, в мощной толще молодых кайнозойско-мезозойских отложений Северного Кавказа глубина залегания изотермы 100°С (температура, удовлетворяющая требованиям теплоснабжения) в Грозном, Махачкале и других районах составляет около 2 км, даже нефть из глубоких скважин добывается с температурой более 100 °С. В условиях Санкт-Петербургf температура 100 °С в гранито-гнейсах, например в районе аэродрома Пулково, гарантируется лишь на глубине 3,5 км. В вулканических районах Японии грани-

ты с температурой более 200°С залегают на глубине 2 км (район Огачи), а на некоторых участках даже на меньших глубинах температура достигает 250°С. Еще более высокие температуры ожидаются над промежуточными очагами вулканов. На склоне вулкана Авача, недалеко от Петропавловска-Камчатского на глубине 4 км ожидается не менее 400°С.

21.2. Геотермальные ресурсы

При освоении тепла Земли добываются не минеральные компоненты недр, а их потенциальная энергия, полученная от извлеченных на земную поверхность природных или техногенных геотермальных теплоносителей. К первым относятся добытые через скважины потоки природного пара (до 250—350 °С), термальных вод (45—150 °С), горячих рассолов (до 200—300 °С), нефтегазовых смесей из глубоких залежей, а ко вторым — нагнетаемые с поверхности потоки воды и жидкостей с низкой температурой кипения (углекислота, фреоны и др.), нагретые в фильтрационном теплообмене с твердыми горячими породами. Подвижность продукционных флюидов, использование скважин для вскрытия естественных коллекторов, обладающих необходимой теплообменной поверхностью и соединяющих скважины в слабопроницаемом горячем массиве искусственных геотермальных коллекторов — все эти характерные признаки позволяют отнести проблему освоения геотермальной энергии к задачам ФХГ.

Огромный потенциал и экологическая безопасность извлечения геотермальной энергии, разумеется, еще не определяет выгодность ее практического применения. Как и любые природные ресурсы недр, геотермальные ресурсы — категория геолого-экономическая. Реальные возможности использования тепловой энергии недр определяются не только ее концентрацией, распределением и условиями воспроизводства в тех или иных геологических структурах, но и уровнем развития технологии извлечения, преобразования и экономически выгодного использования этой энергии.

Под геотермальными **ресурсами** следует понимать ту часть теплосодержания твердой, жидкой и газообразной фаз земной коры, которую экономически целесообразно извлечь из недр и доставить потребителю для использования.

Классификация геотермальных ресурсов. Сотрудниками СПГГИ (ТУ) и ФГУП «Недра» предложена следующая классификация геотермальных ресурсов.

Потенциальные геотермальные ресурсы, с учетом степени промышленного освоения технологии добычи и использования теплоты недр, можно разделить на две группы.

А. Геотермальные ресурсы слабопроницаемых горных пород — *петрогеотермальные.* Технология их извлечения находится на экспериментальном уровне, созданы только опытные циркуляционные системы с искусственными коллекторами (Фэнтон Хилл — США, Корнуэлл Англия, Тырныауз — Россия, Хиджиори — Япония, Баден-Вюрттемберг, Германия, Солтс — Франция). Их общий потенциал определяется как теплосодержание толщи литосферы на предельную глубину бурения (10 км) с охлаждением пород до температуры необходимой потребителю

Б. Геотермальные ресурсы естественных коллекторов — *гидрогеотермальные.* Они промышленно эксплуатируются фонтанными (Исландия, Венгрия, Россия, Китай и др) и циркуляционными системами (Франция, США, Германия, Дания, Украина, Польша, Швейцария, Россия и др.). Для циркуляционной технологии их потенциал определяется как теплосодержание суммарной мощности проницаемых пластов на глубину осадочного чехла (с кондуктивной добавкой от вмещающих пород), при охлаждении их до минимальной температуры необходимой потребителю.

Приемущества геотермальных ресурсов:

1. *Неисчерпаемость.* Мировые прогнозные геотермальные ресурсы по оценке мировой энергетической конференции МИРЕК-80 составляют 137 трлн. тонн условного топлива (т у.т.), что в 10 раз превышает суммарные топливные ресурсы (13 трлн. т у.т.). На территории России они на доступных глубинах (до 6 км) в 4—6 раз превышают ресурсы углеводородов и по оценке СПГГИ (ТУ) составляют для нужд теплоснабжения — 57 трлн. т у.т., в том числе для отопления — 31 трлн. т у.т.. Геотермальными ресурсами теплоснабжения охвачена почти вся территория России, прогнозные технически доступные ресурсы обеспечивают нужды горячего водоснабжения на 95 % территории, отопления — на 69 %, а экономически целесообразные — соответственно на 88 и 55 %.

2. *Близость к потребителю.* Добыча геотермальной энергии, эффективна на территории ее использования. Это резко сокращает затраты на транспорт топлива, и существенно повышает надежность энергетических установок.

3. *Локальность геотермальных систем.* Добытые геотермальные ресурсы, при необходимости, могут полностью обеспечить потребителя теплом и электроэнергией. Это делает их особо ценными в трудно доступных, удаленных и неосвоенных районах.

4. *Региональная принадлежность.* Теплота недр относится к местным ресурсам, это обеспечивает заинтересованность, гибкость и мобильность планирования и строительства станций геотермального тепло снабжения (СГТ), что стимулирует освоение геотермальных ресурсов.

5. *Полная автоматизация, безопасность и практическая безлюдность добычи геотермальной энергии.*

6. *Экономическая конкурентоспособность.* Добыча и использование теплоты недр по данным действующих зарубежных и отечественных предприятий, проектов, обоснований и прогнозов в благоприятных геолого-геотермических условиях экономически целесообразна.

7. *Конкурентоспособность маломощных СГТ.* Обеспечивает возможность центрального отопления в сельских и отдаленных районах страны, а также индивидуального теплоснабжения отдельных жилых, производственных и коммунальных зданий и сооружений.

8. *Экологическая чистота.* Циркуляционная технология обеспечивает замкнутый цикл оборота геотермального теплоносителя и не допускает никаких сбросов или выбросов в окружающую среду.

Однако специфика геотермальных ресурсов включает и ряд недостатков:

1. *Низкий температурный потенциал.* Температура теплоносителя на выходе из СГТ зависит от геотермических условии района и затрат на добычу теплоты.

2. *Нетранспортабельность.* Добытая теплота должна быть использована или преобразована в электроэнергию вблизи разрабатываемого месторождения, т.к. затраты на строительство и эксплуатацию магистральных теплотрасс резко возрастают с удалением потребителя.

3. *Трудности складирования.* Подземные породные теплоаккумуляторы пока находятся в стадии разработки.

4. *Рассредоточенность сооружений.* Расстояния между парами и рядами скважин, при строительстве ГЦС с естественными коллекторами составляют от 0,5 до 1,5 км, таким образом поверхностные комплексы оборудования и теплотрассы промышленных СтГТ могут быть сильно рассредоточены на десятках кв. км.

5. *Ограниченность промышленного опыта.* При сравнительно большом количестве глубинных промышленных СтГТ с естественными коллекторами во Франции, высокими темпами их строительства в Германии, переходе на промышленные установки в США, Италии, Украине и ряде

других стран, в России этот опыт ограничен строительством и эксплуатацией экспериментальных и опытно-промышленных СтГТ (Чечня, Дагестан, Ярославская обл.).

При поверхностные СтГТ построены для индивидуального теплоснабжения сотен тысяч объектов (США, Германия, Швейцария и др.).

ГЦС с искусственными коллекторами получили только частичную экспериментальную проверку в США, Англии, Германии, Франции, Японии и России.

Карта прогнозных, технически доступных ресурсов геотермального теплоснабжения, отражает геолого-геотермические условия экономических районов территории позволяет оценивать реальную сырьевую базу геотермального источника энергии. Эти ресурсы (табл. 1.) для нужд теплоснабжения — 70/20 °С составили 56,9 трлн. т у.т., в том числе для нужд отопления (90/40 °С) — 30,5 трлн. т у.т.

Таблица 21.1

Геотермальные ресурсы территории России

Регионы	**Потенциальные ресурсы P, трлн. т у.т.**	**Прогнозные ресурсы теплоснабжения *D*, трлн. т у.т.**			
		Технически доступные, *Dj*		**Экономически целесообразные, *D***	
		70/20 °С	**90/40 °С**	**70/20 °С**	**90/40 °С**
Северный	132	3,7	1,1	3,4	0,95
Северо-Западный	18	0,9	0,2	0,6	0,1
Центральный	35	1,5	—	0,99	—
Центрально-Черноземный	19	5,7	1,3	4,8	0,07
Волго-Вятский	12	0,54	—	0,37	—
Поволжский	59	2,7	1,49	2,1	1,37
Северо-Кавказский	45	1,86	1,35	1,6	0,97
Уральский	64	1,2	0,36	0,6	0,18
Западно-Сибирский	258	9,8	7,4	8,2	3,8
Восточно-Сибирский	364	7,9	5,4	5,1	1,86
Дальневосточный	696	21,1	11,9	16,8	6,15
Калининградская обл.	—	—	—	0,1	0,09
Итого по России	1702	56,9	30,5	44,64	16,44

21.3. Технология освоения геотермальных ресурсов

Идея извлечения тепла горячего породного массива водой принадлежит К.Э. Циолковскому (1898 г.). В.А. Обручев ввел термин «геотермальная циркуляционная система» (ГЦС). В его научно-фантастической повести «Тепловая шахта» искусственным коллектором служили 10-метровые «теплообменные колодцы», пройденные по концам 12-ти квершлагов из глубокого вертикального ствола в горячем гранитном массиве. Пар от вскипающей в колодцах воды по трубам поступал в подземную электростанцию, отработанный конденсат возвращался под медные крышки колодцев

С 1970 г. Лос-Аламосская национальная лаборатория (ЛАНЛ) в США начала разработку проекта создания искусственного геотермального коллектора в виде обширных вертикальных трещин гидроразрыва слабопроницаемого горячего массива. После ряда неудач, стимулировавших создание надежной техники скважинных измерений, по проекту ЛАНЛ на ее полигоне Фентон Хилл в штате Нью Мексико в 1977 г. была создана первая в мире геотермальная система с гидроразрывом и даже продемонстрирован фонтан пара из практически непроницаемого массива горячих гранодиоритов. Вслед за США демонстрационная ГЦС с вертикальными трещинами гидроразрыва высотой 2,5 км создана в 1984-1985 гг. в Великобритании в горячем гранитном массиве Корнуолла по проекту Камборнской Горной школы. В эти годы опытные геотермальные гидроразрывы осуществлены в ряде других стран.

С 1983 г. на Фентон Хилл была начата реализация второй фазы проекта ЛАНЛ с углублением скважины до 4 км с температурой массива до 265 °С. При давлении воды — 48 МПа и совместном расходе от 8 насосных агрегатов, достигавшем 111 л/с, за 61 час непрерывного нагнетания с общим объемом 21 300 м образовалась субвертикальная зона трещин высотой 1150 м, средней шириной 800 м и «толщиной» около 150 м^3 . За первые месяцы циркуляционных экспериментов максимальный темп достигал 14,8 кг/с при напоре насоса 3,5 МПа и тепловой мощности около 10 МВт. За период экспериментов на Фентон Хилл извлеченная геотермальная энергия в 8 раз превосходит, в топливном эквиваленте, энергозатраты на циркуляцию.

Японский институт электроэнергетики опубликовал в 1995 г. проект ГеоТЭС мощностью 55 МВт от крупной ГЦИ тепловой мощностью 100 ГВт, включающей 3 скважины, которые на глубине 2 км разворачиваются

в горизонтальное положение при температуре гранита 250°С. На этой глубине через каждые 25 м скважины пересекают 40 вертикальных трещин гидроразрыва высотой по 2 км. Общий расход циркулирующей в системе воды 2430 т в час или 675 кг/с, т.е. около 17 кг/с по каждой трещине Расчетная стоимость электроэнергии примерно в 1,5-2 раза дешевле, чем от газовой ТЭЦ или АЭС. В Японии за последние годы созданы для длительных испытаний две демонстрационных ГЦС в Хиджиори и Огачи которые посетили делегатов 2-го Всемирного Геотермального конгресса ВГК-2000. Продолжается строительство Европейской опытной ГЦС финансируемое ЕЭС. Проект осуществляется совместно специалистами Германии, Франции и Великобритании в Саулт-Саутс Форитс недалеко от Страсбурга. Под 2-километровой толщей осадочных пород в гранитах Рейнского грабена на глубине около 3,7 км осуществлен гидроразрыв горячих гранитов (160-170°С). Образована зона трещин 2 км^2 (1300 х 1500 м). В циркуляционных опытах 1999 г. получен максимальный, в сравнении с другими экспериментами, расход воды в замкнутом контуре — до 25 кг/с.

В России в 1991 г. СПГГИ совместно с НПО "Недра" (Ярославль) и ГИПРОНикелем осуществлен гидроразрыв гранитов с температурой более 200 °С в скважине глубиной около 4 км на склоне Эльбруса в Тырныаузе как первый этап создания системы геотермального теплоснабжения города.

Основные направления и сферы использования геотермальных ресурсов. Начало использования геотермальных теплоносителей относится к глубокой древности. В каменном веке стоянки древних людей во многих случаях располагались вблизи геотермальных источников. Их использование для варки пищи и лечебных целей в бронзовом веке подтверждается археологическими документами. Слава дельфийского оракула построена на наблюдательности древних греков: танцующая на гейзере девушка начинала выкрикивать прорицания перед «подтверждавшим» их истинность очередным извержением гейзера (каждый гейзер имеет свой постоянный интервал между извержениями). Древние этруски в VII в. до н. э. умели добывать борную кислоту для выделки кож из парогидротерм Тосканы, используя их энергию для выпаривания минерализованной жидкости. Этот опыт описал Тит Лукреций (1 в.) в трактате «О природе вещей». Римские патриции принимали лечебные ванны и отдыхали в естественных геотермальный бассейнах. Подобие популярных римских бань в виде каптажей над горячими источниками можно встретить и в Неаполе, и в Софии, и в Тбилиси. Предприимчивый выходец из Франции Франческо Лардерел сумел возродить в Тоскане этрусское искусство добычи

борной кислоты и для развития созданной компании пробурил в 1827 г. первую в мире геотермальную скважину. Это и было началом создания технологии добычи тепла Земли, т.е. геотермальной технологии. Скважина нарушила сохранявшееся тысячи и миллионы лет термодинамическое равновесие, тепловой баланс природной гидрогеологической системы. В зоне питания в Аппенинах на высоте около 2 км над уровнем моря аккумулировались дождевые и снеговые осадки. Фильтрационные потоки по разломам и проницаемым слоям, заходя на большие глубины, нагревались от крупной магматической интрузии и собирались в неглубоких проницаемых коллекторах, из которых просачивались к поверхности в виде рассредоточенных источников зоны разгрузки. Скважины глубиной около 1 км, вскрывавшие такой геотермальный коллектор, открыли почти свободный выход сухого пара с температурой 185°С.

В 1904 г. возглавивший упомянутую компанию Дж. Пьеро Конти провел очень важный опыт: от природного пара в том же районе, получившем название Лардерелло, зажглись пять электрических светильников. В 1913 г. на основе поршневой машины на природном паре создана энергоустановка мощностью 250 кВт.В 1916 мощность первой промышленной геотермальной электростанции (ГеоГЭС) возросла до 12 МВт. В 1953 г. итальянские ГеоТЭС с общей мощностью 290 МВт выработали 2,5 млрд квт.ч, то есть 6% всей полученной в стране электроэнергии. В настоящее время общая мощность ГеоТЭС Италии превышает 1 ГВт = 1 млн. кВт.

Первая же промышленная ГеоТЭС Лардерелло стала вырабатывать самую дешевую в мире электроэнергию — в 4-5 раз дешевле, чем на топливных энергоустановках.

Вслед за Италией в 1919 г. в Японии были начаты опыты по созданию ГеоТЭС на месторождении Беппу. В настоящее время мощность японских ГеоТЭС также приближается к 1 ГВт.

В 1960 г. введена в эксплуатацию первая энергоустановка на крупнейшем в мире месторождении сухого пара Гейзеры в 160 км от Сан-Франциско. Быстро наращивая геотермальную энергетику на базе этого и других месторождений, США в 1973 уверенно лидируют при общей мощности ГеоТЭС более 3 млн. кВт.

На сегодня в России созданы геотермальные энергоблоки мощностью 500—25 000 кВт, использующие низкие и высокотемпературные геотермальные теплоносители.

1. Бинарные геотермальные электростанции (рабочий флюид 90—120 ° С)

С 1967 г. работает первая в мире Паратунская БГеоЭС мощностью 800 кВт.

2. Геотермальные электростанции прямого цикла (рабочий фл.ид 120—160 ° С)

с 1966 г. Паужецкая ГеоЭС мощностью 14 мВт;

с 1992 г. геоЭС «Омега» на острове Кунашир мощностью 500 кВт;

с 2002 г. эксплуатируется Мутновские ГеоЭС мощностью 50 мВт;

в 2006 г. пущена на острое Итуруп Океанская ГеоЭС мощностью 3,4 мВт

3. Комбинированные геотермальные электростанции (рабочий флюид 100° 160° С) Разработан проект IV блока Верхнее-Мутновской ГеоЭС.

Для организации геотермального теплоснабжения достаточно иметь температуру геотермальных источников от 40 до 60° С , что имеет место на 80% территории России. Привлекательными для создания электрогенерирующих мощностей сегодня являются Камчатский край, Чукотка, Курильские острова, Северный Кавказ, Калининградская область и Прибайкалье, где имеются высокотемпературные геотермальные v месторождения (t>120 °С)

Новый этап развития отечественной геотермальной энергетики предполагает, наряду со строительством серийных отработанных энергоблоков прямого цикла, освоение технологий использования низкопотенциальных георесурсов для выработки электроэнергии и тепла, применение которых позволит повысить эффективность уже действующих энергоблоков и включить в энергобаланс ранее не доступные низкотемпературные источники.

Россия была первой в мире страной, создавшей в 1967 г. бинарную Паратунскую электростанцию, производящую электричество из горячей геотермальной воды. Успешный опыт был подхвачен за рубежом и к настоящему времени уже произведено несколько тысяч геотермальных БЭС различной мощности. Во многих регионах России, (Северный Кавказ, Калининградская область, Прибайкалье и др.), имеются в большом количестве низкотемпературные геотермальные месторождения, потенциала которых достаточно для полного их энергообеспечения.

Возрождение российских бинарных энерготехнологий и организация серийного производства БЭС должны стать основой для широкомасштабного использования в различных регионах страны геотермальных ресурсов и других источников тепла.

В России на теплоснабжение расходуется более 45% всех потребляемых энергоресурсов. В то же время до 50—60% органических энергоресурсов, используемых на теплоснабжение, можно заменить экологически чистым и более дешевым теплом Земли.

На всей территории России имеются запасы теплоэнергетических вод, которые могут быть использованы, для теплоснабжения населенных пунктов, а также в промышленности и сельском хозяйстве. Особ следует выделить район Северного Кавказа (Ставропольский и Краснодарский край, Дагестан, Чечня Адыгея, Кабардино-Балкария и Карачаево-Черкес сия), чрезвычайно богатый термальными водами? температура которых достигает 125—130 °С.

В России, да и в подавляющем большинстве стран гораздо шире распространены геотермальные воды, пригодные не для электроэнергетики, а для теплоснабжения промышленных, коммунальных и сельскохозяйственных объектов. Нужно учесть, что в современной, преимущественно топливной энергетике основная часть топлива расходуется именно в системах теплоснабжения.

Несмотря на значительные успехи в развитии геотермальной энергетики ее вклад в общий энергетический баланс мира пока еще не превышает долей процента. Темпы развития и результативность освоения геотермальной энергии наиболее высоки в развивающих странах. Здесь вклад геотермальных ресурсов в энергетический баланс отдельных стран весьма значим.

Низкотемпературная геотермальная энергия в мировой практике используется, главным образом, для обогрева помещений, купален, в рыбоводстве и тепличном хозяйстве (85%).

Главным направлением освоения геотермальных ресурсов России несомненно должно стать теплоснабжение промышленности, жилищно-коммунального сектора и сельскохозяйственного производства. Это положение следует считать основой федеральной и региональной технической политики в области освоения геотермальных ресурсов.

Технологические схемы добычи тепловой энергии недр:

Фонтанная технология в настоящее время доминирует при разработке геотермальных месторождений, представленных природными проницаемыми коллекторами, содержащими флюиды (воду, рассолы, пароводяные смеси, пар) с давлением, как правило, выше гидростатического.

Фонтанная технология при всей своей простоте имеет два крупных недостатка: недостаточный дебит теплоносителя и сброс отработанного загрязненного теплоносителя, охлажденного после передачи энергии потребителю.

Если нефтяная скважина имеет дебит 50—100 т/сут. (2—4 т/ч) при теплотворной способности 40—42 ГДж/м^3, то продукция геотермальной скважины с водой при температуре 100°С и 0,4—0,42 ГДж/м^3 будет энер-

гетически сопоставима лишь при дебите 200—400 м^3/час. Геотермальные скважины с таким, хотя бы начальным, дебитом — уникальны. Отсюда и уровень интереса к этим ресурсам.

Циркуляционная технология представлена геотермальными циркуляционными системами (ГЦС) трех типов:

- с естественными проницаемыми коллекторами,
- с преобразуемыми трещинными зонами,
- с искусственно создаваемыми коллекторами в слабопроницаемых скальных породах.

ГЦС на базе естественных коллекторов состоят из системы добычных и нагнетательных скважин, вскрывающих пористый или трещиноватый пласт; теплообменника, систем водогазоочистки, водоподготовки, наземной нагнетательной насосной установки, коммуникационных теплотрасс, погружного насоса и возможных других элементов (баков-аккумуляторов, системы гидроподпитки и т.п.).

Весь технологический комплекс системы геотермального теплоснабжения (СГТ) может состоять из нескольких подсистем: — станции геотермального теплоснабжения (СтГТ), включающей: модули ГЦС - замкнутые подземно-поверхностные контуры на базе двух или более скважин; догревающие котельные (топливные или электрические); термотрансформаторы (тепловые насосы) и др.; — магистральных теплотрасс от СтГТ до потребителя; — тепловых сетей потребителя; — систем отопления и горячего водоснабжения жилых массивов; — систем технологического теплоснабжения городских и сельскохозяйственных промышленных объектов; — систем утилизации геотермального флюида для бальнеологических целей, спортивно-оздоровительных комплексов, извлечения полезных компонентов и др.

По нагнетательным скважинам геотермальный теплоноситель подается в пласт с естественной проницаемостью. Принудительно фильтруясь по пласту, он нагревается за счет теплообмена с горными породами и поступает в добычные (водоподъемные) скважины. Под действием избыточного пластового давления, явления термолифта (разницы гидростатических давлений в нагнетательных и добычных скважинах) или депрессии, создаваемой откачивающим погружным насосом, геотермальный теплоноситель по добычным скважинам выводится на поверхность.

Выданный теплоноситель направляется по теплотрассе в теплообменник, где нагревает сетевую воду, поступающую к потребителю. При высокой химической чистоте геотермального теплоносителя, что бывает чрезвычайно редко, он может подаваться сразу потребителю.

Отработанный (охлажденный) геотермальный теплоноситель через устройства водоочистки и водоподготовки нагнетается снова в пласт.

Циркуляционная технология разработки геотермальных месторождений (27—70 °С) с природными коллекторами годов успешно применяется во Франции. Такие системы работают в 10 городах страны и обеспечивали теплом 45 тысяч квартир. Продолжается строительство СГТ еще в ряде городов. Промышленное распространение она имеет в Германии, Украине, Дании, Швейцарии, США, Польше, России (Чечня, Дагестан) и других странах.

Основными препятствиями широкого применения этой технологии можно считать:

1) высокие требования к геолого-геотермическим характеристикам естественного коллектора, определяющим экономическую целесообразность геотермального теплоснабжения: (глубина, температура, мощность и проницаемость;)

2) сравнительно низкие температуры пород продуктивных горизонтов, требующие пикового догрева теплоносителя или его термотрансформации;

3) неповсеместность распространения геотермальных ресурсов соответствующим требованиям этой технологии.

Системы с теплообменом в скважинах и каналах (приповерхностные, малоглубинные).

Использование низкотемпературной геотермальной энергии малых глубин можно рассматривать как некоторый технико-экономический феномен или реальную революцию в системе теплообеспечения. Меньше чем за 10 лет в США была разработана многовариантная технология и построены сотни тысяч действующих систем теплоснабжения. Ежегодно вводится в строй не менее 50-80 тысяч новых систем, и США планирует довести их ежегодное производство до 600 тысяч. Успешно внедряется эта технология и в других странах мира: Швеции, Швейцарии, Канаде, Австрии, Германии. Ещё в 1994 году в мире действовало не менее 350 тысяч таких систем, со средней установленной мощностью 10 кВт и общей мощностью не менее 2,2 ГВт.

Приповерхностные (малоглубинные) геотермальные системы используются для обогрева и охлаждения различных типов жилых домов (от очень дешевых до роскошных индивидуальных или многоквартирных), бензозаправок, супермаркетов, церквей, образовательных учреждений и т.д.

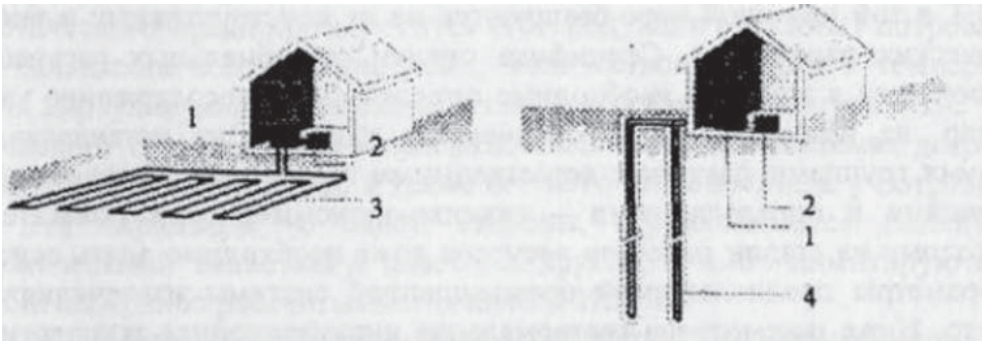


Рис. 21.1. Приповерхностные (малоглубинные) геотермальные системы с теплообменом в горизонтальных каналах и скважинах:
1 — тепловой насос, *2* — тепловой водный аккумулятор, *3* — грунтовый регистр, *4* —колонны труб в скважинах

Суть рассматриваемых технологий (рис. 21.1) заключается в создании подземного теплообменника, расположенного на малой глубине с замкнутым или открытым контуром, присоединенного к тепловому насосу, расположенному внутри отапливаемого помещения При этом используются температуры пород в интервале от 5—7 °С до 12—14 °С. Эти системы используют не только геотермальную энергию, накопленную в горных породах или в воде, но и солнечную.

В технологическом отношении тепловые насосы делятся на системы с замкнутым и открытым циклом (петлей). Системы с открытой петлей используют тепло подземной или поверхностной воды, циркулирующее через теплообменники теплового насоса. В системах с закрытой петлей создается циркуляция автономного теплоносителя. Системы с замкнутым циклом наиболее широко развиты в США. Они делятся на два типа: системы, у которых в подземном контуре циркулирует вода (или антифриз), и системы, где хладагент теплового насоса непосредственно пропускают через подземный контур.

Первый тип систем состоит из подземного контура с незамерзающим флюидом и циркуляционного и теплового насосов. Подземные контуры обычно располагаются в неглубоких (1—2 м) траншеях или скважинах глубиной 50—100 м. Контур изготавливается из пластиковых (полибутиленовых) или металлических труб. Удельная длина труб 15—125 м/кВт.

Для систем второго типа вместо пластиковых труб используют медные, в которых хладагент циркулирует проходя непосредственно через компрессор теплового насоса. Во всех случаях используют теплоноситель с температурой замерзания ниже –20 °С или рабочий хладагент теплового насоса.

Среди последних разработок упоминаются специальные системы типа «Геопакет» — в землю помещается емкость с флюидом и сооружаются коаксиальные скважинные системы, состоящие из двух колонн труб, расположенных одна в другой. Указанные приемы направлены на уменьшение длины подземного контура и (или) улучшение условий теплообмена.

Стратегия замены традиционных источников энергии теплотой недр должна включать следующие основные этапы:

1) геолого-геотермическое районирование недр страны и перспективных по этим условиям регионов (более детально);

2) экономико-математическое моделирование СтГТ для определения оптимальных параметров и показателей добычи и использованиягеотермальной энергии в различных природных, энергетических и экономических условиях с оптимизацией по современным рыночным критериям;

3) геолого-экономическая, технолого-энергетическая и социально-экологическая оценка геотермальных ресурсов страны и перспективных регионов с выбором первоочередных территорий, районов, городов и поселков;

4) оценка ресурсообеспеченности регионов тепловой энергией недр и оконтуривание запасов геотермальных месторождений;

5) разработка инвестиционных проектов, бизнес-планов и технологических регламентов СтГТ;

6) проектирование и строительство конкурентных СтГТ;

7) эксплуатация и отработка технологических режимов СтГТ,отвечающих конъюнктуре рынка.

Контрольные вопросы

1. Что такое геотермальные ресурсы, их классификация?
2. Какие используются технологии для извлечения тепла Земли?
3. Какие преимущества и недостатки у схем использования тепла Земли?

Литература

1. Аренс В.Ж., Дмитриев А.П., Дядькин Ю.Д. и др. Теплофизические аспекты освоения ресурсов недр. Л., Недра, 1988. 336 с.

2. Богуславский Э.И. Перспективы освоения геотермальных ресурсов регионов центральной России на рубеже веков. АЕН РФ, Вестник горно-металлургической секции (Отд. горн. наук). //Горное производство и наука на рубеже веков. М., 1996. с. 179—195.

3. Богуславский Э.И., Вайнблат А.Б., Дядькин Ю.Д., Смыслов А.А., Певзнер Л.А., Самхан И.И., Хахаев Б.Н. Ресурсы геотермального теплоснабжения. Разведка и охрана недр, № 7. М., Недра, 1996. С. 32—37.

4. Богуслаский Э.И., Певзнер Л.А., Хахаев Б.Н. Перспективы развития геотермальной технологии. Разведка и охрана недр. № 7-8. М., Недра, 2000. С. 43—48.

5. Дядькин Ю.Д. Основы геотермальной технологии. ЛГИ, 1985,176 с.

6. Дядькин Ю.Д. Разработка геотермальных месторождений. М, Недра, 1989. 230 с.

7. Дядькин Ю.Д., Гендлер СП, Смирнова Н.Н. Геотермальная геофизика. СПб, Наука, 1993. 356 с.

8. Дядькин Ю.Д. Методика расчета и пути управления параметрами геотермального гидроратрыва. В кн. Проблемы геотермальной энергии. Межд. симп., т. 2, СПГГИ, 1995. с. 80—98.

9. Дядькин Ю.Д. Условия освоения энергии недр при умеренном геотермическом градиенте. Горный журнал, N4, 1998. С. 15—19.

10. Карта ресурсов геотермального теплоснабжения территории СССР. Масштаб 1:10 000 000. /Богуславский Э.И., Вайнблат А.Б., Гашева И.М., Дядькин Ю.Д., Моисеенко У.И., Негров О.Б., Остроумова И.М., Троицкая Е.Б. Изд. Мингео СССР, 1991.

11. Кругер П., Отток К. Геотермальная энергия (пер. с англ.). М., Мир, 1975. 354 с.

12. Моисеенко У.И., Смыслов А.А. Температура земных недр. Л., Недра, 1986. 180 с.

13. Пивоваров О.А.. Томаров Г.В. Развитие геотермальной инергетики в России и за рубежом. Теплоэнергетика №3 2006 г.

14. Пивоваров О.А. и др. Фундаментальные исследования в области геотермальной инергетики. Теплоэнергетика № 1 2005 г.

15. Томаров Г.В. Никольский А.И. и др. Геотермальные энергетические процессы. Весник РАЕН № 1, 2009 г.

16. Геотермальная технология низкопотенциальньгх высокоминерализованных пластовых вод /Хахаев Б.Н., Певзнер Л.А. Самхан И.И., Богуславский Э.И., Шурчков А.В. Разведка и охрана недр, N 1, 1994.

17. V. Stefansson, 1. B. Fridieifsson. L'Energie Geothermique Dans une Perspective Europeenne et Mondiaie. Commission dc la Science et de la Technologic. Sous-commission dc la politique technologique et de l'energie. Audition d'experts sur la situation actuelle et les perspectives de lageothermie en Europe. Strasbourg, 12 mai 1998. Recueil des documents.

Приложение №1к главе 1

Классификация геотехнологических процессов

Обзор ряда геотехнологических процессов позволил обобщить их в виде классификации, которая значительно облегчит задачу исследователя, приступающего к разработке того или иного геотехнологического процесса, даст ему ориентировку в новой сложной области — геотехнологии. Классификация разбита на четыре основных группы.

В группу А входят процессы, при помощи которых твердые ископаемые могут быть переведены в жидкое состояние. К ним относятся подземное растворение и расплавление.

К группе Б относятся все процессы, при которых твердые и жидкие ископаемые переводятся в газообразное состояние. Таковы процессы подземной газификации, горения, обжига, коксования, полукоксования и сублимации (возгонки).

Группа В—это комбинированные процессы, основанные на сочетании процессов групп А и Б.

К группе Г относятся процессы подземного обогащения и создания искусственных месторождений.

В классификации геотехнологических процессов приведен перечень минералов, месторождения которых можно разрабатывать тем или иным геотехнологическим методом. Названия минералов даны в скобках.

Данную классификацию следует рассматривать лишь как попытку, как первый шаг на пути к разработке более полных и совершен ных классификаций в области геотехнологии.

А. Превращение твердых ископаемых в жидкое состояние

I. Процессы подземного растворения

1. Растворение водой (каменная соль (NaCl); карналлит (KCl-$MgCl_2$-$6H_2$); сильвин (КС1); нашатырь (NH_4C1); селитра калийная (KNO_3); селитра натровая ($NaNO_3$); мирабилит ($Na_2SO_4 \cdot 10H_2O$); кизерит ($MgSO_4$); эпсомит ($MgSO_4 \cdot 7H_2O$); полигалит [$2CaSO_4$-K_2-$Mg(SO_4)_2$]; каинит (MgSCv КС1·$3H_2O$); медный купорос ($CuSO_4 \cdot 5H_2O$); сассолин [$B(OH)_2$]; шрёкингерит [NaCa3" (UO_2) (CO_3)$_3$-SO_4(OH) -$9H_2O$]; уранопилит [(UO_3) ($CuO \cdot 2SO_3 \cdot 7H_2O$]; сода ($Na_2CO_3 \cdot 10H_2O$); бура ($Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O$); тенардит ($Na_2SO_4$) и др.)

2. Растворение серной кислотой (целестин ($SrSO_4$); англезит ($PbSO_4$); стронцианит ($SrCO_3$); цинкит (ZnO_2); азурит [$2CuCO_3$-Cu-$(OH)_2$]; медь (Си); куприт ($Си_2O$); клевеит (UO_2—UO_8); уранотоллит Ca_2 $(UO_2)_2$ $(CO_3)_3$ $10H_2O$; карнотит [K_2 $(UO_2)_2$ (VO_4 $3H_2O$]; ампангабеит ($UO_3 \cdot Fe_2O_3 \cdot 4Nb_2Os$ • $ТЮ_2 \cdot nH_2O$); парсонсит [($PbUO_2$) • ($PЬO_4)_2$-H_2O] и др.).

3. Растворение солянод, кислотой (цинковая обманка (ZnS);монацит (Ce, La, PO_4(MnBeFe) $_8$ ($BeSiO_4$)S_2; гринокит(CdS); валентинит (Sb_2O_3); диоптаз (CuH_2Si0_4); молибдит (МоОз);торит (ThO_2-SiO_2); уранит (UO_2); скупит (UO_3-$9H_2O$); эритрин[$CO_3(AsO_4)_2$-$8H_2O$]; стронцианит ($SrCO_3$); ампангабеит и др.).

4. Растворение азотной кислотой (миллерит (NiS); купферникель (NiAs); висмутовый блеск (В1г5_3); герсдорфит (NiAsS); прустит (CuAsS« As_2S_3);дискразит(Ag_3Sb);серебряный блеск(Ag_2S);пираргирит($3Ag_2S{\cdot}Sb_2S_3$); халькопирит ($CuFeS_2$); кобальтовый блеск (CoAsS); кюрит Ц2РЬО) (5Ш$_3$) • $4H_2O$]; парсонситL(PbUO_2) (РЬ$O_4)_2$-H_2O]; цинковая обманка (ZnS) и др.).

5. Растворение аммиаком (бромаргирит (AgBr); эритрин [$Co_3(AsO_4)_2$-$8H_2O$]; тунгстит (WO_3); кераргирит (AgCl) и др.).

6. Растворение едк!ш_натрием (бокситы: гидраргилит ($H_6A1_2O_6$); диаспор [АЮ(ОН)] и др.).

7. Растворение едким._калием (крокаит (РЬСгО$_4$); цинкит (ZnO)

1и др.).

8. Растворение растворами сульфида натрия и хлористого железа (антимонит /(Sb_2S_3); пираргирит (Ag_3SbS_3); тетраэдрит ($3Cu_2S{\cdot}Sb_2S_3$), и др.

9. Растворение раствором цианида калия (0,05—0,15% KCN) (золото (Аи)).

II. Процесс подземного расплавления

Минералы, расплавляемые при температуре от 75 до 550 °С: бура ($Na_2B_4O_7$-$10H_2O$) 76,5°С; озокерит 80°С; сера, (S) 119°С; фидлерит [2РЬС1_2-РЬ$(OH)_2$] 150 °С; метациннабарит (HgS) 240°С; цинковая обманка (ZnS) 303 °С; эмболит [Ag(Cl, Br)] 412 °С; арсеноаргирит (Ag_2S-As_2S_3) 420 °С; нантокит (CuCl) 422 °С; бромаргирит (AgBr) 434 °С; пирсеит ($9Ag_2S$-AsS_3) 440 °С; смитсонит ($ZnCO_3$) 440 °С; берце-лианит (Cu_2Se) 440°С; дюфренуазит (2PbS-AsS_5) 430 °С; теллур (Te) 455 °С; кераргирит .(AgCl) 455 °С; пираргирит ($3AgS{\cdot}Sb_2S_3$) 480 °С; ал-лемонтит ($PbAs_3$) 480 °С; эриакальцит 498°С; буланжерит ($2Sb_2S_3{\cdot}5PbS$) 495 °С; иодирит (HgJ) 527 °С; бурнонит ($PbS{\cdot}Cu_2S{\cdot}SbS_3$) 550 °С; антимонит ($Sb_2S_3$) 550 °С и др.

Б. Превращение твердых и жидких ископаемых в газообразное состояние

I. Процессы с подачей химических реагентов в виде дутья

1. Подземная газификация (уголь, горючие сланцы, нефть и др.).

2. Подземное сжигание, частичное или полное (уголь, горючиесланцы, нефть, сера самородная).

3. Подземный обжиг (пирит (FeS_2) 472 °С[1], 1542 кал/кг; миллерит (NiS) 616°, 1207 кал/кг; медный блеск (халькозин) (Cu_2S) 679 °, 794 кал/кг; вис-

[1] Цифра, стоящая после химического состава, обозначает температуру воспламенения минерала.

мутовый блеск (Bi_2S_3) 626 °; халькопирит(CuFeS); цинковая обманка (ZnS) 1140 кал/кг; ковеллин (CuS) 1024 кал/кг; борнит (Cu_3FeS_3); энаргит ($3Cu_2S$-AsS); теннантит($4Cu_2$-AsS_3); тетраэдрит (блеклая медная руда) ($3Cu_2S$-SbS); антимонит (SbS).

II. Газификация или сжигание топлив и выщелачивание редких элементов из золы.

III. Расплавление серы при частичном сжигании ее.

В. Комбинированные процессы

I. Газификация угля и перегонка нефти в комплексных угольно-нефтяных месторождениях (типа Эмбенских}.

Г. Процессы подземного обогащения и создания искусственных месторождений

I. Превращение в жидкое или газообразное состояние труднорастворимых и обладающих высокой температурой сублимации минералов, принудительная миграция и последующее переотложение их в определенных ограниченных пространствах.

П. Выкристаллизовывание солей за счет солнечного нагрева и вымораживания рассолов из морской и озерной воды, перекачиваемой в природные впадины поверхности земли.

III. Искусственные биогеохимические процессы

1.Образование месторождений серы путем действия серных бактерий.

2. Ускорение процессов образования лечебных грязей действием серных бактерий.

3. Повышение нефтеотдачи в истощаемых месторождениях нефти искусственным ускоренным образованием метана и других газов действием микроорганизмов на остаточную нефть.

4. Искусственное ускорение образования природных газов действием бактерий и других факторов на исходные материалы.

П. Процессы с вводом инертного теплоносителя

1. Коксование и полукоксование (уголь, горючие сланцы, нефть).

2. Возгонка или сублимация: (реальгар (AsS) 327 °C[1]; киноварь (HgS) 420 °; теллурит (TeO_2) 450°; мышьяковый колчедан (FeSAs); анофрит (HgSeS); тиманит (Hg_3Se); гессит (Ag_2Te); аурипигмент (As_2S_3), мышьяк (As); антимонит (Sb_2S_3).

[1] Температура возгонки минерала.

Приложение 2 к главе 3

Сводка неорганических реагентов, разлагающих минералы (растворители минералов)

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
A1	Алунит	$KA1_3(SO_4)_2(OH)_6$	В воде и HC1 не растворим. В концентрированной H_2SO_4 растворяется с трудом. При обработке прокаленного алунита водой в раствор переходят квасцы. Легко растворяется в NaOH, KOH
	Биотит	$K(MgFe)_3(AISi30,o)(OHF)_2$	Разлагается в H_2SO_4, HNO_3, смеси HF + H_2SO_4 (при нагревании разложение усиливается)
	Бемит	AIO(OH)	Растворяется в щелочах при 190°C и давлении 1,5—1,6 МПа
	Галлуазит	$Al_4(Si_4Oio)(OH)_24H_2O$	Кислоты и щелочи частично разлагают при нагревании
	Гиббсит	$A1(OH)_3$.	Легко растворяется в гидроксидах щелочных металлов (в 11% KOH), растворим в 10% серной кислоте, 3% H_2SO_4
	Диаспор	$HA1O_2$	В кислотах не растворяется. Растворяется в щелочах при температуре 200-225°C и давлении $1,8 \cdot 10^6$ Па
	Дистен	Al_2Si0_5	В кислотах не растворяется. Разлагается при автоклавной щелочной обработке или при спекании с известняком.
	Каолинит	$Al_4(Si_40_{10})(OH)_g$	Растворим в конц.серной кислоте при нагревании до паров SO_3
	Калиевые квасцы	$KAl(SO_4)_212H_20$	Растворяются в воде, растворимость при 20°C составляет 151 г/л
	Корунд	$A1_2O_3$	В кислотах не растворяется
	Криолит	Na_3AlF_6	В крепкой H_2SO_4 растворяется совершенно
	Лейцит	$K(AlSi_2O_6)$	В HC1 растворяется с выделением порошковатого кремнезема

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Нефелин	$Na(AISiO_4)$	Кислотами разлагается легко. Разлагается при автоклавной варке в крепком растворе NaOH
	Пирофиллит	$Al_2(Si_4O_{10})(OH)_2$	В кислотах и щелочах не разлагается
	Силлиманит	$Al(AlSiO_5)$	В кислотах и щелочах не растворяется
	Шпинель	$MgAl_2O_4$	В кислотах и щелочах не растворяется
Ва	Барит	$BaSO_4$	Практически нерастворим в воде и органических соединениях. Хорошо растворим в водных растворах щелочных карбонатов. Не растворяется в горячей HC1, порошок минерала медленно растворяется в конц. H_2SO_4
	Витерит	ВаСОз	Легко растворяется в слабых минеральных кислотах и относительно хорошо — в воде. Легко растворим даже в слабых органических кислотах (лимонной, винной, щавелевой), в уксусной кислоте при нагревании
Be	Берилл	$Al_3Be_3(Si_20_7)$	В HC1 и HNO3 не растворяется, в HF растворяется при нагревании. Разлагается при сплавлении с содой. Для быстрого разложения и удаления кремния сплавляют с фторидами щелочных металлов
	Бертрандит	$Be_4(Si_2O_7)(OH)_2$	См. берилл.
	Гельвин	$(Mn,Fe,Zn)_8(BeSiO_4)_6S_2$	Растворяется в HC1 с выделением H_2S; при выпаривании образует студенистый осадок S; O_2
	Фенакит	$Be_2(Si0_4)$	См. берилл
	Хризоберилл	$BeAl_2O_4$	В кислотах не растворяется. Разлагается лишь при сплавлении порошка с KOH или $KHSO_4$

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
B	Ашарит	$MgHBO_3$	В воде не растворим. В щелочах растворяется с трудом, хорошо растворяется в минеральных кислотах
	Борацит	$Mg_6B_40_{26}Cl_2$	Хорошо растворяется в минеральных кислотах
	Боронатрокальцит	$NaCaB_5O_9$, $8H_2O$	Плохо растворим в воде. Хорошо растворяется в минеральных кислотах.
	Бура	$Na_2B_4O_710H_2O$	Хорошо растворяется в воде, особенно в горячей
	Гидроборацит	$MgCaB_6O_{11}6H_2O$	Растворяется в кислотах, в кипящей воде, в щелочах — при нагревании
	Датолит	$CaBSiO_4(OH)$	Растворяется в кислотах при нагревании; в щелочах нерастворим
	Кернит	$Na_2B_4O_7$ $4H_2O$	Растворяется в воде, кислотах, щелочах
	Колеманит	$Ca_2B_6O_{11}$ $5H_2O$	Не растворяется в холодной воде, плохо растворяется в горячей и хорошо в минеральных кислотах; при нагревании растворяется в углекислых и едких щелочах
	Котоит	$Mg_3(BO_3)_2$	В воде не растворяется, плохо растворяется в щелочах, хорошо в горячих минеральных кислотах
	Пандермит	$Ca_4B_{10}O_{11}$ $7H_2O$	Растворяется в кислотах, а при нагревании и в щелочах, в воде растворяется плохо
	Сассолин	$B(OH)_3$	Хорошо растворяется в воде, особенно в горячей
V	Ванадинит	$Pb_5(VO_4)_3Cl$	Растворяется в HNO_3; разлагается в HC1, оставляя нерастворимый осадок
	Деклуазит	$(Zn,Cu)Pb(VO_4)(OH)$	Растворяется в HNO_3
	Карнотит	$K_2(UO_2)_2(VO_4)_7$ $3H_2O$	Растворяется в холодной разбавленной соляной кислоте

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Патронит	VS_2 или V_2S_5	Разлагается в HNO_3
	Роскоэлит	$KV_2(AJSi_3Oio)(OH)_2$	После обжига (850°C) с NaCl ванадий растворяется в воде или разбавленных кислотах
Bi	Висмутит	$Bi(CO_3)(OH)_4$	Хорошо растворим в кислотах
	Висмут (самородный)	Bi	В HNO_3 легко растворяется. Из раствора при разбавлении выпадает белый осадок. Нерастворим в щелочах
	Висмутин	Bi_2S_3	В HNO_3 легко растворяется с выделением серы. С КОН вступает в реакцию
	Висмутовая охра (бисмит)	Bi_2O_3	Растворим в кислотах
	Тетрадимит	Bi_2Te_2S	Легко растворим в HNO_3, растворяется в конц. H_2SO_4
W	Вольфрамит	$(Mn,Fe)WO_4$	Растворим в конц. H_2SO_4 при нагревании до паров SO_3, в других кислотах не растворяется.
	Гюбнерит	$MnWO_4$	Разлагается соляной кислотой с выделением вольфрамовой кислоты. См. вольфрамит
	Ферберит	$FeWO_4$	См. вольфрамит, гюбнерит
	Ферритунгстит	$Fe_2(WO_4)(OH)_4\ 4H_2O$	Разлагается в кислотах с выделением H_2WO_4 желтого цвета
	Шеелит	$CaWO_4$	Разлагается в кислотах с выделением вольфрамовой кислоты; растворяется в конц. H_2SO_4 при нагревании до паров SO_3
Ge	Аргиродит	$Ag_8(Ge, Sn)S_6$	С трудом разлагается в HNO_3

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
Fe	Альмандин	$Fe_3AI_2(Si0_4)_3$	Медленно разлагается конц. HC1 и H_2SO_4 с выделением аморфного кремнезема; быстро разлагается в смеси HF и H_2SO_4
	Андрадит	$Ca_3Fe_2(Si0_4)_3$	Медленно разлагается конц. HC1 и H_2SO_4 с выделением геля кремнекислоты; хорошо растворим в смеси HF и H_2SO_4
	Геденбергит	$CaFe(Si_2O_6)$	В HC1 разлагается с выделением SiO_4
	Гематит	Fe_2O_3	Растворим в конц. Cl
	Гетит, лимонит	$HFeO_2$,	В HC1 и HF растворяется при нагревании.
	Магнетит	Fe_3O4	Полностью растворяется в HC1, конц. HNO_3 и H_3PO_4; медленно, но полностью растворяется в HP; уксусная, лимонная и винная кислоты при кратковременном воздействии на магнетит не действуют
	Магномагнетит	$(Fe,Mg)Fe_2O_4$	См. магнетит
	Пирит	FeS_2	Полностью растворяется в конц. HNO_3, в смеси кислот HC1 и HNOз с выделением S; разлагается в 30% H_2O_2, а также в растворах $Na_2S_2O_3$
	Пирротин	Fe_{1-x}.,S	Растворим в разбавленной (1:2) HC1 с выделением S и H_2S; в разбавленной (1:1) HNO_3 растворяется при нагревании; растворяется в лимонной кислоте с выделением H_2S
	Сидерит	$FeCO_3$	Холодная HO действует слабо, но при нагревании очень энергично
	Тюрингит	$Fe_{3,5}(Al,Fe)_{1,5}(Si_2, {}_5Al_{1,5}01_{10})(OH)_6 nH_2O$	В HCl разлагается с выделением студенистого кремнезема
	Шамозит	$Fe_4Al(AlS_3O_{10})(OH)_6 11H_2O$	В HCI легко разлагается с выделением студенистого кремнезема

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
Au	Золото самородное	Au	Растворяется в смесях кислот соляной и азотной (в пропорции 3:1, “царской водке”), серной с марганцевой, серной с азотной. Растворяется в водных растворах цианидов, хлоридов, бромидов, иодидов, тиокарбамида, тиосульфата, малононитрила
	Калаверит	$AuTe_2$	Разлагается в HNOз с выделением золота. См. золото самородное
	Креннерит	$(Au,Ag)Te_2$	См. калаверит
	Петцит	(Ag,Au),Te	См. калаверит
	Сильванит	$AuAgTe_4$	См. калаверит
	Электрум	Сплав Au с Ag	См. золото самородное
Y	Браннерит	$(U, Y, Ca, Fe, Th)_3Ti_30_{16}$	Разлагается в серной кислоте
	Гадолинит	$Be_2FeY_2Si_20_{10}$	С минеральными кислотами не реагирует
	Ксенотим	YPO_4	Порошок минерала разлагается в H_2SO_4
	Ферпосонит	$(Y,Er)(Nb,Ta)O_4$	Разлагается серной кислотой
Cd	Гринокит	CdS	Растворяется в HCI с выделением сероводорода
	Сфалерит	ZnS	Растворяется в конц. H_2SO_4 и HCI с выделением сероводорода
K	Калиевая селитра	KNO_3	Легко растворяется в воде
	Сильвин	KC1	Легко растворяется в иоде
	Ортоклаз	$KAl_3Si_3O_8$	Сплав минерала с Na_2CO_3 растворяется в кислотах

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Мусковит	$KAl_3Si_30_{10}(OH)_2$	Растворяется в HC1 и H_2SO_4 при нагревании, в HF на холоде растворяется неполно.
Ca	Амфибол	Сложный силикат Mg,Fe, $RSiO_3$, где R- Ca, Mg или Fe	Не растворяется в минеральных кислотах. Разлагается обычно лишь после сплавления.
	Ангидрит	$CaSO_4$	Растворяется в HC1 с трудом. Порошок легко растворяется в конц. H_2SO_4. В воде, в противоположность гипсу, нерастворим. Разлагается щелочами.
	Анкерит	$Ca(Mg,Fe)(CO_3)_2$	Растворяется в 10% CH_3COOH (двукратная получасовая обработка при 100°C); 3-5% HC1 (при нагревании)
	Апатит	$Ca_5(PO_4)_3(F, Cl)$	Растворяется в HC1, HNO_3, H_2SO_4; при нагревании разлагается CH_3COOH
	Везувиан	$Ca_3Al_2(SiO_4)_2(OH)_4$	В HC1 разлагается частично, а после предварительного прокаливания полностью
	Волластонит	$CaSiO_3$	Разлагается в HC1
	Гипс	$CaSO_4\ 2H_2O$	Растворяется в HC1 слабо. В воде, подкисленной H_2SO_4, растворяется гораздо лучше, чем в чистой. Однако при концентрации H_2SO_4 свыше 75 г/л растворимость резко падает. Одна часть гипса растворяется в 200 ч H_2O
	Доломит	$Ca,Mg(CO_3)_2$	Растворяется в 3-5% HCI, 10% CHзCOOH при нагревании за 0,5 часа при Ж:Т = 100:1; в HF разлагается
	Кальцит	CaCOз	Растворяется в 3-5% HC1 без нагревания, 10% CHзOOH в результате двукратной получасовой обработки при 100°C и Ж:Т = 100:1; в HF разлагается на холоде
	Флюорит	CaF_2	Полностью разлагается в конц. H_2SO_4 и растворах $H_2C_2O_4$ при нагревании, несколько растворяется в HC1 и HNO_3

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Эпидот	$Ca_2(Al,Fe)_3Si_30_{12}0H$	Растворяется в HC1 с выделением студенистого кремнезема только после предварительного сплавления или сильного прокаливания
Co	Карролит	$CuCo_2S_4$	Растворяется в HNO_3, придавая жидкости розовый цвет
	Биберит	$CoSO_47H_2O$	Растворяется в иоде
	Глауходот	(Co,Fe)AsS	В HNO_3 разлагается с выделением S u As_2O_3
	Кобальтин	CoAsS	Разлагается горячей HNO_3, при этом выделяется S и As_2O_3. Раствор окрашивается в розовый цвет
	Кобальтоирит	$(Fe,Co)S_9$	Растворяется в HNO_3
	Линнеит	Co_3S_4	Растворяется в конц. HNO_3 с выделением серы
	Саффлорит	(CoNi)As3	Растворяется в HNO_3.
	Скуттерудит	$CoAs_3$	Растворяется в конц. HNO_3 с выделением As_2O_3.
	Смальтин	C_0AS_{3-2}	Растворяется в HNO_3 с выделением As_2O_3.
	Сферокобальтит	CoCOз	При воздействии холодной HC1 разлагается медленно, быстро с выделением CO_2 разлагается в горячих кислотах
	Шмальтин	$CoAs_2$	Растворяется в HNO_3
	Эритрин	$Co_3(AsO_4)_2\ 8H_2O$	Растворяется в HC1
La	Монацит	$(La,Ce)PO_4$	Медленно растворяется в HC1, растворяется в HNO_3.
Li	Амблигонит	$LiAl(PO_4)F$	Растворим в H_2SO_4
	Лепидолит	$KLi_{1,5}Al_{1,5}(Si_40_{10})(FOH)_2$	Кислотой и разлагается только после сплавления

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Литиофиллит	$Li(Mn,Fe)PO_4$	В кислотах растворяется
	Сподумен	$LiAl(Si_2O_6)$	В HC1 не растворяется, разлагается в конц. H_2SO_4 при нагревании. Сплав с K_2SO_4 растворяется в воде.
	Трифилит	$Li(Fe,Mn)PO_4$	Растворяется в HC1
	Петалит	$(Li,Na)AlSi_4On$	В кислотах не разлагается
	Циннвальдит	$KLiFeAl(Si_3A10_{10})(Fe,OH)_2$	В кислотах разлагается
Mg	Актинолит	$Ca2_2Mg,Fe)_5(0H)_2(Si_40_{11})$	Не растворяется в воде, HC1 и HNO_3. Разлагается в HF.
	Антофиллит	$(Mg,Fe)_7(Si_40_{11})(0H)_2$	С кислотами не реагирует
	Ашарит	$MgHBO_3$	Растворяется и HC1, но труднее, чем другие Mg -содержащие бораты
	Бишофит	$MgCl_2$ 6H2O	Легко растворяется в воде
	Брусит	$Mg(OH)_2$	Растворяется в кислотах
	Гексагидрит	$MgSO_2$ $6H_2O$	Медленно растворяется в воде
	Диопсид	$Ca,Mg(SiO_3)_2$	Не растворяется в воде, HC1 и HNO_3. Разлагается HF на холоде.
	Доломит	$CaMg(CO_3)_2$	С холодной HC1 реагирует очень слабо, в горячей -растворяется вполне
	Карналит	$KClMgCl_2$ $6H_2O$	Легко растворяется в воде
	Кизерит	$MgSO_24$ H_2O	В воде растворяется очень медленно, при этом переходит в более растворимый $MgSO_4$ $7H_2O$
	Клинохлор	(Mg, Fe)4 75Al 125 (Si2.75Alii25 0,o)(OH)g	Полностью разлагается только в конц. H_2S_4
	Магнезит	$MgCO_3$	Вполне растворяется в горячих кислотах

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Оливин	$(Mg,Fe)_2Si0_4$	Порошок минерала бурно разлагается в конц. H_2SO_4 с образованием крсмнекислоты. В HCl разлагается с выделением скелета кремнезема
	Палыгорскит	$2MgO\ 3SiO_2\ 4H_2O\ NA1_2O_3\ 4SiO_2\ 5H_2O$	В горячей H_2SO_4 разлагается
	Пироп	$Mg_3Al_3(Si0_4)_3$	Несколько растворяется HF
	Периклаз	MgO	Растворяется в HC1
	Серпентин	$M_{g6}(Si_4O_{10})(OH)_8$	Разлагается в кислотах.
	Тальк	$M_{g3}(Si_4O_{10})(OH)_2$	В HF разлагается
	Тремолит	$Ca_2Mg_5(OH)_2(Si_4O_{10})$	Не растворяется в воде, HC1 и HNO_3. Разлагается в HF
	Флогопит	$KMg3(Si_3AIO_{10})(F,OH)_2$	С трудом разлагается кислотами и особенно в HC1.
	Форстерит	Mg_4SiO_4	Не растворяется в иоде и HC1. Разлагается в конц. H_2SO_4
	Шпинель	$MgAl_2O_4$	Кислоты не действуют
	Энстатит	$M_{g2}(Si_20_6)$	В кислотах не растворяется
	Эпсомит	$MgSQ_4\ 7H_2O$	В иоде легко растворим
Mn	Алабандин	MnS	Растворяется в HC1 с выделением H_2S
	Браунит	Mn_2O_3	Разлагается в HC1 с выделением хлора
	Гаусманит	Mn_3O_4	В HC1 растворяется с выделением хлора
	Гауэрит	MnS_2	Растворяется в конц. HCl при нагревании с выделением H_2S и осаждением S
	Грейнерит	$(Mg,Mn,Ca)CO_3$	Растворяется в кислотах
	Илезит	$(MN,Zn,Fe)\ SiO_4\ 4\ H_2O$	Растворяется в воде

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Маллярдит	$Mn\ SiO_4\ 7\ H_2O$	Легко растворяется в воде
	Манганит	$MnO_2\ Mn(OH)_2$	Растворяется в конц. HC1
	Пиролюзит	MnO_2	В HC1 растворяется с выделением хлора
	Псиломелан	$mMnO\ MnO_2\ 4H_2O$	Растворяется в HC1, HNO_3, H_2SO_4 и в органических кислотах
	Родонит	$Mn_2Si_20_6$	Частично растворяется в HC1
	Родохрозит	$MnCO_3$	В HC1 на холоде растворяется медленно, но при нагревании весьма энергично, бурно выделяя CO_2
	Спессартин	$Mn_3Al_2(Si0_4)_3$	Разлагается в HC1 после сплавления
	Тефроит	Mn_2Si0_4	Разлагается в HC1 с выделением кремниевой кислоты
Cu	Азурит	$Cu_3(COз)_2(OH)_2$	В кислотах растворяется с шипением, растворяется также в аммиаке, образуя раствор темно-синего цвета
	Айкинит	$CuPbBiS_3$	Растворяется в HNO_3, выделяя $PbSiO_4$ и S
	Альгодонит	Cu_3As	Растворяется в HNO_3
	Атакамит	$CuCl_23Cu(OH)_2$	Растворяется в HC1 с выделением хлора
	Аширит (диоптаз)	$Cu\ SiO_3\ nH_2O$	В HC1 и HNO_3 разлагается с выделением студенистого кремнезема
	Бирюза	$CuAl6(PO_4)4(OH)_8\ 5H_2O$	Растворяется в HC1
	Борнит	Cu_3FeS_4	Растворяется в HNO_3 и в “царской водке”, а также в кипящем растворе NaOH
	Брошантит	$CuSiO_4\ 3Cu(OH)_2$	В воде нерастворим, но растворим в кислотах и аммиаке

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Бурнонит	$CuPbSbS_3$	Растворяется в HNO_3 причем раствор окрашивается в синий цвет и выделяется осадок $PbSiO_4$ и Sb_2O_3
	Дигидрит	$Cu_5(PO_4)_2(OH)_4$	Растворяется в HC1
	Кеевенавит	$(Cu,Ni,Co)_2As$	Растворяется в HNO_3
	Ковеллин	CuS	В горячей HNO_3 растворяется с выделением серы. Слабо растворим в конц. HC1 даже при нагревании. Растворим в NaOH
	Куприт	Cu_2O	В HNO_3 легко растворяется,.раствор зеленеет, а от прибавления избытка аммиака становится синим. Несколько хуже растворяется в HO, H_2SO_4
	Лузонит	Cu_3AsS_4	Растворяется в HNO3, с выделением серы
	Малахит	$Cu,(CO_3)(OH)_2$	Хорошо растворяется в кислотах. В аммиаке частично растворяется, образуя раствор ярко-синего цвета. Растворим в растворах аммонийных солей и КОН
	Медь самородная	Cu	В разбавленной HNO_3 легко растворяется, в HC1 — с трудом
	Мохавкит	$(Cu,Ni,Co)_2As$	Полностью растворяется в HNO3 при нагревании
	Натрохальцит	$Cu_2Na_2(SiO_4)_2(OH)_2 2H_2O$	С трудом растворяется в воде, но легко растворяется в кислотах
	Олевенит	$Cu_3(As0_4)_2 Cu(OH)_2$	Растворяется в HC1
	Розазит	$(Cu,Zn)_2 CO_3(OH)_2$	Растворяется в кислотах
	Станнин	Cu_2FeSnS_4	Разлагается в растворах HNO_3 с образованием осадка — SnO_2
	Ташлит	$Cu_2(PO_4)(OH) H,0$	Растворяется в HC1
	Тенорит	CuO	Растворяется в HC1

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Тепиантит	Cu_2AsS_3 или $3Cu_2S\ As_2S_3$	В HC1 не растворяется, разлагается в растворах HNO_3
	Тетраэдрит	$Cu_3Sb_4S_3$ или $3Cu_2S\ Sb,S_3$	В HNO_3 разлагается с выделением S и Sb_2O_3, в HC1 не растворяется
	Филиппит	$CuSO_4\ Fe_2(SO_4)_3\ 4H_2O$	Растворяется в воде
	Фосфорхальцит	$Cu_3PO_4\ (OH)_3$	Растворяется в HC1
	Халькантит	$CuSO_4\ 5H_2O$	Растворяется в воде
	Халькозин	Cu_2S	В кислотах растнорястся, лучше всего в HNO_3 с образованием серы. Растворяется и инакидах
Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Халькопирит	$CuFeS_2$	В HNO_3 постепенно разлагается с выделением серы. Растворяется к царской водке и 30% растворе H_2O_2. Раствор меди и HNO_3 зеленый, в царской воде желтовато-зеленый
	Халькофиллит	Cu, $_8$Al12(AsO4)3(SO4)3 (OH)27 $36H_2O$	Не растворяется в HC1, но растворяется в HNO_3
	Хризоколла	$CuSiO_3\ nH_2O$	В кислотах разлагается
Mo	Вульфенит	$PbMoO_4$	В HC1 растворяется медленно, покрывается белой пленкой $PbC1_2$. Растворяется в гидроксидах щелочных металлов при нагревании.
	Молибденит	MoS_2	Азотная кислота разлагает минерал с большим трудом, при этом выделяется SO_2 и образуется осадок MoOз. Конц. H_2SO_4 разлагает его лишь при температуре кипения; при действии H_2S образуется коллоидный $MoS_3\ 4H_2O$

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Повеллит	$CaMoO_4$	Разлагается в минеральных кислотах, выделяя желтую вольфрамовую кислоту, растворимую в аммиаке. Растворим в карбонатах щелочей при длительном кипячении
	Ферримолибдит	$Fe_2 (Mo0_4)_3 7H_20$	Растворяется в кислотах и разлагается в NH_3
As	Арсенопирит	FeAsS	Разлагается в HNO_3 с выделением S и As_2O_3; растворим в царской водке и хлорной воде
	Аурипигмент	As_2S_3	В HNO_3 и царской водке растворяется с выделением серы. Легко растворим без осадка в КОН
	Диморфит	As_4S_3	Растворяется в HNO_3 и царской водке. В гидроксидах щелочных металлов растворяется частично
	Леллингит	$FeAs_2$	Разлагается кипящей HNO_3 с выделением As_2O_3
	Мышьяк (самородный)	As	Растворяется в конц. HNO_3
	Реальгар	AsS	Растворяется в HNO_3 и крепком растворе КОН
	Симплезит	$Fe_23(As0_4)_2 8H_2O$	Растворяется в HC1
	Скородит	$FeAsO_4 2H_2O$	Растворяется легко в HC1, частично в HNO_3
	Энаргит	Cu_3AsS_4	Минерал растворим в HNO_3
Na	Альбит	$NaAlSi_3O_8$	Не растворяется в воде и кислотах
	Аиальцим	$Na(Ai, Si_2O_6) H_2O$	В HC1 вполне разлагается с образованием осадка иловатого кремнезема
	Арфведсонит	$Na_23(Mg,Fe)_4Fe,Al) (Si_4Ou)_2 (OH,F)_2$	В кислотах нерастворим
	Галит	NaCl	Легко растворяется в воде

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Гаюин	$NasCa(Al\ SiO_4)_6(SO_4)$	Растворяется в HC1 с выделением студенистого осадка и PbS
	Глаубе-рит	$Na_2Ca(SO_4)_2$	Растворяется в HC1, частично раствор-яется в воде
	Глауко-фан	$Na_2(Mg,Fe)_3Al_2(Si_40_n)_2(OH,F)_2$	В кислотах не растворяется
	Десмин	$(Ca.Na_2K_2)Al_2Si_6Oi_6\ 6H_2O$	Разлагается соляной кислотой
	Жадеит	$NaAl(Si_2O_6)$	Кислоты действуют только после сплавления
	Канкри-нит	$NasCa(AlSiO_4)6(CO_4.SO_4)$	Растворяется в HC1
	Мираби-лит.	$Na_2SO_410H_2O$	Хорошо растворяется в воде
	Натрие-вая се-литра	$NaNO_3$	Легко растворяется в воде
	Натро-лит	$Na_2(Al_2Si_3Oio)2\ H_2O$	Растворяется в HCI
	Натрон	$Na_2CO_3\ 10H_2O$	Растворяется в воде легко. При дей-ствии HC1 бурно выделяет углекислый газ
	Содалит	$Na_8(AlSiO_4)_6CI$	Растворяется в HC1
	Тенардит	Na,SO_4	Легко растворяется в воде
	Эгирин	$NaFe(SiO_3)_2$	Не растворяется в воде и кислотах
Ni	Анна-бергит	$Ni_3(As0_4)_2\ 8\ H_2O$	В кислотах легко растворяется
	Гарние-рит	$Ni_4(Si_4O,_0)(OH)_4\ 4\ H_2O$	Разлагается при нагревании в конц. HC1
	Герсдор-фит	NiAsS	Разлагается в HNO_3 с выделением S и As_2O_3
	Маухе-рит	Ni_3As_2	Полностью растворяется в HNO_3 с выделением NO_2

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Миллерит	NiS	В HNO_3 и царской водке растворяется, выделяя серу
	Мелонит	$NiTe_2$	Растворяется в азотной кислоте
	Моренозит	$NiSO_4$ 7 H_2O	Легко растворяется в воде
	Никелин	NiAs	Растворяется в горячей азотной кислоте
	Пентландит	$(Fe,Ni)_9S_8$	С азотной кислотой дает зеленый раствор, разлагается HC1 с выделением H_2S
	Раммельсбергит	$NiAs_2$	Разлагается в HNO_3, причем осаждается As_2O_3
	Ревдинскит	$(Ni,Mg)_6(Si_4O_{10})(OH)_8$	В горячей HC1 разлагается с выделением слизистого кремнезема
	Шухардит	$(Ni,Fe,Al)_6[(Si,Al)_4O_{10}](OH)_8$	Хорошо растворяется в HC1
Nb	Колумбит	$(Fe,Mn)Nb_2O_6$	Несколько разлагается в HF
Ta	Лопарит	$(Na,Ce,Ca)(Nb,Ta)O_3$	Разлагается в HF, в других кислотах не растворяется
	Пирохлор	$(Na,Ca...)_2(Nb,Ta...)_2$ O_6(F. OH)	Частично разлагается в крепкой H_2SO_4 и HF
	Танталит	$(Fe.Mn)Ta_2O_6$	Несколько разлагается в HF
Sn	Касситерит	SnO_2	В кислотах не растворяется. Разлагается при сплавлении с бурой и содой
Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Станнин	Cu_2FeSnS_4	В HNO_3 разлагается, выделяя серу и двуокись олова
Pt	Брэггит	(Pt,Pd,Ni)S	Разлагается в “царской водке”
Pd	Куперит	PtS	Не растворяется в кислотах и “царской водке”

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
Ir	Неньянскит	($1г_2O_3$)	Чрезвычайно кислотоупорен
Os	Палладистая платина	(Pt,Pd)	Растворяется в”царской водке”
	Поликсен	(PtFe)	Растворяется в”царской водке”
	Порпесит	(Au,Pd)	Растворяется в”царской водке”
	Сперрилит	$PtAs_2$	В кислотах не растворяется, даже в “царской водке”
	Сысертекит	(Os, Ir)	Чрезвычайно кислотоупорен
Hg	Каломель	HgCl	Растворяется только в “царской водке”
	Киноварь	HgS	Растворяется в азотной кислоте. Разлагается в растворах K_2S и Na_2S
	Колорадоит	HgTe	Разлагается в HNO_3
	Ливингстонит	$HgSb_4S_7$	Растворяется в HNO_3 с образованием осадка
Pb	Аттаит	PbTe	Растворяется в HNO_3
	Англезит	$PbSiO_4$	Растворяется в HNO_3 с образованием осадка. Растворяется в смеси 25% NaCI н HC1 (5 мл/л), смеси 25% NaCI с $FeCl_3$ (60 г/л), в 20% NaOH и 20% HC1 при нагревании
	Буланжерит	$Pb_5Sb_4S_n$	Полностью растворяется в горячей HCI, растворяется в HNO_3 и растворах $FeCl_3$, содержащих NaCI
	Бурнонит	$CuPbSbS_3$	Растворяется в HNO_3 с образованием осадка

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Галенит	PbS	Растворяется в конц. горячей HC1, конц. HNO_3 при длительном нагревании, порошок минерала растворяется в H_2SO_4, $FeCl_3$, смеси 25% NaCI с FeCb (60 г/л)
	Джемсонит	$Pb_4FeSb_6Si_4$	Растворяется в HC1 с выделением H_2S; при охлаждении раствора выпадает осадок $PbC1_2$
	Клаусталит	PbSe	Растворяется в HNO_3, при прибавлении H_2SO_4 выпадает осадок сульфата свинца
	Козалит	$CuPb_7Bi_3S_5$	Разлагается в HC1 с выделением осадка
	Крокоит	PbCrCX,	Разлагается в H_2SO_4 с образованием осадка $PbSO_4$
	Миметезит	$Pb_5(As0_4)_3CI$	Растворим в HNO_3, HCI и растворах КОН
	Пироморфит	$Pb_5(PO_4)_3Cl$	Растворяется в соляной кислоте
	Штольцит	$PbWO_4$	Растворяется в соляной кислоте с выделением H_2WO_4
	Церуссит	$PbCO_3$	Растворяется в разбавленной HNO_3, а также в КОН, HC1 и в 10% CH_3COOH
Se	Клаусталит	PbSe	Растворяется в HNO_3
	Науманнит	Ag_7Se	Растворяется в HNO_3
Ag	Аргентит	Ag2S	Растворяется в HNO_3с выделением серы
	Гессит	Ag2Te	Растворяется в HNO_3
	Дискразит	Ag_3Sb	Разлагается HNO_3 с выделением белого осадка Sb2O3

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Керарги-рит	AgCl	Хорошо растворяется в аммиаке
	Лаутит	(Cu,Ag)AsS	Растворяется в HNO_3
	Метил-дит	$AgBiS_2$	Растворяется в HNO_3
	Науман-нит	Ag_2Se	Растворяется в HNO_3
	Пирар-гирит	$3Ag_2S\ SbS_3$	Растворяется в HNO_3
	Пленар-гирит	$Ag_2S\ Bi_2S_3$	В конц. HNO_3 после долгого кипячения растворяется полностью
	Полиба-зит	Ag_9SbS_6	Разлагается в азотной кислоте.
	Прустит	Ag_3AsS_3	Растворяется в азотной кислоте.
	Серебро (само-родное)	Ag	Растворяется в HNO_3. См. золото
	Стефа-нит	$AgSbS_4$	См. пираргирит
	Эвкай-рит	$Ag_2Se\ Cu_2Se$	Разлагается в HNO_3
Sr	Строн-цианит	$SrCO_3$	В кислотах легко растворяется
	Целе-стин	$SrSO_4$	В воде нерастворим. Растворим в конц. H_2SO_4
Sb	Антимо-нит	Sb_2S_3	Растворяется медленно в горячей соляной кислоте с выделением H_2S. Разлагается в HNO_3 с образованием нерастворимого Sb_2O_3 белого цвета
	Сенар-монтит	Sb_2O_3	Растворяется в конц. растворе KOH. Растворяется в соляной кислоте
	Сурьмя-ная об-манка	$2SbS_3\ Sb_2S_2O$	В HCI растворяется почти нацело с выделением H_2S

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
Ti	Анатаз	TiO_2	Тонкий измельченный порошок минерала, смешанный с тремя частями Na_2CO_3, сплавляется, после чего сплав растворяется в HNO_3
	Брукит	TiO_2	См. анатаз
	Ильменит	FeTiO,	Не растворяется в воде и кислотах
	Перовскит	$CaTiO_3$	Разлагается только кипящей H_2SO_4 или после сплавления с $KHSO_4$
	Рутил	TiO_2	В кислотах не растворяется; растворяется только после сплавления с КОН или $KHSO_4$
	Сфен	$CaTiSiO_5$	В горячей HC1 разлагается частично, в H_2SO_4-полностью с образованием $CaSO_4$
Th	Бреннерит	$(U,Y,Ca,Fe,Th)_3Ti_5Oi_6$	Растворяется в серной кислоте
	Монацит	$(Ce,La,Th)(PO_4,SiO_4)$	В HC1 с трудом растворяется, выделяя белый осадок. Разлагается H_2SO_4 и $HC1O_4$, при сплавлении с содой
	Торит	$ThSiO_4$	Растворяется в HC1 с выделением студенистого кремнезема. Из раствора при прибавлении щавелевой кислоты выпадает осадок, растворимый в щавелево-кислом аммонии
	Ториаит	ThO_2	Растворяется в азотной кислоте
	Ферриторит	$(Th,Fe)SiO_4$	Растворяется в HCI
	Аутунит	$CaO\ 2UO_2\ P_2O_5\ 8H_2O$	Растворяется в соляной кислоте
	Джохаит	$CuU_2S_3O_{16}\ 4H_2O$	Частично растворяется в воде, но полностью растворяется в соляной кислоте
	Карнотит	$K_2U_2(VO_4)_2O_4\ 3H_2O$	Растворяется в холодной разбавленной HC1.

Продолжение табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Метаторбернит	$Cu(UO_2)_4(PO_4)_2\ 8H_2O$	Растворяется в HNO_3
Ca	Отунит	$Ca(UO_2)_4(PO_4)_2\ 8H_2O$	Растворяется в HNO_3
	Торбернит	$Ca(UO_2)_4(PO_4)_2\ 12H_2O$	Растворяется в HNO_3
	Трегерит	$3UO_2\ As_2O_5\ 8H_2O$	Растворяется в HNO_3
	Тюямунит	$Ca(UO_2)_2(VO_4)_2\ 8H_2O$	Растворяется в HNO_3
	Уранит	UO_2	Растворяется в HNO_3, H_2SO_4
	Ураноспинит	$CaO\ 2UO_3\ As_2O_5\ 8H_2O$	Растворяется в HCl
	Уранопилит	$(UO_2)_6(SO_4)(OH)_{10}12H_2O$	Частично растворяется а воде, хорошо — в кислотах
	Уранталлит	$Ca_2(UO_2)_2(CO_3)_3\ 10H_2O$	Растворяется в HCl
	Ураноцирцит	$Ba(UO_2)_2(PO_4)_2\ 8H_2O$	Растворяется в HCl
	Цейнерит	$Cu(UO_2)_2(AsO_4)_2 12\ H_2O$	Растворяется в HCl
Cr	Кеммерерит	$(Mg,Fe)_5(Al,Cr)(AlSi_3Oio)(OH)_8$	Разлагается в серной кислоте
	Крокоит	РЬСЮ$_4$	Растворяется в горячей НС1, выделяя хлор и осаждая РЬС1$_2$, а также в КОН
	Уваровит	$Ca_3(CrAlFe)_2(Si0_4)_3$	Растворяется в кислотах только после сплавления (например, с содой)
	Хромит	$FeCrO_4$	См. уваровит
Cs	Воробьевит	$Cs(Be_2Li)Al_2(Si_60,_8)$	В кислотах не растворяется
	Поллуцит	$Cs(AlSi_2O_6\}$	В кислотах не растворяется
Zn	Ганит	$ZnAl_2O_4$	Кислоты и щелочи не действуют

Окончание табл.

Элемент	Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
	Монгеймит	$(Zn,Fe)CO_3$	В кислотах растворяется легко
	Смитсонит	$ZnCO_3$	В кислотах растворяется легко
	Сфалерит	ZnS	Растворяется в конц. H_2SO_4 и HC1 с выделением S
	Франклинит	$(Zn,Mn)Fe_2O_4$	Растворим в соляной кислоте
	Цинкит	ZnO	Растворяется в кислотах
Zr	Циркон	$ZrSiO_4$	В кислотах не растворяется

Растворение породообразующих минералов

Название минерала	Химическая формула	Условия растворения
Авгит	$Ca(Mg,Fe,Al)[(Si,Al)_2O_6]$	В кислотах не растворяется. Титанаигит (разность обогащения TiO_2) разлагается в горячей HC1 полностью
Аксинит	$Ca_2(Mn,Fe)Al2BSi_4O,5(OH)$	В HC1 не разлагается, но после предварительного прокаливания растворяется с выделением студенистого кремнезема
Андрадит	$Ca_3Fe_2(SiO_4)_3$	В HC1 растворяется с большим трудом, выделяя студенистый кремнезем
Анортит	$Ca(Al_2Si_20_8)$	В кислотах не растворяется
Астрофиллит	$(K,Na)_7(Fe,Mn)_4TiSi_4O_n(OH.F)_2$	Разлагается в кислотах
Брейнерит	$(Mg,Fe)CO_3$	Растворяется в кислотах
Бронзит	$Mg_2(Si_2O_6)$	В кислотах не растворяется
Вавеллит	$A1_3(OH)_3(PO_4)_2$ 9 H_2O	С трудом растворяется в HC1
Вермикулит	$(Mg,Fe)_3[(Si.Al)_4Oio](OH)_2$ 4 H_2O	В кислотах не растворяется
Гармотом	$(K_2Ba)(Al_2Si_50,_4)$ 5 H_2O	Разлагается в соляной кислоте
Гейландит	$(Ca,Na2)(AlSi_3O_8)$ 5 H_2O	Легко разлагается в соляной кислоте

Продолжение табл.

Название минерала	Химическая формула	Условия растворения
Геленит	$(Ca,Mg,Fe)_3(Al,Fe)_2Si_20_8$	С HCl желанитизируст
Гиалофаны	$(100\text{-}n)K(AlSi_3O_s)\ nBa(Al_2Si_20_8)$	В кислотах не растворяются
Гиперстен	$(Mg.Fe)_2Si_20_6$.	Не растворяется в воде и кислотах
Глауконит	$Kl(Fe,Al,Mg)_{2\cdot3}[Si_3(Si,AT)0,o](OH)_2\ nH_2O$	Практически нерастворим в соляной кислоте; растворяется в кислотах только после сплавления с содой
Гранаты	$A_3B_2(Si0_4)_3$, где A = Mg,Fe,Mn,Ca, B = Al,Fe,Cr	В HC1 лишь андрадит растворяется с большим трудом, выделяя студенистый кремнезем. Остальные разлагаются только после сплавления
Графит	C	В кислотах не растворяется. Порошок в смеси с KNO_3 при нагревании дает вспышку
Гумит	$Mg_7(SiO_4)_4(OH,F)_2$	Растворяется в H_2SO_4 с выделением HF
Дравит	$(Na,Ca)(Mg,Al)_6[B_3AI_3Si_6(O,OH)_{30}]$	В кислотах не разлагается
Ильваит	$Ca,Fe_2,Fe(Si_2O_7)O(OH)$	Легко растворяется в соляной кислоте
Кварц	SiO_2	С кислотами не реагирует, за исключением HF, с которой легко образует летучее соединение — SiF_4. Поддается влиянию щелочей
Клинохлор	$(Mg,Fe)_{4,7}Al\ i,_25(Si_{2,75}Al_{1,25}0_1o)(OH)_8$	Полностью разлагается только в конц. H,SO_4
Кордиерит	$Al_3(Mg,Fe)_2(Si_5A10,g)$	В кислотах не разлагается
Лазулит	$Al_2(Mg,Fe)(OH)_2\ (PO_4)_2$	С трудом растворяется в соляной кислоте. Лучше растворяется после прокаливания
Л а м п р о - филлит	$Na_2SrFeTi_2(Si0_4)_3F$	В кислотах разлагается
Ловгоррит	Тнтано-силикат Ce, Ca, Sr, Na, Th	Легко растворяется в кислотах
Ломонтит	$(Na_3Ca)AlSi_20_6\ 4\ H_2O$	Разлагается соляной кислотой
Мелилит	$(Ca,Na)_2(Mg,AI)(Si,Al)_20_7l$	С HC1 желатанизирует

Продолжение табл.

Название минерала	Химическая формула	Условия растворения
Микро-клин	$K(Al,Si_3O_8)$	В кислотах не разлагается
Нонтронит	$(Fe,Al)_2(Si_4Oio)(OH)_2\ nH_2O$	Разлагается в соляной кислоте
Ортит	$(Ca,Ce)_2(Al,Fe)_3(Si_20_7)(Si0_4)O(O,OH)$	Обычно разлагается HC1, но после прокаливания в кислотах нерастворим
Парагонит	$NaAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$	Не растворяется в воде и кислотах
Пеннин	$5(Mg,Fe)O\ A1_2O_3\ 3SiO_2\ 4H_2O$	Соляная кислота только отчасти разлагает, серная большей частью разлагает совершенно
Плагиоклазы	$(100\text{-}n)Na(AISi_3O_8)nCa(Al_2Si_2O_8)$	В кислотах не растворяются
Пренит	$Ca_2Al_2Si_3Oio(OH)_2$	Медленно разлагается в HC1, не давая студня; после прокаливания быстро растворяется, образуя студень
Прохлорит	$23MgO\ 7A1_2O_3\ 13SiO_2\ 20H_2O$	Соляная кислота только отчасти разлагает, серная кислота большей частью совершенно разлагает
Рибекит	$Na_2Fe_5(OH)_2(Si_4O,,)_2$	Не растворяется в воде и кислотах
Сепиолит	$Mg_3(Si_40u)\ H_2O\text{-}nH_2O$	В соляной кислоте разлагается с выделением осадка
Скаполит	$(75\text{-}n)Na((AlSi_3O_8)3CI\ nCa_4(Al_2Si_2O_8)_3(SO_4,CO_3)$	В HC1 отчасти разлагается тем легче, чем больше содержит мейонитовой молекулы. При этом кремнезем выделяется не в виде студня, а илового осадка
Сколецит	$CaAl_2Si_3O_{10}\ 3H_2O$	Разлагается в соляной кислоте с выделением студенистого осадка
Ставролит	$FeAl_4(SiO_4)_2O_2\ (OH)_2$,	Не растворяется в воде и кислотах. Частично разлагается серной кислотой
Томсонит	$Ca_2Na(Al_5Si_3O_{20})\ 6\ H_2O$	Растворяется в соляной кислоте с выделением студенистого осадка

Окончание табл.

Название минерала	Химическая формула	Условия растворения
Топаз	$Al_3(F,OH)_2SiO_4$	Тонко измельченный порошок минерала, смешанный с тремя частями Na_2CO_3, сплавляется и сплав растворяется в HNO_3. Минерал частично разлагается серной кислотой
Турмалин	$(Na,Ca)(Mg,Al)_6fB_3Al_3Si_6(O,OH)_{30}$	В кислотах не разлагается
Фаялит	Fe_3Si0_4	Разлагается соляной кислотой с выделением студенистого осадка
Филлипсит	$(K_2Ca)(Al_2Si_4O_{12})4,5H_2O$	Разлагается в соляной кислоте с выделением слизистого или хлопьевидного SiO_2
Название минерала	Химическая формула	Растворители и условия растворения
Фтор — и хлорапатит	$Ca_5(PO_4)_3F$ и $Ca_5(PO_4)_3C1$	В HNO_3, HC1 и H_2SO_4 растворяется
Хлоритоид	$Fe_2Al_2\ (Al_2Si_2O_{10})(OH)_4$	Соляная кислота не действует, конц. H2SO4 вполне разлагает
Хризотил-асбест	$3MgO\ 2SiO_2\ 2H_2O$	В соляной кислоте в отличие от амфибольных асбестов, растворяется, оставляя волокнистый скелет кремнезема. Разлагающее действие оказывает также морская вода
Цоизит	$Ca_2Al_3Si_30i_2\ (0H)$	Кислотами не разлагается. После прокаливания и сплавления разлагается в HC1
Чермигит	NHjAICSOj), $12H_2O$	Растворяется в воде
Эвдиалит	$(Na,Ca)_6ZrSi6On(OH,Cl)$	В кислотах легко разлагается

Приложение № 3 к главе 5

Сводная таблица наиболее распространённых критериев пород

Критерии	Обозначение	Формула	Примечание
Фурье	F	$\frac{ar}{l^2}$	Безразмерное время, мера отношения текущего времени к полному времени охлаждения или нагрева тела; тепловой критерий гомотронности
Био	Bi	$\frac{\alpha l}{\lambda}$	Критерий граничных условий, мера отношения скорости отвода тепла от поверхности тела к скорости его подвода за счет теплопроводности. Скорость охлаждения или нагрева тела
Конвективный теплообмен			
Пекле	Pe	$\mathrm{ReFr}=\frac{Vl}{a}$	Мера отношения скорости изменения теплосодержания среды к скорости подвода или отвода в ней тепла за счет теплопроводности
Нуссельта	Nu	$\frac{\alpha l}{\lambda}$	Отношение скорости отвода тепла от среды к ограничивающим ее поверхностям за счет конвективного теплообмена -к скорости подвода тепла к этим поверхностям за счет теплопроводности среды (или наоборот). Это конвективный аналог критерия Био; безразмерный коэффициент теплоотдачи
Прандтля	Pr	$\frac{\nu}{a}$	Подобие скоростных и температурных полей. Для газа »const; из-за одинакового механизма переноса импульса и тепла может быть исключен.
Маргулиса (Стентона)	Mo (Si)	$\frac{Nu}{Pe}=\frac{Nu}{\mathrm{Re\,Pr}}=\frac{\alpha}{C_\rho \gamma V}$	Заменяет Nu, отношение теплоотдачи от среды к ограничивающим ее поверхностям за счет конвекции к количеству тепла приносимому движущейся средой вдоль этих поверхностей, т.е. отношение радиального теплового потока к осевому
Коссовича	Ko	$\frac{r\Omega}{c(t-t_{\text{ôï}})}$	Характеризует фазовый переход

Критерии	Обозначение	Формула	Примечание
Лучистый теплообмен			
Бугсра	Bu	kl или e^{-kl}	Характеризует среднюю пропускную способность среды
Больцмана	Bo	$\frac{\sigma_0 T^3}{\gamma V C_p}$	Максимальная доля начального теплосодержания среды, могущая быть отданной ограничивающим поверхностям путем излучения; аналог конвективного теплообмена Маргулисса
Физико-химическое подобие			
Диффузионный Прандтля	Pr*	$\frac{\nu}{D}$	Подобие скоростных и диффузионных полей
Аррениуса	Arr	$\frac{kKc^{n-1}l^2}{D}$ $\frac{Kc^{n-1}l}{D}$ $\frac{Kl}{D}$	Мера отношения скорости объемной химической реакции к скорости диффузии основного реагента. Для гомогенных реакций п порядка Для гетерогенных реакций п порядка Для гетерогенных реакций 1 порядка
Фурье диффузионный	Fo*	$\frac{D\tau}{l^2}$	Диффузионный критерий гомохронности
Пекле диффузионный	Pe*	$\mathrm{Re}\,\mathrm{Pr}^* = \frac{Vl}{D}$	Аналог критерия Pe для диффузионных процессов
Нуссельта диффузионный	Nu*	$\frac{\alpha_g l}{D}$	Аналог критерия Nu для диффузионных процессов
Режимный китерий	R	$\frac{1}{1+\frac{\alpha_g}{K}}$	Указывает область протекания реакции, k — константа скорости реакции

Примечание: l — характерный размер системы, V — скорость, T, t — температура, C — концентрация, P — давление, ρ и γ — плотность и удельный вес, ρ′ и γ′ — плотность и удельный вес одной фазы в двухфазной системе, Δρ — разность плотностей для двухфазной системы, τ — время, υ — кинематическая вязкость, d — диаметр, g — ускорение силы тяжести, β — коэффициент теплового расширения, ξ — коэффициент трения или сопротивления взвешенных частиц потоку, a — коэффициент температуропроводности, C_p — коэффициент теплопроводности, λ — удельная весовая теплоемкость, α — коэффициент теплообмена, K — коэффициент поглощений, σ_0 — коэффициент излучения абсолютно черного тела, D — коэффициент диффузии, a_g — коэффициент массообмена, n — показатель порядка химической реакции, κ' и κ — константы скорости реакции, отнесенные к единице объема и поверхности раздела фаз.

Приложение 4 к 10 главе

Гидравлические расчеты добычных скважин и гидротранспорта

Для расчета технологии добычи необходимо знать зависимость расхода нагнетаемого в залежь рабочего агента от давления на устье скважины. Эта зависимость определяется не только фильтрационными свойствами водоносного горизонта, но напором и минерализацией пластовых вод, а также потерями напора за счет гидравлического сопротивления в трубах. При нагнетании воды в скважину давление на забое складывается из давления от веса столба жидкости и избыточного давления на устье. Из этой суммы следует вычесть потери давления на сопротивление в трубах. Со стороны пласта у забоя скважины создается такое же давление, обусловленное давлением пластовой воды и сопротивлением пласта. Из баланса давлений получена связь между устьевым давлением P_y на устье скважины и расходом Q воды

$$P_y = k_c h_k Q^2 + NQ + \left(\Delta\rho h_k - \rho_\tau h_y\right)g, \qquad (\text{П } 4.1)$$

где k_c — коэффициент гидравлического сопротивления труб; N — коэффициент, зависящий от гидрогеологических параметров пласта; $\Delta\rho$ — разность плотностей нагнетаемой и пластовой воды, кг/м^3; h_k – напор пластовой воды над кровлей, м; ρ_τ – плотность нагнетаемой воды, кг/м^3; h_v — глубина от поверхности до уровня воды в естественном состоянии, м.

Графически эта зависимость имеет вид параболы, смещенной по оси давлений на величину $\Delta\rho h_k - \rho_m h_v$, представляющую собой начальное давление, при котором скважина начнет принимать воду (рис. П4.1).

Например, для подземной выплавки серы в условиях Гаурдакского месторождения, если напор подземных вод составляет 550 м, их плотность $\rho_п$ 1100 кг/м^3, глубина скважины 520 м и плотность нагнетаемой воды $\rho_н$ =900 кг/м^3, начальное давление на устье должно быть

$$\Delta\rho h_k = (550\times1100 - 520\times900)\ 9{,}8 = 13{,}5 \text{ МПа}.$$

Для условий Язовского серного месторождения глубина скважины составляет 180 м, $\rho_п$ = 1060 кг/м^3, $\rho_н$= 900 кг/м^3; h = 50 м. Тогда

$$\Delta\rho h_k = (1060\times50 - 180\times900)9{,}8 = -10{,}7 \text{ МПа}.$$

Из приведенных примеров видно, что в первом случае скважина начинает принимать воду только при давлении на устье свыше 13,5 МПа. Во втором случае давление на устье может быть создано за счет сопро-

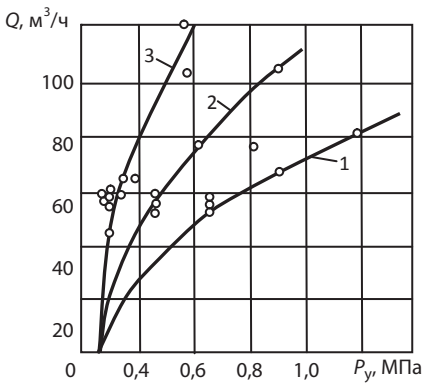


Рис. П4.1. Графики зависимости расхода Q нагнетаемой в скважину воды от давления P_y на устье скважины (диаметр труб 168 и 114 мм) в опытах на Гаурдаке:

1, 2, 3 — соответственно для внешней, внутренней и обеих колонн труб

тивления труб и самого пласта. С понижением температуры нагнетаемой воды плотность ее увеличивается, а начальное давление уменьшается. Так, при $\rho_\tau = 1$ (вода, нагретая до 20 °С) в первом примере $\Delta\rho h_k$ = 74 мПа, а во втором 30,8 мПа. Отсюда следует вывод, что при прочих равных условиях расход воды с повышением температуры уменьшается.

Потери напора при движении воды в скважине рассчитывают с использованием уравнений трубной гидравлики. Как показывают расчеты, во многих случаях, представляющих практический интерес для геотехнологических методов, число Рейнольдса составляет от 10^5 до 10^6. При таких его значениях наступает автомодельный режим движения, при котором потери напора не зависят от числа Re, т. е. от вязкости воды. Поэтому при расчете потерь напора в трубах практически безразлично, подается в скважину горячая или холодная вода.

Расчет потерь напора ΔH_k в круглых трубах ведется по формуле Дарси-Вейсбаха

$$\Delta H_k = \lambda \frac{h_T}{d} \frac{v^2}{2g}, \qquad (П4.2)$$

где λ – коэффициент, зависящий от числа Re и шероховатости труб.

Если скорость выразить через отношение расхода воды Q к площади поперечного сечения труб, формула Дарси-Вейсбаха примет вид

$$\Delta H_k = \frac{8\lambda h_k Q^2}{\pi^2 g d^5}. \qquad (П4.3)$$

Значение λ для стальных обсадных труб находится в пределах 0,019-0,023. Для упрощенных расчетов можно принять λ = 0,02. Учитывая это, можно представить последнюю формулу в удобном для расчетов виде

$$\Delta H_k = 1{,}27 \cdot 10^{-6} h_k Q^2 / d^5. \qquad (П4.4)$$

В добычных скважинах иногда движение воды происходит в зазорах между колоннами. Формула Дарси-Вейсбаха для кольцевого зазора имеет вид

$$\Delta H_k = \frac{8\lambda Q^2 h}{\pi^2 g \left(D-d\right)^3 \left(D+d\right)^2}. \qquad (П4.5)$$

Подставив значения величин π и *g*, а также выразив величины *Q*, *h* и *d* соответственно в метрах кубических в час, метрах и миллиметрах, получим

$$\Delta H_k = 6{,}37 \cdot 10^8 \frac{\lambda Q^2 h}{\left(D-d\right)^3 \left(D+d\right)^2}, \qquad (П4.6)$$

где *D* и *d* – соответственно диаметр внешней и внутренней труб. Значение λ для кольцевого пространства определяется по формуле Никурадзе

$$\lambda = \frac{1}{\left(1{,}74 + 2\lg\frac{D-d}{2\Delta}\right)^2}, \qquad (П4.7)$$

где Δ — шероховатость труб (для стальных труб Δ = 0,2 мм).

Значения величины К изменяются для скважин диаметром 250 мм от 0,026 до 0,031; для ориентировочных расчетов можно принять λ =0,03.

Для расчета приемистости добычных скважин необходимо знать гидрогеологические параметры залежи (напор, водопроводимость, пьезопроводность, расстояние до контура питания, глубину до воды, плотность подземных вод и нагнетаемого рабочего агента) и конструкцию скважины (диаметр, глубину).

Гидрогеологические условия залежи характеризуются коэффициентом *N*, который для условий стационарного режима является постоянной величиной, обратной удельному расходу *q*, т.е. расходу при репрессии, равной единице. Величина *q* определяется по формуле Дюпюи

$$g = \frac{2{,}73km}{\lg R/r}, \qquad (П4.8)$$

где *km* — водопроводимость залежи, м²/сут.

В условиях неустановившегося движения величина *q* зависит от времени и для одиночной скважины в однородной залежи определяется по формуле Тейса

$$g = \frac{4T_i km}{\ln\left(2{,}25a\tau / r^2\right)}, \qquad (П4.9)$$

где a — пьезопроводность залежи; τ — время от начала работы скважины.

Приведенная методика позволяет определить приемистость одиночной скважины. При работе группы скважин и наличии водоотлива расчеты следует проводить с учетом их взаимного влияния.

Для расчета гидравлического транспорта рабочих агентов на основе данных проекта (напор, необходимый на оголовке скважины, местные потери напора по длине трубопровода, радиус геодезических отметок установки насоса и скважин и высоты всасывания) определяется расчетный напор насосов и их расход, который зависит от годового (часового) расхода рабочих агентов и коэффициентов, учитывающих различные потери.

На основе знания необходимых расходов и напоров выбираются скорость течения продуктивных флюидов, диаметры трубопроводов и толщины их стенок.

Расчёт параметров метода подземного растворения

а) *Выбор системы разработки месторождений* каменной соли ведётся в зависимости от геолого-гидрогеологических условий, заданной производительности рассолодобычи, надежности управления и контроля технологическим процессом, возможности последующего использования отработанных камер, условий охраны природы, сохранности земной поверхности.

Существуют системы камерной и сплошной разработки. Сплошная система разработки применяется для разработки маломощных пластов соли и предусматривает сочетание вертикальных и наклонно-горизонтальных скважин. В пониженных частях залежи по падению располагаются рассолозаборные скважины. Процесс подземного растворения солей идёт на значительных площадях, достигающих 1 км^2 с неизбежными деформациями земной поверхности. Для планомерной и плавной просадки надсолевых пород выбирают определенный порядок отработки залежи с регулированием интенсивности водоподачи на отдельных участках.

Камерная система разработки предопределяет сохранность земной поверхности от сдвижения. Растворение соли осуществляется через одиночные или взаимодействующие скважины. Одиночные скважины размещаются по квадратной или ромбической сетке. В зависимости от геологических условий месторождения применяются камеры: отрабатывающие всю мощность соли и разделенные несолевыми перемычками (при отработке залежей, представленных чередованием пластов соли и несолевых пород), причем в этом случае проводится специальный расчет на максимальную мощность обрушаемых несолевых прослоев.

При проектировании камеры растворения необходимо предусматривать оставление потолочных целиков в каменной соли на контакте с надсолевыми породами. Для изоляции камер от водоносных горизонтов в подсолевых породах оставляется подошвенный целик. Подземные камеры разделяются целиками. Размер камер оставляемых целиков, а также расположение выработок относительно элементов залегания соляных пластов должны исключать обрушение надсолевых пород и связь водоносных горизонтов с рассолами в камерах.

Основные параметры, характеризующие систему разработки месторождения каменной соли: предельно-допустимый пролет камеры $2R$; размер междукамерного целика D; мощность потолочного целика $h_п$; минимальная мощность несолевых прослоев $h_Н$.

Существует несколько методик определения параметров камеры растворения. По методике Г. В. Кузнецова, основанной на гипотезе балок, с учетом коэффициента пригрузки r_n от вышележащих слоев величина предельно-допустимого пролета камеры определяется по формулам:

$$2R = \sqrt{A\frac{\sigma_{\text{è çã.äë}} h_0}{(1+r_n)\rho_1}}, \qquad (\text{П}5.1)$$

$$r_n = (0{,}065 - 0.056 tg\varphi)\sqrt{\frac{\sigma_{\text{è çã.äë.}} h_0}{\rho_i h_i^2}}, \qquad (\text{П}5.2)$$

где A — коэффициент, учитывающий характер защемления пролета па опорах и степень деформации пород (A=2 при максимальной деформации без нарушения сплошности кровли); $\sigma_{\text{изг.дл.}}$ — длительная прочность пород несущего слоя на изгиб, т/м^2; h_0 — мощность несущего слоя, м; r_n — коэффициент пригрузки; tgϕ — коэффициент трения между слоями (tgϕ = 0,26—0,6); h_i — мощность пригружающего слоя, м., ρ_i — плотность слоёв, кг/м^3.

Устойчивость междукамерных целиков рассчитывается по методике, основанной на гипотезе Шевякова — Турнера, исходя из запаса прочности целика,

$$n = \sigma_p/\sigma_\partial, \qquad (\text{П}5.3)$$

где σ_p — разрушающее напряжение, определяемое с учетом давления рассола на стенки камеры, веса покрывающих пород и формы целиков, МПа; σ_∂ — действующее на целике напряжение, определяемое с учетом собственного веса целика, а также воспринимаемой им разницы между весом растворенных пород и давлением заполняющего камеру рассола, МПа.

$$\sigma_p = \left(\frac{1+\sin\beta}{1-\sin\beta}\rho + \sigma\right)\sqrt{\frac{2(L^2-\pi R^2)}{\pi R h}}, \qquad (\text{П}5.4\text{б})$$

$$\sigma_{\ddot{a}} = \frac{\gamma H_0 L^2 - \pi R^2 \rho_p H_0}{L^2 - \pi R^2} + \rho_1 h, \qquad (\text{П}5.4\text{а})$$

где H_o — мощность покрывающих пород, м; h — высота целика, м; L — расстояние между скважинами, м; R — радиус камер подземного растворения, м; ρ, ρ_i, ρ_p, — плотности, соответственно, каменной соли, покрывающих пород и рассола, кг/м^3; P — давление рассола в средней по высоте части камеры, МПа ($P = \rho_p H$, H — глубина рассматриваемого сечения, м);

σ — прочность каменной соли на одноосное сжатие, МПа; β — угол внутреннего трения, градус.

По опытным данным, допустимая величина коэффициента запаса прочности при камерной системе разработки должна быть не менее 1,2—1,4. Полученные значения коэффициента запаса прочности сравниваются с заданными: при $n>1{,}4$ следует уменьшить L, при $n<1{,}4$ следует увеличить L. Расчет производится заново.

Полученные данные контролируются по методике, основанной на теории механики сплошной среды — допустимые по устойчивости размеры целика *(Д)* устанавливаются по ширине зоны ослабленных пород вокруг рассольных камер из условия $Д>2B$.

Ширина ослабленной зоны определяется с учетом размеров, формы и взаимного влияния камер:

$$\frac{B}{R}=\sqrt{1+\frac{3}{R}\left[\exp\left(\frac{\rho Hk}{C}\left(1+\frac{E}{2}\right)-\frac{P}{C}\right)\right]}-1, \qquad (П5.5)$$

где B — ширина зоны ослабленных пород, м; R — радиус камеры, м; p - плотность пород разрабатываемой толщи, кг/м^3; H — глубина разработки, м; P — противодавление рассола на глубине H, МПа; C — сцепление соли, МПа (C=4,5 МПа); E — коэффициент взаимного влияния камер:

$$E=\frac{1}{(a+1)^2} \text{ для двух сближенных камер;}$$

$$E=\frac{1}{a(a+1)} \text{ для группы скважин,} \qquad (П5.6)$$

где a — отношение ширины целика к радиусу камеры; $к$ — коэффициент формы поперечного сечения камеры, равный: для одиночных камер 1,1—1,3, сдвоенных —до 1,35, групповых —до 1,5.

Расчет мощности потолочного целика рекомендуется производить по величине длительной прочности соли

$$h_n=\frac{\rho n(2R^2)}{2\sigma_{äë}}+\sqrt{\frac{\rho n(2R^2)}{2\sigma_{äë}}+\frac{m\rho_1 n(2R)^2}{\sigma_{äë}}}, \qquad (П5.7)$$

где h_n — мощность потолочного целика, м; ρ, ρ_1 — соответственно плотности соли и надсолевых пород, кг/м^3; $2R$ — ширина камеры, м; m — высота зоны обрушения надсолевых пород, м; n — коэффициент запаса прочно-

сти; $\sigma_{дл}$ — длительная прочность каменной соли на одноосное сжатие, МПа.

Максимальная мощность несолевых прослоев, разделяющих пласты каменной соли, предусматриваемые к отработке, определяется из следующего выражения:

$$h_H = \frac{(\rho_1 - \rho_p l^2_{экв})}{6\sigma_p}, \qquad (П5.8)$$

где ρ_1, ρ_p — соответственно плотности пород прослоя и рассола, кг/м^3: $l_{экв}$ — эквивалентный пролет, равный радиусу обнажения потолка камеры подземного растворения, м; σ_p — прочность несолевых пород на разрыв, МПа.

Пример расчета параметров системы разработки. Исходные данные: Месторождение каменной соли разрабатывается камерами с оставлением целиков. Глубина разработки H = 700 м; высота целика h = 170 м; высота зоны обрушения надсолевых пород m = 120 м; коэффициент запаса прочности n>1,4; плотность каменной соли, надсолевых пород и рассола соответственно ρ = 2600 кг/м^3, ρ_1 = 2500 кг/м^3, ρ_p = 1200 кг/м^3; физико-механические характеристики соли: $\sigma_{дл}$ = 10 МПа, $\sigma_{изг.дл.}$ = 20 МПа, σ = 19 МПа; угол внутреннего трения соли p= 35°; мощность несущего слоя h = 10 м; мощность пригружающего слоя М = 10 м; коэффициент трения между слоями tgϕ = 0,5; A = 2 (при максимально возможной деформации закрепленной кровли без нарушения сплошности); прочность на разрыв несолевых пород σ_p = 0,9 МПа.

Определяем параметры пролета камеры k_n = 0,27; 2R = 112,2 м; $R \approx$ 60 м.

Рассчитываем устойчивый целик по формулам. Выбираем расстояние между скважинами L = 200 м; σ_p = 83,44 МПа; $\sigma_{дл}$ = 21, 12 МПа

$$\frac{83,44}{21,12} = 3,95$$

3,95>1,4, поэтому уменьшим расстояние между скважинами L до 180 м и произведем расчет снова: σ_p = 40,73 МПа, $\sigma_{дл}$ = 17,75 МПа

$$n = \frac{40,73}{17,75} = 2,3$$

Выбранную сетку скважин L = 180 м и, соответственно, устойчивый целик контролируем по ширине ослабленной зоны по формулам (13.6—13.7), чтобы выполнялось условие Д>2В. При E = 0,25; B = 30 м, D>60 м условие выполнено.

Определяем мощность потолочного целика т.е. h_n = 108 м. Максимальная мощность несолевых прослоев по формуле (11.9) h_n — 8,7 м.

Таким образом, для заданных условий сетка скважин выбрана 180 м, радиус камеры 60 м; ширина целика 60 м; коэффициенты запаса при этом 2,3; мощность потолочного целика 108 м, несолевых прослоев — 8,7 м.

б) *Расчёт параметров технологии растворения* рассмотрим на примере часто используемой на практике схемы послойного растворения соли. В этой схеме определению подлежат параметры подготовительной и эксплуатационной стадий размыва, а так же общий производительность рассолопромысла и число добычных скважин.

Высота подготовительной выработки или ступени определяется по содержанию нерастворимых включений в соли и достигается соответствующим разносом башмаков технологических колонн (водоподающей и рассоло-подъемной). Для соли, где содержание нерастворимых включений, высота выработки составляет 5—30 %

$$h = 0{,}02Rx, \qquad (П5.9)$$

где R — радиус размыва, x — содержание нерастворимых включений.

Число ступеней размыва определяется в зависимости от величины радиуса подготовительной выработки и содержания нерастворимых примесей в соли. Чем больше нерастворимых примесей, тем больше высота ступени и их количество. Так, при радиусе вруба 50 м и содержании нерастворимых включений 30 %, число ступеней достигает 7, а высота ступени — 5 м.

Продолжительность подготовительного размыва определяется из соотношения

$$t = k_m R/w \qquad (П5.10)$$

где w — радиальная скорость растворения каменной соли, м/сут; k_m — коэффициент асимметрии развития ступени (k_m= 0,5—0,7). Значения средней радиальной скорости растворения каменной соли, изменяющиеся в зависимости от радиуса камеры растворения и процентного содержания нерастворимых примесей, при температуре 15-20°С определяются по формуле

$$w = 0{,}25 - 0{,}68 \cdot 10^{-2} R + 0{,}6 \cdot 10^{-4} R^2 \qquad (П5.11)$$

Величина радиальной скорости растворения зависит также от часовой производительности скважины q. В формуле (13.12) значения радиальной скорости растворения взяты для условий размыва подготовительной выработки при производительности скважины 10—15 м^3/ч на первых ступенях и 30—40 м^3/ч на завершающих.

Для практических расчетов производительности скважин при подготовительном и эксплуатационном размывах с содержанием нерастворимых включений менее 5 % применяется следующая эмпирическая формула (м^3/ч)

$$q = 0{,}05R\left[2{,}2\sqrt{R} + H(t - 0{,}01H)\right], \qquad (П5.12)$$

где H — высота камеры (на первой ступени $H = h_1$).

По величинам R и x определяются основные технологические показатели подготовительного размыва: h — высота ступеней размыва, м; $V_п$ — объем подготовительной выработки (ступени), м^3; q — часовая производительность скважины, м^3/ч; P — запасы каменной соли в объеме данной ступени, т, T — время отработки ступени, сут; $P_и$ — извлекаемые запасы каменной соли с данной ступени, т; C — концентрация рассолов, получаемых с данной ступени, т/м^3.

При расчете объема подготовительной выработки ее форма принимается в виде усеченного конуса

$$V_{пп} = \frac{1}{3}\pi h \quad (R^2 + Rr + r^2), \qquad (П5.13)$$

где r — радиус камеры в начальной стадии отработки ступени, м; R — радиус камеры на завершающей стадии отработки ступени, м.

Запасы каменной соли в объеме подготовительной выработки определяются по следующей формуле:

$$P = V_п\rho(1 - x). \qquad (П5.14)$$

Извлекаемые запасы каменной соли в объеме подготовительной выработки

$$P_и = kP, \qquad (П5.15)$$

где $к$ — коэффициент, учитывающий неполное извлечение запасов за счет заполнения объема камеры рассолом (k= 0,85).

Концентрация получаемых рассолов

$$C = P/24tq. \qquad (П5.16)$$

Эксплуатационный этап. Размыв ведут при достижении объема камеры 12—15 тыс. м^3. Опыт показал, что при этом обеспечивается получение насыщенного (0,31 т/м^3) рассола при производительности скважины 30—40 м^3/ч. Отработка соляной залежи осуществляется снизу вверх расчетными ступенями определенной высоты и диаметра. Форма ступеней

для расчетов принимается цилиндрическая. Кровля камер изолируется нерастворителем. Отработка соляной залежи происходит за счет увеличения диаметра камеры. Управление режимом подачи нерастворителя в скважину позволяет извлекать из каждой ступени расчетное количество соли и управлять формообразованием камеры.

При проектировании рассолопромыслов расчету подлежат следующие технологические параметры эксплуатационного размыва (при заданных величинах радиуса камеры R = 50—60 м и концентрации получаемых рассолов С = 0,31 т/м^3): h — высота ступеней размыва, м; V — объем ступени, м^3; q — часовая производительность скважины, м^3/ч; P — запасы каменной соли в объеме ступени, т; $P_и$ — извлекаемые запасы каменной соли, т; T — время отработки ступени, сутки.

Методика расчета технологических параметров эксплуатационного размыва камер аналогична методике, применяемой для расчета параметров подготовительной выработки.

Высота эксплуатационной ступени определяется, по производительности скважины, времени отработки ступени и ее радиуса

$$h = TqC / (\pi R^2 \rho \cdot 0{,}85) \qquad (П5.17)$$

Производительность скважины (камеры) может быть определена по эмпирической формуле

$$q_c = (1{,}4V_{к.акт} + 4S_к) / \delta, \qquad (П5.18)$$

где $V_{к.акт}$ — активный объем камеры, тыс. м^3; $S_к$ — площадь потолка камеры, тыс. м^2; δ — поправочный коэффициент, учитывающий уменьшение производительности камеры при увеличении содержания нерастворимых примесей в соли (значения коэффициента принимаются равными 0,9; 0,75; 0,65 при содержании нерастворимых примесей соответственно 10, 20, 30%); 1,4 — средний объем кондиционного рассола, приходящийся на 1000 м^3 объема камеры, м^3/ч; 4 — средний объем кондиционного рассола, приходящийся на 1000 м^2 потолочины камеры, м^3/ч.

Расход нерастворителя определяется, исходя из необходимости создания в кровле камеры слоя толщиной 4 см. Количество нерастворителя, необходимое для перекрытия кровли камеры:

$$q_n = 0{,}031D^2, \qquad (П5.19)$$

где D — диаметр камеры подземного растворения.

В процессе эксплуатации скважин подземного растворения находящиеся длительное время в камере нефтепродукты теряют свои первона-

чальные свойства, «стареют», что требует дополнительного их количества для компенсации потерь. Поэтому при проектировании рассолопромыслов определяется величина удельного расхода нерастворителя на 1 м^3 добываемого рассола:

$$\Delta Q = 0{,}0012ND^2 / Q_г, \qquad (П5.20)$$

где N — число рассолодобывающих скважин; $Q_г$ — годовая производительность скважин рассолопромысла, м^3.

Часовая производительность рассолопромысла определяется, исходя из заданной годовой потребности перерабатывающих поваренную соль предприятий, сырьевой базой которых служит данный цех рассолодобычи, и установленного режима работы этих предприятий. Часовая производительность рассчитывается по формуле:

$$Q_ч = Q_г / 24NT_г k_г, \qquad (П5.21)$$

где $Q_ц$ — часовая производительность рассолопромысла, м^3/ч; $Q_г$ — годовая производительность рассолопромысла, м^3/ч; $T_г$ — время работы рассолопромысла в году, сут. (определяется режимом работы потребителей); $k_г$ — коэффициент использования времени.

По полученной часовой производительности рассолопромысла $Q_ц$ и средней часовой производительности рабочей скважины q_c определяем число n рабочих скважин:

$$n = Q_ч / q_c. \qquad (П5.22)$$

Кроме рабочих скважин, на рассолопромысле необходимо иметь ремонтно-резервные скважины, которые служат для замены рабочих скважин в период перевода некоторых из них на новую ступень растворения, при проведении ремонтных работ, временном снижении концентраций рассолов и производительности скважин в связи с изменением геологических условий в процессе размыва соляной залежи, при аварийных остановках и т.д.

Число резервных скважин выбирается с учетом полной компенсации возможной временной потери производительности эксплуатационных скважин и обычно составляет 20—30 % расчетного числа рабочих скважин.

Приложение № 6 к главе 14

Скважинное подземное выщелачивание (СПВ) урана и пути его совершенствования

Технологическая схема скважинного подземного выщелачивания урановых руд приведена на рис П6.1

Выщелачивание является основной операцией при извлечении урана на месте залегания руды. Для выщелачивания урана используются водные растворы минеральных кислот или солей карбонатов щелочных металлов.

Требования к растворителю:

– обеспечение относительно полного перевода урана в раствор;
– низкая стоимость реагента и его наличие в народном хозяйстве;
– селективность процесса выщелачивания;
– коррозионная стойкость применяемой аппаратуры и материалов;
– «мягкие» условия для растворения урановых минералов (отсутствие нагрева, дополнительного измельчения, перемешивания и т.д., т.к.

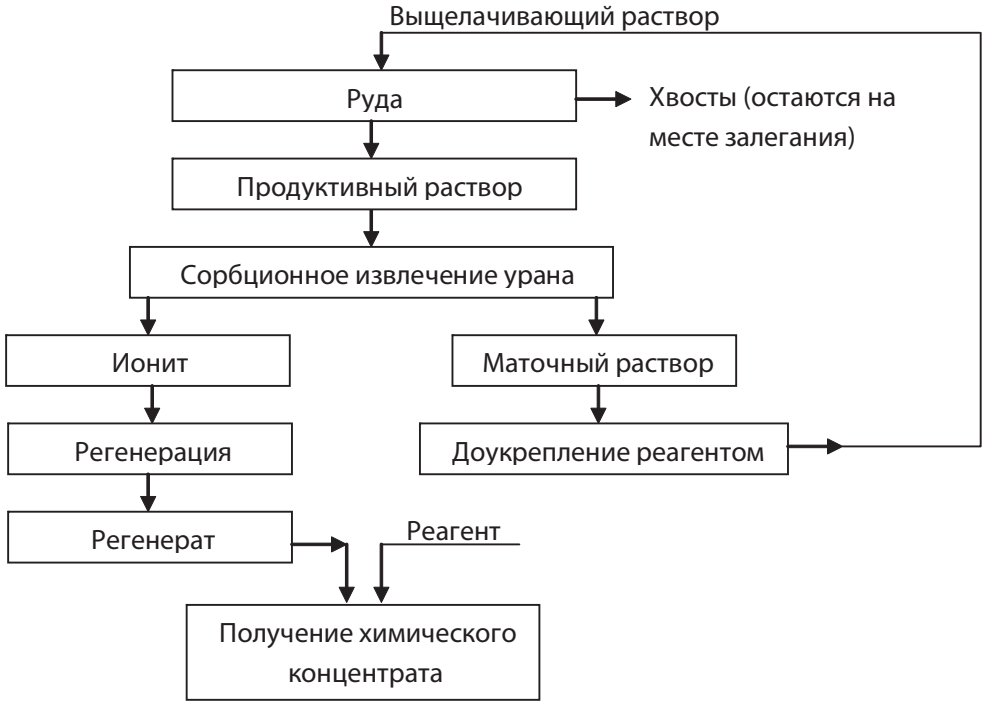


Рис. П6.1. Технологическая схема скважинного подземного выщелачивания урановых руд рыхлых осадочных месторождений

эти операции в отличие от традиционного процесса при СПВ не могут быть использованы);

– исключение условий, приводящих к кольматации пор и капилляров в выщелачиваемой рудной массе.

Наиболее благоприятны для отработки способом СПВ руды, содержащие эндогенные минералы с четырехвалентным ураном (уранинит, настуран, ураноторит) и экзогенные минералы с шестивалентным ураном (урановые черни, коффинит, гидронастуран, карнотит, тюямунит, отенит, торбернит, уранофан).

По характеру вмещающих пород, определяющих расход реагента при выщелачивании, выделяют руды бикрбонатные и карбонатные.

Кислотный способ выщелачивания дает более высокое извлечение урана по сравнению с карбонатным способом, но имеет следующие недостатки:

– сравнительно высокую агрессивность, что приводит к растворению помимо урана других компонентов руды и пустых пород, что обусловливает повышенный расход кислоты;

– невозможность применения способа для отработки рудных тел, в которых содержится более 2% карбонатов (по CO_2);

– необходимость использования в качестве конструкционных материалов при обсадке скважин на большие глубины труб из специальных дорогостоящих материалов (нержавеющая сталь, армированный полиэтилен).

Карбонатный способ имеет следующие преимущества:

– высокую селективность процесса, в связи с чем расход регента обычно невысок и растворы, циркулирующие в недрах, не столь загрязняются другими компонентами;

– не требуется аппаратура и материалы в антикоррозионном исполнении;

– содержание карбонатов в руде и рудовмещающих породах не лимитируется для ведения процесса выщелачивания.

Недостатки карбонатного способа:

– ухудшается проницаемость руд и вмещающих пород по сравнению с первоначальной фильтрацией подземных вод;

– достижение приемлемого извлечения урана, обеспечивающего экономическую целесообразность способа, требует обязательного использования окислителей.

Существо способа подземного выщелачивания урана на месте залегания руд сводится к вскрытию месторождения системой закачных и откач-

ных технологических скважин, подаче раствора реагента в рудный пласт, переводу минералов урана в растворимую форму, выводу продуктивных растворов на поверхность и выделению из них растворенного урана (рис. П6.2).

Предприятие по СПВ состоит из двух наиболее значимых комплексов: добычного и перерабатывающего. Добычной комплекс включает в себя сети пробуренных закачных и откачных скважин, средств раствороподъема, коммуникаций для сбора продуктивных растворов, линий транспортировки откачных и закачиваемых растворов, двух карт-отстойников для продуктивных растворов и растворов после сорбционной переработки, узла доукрепления реагентом растворов, закачиваемых в пласт. Перерабатывающий комплекс содержит оборудование для процессов сорбции-десорбции урана и получения концентрата.

Рис П6.2 Схема технологического оснащения

Процесс выщелачивания ведется в замкнутом цикле закачки-откачки с небольшим дебалансом в сторону откачки для создания общей депрессионной воронки в гидродинамической системе и предотвращения растекания технологических растворов за пределы контуров эксплуатационных блоков.

Распределяют выщелачивающие растворы по закачным скважинам дозированным свободным наливом или под давлением. Содержание серной кислоты в растворах — 5—25 г/л.

Откачка продуктивных растворов из откачных скважин осуществляется с помощью эрлифтов или погружных электронасосов.

Глубина залегания продуктивных горизонтов колеблется от 80—100 до 600 метров.

Закачные и откачные скважины обсаживаются полиэтиленовыми трубами ø110×18; ø141×18; ø160×18 и ø210×18 в зависимости от особенностей геологического разреза с установкой фильтра в интервале оруденения и цементацией затрубного пространства выше манжеты над фильтровой частью.

Откачные растворы направляют в карту-отстойник, осветленные растворы перекачиваются на перерабатывающий комплекс, после которого маточные растворы собирают в карте-отстойнике и после доукрепления реагентом вновь направляют в закачные скважины.

Концентрация урана в растворах, отправляемых на сорбционный передел, — от сотен до десятков мг/л. Остаточная кислотность в этих растворах колеблется от 1—2 до 10 г/л. Концентрация урана в маточниках сорбции находится в пределах 0,5—3,0 мг/л.

Механизм процесса извлечения урана раствором серной кислоты заключается в переводе шестивалентных форм минералов урана в растворимые комплексные формы:

$$UO_3+H_2SO_4 \rightarrow UO_2SO_4+H_2O \qquad (П6.1)$$

$$UO_2SO_4+SO_4^{2-} \leftrightarrow [UO_2(SO_4)_2]^{2-} \qquad (П6.2)$$

$$[UO_2(SO_4)_2]^{2-}+SO_4^{2-} \leftrightarrow [UO_2(SO_4)_3]^{4-}. \qquad (П6.3)$$

Соотношение их в растворах определяется значением pH среды, концентрациями серной кислоты и урана.

Перевод четырехваленого урана в растворимую форму требует присутствия в растворе окислителя, в качестве которого выступают растворимые соли окисного железа, присутствующие в выщелачивающем растворе наряду с солями закисного железа. Соотношение этих форм оказывает влияние на эффективность процесса.

По мере продвижения растворимых комплексов урана по длине пути фильтрации происходит их гидролиз, когда остаточная кислотность этих растворов оказывается ниже значения pH = 3, что связано с нейтрализацией кислоты в результате ее взаимодействия с вмещающими породами. Однако, новые порции кислоты, поступающей с раствором, вновь переводят уран в растворимую форму, и процесс многократно повторяется до тех пор, пока растворы, имеющие остаточную кислотность ниже значения pH = 3 и содержащие растворенный уран, не достигнут откачной скважины. Подобный механизм протекает по линиям тока между закачной и откачной скважинами, имеющим разную длину, и поэтому период подхода повышенных концентраций растворенного урана к откачным скважинам растянут во времени.

Таким образом, основным фактором, контролирующим процесс выщелачивания урана, является наличие остаточной кислотности в продуктивных растворах.

Технология СПВ урана для каждого месторождения носит индивидуальный характер, базируется на результатах исследований, начиная с лабораторной стадии, кончая стадией опытно-промышленных работ.

Себестоимость добычи урана методом СПВ складывается из 5 основных статей затрат.

Горно-подготовительные работы (ГПР). В стоимость ГПР входят затраты на бурение, оснащение и обвязку скважин.

Выщелачивание металла (перевод урана в недрах из твердого состояния в жидкое). Стоимость выщелачивания металла включает в себя

затраты на приобретение реагентов (растворителей, окислителей), транспортировку их в пласт, проведение процесса закисления и отработки подготовленных запасов.

Раствороподъем и транспортировка растворов от участков ПВ до узлов их передела. Стоимость работ зависит от затрат на подъем продуктивных растворов на дневную поверхность (эрлифтами или погружными насосами) и затрат на их транспортировку до узлов сорбции-десорбции.

Концентрирование продуктивных растворов на узлах их переработки. Стоимость концентрирования растворов складывается из затрат на транспортировку продуктивных растворов от центральных накопительных отстойников до узла сорбции, затрат на их дальнейший передел и обратно транспортировку маточных растворов на участки ПВ.

Прочие статьи затрат. Сюда относятся отчисления на амортизацию горного комплекса, расходы на подготовку и освоение производства, внутризаводское перемещение грузов, расходы на содержание и эксплуатацию оборудования, цеховые расходы и прочие производственные затраты.

Структура себестоимости добычи урана методом СПВ на предприятиях стран СНГ в зависимости от площади ячеек (1000—3600 м^2): горно-подготовительные работы 38,0—20,0; выщелачивание урана 10,0—15,0 раствороподъем и транспортировка 24,0—35,0; концентрирование продуктивных растворов 5,0—10,0; прочие затраты 23,0—20,0; Итого 100,0—100,0.

Затраты на отдельные составляющие структуры себестоимости выглядят следующим образом: материалы (в основном растворитель) — 27—45 %; энергозатраты — 8—15 %; амортизационные отчисления — 9—20 %; погашение ГПР — 17—23 %; шахтные, общезаводские расходы — 12—20 %.

Основныме статьи затрат в структуре себестоимости добычи урана — горно-подготовительные работы, раствороподъем и транспортировка растворов и выщелачивание урана. Следовательно снижению затрат по этим статьям необходимо уделить особое внимание при определении направлений совершенствования техники и технологии СПВ.

Комплекс мероприятий по совершенствованию техники и технологии СПВ включает в себя следующие направления ННИОКР:

– разработка и внедрение технических средств, повышающих производительность и снижающих стоимость бурения, улучшающих фильтрационные свойства прифильтровой зоны технологических скважин;

– изучение геолого-гидрогеологических, минералого-геохимических и геотехнологических особенностей месторождений, отрабатываемых способом СПВ;

– исследование химического взаимодействия реагентов с породами рудоносного горизонта, направленное на интенсификацию перевода полезных компонентов в продуктивные растворы;

– совершенствование технологии переработки продуктивных растворов;

– совершенствование методов управления гидродинамикой и химической технологией процесса выщелачивания, разработка и внедрение автоматизированного проектирования и технологической подготовки производства при СПВ;

– геоэкологические исследования;

– внедрение прогрессивных методов строительства при обустройстве добычных и перерабатывающих комплексов рудников СПВ.

Для бурения геологоразведочных скважин колонковым и роторным способами на объектах подземного выщелачивания используют отечественные буровые установки ЗИФ-650, ЗИФ-1200 (Барнаульский завод), УрБ-ЗАМ, 1БА-15В (Кунгурский машиностроительный завод). Специфику бурения технологических скважин (диаметры бурения, сохранение естественной проницаемости вскрываемых продуктивных горизонтов, обеспечение высоких коммерческих скоростей сооружения скважин) буровые установки не учитывают.

Для совершенствования техники и технологии сооружения скважин необходимо предусмотреть разработку специализированных комплексов для технологических скважин на базе современных установок с подвижным вращателем, реализующих прогрессивные технологии бурения (вращательного и ударно-вращательного с промывкой и продувкой, вращательного на двойной колонне бурильных труб с обратной циркуляцией очистного агента), обеспечивающих повышение технико-экономических показателей сооружения скважин.

Предварительный расчет оптимальной сети технологических скважин и режимов отработки рудных залежей возможен благодаря геотехнологическому картированию руд отрабатываемых залежей. Сущность его заключается в выделении рудных площадей, отличающихся между собой как в геолого-минералогическом, так и в технологическом плане.

Геотехнологическое картирование предусматривает построение карт и разрезов с указанием морфологии, мощности, продуктивности рудного тела и вмещающих пород, наличия фильтрационной неоднородности в разрезе, выявление окисленной и восстановленной зон с выделением типов руд. Для выделенных типов руд лабораторными исследованиями устанавливаются технологические показатели для различных режимов выще-

лачивания. Анализ геологических особенностей частей залежи с учетом технологических показателей выщелачивания позволяет для выделенных площадей прогнозировать как оптимальную сеть расположения эксплуатационных скважин, так и режим отработки.

Основным реагентом при СПВ урана на российских месторождениях является и, очевидно, будет серная кислота. Исследование влияния концентрации серной кислоты в выщелачивающих растворах как на стадии закисления, так и на стадии отработки, соотношения окисного и закисного железа в растворе на процесс выщелачивания необходимо проводить на всех объектах СПВ. Подбор эффективных окислителей (кислород технический, кислород воздуха, перекись водорода, пиролюзит, азотная кислота), влияющих на ускорение процесса выщелачивания, методы подачи их в пласт, выявление оптимальных сочетаний концентраций реагента и окислителя — предмет исследований на каждом из разведываемых или эксплуатируемых объектов.

Сопутствующие компоненты могут оказаться предметом повышения экономической эффективности комплекса работ по подземному выщелачиванию. Работы по извлечению попутных компонентов должны обязательно проводиться наряду с работами по извлечению урана.

В результате рационального выбора степени извлечения металла из недр для каждого блока можно заметно снизить себестоимость продукции за весь период эксплуатации.

Расчеты, показали, что часто себестоимость добычи последних нескольких процентов для достижения проектного извлечения по ряду объектов превышала плановую в два и даже в три раза. Оптимизация степени извлечения металла из отрабатываемых блоков по экономическому критерию должна проводиться на всех объектах.

По совершенствованию технологии переработки продуктивных растворов необходимы разработка новых ионитов, активных углей для процессов сорбции-десорбции, высокоскоростных аппаратов для сорбции урана из продуктивных растворов, высокопроизводительных сорбционных установок для очистки отработанных продуктивных растворов, электромембранных установок для получения готовых продуктов (концентратов) при комплексной переработке продуктивных растворов и для обезвреживания отработанных растворов СПВ.

При рыночных отношениях от работников НИИ и проектных организаций требуется новый подход к выдаче исходных данных для технико-экономического обоснования целесообразности освоения урановых месторождений методом ПВ. Инвесторы, не проводя опытных работ, хо-

тят иметь рекомендации о привлекательности конкретного объекта с приемлемыми ТЭП.

В этой ситуации исходные данные для проектирования могут быть выданы с помощью математического моделирования процесса ПВ в различных геолого-гидрогеологических условиях месторождения с использованием технологических данных, полученных в лабораторных условиях.

Для решения поставленной задачи пакет прикладных программ должен включать в себя математические модели среды, гидродинамики, миграции компонентов-загрязнителей, оптимальных схем и параметров вскрытия месторождений расчетов дебитов откачных и приемистостей закачных скважин, определения содержания урана в продуктивных растворах и т.д.

Названные программы должны решать важные задачи прогнозирования, автоматического проектирования и управления технологическими процессами.

Приложение № 7 к главе 14

Перспективы (СПВ) золота

В настоящее время в России в опытно-промышленном масштабе ведется скважинное подземное выщелачивание золота.

Весь производственно-технологический процесс СПВ состоит из ряда проблемных вопросов, к которым относятся:

- принципиальная схема ПВ; золота
- выбор оптимальных в экологическом и экономическом отношении реагентов для выщелачивания;
- стадии исследований;
- научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы по совершенствованию техники и технологии СПВ;
- изучение сырьевой базы.

Выбор оптимальных в экологическом и экономическом отношении реагентов для выщелачивания

В качестве выщелачивающих реагентов для подземного выщелачивания рассматриваются тиокарбамиды, тиосульфаты и сульфиты, хлор, йод и бромсодержащие реагенты, более безопасные в экологическом отношении по сравнению с цианидными реагентами, широко применяемыми в настоящее время в гидрометаллургии золота. Для скважинного подземного выщелачивания использование цианидов не рекомендуется.

Тиокарбамидное выщелачивание золота. Для растворения металлического золота в водных растворах тиокарбамида (мочевины) необходимо соблюдение двух основных условий:

– применение достаточно эффективного окислителя, способного переводить металлическое золото в ионное состояние и не окисляющего тиокарбамид;

– обеспечение кислотности среды в пределах pH = 2—4 с целью предохранения тиокарбамида и образующегося комплексного соединения золота от разложения.

Указанные условия достигаются при введении в раствор необходимого количества серной кислоты и солей трехвалентного железа $Fe_2(SO_4)_3$. Нормальный окислительно-восстановительный потенциал для реакции растворения золота равен 380 мВ. Скорость выщелачивания зависит от pH раствора, концентрации тиомочевины и окислителя.

В России проведены опыты небольшого масштаба применительно к подземному выщелачиванию золота из песчано-глинистых руд.

В ходе исследований выявлены следующие его преимущества, как растворителя по сравнению с цианированием:

– низкая токсичность, исключение из схемы необходимости обезвреживания остаточных растворов;

– высокая скорость растворения золота, меньшая степень воздействия на компоненты-примеси, слагающие руду;

– меньший расход реагента на единицу массы руды;

– простая схема регенерации растворителя путем очистки от примесей (известкование).

К числу основных недостатков тиокарбамидного выщелачивания относятся:

– необходимость использовани дорогого кислотостойкого оборудования;

– нерентабельность переработки руд с высоким содержанием кислотоемких примесей (карбонатов и т. д.);

– сравнительно высокая стоимость и дефицитность растворителя.

Тиосульфатное и сульфитное выщелачивание золота. К достоинствам тиосульфатного выщелачивания золота необходимо отнести следующие положения:

– процесс менее токсичен, не наносит вреда окружающей среде;

– скорость растворения золота, как правило, выше;

– по селективности выщелачивания не уступает цианидной технологии;

– позволяет перерабатывать руды, (в частности, содержащие Mn, Cu, As, Sb, Se, Te представляющие трудности для цианидного метода.);

– доступность и низкая стоимость реагентов, возможность их получения на месте.

Главным и основным недостатком рассматриваемой технологии является нестойкость растворителя и вводимого вместе с ним сульфита, которые легко окисляются, что приводит к их повышенному расходу.

Хлоридное выщелачивание золота. Система хлоридного выщелачивания золотосодержащих материалов обычно состоит либо из насыщенной газообразным хлором воды, либо из кислоты (соляной или серной), соли (хлорид натрия) и окислителя (гипохлорит калия или натрия, перманганат калия, диоксид марганца). Активным началом при растворении золота является образующийся в процессе реакции в указанной системе элементарный хлор. В кислом гипохлоритном растворе хлорид является комплексообразователем, хлор и HOCl – окисляющими агентами.

В последние годы исследования по фильтрационному выщелачиванию золота хлорной водой были выполнены во ВНИИХТе. Основным потребителем хлора в золотосодержащем материале являются сульфиды, представленные в основном пиритом.

Для экономии хлора предложено предварительно выработать сульфиды оборотными растворами сульфата железа (III) с регенерацией последнего кислородом воздуха на поверхности.

Преимущества хлоридной системы выщелачивания золота:

– высокая окислительная активность, более глубокая переработка золотосодержащих материалов, что обеспечивает более высокое извлечение золота;

– доступность реагентов и сравнительно низкая их стоимость;

– возможность получения реагентов на месте производства работ.

Недостатки:

– необходимость использования коррозионно–стойкой аппаратуры по всей схеме;

– повышенный расход реагента на вмещающие породы;

– сложность переработки и утилизации растворов.

Йод–йодидная система выщелачивания золота. В йод–йодидной системе йод необходим как окислитель, йодид – как комплексообразователь, образующий с золотом прочный комплекс. Йод–йодидная система имеет ряд преимуществ: низкую токсичность, высокую стабильность растворенных комплексов и более низкий окислительно-восстановительный потенциал по сравнению с другими нецианидными системами выщелачивания золота.

Кинетика процесса выщелачивания золота в йод–йодидных системах выше, чем при цианидном выщелачивании, возможно выщелачивание золота из сульфидных минералов (марказит, халькопирит, ковеллин, пирит).

Ряд исследователей полагают, что процесс выщелачивания золота в йод–йодидной системе — одни из перспективных схем, альтернативных цианированию.

Бромидное выщелачивание осуществляют с помощью соединения брома, получившего наименование гидантион. При использовании только гидантиона или в комбинации с ионом бромида гидантионовые продукты могут окислять золото до растворимых солей. Эта система оказалась весьма эффективной для извлечения золота из золотосодержащих материалов (руд, скрапов).

Диметилгидантион – нетоксичная, биологически разлагающаяся молекула, которая представляет небольшую опасность или не оказывает вреда окружающей среде.

Бромид – ион по токсичности подобен хлориду натрия.

Проблема при переработке хвостовых растворов в процессах с использованием гидантиона и бромида заключается в отделении тяжелых металлов, содержащихся в растворах.

Достоинствами йодидных и бромидных систем являются:

– высокая кинетика растворения золота, увеличение ее при осуществлении процесса в кислых средах;

– повышенная степень извлечения золота;

– нетоксичность растворов при используемых для выщелачивания концентрациях.

Недостатки:

– коррозионная активность при использовании кислых сред для выщелачивания;

– повышенный расход на вмещающие породы;

– высокая стоимость растворителя.

А.И. Заболоцкий сделал достаточно глубокий анализ растворителей благородных металлов, результаты которого представлены в таблице П7.1.

При использовании дорогостоящих йодидного и бромидного способов необходима регенерация йода и брома. Это вызывает необходимость подбора недефицитных окислителей, что является непростой задачей. Тем не менее, использование йода и брома для подземного выщелачивания золота может оказаться весьма привлекательным в связи с возможностью их полной регенерации. При извлечение йода и брома из промышленных вод перспектива их использования становится реальной.

Сопоставление хлор–хлоридного способа с другими галогенными системами показывает преимущества первого.

По технике безопасности использование гипохлорита натрия по сравнению с жидким хлором более предпочтительно. Поэтому в ООО «Геоприд», проводящем опытные работы по подземному выщелачиванию золота на месторождении Долгий Мыс (Свердловская область), в качестве растворителя выбран гипохлорит натрия.

Раствор гипохлорита натрия готовится непосредственно на участке работ электролизом водного раствора хлорида натрия. Используется блок биполярных электролизеров КБ-171 производительностью около 170 кг в сутки по «активному хлору», состоящий из четырех автономных секций,

Таблица П7.1

Сравнительные данные по основным растворителям благородных металлов

Критерии применимости	Выщелачивающие реагенты				
	Тиокарбамиды	Тиосульфаты, сульфиты	Йодиды	Бромиды	Оксихлориды
1. Селективность	Невысокая селективность, повышенный расход при наличии меди, «терпимость» к углеродсодержащим материалам	Схема не уступает цианидной, кроме того позволяет перерабатывать руды, содержащие Mn, Cu, As, Sb, Se, Te и др.	Невысокая селективность, повышенный расход на вмещающие породы. Чувствительность к углистому веществу и сульфидным минералам	Невысокая селективность. Растворяются вмещающие породы. Сложный солевой состав растворов	Невысокая селективность – образуется сложный солевой состав растворов
2. Устойчивость комплексов	Требует обеспечения кислотности в пределах pH = 2—4, Eh = 380*mV*	Очень неустойчив (требует pH>7,5, *t* =30—40 °С и >0,05 % сульфат-иона	Дополнительных мер защиты от разложения не требует, но адсорбируется углистым веществом	Комплекс устойчив в широких пределах pH, но менее прочный, чем цианидный	Образующийся комплексный ион $AuCl_4^-$ устойчив в широком диапазоне значений pH
3. Активность вскрытия	Высокий расход растворителя на рудах с высоким содержанием кислотоемких примесей (карбонатов и пр.)	Активность вскрытия низкая	Высокая активность вскрытия	Активность вскрытия высокая, как для всех галогенов	Очень высокая активность вскрытия

Продолжение табл. П7.1

Критерии применимости	Выщелачивающие реагенты				
	Тиокарбамиды	**Тиосульфаты, сульфиты**	**Йодиды**	**Бромиды**	**Оксихлориды**
4. Кинетика растворения	Высокая кинетика растворения золота и серебра	Скорость растворения золота выше, чем у цианидов	Высокая кинетика процесса, особенно в кислой среде	Высокая скорость растворения золота	Высокая скорость растворения золота
5. Паразитные реакции, процессы	Разложение реагента при pH <4 и t >30—40 °C с образованием цианида и сероводорода, который переходит в серу: $(NH_2)_2CS \rightarrow NCNH_2+H_2S$	Окисление растворителя и вводимого с ним соединения сульфита с образованием тетратионата, сульфата и т.д.	При взаимодействии с углистым веществом свободный йод восстанавливается до йодида	Активное растворение вмещающих пород	Активная переработка вмещающих пород – повышенный расход реагента, сложный солевой состав растворов
6. Композитность состава выщелачивающих растворов	Раствор тиокарбамида, серная кислота (для поддержания pH=2-4). Окислитель – соль трехвалентного железа ($Fe_2(SO_4)_3$	Раствор тиосульфата аммония в присутствии меди, гидроксид аммония(поддерживает pH7,5), сульфит-ион (предотвращает разложение тиосульфата)	Йод и йодид в отношении примерно $I_2:I^-=1:(5\text{-}9)$	Растворы брома и бромидов	Кислота (соляная или серная), хлорсодержащая соль (NaCl) и окислитель – гипохлорит K или Na
7. Токсичность	Токсичность низкая	Токсичность низкая	При испытанных концентрациях растворитель нетоксичен	Высокая токсичность и растворение тяжелых металлов	Активно растворяются токсичные соединения

Продолжение табл. П7.1

Критерии применимости	Выщелачивающие реагенты				
	Тиокарбамиды	**Тиосульфаты, сульфиты**	**Йодиды**	**Бромиды**	**Оксихлориды**
8. Агрессивность к оборудованию	Требует применения кислотостойкого оборудования	Не требует кислотостойкого оборудования	Требует спецоборудования при использовании кислых сред для выщелачивания	Требует применения кислотостойкого оборудования	Требует использования коррозионно-стойкой аппаратуры по всей схеме
9. Экологичность	Сложный солевой состав кислых растворов. Простая схема обезвреживания растворов, рудного массива	Простая схема обезвреживания растворов, рудного массива	Не наносит сильного ущерба окружающей среде	Нежесткий ПДК на бромиды. Свободный бром легко восстанавливается до бромид-иона	Возможность выделения элементарного хлора. Токсичность растворов
10. Рекультивируемость	Простая схема регенерации путем очистки от примесей (известкование) позволяет осуществлять бессточную технологию	Разработаны схемы полного оборота маточных растворов после доукрепления реагентами	Необходимо пропускать растворы через сильноосновные ионообменные смолы для улавливания йода (йодида)	Для очистки сточных вод требуется простое осаждение известью	Сложность утилизации растворов – один из основных недостатков
11. Наличие схем переработки	Различные схемы извлечения металлов из растворов	Простые схемы выделения металлов	Известно несколько надежных методов	Существует несколько известных методов	Разработано достаточное количество методов извлечения металлов из растворов

Окончание табл. П7.1

Критерии применимости	Выщелачивающие реагенты				
	Тиокарбамиды	**Тиосульфаты, сульфиты**	**Йодиды**	**Бромиды**	**Оксихлориды**
12. Стоимость реагентов	Сравнительно высокая стоимость растворителя	Низкая стоимость растворителя	Высокая стоимость растворителя	Довольно высокая стоимость растворителя	Низкая стоимость растворителя
13. Дефицитность реагентов	Сравнительная дефицитность растворителя	Доступность реагентов, возможность их получения на месте	Растворитель дефицитен	Недефицитен, т.к. освоено отечественное промышленное производство	Доступность реагентов, возможность их получения на месте
14. Освоенность промышленностью	Широкомасштабные исследования	Исследования на уровне опытных установок	Небольшой полевой опыт исследований	В РФ не используется	Высокая степень изученности и освоенности промышленностью

каждая со своим выпрямителем. Электролиз возможен как в непрерывном, так и в периодическом режиме.

Проводя исследования по выбору реагентов, в каждом конкретном случае следует оценивать их эффективность как в автономном, так и в смешанном вариантах. Критериями должны служить доступность реагента в необходимом количестве, эффективность извлечения золота, возможность регенерации и экологические последствия.

Стадии исследований. Для объектов, выдвигаемых под подземное скважинное выщелачивание, необходимо выполнить следующие стадии исследований: лабораторные исследования; укрупненные лабораторные исследования; опытные работы на представительном участке месторождения; опытно-промышленные работы, которые постепенно переходят в планомерные эксплуатационные работы.

На стадии лабораторных исследований определяются минеральный, химический, гранулометрический составы пробы. Затем проводятся технологические исследования.

На первом этапе технологических исследований для ускорения опытов и экономии рудного материала выполняется серия опытов по статическому (агитационному) выщелачиванию изучаемой пробы. Такие опыты позволяют на небольшом объеме рудного материала установить близкий к оптимальному состав выщелачивающего раствора и установить максимально достигаемую степень извлечения металла из конкретной руды. Как правило, время, достаточное для достижения равновесных концентраций реагирующих веществ, не превышает одних суток. Для контроля хода процесса из всех или части сосудов целесообразно отбирать пробы раствора объемом 5—10 мл через 2, 4, 8, 24 и 48 ч и определять в них содержание золота. В конце опытов для всех растворов вычисляется извлечение металла из руды.

Характеристика расхода реагентов по данным статических опытов устанавливается только ориентировочно. Тем не менее, для качественного контроля конечного содержания растворителей в растворах целесообразно выполнение этих опытов.

Результаты статического выщелачивания являются ориентиром для выбора растворителей и диапазона их концентраций, с которыми далее проводят испытания руд при фильтрационном режиме выщелачивания.

Сущность фильтрационного выщелачивания (второй этап) заключается в фильтрации растворителя через пробу золотосодержащего материала, фиксации динамики выноса из него полезного компонента и выхода растворителя в фильтрующемся растворе, т.е. в получении так называе-

мых «выходных кривых». На этом же этапе проводятся исследования по извлечению золота из растворов методами сорбции или осаждения.

С помощью лабораторных испытаний определяют следующие показатели геотехнологических свойств золотосодержащего материала: коэффициент фильтрации; степень извлечения металла из руды; отношение Ж:Т, необходимое для максимально возможного извлечения металла; характеристики затрат растворителя (в кг на 1 г извлеченного металла, в кг на 1 т отрабатываемой горнорудной массы); среднюю концентрацию металла в продуктивных растворах, мг/л; схему переработки растворов.

По результатам лабораторных исследований выдаются исходные данные для проекта опытного участка ПВ золота.

Научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы по совершенствованию техники и технологии скважинного подземного выщелачивания золота

НИОКР по совершенствованию техники и технологии СПВ золота можно сгруппировать следующим образом:

– разработка и внедрение технических средств, повышающих производительность и снижающих стоимость бурения, улучшающих фильтрационные свойства прифильтровой зоны технологических скважин;

– изучение технологических условий месторождений золота, отрабатываемых способом СПВ;

– исследование химического взаимодействия реагентов с породами рудоносного горизонта, направленные на интенсификацию перевода золота в продуктивные растворы;

– совершенствование методов управления гидродинамикой и химической технологией процесса СПВ;

– совершенствование техники и технологии переработки продуктивных растворов;

– геоэкологические исследования.

1. Разработка и внедрение технических средств, повышающих производительность и снижающих стоимость бурения, улучшающих фильтрационные свойства прифильтровой зоны технологических скважин. На россыпных месторождениях для сооружения технологических скважин используются станки ударно-канатного бурения, позволяющие осуществлять отбор материала для опробования. На рудных месторождениях бурение производится установками вращательного бурения, но качество опробования зачастую не обеспечивается. В качестве базовой установки для бурения скважин вращательным способом может быть использован

станок УБВ-00, выпускаемый Щигровским машиностроительным заводом. В процессе строительства полигонов для работ по СПВ необходимо провести комплекс НИОКР по его адаптации для бурения технологических скважин.

При отработке технологических режимов сооружения скважин необходимо предусмотреть мероприятия по сохранению естественной проницаемости пород продуктивного горизонта. Соблюдение мер по сохранению проницаемости вскрываемых пород не всегда дает желаемые результаты. Поэтому необходимо предусмотреть использование и совершенствование существующих технических средств по раскольматации прифильтровых зон технологических скважин.

2. Изучение технологических условий месторождений золота, отрабатываемых способом СПВ. Под термином **технологические условия** месторождений понимается комплекс природных факторов, которые существенным образом влияют на ход и результаты подземного выщелачивания полезных компонентов. Конечная цель изучения геотехнологических условий — количественный прогноз основных эксплуатационных показателей процесса СПВ для месторождения или отдельных его частей.

Оценку показателей осуществляют на основе изучения комплекса природных факторов, влияющих на ход процесса выщелачивания (минеральные формы полезных компонентов, литологические типы пород, слагающих разрез, геохимическая, гидрогеологическая обстановки и т.д.). Средствами изучения геотехнологических условий являются буровые работы, изучение керна и его опробование, лабораторные исследования руд и пород, подземных вод и технологических растворов, геофизические работы и т.д.

3. Исследование химического взаимодействия реагентов с породами рудоносного горизонта, направленные на интенсификацию перевода золота в продуктивные растворы. Если в качестве исходного сырья для приготовления растворов реагентов использовать конечные химически чистые продукты или их соли, то стоимость растворителей может оказаться экономически неприемлемой для предприятия СПВ. Поэтому необходимо изучить технологию изготовления хлора, йода и брома на химических заводах и подобрать экономически приемлемый для СПВ передел, который обеспечит получение реагентов необходимого качества и выдержит транспортные расходы по его доставке к месту работ.

Исследование влияния концентраций реагента в выщелачивающих растворах, подбор эффективных окислителей, влияющих на ускорение процесса выщелачивания, метода подачи их в пласт, выявление оптималь-

ного сочетания концентраций реагента и окислителя должны вестись постоянно на всех стадиях геологоразведочных и эксплуатационных работ.

Источником получения йода и брома могут служить воды нефтяных месторождений, содержащие от 15—20 мг/л йода и более 300—400 мг/л брома. Доведение содержания йода и брома в продуктах переработки до количеств, приемлемых для технологии СПВ золота, может оказаться экономически эффективным.

Работы по настоящему направлению будут способствовать снижению затрат на химические реагенты.

4. *Совершенствование методов управления гидродинамикой и химической технологией процесса СПВ.* К этому направлению исследований относятся все работы по изучению фильтрационной неоднородности пород продуктивного горизонта, влияющей на гидродинамику фильтрационного потока, геотехнологическому картированию, моделированию гидродинамики технологических растворов, массопереноса в трехмерной области, дозированию подачи растворителей и окислителей в пласт.

5. *Совершенствование техники и технологии переработки продуктивных растворов.* Этим разделом предусматриваются исследования, учитывающие специфику хлоридного, йодидного и бромидного выщелачивания. При разработке оборудования, в первую очередь, надо уделить внимание специализации электролизеров для нужд золотодобывающей промышленности.

6. *Геоэкологические исследования* на объектах СПВ осуществляются на стадиях разведки, эксплуатации и ликвидации месторождений.

На стадии разведки изучаются природные геоэкологические условия месторождения, способствующие надежной изоляции технологических растворов в продуктивном горизонте, обеспечиваемой благоприятными сейсмическими, геоструктурными, литолого-фациальными, геохимическими, гидродинамическими и гидрогеохимическими природными факторами.

Геоэкологические исследования на стадии эксплуатации должны включать в себя изучение характера изменения геологической среды под влиянием техногенных процессов, изучение процессов формирования химического состава и физико-химических свойств загрязненных вод (остаточных технологических растворов), разработку системы надежного контроля распространения технологических растворов в гидрогеологической структуре в процессе СПВ.

Геоэкологические исследования на стадии ликвидации комплекса рудников СПВ должны обеспечивать прогнозирование распростране-

ния основных технологических растворов во внешнюю среду на основе мониторинга подземных вод, изучение продолжительности, механизма и глубины процессов самоочистки загрязненных вод на геохимических барьерах, возникающих под влиянием изолирующих геохимических свойств геологической среды и обоснование выбора способов восстановления природной геоэкологической обстановки, в том числе восстановления качества подземных вод.

Сырьевая база для объектов СПВ

Сырьевая база для скважинного подземного выщелачивания золота в России практически является неизученной. Объекты, требующие изучения для выдвижения под отработку способом СПВ, для традиционных методов являются забалансовыми.

Существуют две группы объектов, перспективных для отработки методом скважинного подземного выщелачивания: техногенные и природные.

К техногенным объектам относятся эфели переработки россыпных месторождений, в которых сосредоточены сотни миллионов тонн золотосодержащих песков, и хвостохранилища золотоизвлекательных фабрик с запасами от первых до десятков тонн золота.

К природным объектам относятся глубоко погребенные аллювиальные и аллювиально-пролювиальные россыпи с мелким и тонким золотом, которые существующими методами отрабатывать экономически нецелесообразно, и месторождения золота в корах химического выветривания с содержанием золота в руде от 1 до 3 г/т.

К природным объектам относятся россыпные месторождения.

В генетической классификации россыпных месторождений золота выделяются пять промышленных типов россыпей:

1. Россыпи элювиальных кор химического выветривания и карстово-эррозионных депрессий.
2. Аллювиально-пролювиальные россыпи мелкого и тонкого золота (россыпи аллювиально-гетерогенных толщ повышенной мощности).
3. Аллювиальные россыпи крупных долин.
4. Прибрежно-морские россыпи древних береговых зон на континенте.
5. Техногенные россыпи (целиково-остаточные и отвальные).

Эти типы в России объединяют примерно 4000 месторождений, из которых отработано и находится в эксплуатации примерно 1100 объектов.

Элювиальные россыпи. Конечная стадия существования коренных месторождений — их преобразование в элювий. Следовательно, элюви-

альные россыпи можно рассматривать как топографически не смещенные рыхлые образования, заключающие то или иное количество рудных минералов. Это — площадные золотоносные коры химического выветривания. Особенностью данного типа россыпей является мощность оруденения (до нескольких десятков метров). В зависимости от формы нахождения золота в коре выветривания выделяется два подтипа: со значительным содержанием «шлихового» золота (до 60%); и с преимущественным содержанием тонкого и тонко дисперсного золота (70—80%). Последний подтип является основным объектом для геотехнологических способов отработки. Основные месторождения данного типа сосредоточены на Южном Урале (Гагарское, Шульгинское и т.п.) и на юге Западной Сибири (Егорьевское).

На месторождениях данного промышленного типа золото приурочено к песчано-глинистым и дресвяно-глинистым породам. Содержание алевритоглинистых частиц в них достигает 35%, что говорит об очень низких фильтрационных свойствах золотосодержащих руд, $К_ф$ в редких случаях бывает выше 1 м/сут. Однако относительно высокие содержания золота в них и большие мощности позволяют вести разработку объектов данного промышленного типа системами с близко расположенными технологическими скважинами (расстояние между скважинами 5—10 м). Основными критериями, определяющими возможность разработки месторождений этого промышленного типа, являются проницаемость руд, определяющая производительность технологических скважин, и содержание в рудах сульфидов, влияющих на расход хлора.

На эллювиальные россыпи приходится примерно 10 % учтенных запасов золота.

Аллювиально-пролювиальные россыпи мелкого и тонкого золота (на их долю приходится примерно 5 % учтенных запасов Au) представляют перемещенные или размытые и переотложенные золотоносные коры выветривания. Россыпи объединяются общими чертами строения — большими мощностями продуктивных горизонтов, достигающих нескольких десятков метров, чередованием в разрезе несортированных и хорошо дифференцированных осадков, низким содержанием Au.

В настоящее время промышленная значимость данного типа россыпей определяется содержанием золота фракции +0,25 мм. Если его количества достаточно для рентабельной отработки гравитационными методами, то россыпь разведуют и разрабатывают, несмотря на значительный снос тонкого и тонкодисперсного золота. Основной особенностью подобных россыпей — высокая глинистость золотоносных пород, свидетельстыующая об их низких фильтрационных свойствах. Поэтому основным критерием

оценки является проницаемость разреза и доступность золота для выщелачивающих растворов. Если золотоносный пласт обводнен и позволяет получать около 1 $м^3$/час с одной технологической скважины, месторождения можно относить к разряду перспективных для отработки способом СПВ.

Эти россыпи — основной сырьевой ресурсом для способа СПВ при благоприятном развитии опыта работ могут быть вовлечены в промышленную отработку, что позволит увеличить активные запасы за счет большого числа объектов, отрицательно оцененных и неразведанных из-за значительных глубин и высокого количества тонкого и тонкодисперсного золота.

Основные россыпи данного промышленного типа находятся на юге Якутии, в Приамурье (бассейн Джилинды, Нагима и т.п.).

Аллювиальные россыпи крупных долин составляют наиболее представительный промышленный тип месторождений, — 84 % учтенных запасов. Общая особенностью данного типа — приуроченность золота к четко выраженным продуктивным пластам малой мощности, залегающим в низах разреза речных отложений и верхней разрушенной части подстилающих их коренных пород (плотик). Пласт может хорошо выделяться и в толще рыхлых отложений (висячие пласты).

По глубине залегания они разделяются на мелко (до 25 м) и глубокозалегающие «погребенные» (более 25 м). Первые успешно отрабатываются непосредственно дражным и открытым раздельным способом. Отработка вторых горным способом проблематична и требует больших капитальных вложений. Однако, эти россыпи, при невысоком содержании крупного золота могут быть успешно отработаны способом СПВ.

Основные объекты данного промышленного типа пригодны для СПВ. Они располагаются во всех россыпных золоторудных районах России. Наиболее перспективны месторождения Читинской и Иркутской областей.

Прибрежно-морские россыпи, — около 1% учтенных запасов золота — включают комплекс образований сформированных процессами, связанными с деятельностью моря. Характерной особенностью данного типа — небольшая мощность рудоносных пластов, заключенных среди довольно мощных, хорошо проницаемых прибрежно-морских отложений. Золотосодержащие зоны этого генетического типа месторождений могут успешно отрабатываться методом. Типичным представителем данного промышленного типа является Рывеемская россыпь на Чукотке.

Техногенные россыпи образуются в результате неполной отработки месторождений любых генетических типов. Среди них различаются оста-

точные целиковые и отвальные россыпи. Общей чертой данных объектов является небольшая глубина залегания, однородный сортированный материал их слагающий, преимущественно тонкое и тонкодисперсное золото. Такие «россыпи» могут успешно отрабатываться методом СПВ.

Приступая к оценке перспектив применения подземного выщелачивания золота, необходимо обратить внимание на исследования российских геологов, посвященные потере мелкого и тонкого золота при опробовании россыпей.

В погребенных россыпях при их разведке опробование, как правило, осуществляется шлиховым методом. При этом тонкодисперсное золото в шлих не попадает. Н.А. Шило, изучая нижние горизонты погребенных россыпей долины реки Большой Куранах, сопоставил данные опробования продуктивных отложений шлиховым методом и пробирным анализом (763 пробы). По данным шлихового опробования среднее содержание золота составило 170 мг/м^3, по данным пробирного анализа – более 800 мг/м^3 [2]. Для технологии СПВ не улавливаемое гравитационными методами золото является весьма подходящим материалом.

В последнее время появляются публикации, посвященные потерям золота при традиционном опробовании. Мнение о широком распространении мелкого (–0,25+1 мм) и тонкого (0,1 мм) золота и значительных его потерях при первичном обогащении на традиционном оборудовании стало общепринятым. Ресурсы мелкого и тонкого золота (МТЗ) только в техногенных россыпях РФ оцениваются в несколько тысяч тонн.

В 2001 г. проведено прямое сопоставление результатов традиционного (лоткового) и инструментального опробования скважин ударно-канатного бурения на одном из участков россыпного месторождения золота. По результатам применения инструментального опробования произошли следующие изменения параметров месторождения:

- в подавляющей части заверенных интервалов значительно возросло содержание золота;
- мощность пласта увеличилась в 1,3—1,9 раза;
- существенно увеличился вертикальный запас золота по конкретным скважинам и снизился коэффициент вскрыши.

Увеличение мощности произошло в основном за счет вовлечения в пласт отложений, первоначально квалифицированных как торфа. В целом распределение золота в разрезе по данным инструментального опробования более однородное.

Уже на стадии разведки россыпей, согласно действующим инструкциям из пробы удаляется галечный и эфельный материал, что приводит к полному удалению связанного золота. Дальнейшая промывка в лотках

или бутарах, сопровождающаяся отмучиванием пробы, приводит к почти полному смыву мелких и тонких частиц золота.

Известно, что есть публикации, посвященные тонкому золоту российских россыпных месторождений золота, которые говорят, что в большинстве россыпей потери приближаются к 70 % и общие запасы золота в россыпях России остаются значительными.

Это говорит о больших перспективах добычи золота методом скважинного подземного выщелачивания из забалансовых для современной технологии объектов.

На сегодняшней стадии изученности россыпных месторождений по отдельным регионам нельзя однозначно назвать конкретные месторождения под ПВ (за исключением Свердловской области). Но с уверенностью можно сказать об экологической, а возможно, и экономической предпочтительности метода СПВ перед традиционными методами отработки россыпей в рассматриваемых ниже регионах. В дальнейшем при более детальном изучении месторождений будут сделаны конкретные рекомендации.

В Российской федерации запасы россыпного золота составляют 25 % от числящихся на государственном балансе. Эти запасы рассредоточены почти в 5000 месторождений 25 субъектов России. Подавляющая часть (87 %) запасов сосредоточена в восточных районах, в т.ч.47,9 % — в наиболее труднодоступных в настоящее время регионах (Республике Саха, Магаданской области, на Чукотке и Камчатке); 39,1 % запасов расположены в более доступных районах Восточной Сибири и Дальнего Востока и лишь 13 % запасов находится в достаточно освоенных районах Западной Сибири и Урала.

Сделаны первые шаги по оценке запасов и ресурсов золота на россыпных месторождениях и объектах техногенных золотосодержащих продуктов в Уральском, Забайкальском, Дальневосточном регионах и Иркутской области.

В заключение можно сделать следующие выводы:

– скважинное подземное выщелачивание является более экологичным методом по сравнению с традиционными методами отработки россыпных месторождений золота;

– технология производства работ, начиная с разведки месторождения до ликвидации горнодобывающего предприятия, на всех стадиях сопровождается мероприятиями по защите и охране окружающей среды;

– используя метод СПВ можно вовлечь в отработку глубокозалегающие россыпные месторождения, которые для современных методов их разработки являются забалансовыми;

– сырьевая база россыпного золота за счет извлечения тонкого и мелкого золота, обязательно переходящего в продуктивные растворы СПВ, может быть существенно увеличена;

– результаты научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ, рассматриваемые в настоящем разделе, будут способствовать обязательному снижению себестоимости добываемого методом ПВ золота;

– перед геологами, технологами, машиностроителями и работниками золотодобывающей промышленности стоят весьма интересные проблемы, решение которых поднимет на более высокий уровень технику и технологию СПВ и повысит эффективность добычи золота.

Литература

1. *Фазлуллин М.И., Шаталов В.В., Гуров В.А., Авдонин Г.И., Смирнова Р.Н., Ступин В.И.* Перспективы подземного скважинного выщелачивания золота в России. Цветные металлы. 2002. № 10. С.39—46.

2. *Шило Н.А.* Учение о россыпях. – М. Издательство Академии горных наук, 2000. — 632 с.

3. *Амосов Р.А., Башлыкова Т.В., Московец И.А.* К оценке потерь мелкого и тонкого золота при лотковом опробовании россыпей. Горный журнал, № 2, 2002г.

4. *Константинов В.М. Пелымский Г.А.* Тонкое золото россыпей. Вести Московского университета, сер.3. Геология, № 4, 2004.

5. *Тимашов В.А., Вагин Э.Б.* Проблемы и возможности золотодобывающей промышленности Челябинской области. Минеральные ресурсы России. Экономика и Управление, № 4, 2003 г.

6. *Назарьев В.А., Мордвин В.А.* Проблемы освоения сырьевой базы золота Иркутской области. Минеральные ресурсы России. Экономика и Управление, № 6, 2001 г.

7. *Харитонов Ю.Ф.* Техногенные образования Читинской области: эколого-экономическая оценка. Минеральные ресурсы России. Экономика и Управление, № 6, 2002 г.

8. *Федоров В.М.* О программе развития золотодобывающей промышленности республики Саха (Якутия). Минеральные ресурсы России. Экономика и Управление, № 3, 2003 г.

9. *Кочетков В.В., Екимов А.А.* Минерально-сырьевая база Хабаровского края: инвестиционный потенциал. Минеральные ресурсы России. Экономика и Управление, № 4, 2003 г.

10.Карпенко И.А., Петраш Н.Г., Шевцов Т.П. Состояние минерально-сырьевой базы россыпного золота России и возможности ее улучшения. Отечественная геология № 1, 1998 г.

Приложение № 8 к главе 14

Подземное выщелачивание фосфорного сырья

Основные понятия и представления о подземном выщелачивании фосфатного сырья (ПВФ) — физико-химический метод перевода фосфатных компонентов залежи на месте залегания в раствор с последующей наземной переработкой раствора на агрохимическую или иную продукцию. Объектом ПВФ могут быть фосфатные залежи, отработка которых традиционными методами нерентабельна или технически затруднена.

Сущность метода аналогична известной наземной технологии кислотного разложения фосфатов при производстве минеральных удобрений, а его техническое воплощение аналогично технологии подземного выщелачивания металлов. Однако специфика фосфатных залежей не позволяет априори использовать известные технические решения без предварительных исследований применительно к конкретному объекту.

Основной химический процесс выщелачивания фосфоритов наиболее доступными минеральными кислотами (серной, соляной, азотной)

Переработка полученных растворов заключается в их нейтрализации щелочным агентом (например, известковым молоком или аммиаком) и выделении в различных интервалах pH усвояемых растениями форм фосфатов (водо-, цитратно- или лимоннорастворимые формы).

Каждая из кислот имеет свои преимущества и недостатки. Серная кислота наиболее удобна с учётом отработанности технологии, но в удобрениях неизбежно разубоживаются бесполезными для растений сульфатами. Соляная кислота наиболее дешева, но при выщелачивании образуется большое количество водорастворимых хлоридов, утилизация которых представляет серьезную проблему. Азотная кислота в концентрированном виде выделяет оксиды азота, но образуемые водорастворимые нитраты, переходя частично в удобрения, увеличивают их ценность для растений.

Влияние физико-геологических факторов на процесс подземного выщелачивания

Процесс выщелачивания фосфатов непосредственно в залежи, в отличие от химической переработки предварительно обогащенного сырья, осложняется значительным количеством других кислотора створимых примесей — карбонатов кальция и магния, полуторных оксидов железа и алюминия и других соединений. Поэтому одной из важнейших задач при ПВФ является выбор типа и концентрации кислоты, обеспечивающих наиболее высокую селективность извлечения полезного компонента

(P_2O_5) по отношению к извлечению других кислоторас творимых компонентов, прежде всего полуторных оксидов.

Для разных pH среды на основании расчетов энергии Гиббса реакций указанных кислот с основными фосфатными минералами ряды активности кислот имеют следующий вид:

$$HNO_3 > HC1 > H_3PO_4 > H_2SO_4 \ (pH < 1{,}5—2{,}0),\ H_3PO_4 > HNO_3,$$

$$HC1 > H_2SO_4 \ (pH > 1{,}5—2{,}0),$$

Выбор конкретной кислоты помимо ее активности и селективности обусловлен принятой схемой переработки продукционных растворов и технологией утилизации возможных отходов.

Как правило, в пластовых условиях концентрация кислоты должна быть намного меньше концентрации кислоты в наземной технологии кислотного разложения фосфатного сырья. Это связано с тем, что применение концентрированных кислот для разложения необогащенного сырья в пластовых условиях приводит к резкому ухудшению фильтрации растворов за счет кольматации пор пласта углекислым газом при разложении карбонатов, переотложением солей впереди фронта выщелачивания (образование так называемые «геохимического барьера») и повышением вязкости растворов.

Таким образом, на реализацию процесса ПВФ влияют в первую очередь химический и вещественный состав пород продуктивного пласта и вмещающих пород, их пористость и проницаемость, прежде всего, соотношение проницаемости пласта и вмещающих пород, размеры фосфатных зерен и конкреций. Из геологических факторов важнейшими являются мощность залежи, ее глубина, величина напора пластовых вод, наличие и удаленность гидрогеологической разгрузки залежи. К технологическим факторам, определяющим процесс ПВФ, относятся состав выщелачивающего агента, темп его закачки в пласт и давление закачки, параметры сетки эксплуатационных скважин, соотношение между объемами закачки и откачки, химический состав оборотных растворов после выделения удобрительных компонентов при наземной переработке.

Технология ПВФ во многом аналогична технологии подземного выщелачивания руд металлов. Она включает вскрытие залежи скважинами, их обсадку коррозионно-стойкими колоннами труб (чаше всего полиэтиленовыми или стеклопла стиковыми), оборудование забойной части скважин фильтрами. Технология подготовки залежи к выщелачиванию также аналогична подготовке залежей руд металлов. Для плотных скальных пород (например, хибинских апатитов) необходимо применять схемы с пред-

варительным дроблением руды и подготовкой блоков выщелачивания. Для осадочных месторождений с достаточно высоким коэффициентом фильтрации можно применять более простые схемы с выщелачиванием через скважины без специальной подготовки пласта.

Метод апробирован в опытных масштабах во Флориде (США) и в Кировской области (Россия). Сведений о промышленном применении метода не имеется.

На Верхнекамском месторождении в качестве выщелачивающего агента была выбрана азотная кислота, наиболее активная по отношению к фосфатам в сильнокислотной среде и позволяющая при переработке растворов получить безбалластное удобрение.

Определение селективности азотной кислоты в диапазоне концентраций от 0,01 до 14 % показало, что наиболее рациональной является концентрация 5—10 %. При больших концентрациях резко возрастает газовая кольматация руды и извлечение полуторных окислов железа и алюминия, при меньших — значительно падает содержание полезного компонента в растворе. Процесс выщелачивания протекает главным образом, в диффузионной области.

Исследования производились на лабораторных моделях. Было показано, что величина извлечения P_2O_5 в моделях составляла 78—80 %, коэффициент использования кислоты 75—62 %, кратность смены порового раствора и критерий Нуссельта составляли 10,6 и 81 для 5 %-ной кислоты и 5,75 и 231 для 10 %-ной кислоты. Максимальная концентрация P_2O_5 в моделях достигала на 5 %-ной кислоте 7,5 г/л, на 10 %-ной кислоте -20 г/л. Установлена значительная роль газовой кольматации и переосаждения вторичных фосфатов на течение процесса выщелачивания. Отложения фосфатов образуют вокруг зоны выщелачивания подвижный малопроницаемый геохимический барьер. После достижения кислотной сбойки в канале выщелачивания продолжается растворение наиболее крупных конкреций и стенок канала, сцементированных вторичными фосфатами. Установлена также своеобразная роль примесей пирита в фосфатных рудах. Его выщелачивание азотной кислотой приводит к образованию серной кислоты, которая, в свою очередь, взаимодействует с карбонатными минералами с образованием гипса Опытные работы на месторождении проводились на участке, вскрытом гексагональными ячейками скважин глубиной 15—16 м по сетке 10х10 м и 20х20 м.

В общей сложности опытный участок включал 48 эксплуатационных и наблюдательных скважин. Наземная часть опытного участка включала шесть кислотостойких емкостей для приготовления выщелачивающего

раствора, сбора продукционных растворов и их нейтрализации, систему трубопроводов с запорной арматурой для распределения выщелачивающего раствора по скважинам, кислотные насосы, нутч-фильтры, продукционных растворов. Основные характеристики процесса ПВФ в натурных условиях. Мощность пласта 0,3—0,4 м, коэффициент фильтрации 2—6 м/сут. содержание P_2O_5 = 14%, карбонатная – до 9%, концентрированная азотистая кислота — 5—10%, концентрация P_2O_5 в растворе до 20%, коэф. Извлечения (в Канаде) до 90%.

Специфика переработки растворов подземного выщелачивания фосфоритов заключается в необходимости перерабатывать сравнительно бедные по P_2O_5 продукционные растворы, содержащие, кроме того, значительное количество железа.

Для переработки таких растворов была предложена и экспериментально обоснована технологическая схема, включающая постадийную нейтрализацию раствора щелочным агентом (известью, аммиаком) и регенерацию выщелачивающего раствора обработкой растворов нитрата кальция серной кислотой.

Осадок первой ступени (до pH = 3) содержит до 40 % P_2O_5 в виде средних фосфатов железа с примесью фосфатов кальция и алюминия, фторидов кальция и может использоваться как удобрение. Осадок второй ступени при нейтрализации известью или аммиаком представляет собой преципитат с незначительной примесью нитрата кальция и аммония и является высококачественным агрохимическим удобрением.

При регенерации азотной кислоты из растворов нитрата кальция используют концентрированную 96%-ю серную кислоту в стехиометри-ческом соотношении с нитратом кальция. Опыты показали, что из раствора выделяется до 60—70 % кальция в виде гипса. Остальной гипс в растворенном виде вместе с регенерированной кислотой направляется на выщелачивание.

В опытных работах была показана эффективность постадийной нейтрализации, а также получены удобрения пролонгированного действия на базе природных цеолитов. В общей сложности в пласт было закачано 900 $м^3$ раствора и получено около 5 т удобрений, из них 2 т преципитата и 3 т удобрения с повышенным содержанием фосфата железа.

Значительной оказалась роль газовой кольматации пласта, приводившей на начальном этапе к полному запиранию некоторых скважин. В связи с этим, проработка новых участков пласта проводилась с пониженной концентрацией кислоты. В результате контрольного бурения после опытов установлено, что на контакте с кровлей и подошвой пласта

образовались плотные зоны вторичных фосфатов толщиной от 10 до 70 мм. Между эксплуатационными скважинами в зоне кислотной сбойки наличия желваковых конкреций не обнаружено.

Экологические аспекты ПВФ**.** Экологические **проблемы** при ПВФ связаны с возможным попаданием выщелачивающих растворов в водоемы в случае выщелачивания гидрогеологически раскрытой залежи. Один из эффективных путей решения этой проблемы — создание дебаланса откачки и закачки растворов.

Для большинства практических случаев превышение объема откачки над объемом закачки на 3—5% достаточно для полного предотвращения расширения ореола загрязнения. Указанный дебаланс обычно можно обеспечить путем удаления из оборота влаги продукционных осадков при переработке растворов. Дополнительным фактором, препятствующим миграции растворов за границы участка выщелачивания, является образование геохимических барьеров.

Экономические аспекты ПВФ практически полностью определяются конъюнктурой на рынке минеральных удобрений. Основной статьей экономии при ПВФ являются низкие затраты на вскрытие залежи, исключение затрат на выемку, транспортировку и обогащение руды. Но при этом возрастают затраты на переработку растворов и на транспортировку исходных реагентов. Перспективны для ПВФ прежде всего глубокие участки фосфатных месторождений. При сопоставимых мощностях себестоимость удобрений при ПВФ на 20—30 % ниже аналогичных показателей традиционных производств. Учитывая тенденцию к разработке все более глубоких залежей, развитие ПВФ в будущем весьма актуально.

Задачи дальнейших исследований ПВФ. Практическое применение метода ПВФ в различных горно-геологических условиях и на различных типах руд требует продолжения НИР применительно к каждому конкретному объекту. Вважнейшими задачами исследования являются:

определение рецептуры выщелачивающего раствора для различных типов фосфатных руд и вмещающих пород и разработка, в соответствии с этим схемы переработки растворов;

определение закономерностей смещения кровли пласта над зоной выщелачивания и перераспределения несущей способности пласта с учетом образования геохимических барьеров;

разработка методов предварительной подготовки залежи к выщелачиванию для повышения ее проницаемости между скважинами и понижения проницаемости за пределами добычного участка;

разработка методов интенсификации процесса выщелачивания;

Поскольку кислотное разложение фосфатных руд сопровождается снижением их прочности, представляется перспективным сочетание выщелачивания и скважинной гидродобычи, что позволит существенно снизить реагентоемкость процесса.

Литература

1. Гридин О.М. Физико-химические закономерности разработки месторождений горно-химического сырья геотехнологическими методами. (Докт. дисс). М, МГГА, 1995.

2. Гридин О.М., Курицына Л.И., Гоциридзе А.О., Ли Тхя Сир. Выщелачивание фосфоритов. Обз. Инф. сер. Горно-химическая промышленность, М., НИИТЭХИМ, 1983.

3. Курицына Л.И., Гридин О.М. Карачарова Л.В. Подземное выщелачивание фосфатных руд. //Тр. ГИГХС, вып.ЗЗ, М„ 1975.

4. Гридин О.М., Гоциридзе А.О.Исследование возможности подземного выщелачивания фосфоритов. Н.-т. реф. сб. ГИГХС, сер. Горнохим. пром., вып.З, М„ НИИТЭХИМ, 1982.

5. Гридин О.М., Демьянова И.Л. Технико-экономическая оценка эффективности метода подземного выщелачивания фосфатного сырья. //Тр. ГИГХС, вып.74, М.,1988, с.48—51.

6. Гридин О.М. О возможности динамической локализации ореола загрязнения пластовых вод при подземном выщелачивании. /Яр. ГИГХС, вып. 74, М. 1988, с.52-54.

7. Гридин О.М., Гоциридзе А.О., Митейко С.А., Золовский А.В. Кинетика выщелачивания желваковых фосфоритов Вятско-Камского месторождения. Тр. ГИГХС, вып.74, М., 1988. С.56-59.

8. Выщелачивание фосфоритов. Общая информация. М, НИИТЭХИМ., 1983.

Приложение № 9 к главе 14

Подземное выщелачивание цветных, благородных, редких и радиоактивных металлов из скальных руд

Использования ПВ для снижения потерь и разубоживания руд при разработке месторождений цветных, благородных, редких и радиоактивных металлов не традиционных технологий является одной из основных современных экономических проблем горной промышленности.

Анализ основных направлений научно-технического прогресса добычи руд цветных, благородных, редких и радиоактивных металлов свидетельствует о вовлечении в разработку все более крупных, но бедных месторождений или богатых, но сложноструктурных месторождений с высокими потерями и разубоживанием руд, требующими повышения эффективности их извлечения на основе расширения области применения способа подземного выщелачивания руд на месте их залегания. Использование этого принципиально нового технологического процесса добычи металлов вместо традиционных машинных технологий значительно увеличивает известные запасы полезных ископаемых, отдаляя тем самым возможное наступление физических, экологических или экономических пределов их истощения, обусловливая возможность резкого снижения при этом как капитальных, так и эксплуатационных затрат по добыче металлов даже в условиях систематического повышения глубины разрабатываемых месторождений.

Основные физико-химические принципы выщелачивания металлов из крепких руд

Одно из основных условий, которое должно соблюдаться при выщелачивании, подвод к поверхности растворяющегося твердого тела химического реагента и отвод прореагировавшего вещества от места реакции. При инфильтрационном выщелачивании это условие обеспечивается орошением крупнокусковой руды слабоконцентрированными растворами кислоты или щелочей, которые, пройдя сквозь межкусковое пространство, с чрезвычайно неоднородной проницаемостью, насыщают его растворителем. При этом межкусковое пространство, заполняется выщелачивающим раствором только частично. Скорость движения жидкости в руде забойной крупности, имеющей коэффициент разрыхления $K_р$ = 1,54—1,75, изменяется в очень широком интервале (рис. П9.1). При данной схеме скорость движения выщелачивающих растворов в любой точке пространства

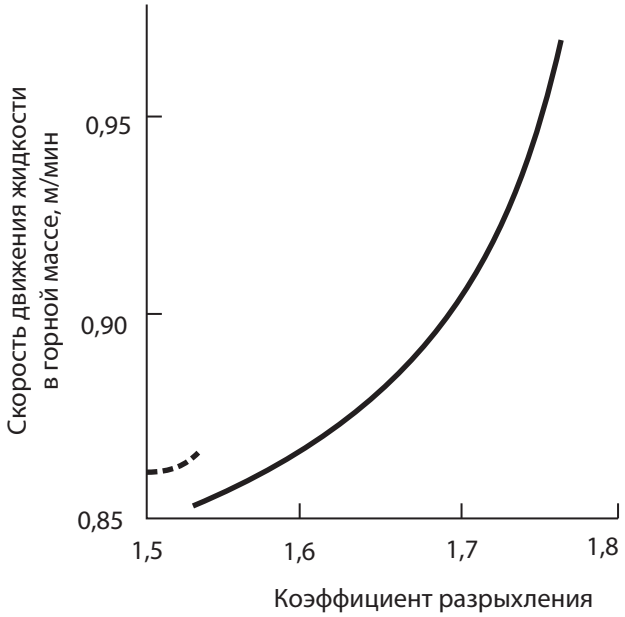


Рис. П9.1. Зависимость скорости движения жидкости при неполном насыщении порового пространства от коэффициента разрыхления породы

меняется пропорционально интенсивности (плотности) орошения (рис. П9.2).

Неполное насыщение межкускового пространства растворителем обусловливает небольшие скорости просачивания, обеспечивающие ему

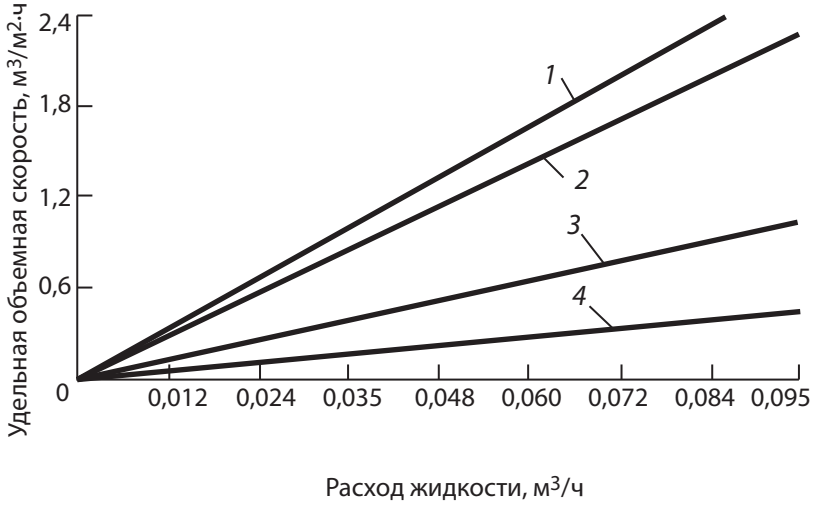


Рис. П9.2 Зависимость удельной объемной скорости движения жидкости в отбитой руде от расхода жидкости на расстоянии от оси источника орошения

контакт с поверхностью рудного материала в течение времени, необходимого для массообменных процессов на определенном пути.

Поскольку при выщелачивании скальной породы полезный компонент может быть как сосредоточен на поверхности твердого тела или в открытых трещинах, так и равномерно распределен в объеме инертного материала, то в последнем случае процесс будет включать еще стадии диффузионого переноса реагента через поры к поверхности растворяющейся частицы и полезного компонента обратно от поверхности реакции.

Скорость процесса определяется скоростями отдельных его стадий, однако если какой-нибудь из упомянутых этапов идёт медленнее других, то он и будет характеризовать суммарную скорость. В случае, когда скорость подачи реагента к поверхности реакции и обратно отстает от собственно химического превращения, считают, что процесс идет по диффузионной кинетике. Интересующие нас с практической точки зрения гетерогенные реакции фактически все имеют диффузионный характер, поэтому речь в дальнейшем будет идти только о них.

Кинетика процесса выщелачивания грубообломочного материала обусловлена, главным образом, двумя механизмами: молекулярной и конвективной диффузией. Первая возникает за счет разности концентраций насыщенного раствора ($C_н$) и фактической (C_0) в данный момент времени, т. е. разности концентраций растворителя на границе, непосредственно прилегающей к поверхности твердого тела, и в порах инертного материала.

Подготовительные работы при разработке месторождении крепких руд способом ПВ. Основные определения и понятия. Требования, предъявляемые к подготовительным работам

Подготовка шахтного поля при разработке месторождения способом ПВ — разделение его на выемочные участки выработками (горизонтальными, вертикальными, наклонными), обеспечивающими возможность реализации процесса выщелачивания. Подготовительные выработки проводят по рудному телу или по пустым породам (в последнем случае их называют полевыми). При крутом и наклонном падении месторождения шахтное поле штреками и квершлагами разделяют на этажи, восстающими — на блоки ПВ.

При пологом и горизонтальном залегании шахтное поле разделяют горизонтальными выработками наклонными восстающими и съездами на панели и столбы, в пределах которых формируют зону выщелачивания.

По своему функциональному назначению подготовительные выработки служат: для транспортирования руды и пустых пород, материалов

и оборудования, прокладки коммуникаций, проветривания и передвижения людей и грузов, а также образования компенсационного пространства, подачи и улавливания технологических растворов.

Восстающие этажные откаточные штреки и орты, а при безэтажной разработке пологих и горизонтальных месторождений главные и панельные штреки относятся к основным подготовительным выработкам, обычно проходящими в лежачем боку месторождения, реже в висячем, на безопасном удалении от рудного тела. При этом обеспечивается минимальная длина квершлагов и полная устойчивость полевой выработки в период подготовки и выщелачивания руды.

Выбор места расположения этажного штрека в рудном теле определяются устойчивостью вмещающих пород висячего и лежачего боков рудного тела; требованиям детальной разведки; типом применяемого погрузочно-доставочного и бурового оборудования; способом подачи выщелачивающих растворов в горную массу, обусловливающий конструкцию горизонта орошения.

Пологие, наклонные и крутопадающие месторождения подготовляют обычно с помощью рудных или полевых этажных штреков, которые проводят в рудном теле у контакта с боковыми породами или во вмещающих породах.

При подготовке месторождения под самоходное оборудование объем подготовительных выработок может быть уменьшен, а условия работы улучшены вследствие применения транспортных наклонных съездов, которые чаще всего проходят во вмещающих породах. При разработке неглубоко залегающих рудных тел значительными достоинствами обладает подготовка с помощью скважин, пробуренных с поверхности в рудную залежь. Для этого можно использовать вертикальные скважины большого диаметра, заполняемые штатными ВВ, в зависимости от глубины заложения и требований охраны окружающей среды. Расчеты показывают, что среди прочих преимуществ, характеризующих скважинный способ подготовки, следует отметить низкие капитальные затраты, быструю окупаемость капитальных вложений из-за сокращения сроков подготовки запасов, минимальное воздействие на окружающую среду и повышение уровня безопасности горно-эксплуатационных работ.

Система разработки при способе выщелачивания — это определенный порядок образования зоны выщелачивания, увязанный во времени и пространстве с конструктивными элементами, технологическими скважинами и коммуникациями, с целью управляемого перевода полезного компонента, извлекаемого из недр, в подвижное состояние.

Из вышеизложенного следует, что природные и горнотехнические условия применения определяют характерные особенности горных работ

при подготовке выемочных участков, поэтому обусловливают общую схему конструктивного построения систем разработки при способах подземного и поверхностного выщелачивания.

В связи с этим, при разделении всех систем на первичные ряды может быть использован вид горных выработок, открывающих доступ к полезному ископаемому и используемых для подготовки зоны выщелачивания. По данному принципу могут быть образованы классы систем разработки.

При дальнейшем разделении на группы использованы признаки, характеризующие конструктивные элементы зоны выщелачивания.

Зона выщелачивания — пространство в пределах подготовленной части месторождения (залежи), представленное выщелачиваемой горнорудной массой, насыщенной растворителем. Зона выщелачивания состоит из трех фаз — твердой, жидкой и газообразной.

Блок ПВ — обособленный участок рудного тела (залежи), внутри которого проводятся работы по подготовке руды для выщелачивания на месте залегания.

В табл. П9.1 приведена классификация систем разработки месторождений способом выщелачивания.

Анализируя таблицу, можно заметить, что I класс не содержит элементов других способов разработки. Второй и третий классы специфичны тем, что в них используются отдельные элементы соответственно подземного и открытого способов разработки. И, наконец, в IV классе представлены конструкции, состоящие из сочетания элементов систем при различных способах разработки, применяемых в горнорудной практике.

В зависимости от природного состояния для реализации способа подземного выщелачивания может не требоваться предварительного рыхления полезного ископаемого, если оно обладает достаточной естественной пористостью. Если же рудовмещающие породы представлены скальными породами, то для повышения проницаемости руды и реализации способа их предварительно подвергают дроблению, чаще всего с применением энергии взрыва заряда ВВ и др. Характер действия взрыва выбран при разделении систем разработки при способе ПВ на варианты.

Характерной особенностью данного класса систем разработки является то, что скважины, пробуренные с поверхности, открывают доступ к полезному ископаемому и выполняют функцию добычного комплекса.

В отличие от рассмотренных, II класс объединяет системы разработки способом ПВ, которые требуют для реализации выщелачивания проведения в рудном теле комплекса подземных горных работ, обеспечивающих доступ к полезному ископаемому и развитие фронта выщелачивания.

Таблица П9.1

Классификация систем разработки металлов подземным выщелачиванием из скальных руд

Класс	Группа	Варианты
I. Со скважинами, пробуренными с поверхности	А. С горизонтальной фильтрацией в ненарушенном массиве	С рядным расположением откачных и закачных скважин С площадным расположением откачных и закачных скважин
	Б. С вертикальной фильтрацией в ненарушенном массиве	Со сдвоенными откачными и закачными скважинами С совмещенными откачными и закачными скважинами
	В. С инфильтрационным просачиванием по разрыхленному массиву	С дроблением взрывами рыхления С дроблением взрывами выброса
	Г. Со статическим насыщением разрыхленного массива	С дроблением без выброса С дроблением взрывами рыхления
II. С элементами подземных горных работ	А. С магазинированием выщелачиваемой руды на месте залегания	С разбрызгиванием растворов и верхней подсечкой С нагнетанием через горизонтальные скважины
	Б. С этажной отбойкой руды для выщелачивания	С разбрызгиванием растворов с верхней подсечкой С наливом через нисходящие скважины в потолочине блока С нагнетанием через горизонтальные (наклонные) скважины С нагнетанием через восходящие скважины
	В. Сплошные системы с отбойкой руды для выщелачивания	С наливом через нисходящие скважины в потолочине блока С нагнетанием через горизонтальные скважины из подготовительных выработок С разбрызгиванием растворов с верхней подсечки
	Г. Столбовые системы с отбойкой руды для выщелачивания	
	Д. С доставкой отбитой руды для выщелачивания в выработанных пространствах	С наливом через нисходящие скважины в потолочине блока С нагнетанием через горизонтальные (наклонные) скважины С нагнетанием через восходящие скважины С разбрызгиванием растворов с верхней подсечки С наливом через нисходящие скважины в потолочине блока С нагнетанием через горизонтальные (наклонные) скважины

Окончание табл. П9.1

Класс	Группа	Варианты
III. С элементами открытых горных работ	А. С массовой отбойкой руды в зоне выщелачивания	С естественным гидроизоляционным основанием Без гидроизоляционного основания С искусственным гидроизоляционным основанием С естественным гидроизоляционным основанием
	Б. С выщелачиванием на специально отведенной площадке	Без гидроизоляционного основания
IV. Комбинированные системы разработки	А. С сочетанием систем разработки I и II классов	С самоизливом растворов в горные выработки С рядным расположением откачных скважин, пробуренных из горных выработок на горизонт водоупоров
	Б. С сочетанием систем разработки I и III классов	С самоизливом растворов в горные выработки С улавливанием растворов скважинами на поверхности водоупоров С приемом растворов на подземные горные выработки
	В. С сочетанием систем разработки II и III классов	С улавливанием растворов на зеркале подземных вод

Причем технологические скважины для создания фронта выщелачивания обязательно проходят из подземных горных выработок.

В III класс вошли те системы, при которых для обеспечения доступа растворов к полезному ископаемому использованы открытые горные выработки (канавы, траншеи, котлованы и т.д.), а также кучное выщелачивание.

Комбинированные системы (IV класс) совмещают работы по подготовке руды к выщелачиванию, очистной выемке, выдаче горной массы из блока, подаче выщелачивающего и извлечению продуктивного раствора, а также связанные с ними мероприятия, которые могут быть настолько тесно взаимосвязаны во времени и пространстве, конструктивно неотделимы друг от друга и обусловлены природными и горнотехническими условиями, присущими разным способам разработки, что исключение хотя бы одного из элементов непременно приведет к нарушению стройности всей технологической цепочки. Эти признаки позволили четко опреде-

лить возможные сочетания систем разработки при способах подземного и поверхностного выщелачивания с подземным и открытым способами в зависимости от природных и организационно-технических условий эксплуатации конкретного месторождения или его частей.

Как показывают расчеты, при подземном выщелачивании руд до 70 % эксплуатационных и капитальных затрат связано с созданием горных объектов разработки и лишь 30 % собственно с технологическими затратами выщелачивания. Поэтому наиболее значительные резервы дальнейшего совершенствования технологии подземного выщелачивания заключаются в создании принципиально новых схем вскрытия, подготовки и нарезки месторождений, выбора более совершенных систем разработки; способов отбойки руд и других технологических решений, направленных на создание принципиально новой горной технологии подземного выщелачивания. Важность этой задачи усугубляется тем, что при вовлечении в подземное выщелачивание все более бедных руд количественный объем разрабатываемых этим способом запасов увеличивается в 1,5—2 раза, тогда как запасы металла, согласно общеизвестным закономерностям, увеличиваются при этом лишь на 15—30 %. Следовательно, горное производство при ПВ, для того чтобы получить металл по стоимости, характерной для разработки богатых руд подземным и открытым способами, должно быть также улучшено в 1,5—2 раза.

Для решения этих задач чрезвычайно важное значение приобретает более глубокое изучение разрабатываемых способов подземного выщелачивания месторождений, включая решение таких задач, как минералогическое районирование месторождений, более четкое формулирование требований к кондиционным параметрам, горнотехническим и горно-геологическим условиям их разработки и др.

Литература

1. *В.Н. Мосинец, Д.П. Лобанов, М.Н. Тедеев, А.В. Абрамов, А.М. Капканщиков, В.К. Бубнов.* Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания. М., Недра, 1987

2. *Л.И. Лунев.* Подземные системы разработки рудных месторождений выщелачиванием. Сборник научных трудов «Основные направления в создании и освоении минерально-сырьевой базв страны. М., Недра, 1988

3. В.В. Коротков, Д.П. Лобанов, И.Г. Абдульманов. Горно-химическая технология добычи урана. М., Геос, 2001

4. Калабин А.И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием и другими геотехнологическими методами. М., Атомиздат, 1981.

Приложение №10 к главе 14

СПВ полезных компонентов из алюминий- и никельсодержащих руд

Ниже рассмотрены возможность и перспективы скважинного поземного выщелачивания алюминия и никеля на базе исследований, проведенных в последние годы.

Алюминиевая промышленность России испытывает серьезную сырьевую зависимость от зарубежных поставок глинозема и бокситов, обусловленную недостаточными мощностями отечественного глиноземного производства и низким уровнем освоения подготовленных к эксплуатации месторождений. Россия располагает низкокачественным алюминиевым сырьем, запасы которого практически не ограничены. Возникает необходимость в разработке промышленных способов отработки низкокачественного алюминиевого сырья — алунитизированных песчаных пород, широко распространенных в обрамлении угольных бассейнов.

Общей особенностью подобных объектов является невысокое содержание подвижного глинозема — 5—8 %, в отдельных случаях до 20 %; приуроченность сульфатов и карбонатов (давсонит) алюминия к проницаемым песчано–гравелитистым пачкам пород; неглубокое залегание (до 100м) продуктивных горизонтов (в зоне поверхностного и пластового окисления).

Эти факторы не позволяли относить подобные объекты к источникам алюминиевого сырья из-за очень низкого содержания глинозема. Отработка таких руд традиционными способами не эффективна. В последнее время широкое распространение получил метод скважинного подземного выщелачивания (СПВ). Этот метод позволяет успешно отрабатывать убогие по содержанию руды различных металлов, приуроченные к проницаемым обводненным породам.

Учитывая хорошую растворимость сульфатов алюминия в щелочных растворах, возможна успешная добыча глинозема (или высококачественного, безжелезистого сырья для его производства).

На востоке России находится огромная провинция (Окско-Зиминская) с предварительно оцененными запасами в 322 млн т Al_2O_3 при среднем содержании Al_2O_3 6 %. Сульфаты алюминия представлены в основном алюминитом $Al_2[SO_4](OH)_4 \cdot 7H_2O$ и галотрихитом $FeAl_2(SO_4)_4 \cdot 22H_2O$, приурочены к пачкам песчано–гравелитистых пород. Песчано и валунно-галечниковые отложения характеризуются чередованием валунно-галечников,

галечников и рыхлых песчаников, среди которых встречаются алунитизированные части стволов деревьев и конкреции известково-кремнистых песчаников. Промежутки между валунами, гальками и отдельными песчинками заполнены выцветами и корочками галотрихита. Рудовмещающие породы обводнены, пластовые воды безнапорные. Удельные дебиты скважин составляют 0,5—3,0 л/с на 1 метр понижения.

Алюминит легко растворяется в растворах едкого натра на холоду. Растворение осуществляется по реакции:

$$Al_2[SO_4](OH)_4 \cdot 7H_2O + 4NaOH = 2NaAlO_2 + Na_2SO_4 + 11H_2O. \quad (П10.1)$$

При этом в раствор переходит вся окись алюминия в виде алюмината натрия, а также сульфаты щелочных металлов.

Выщелачивание производится щелочными растворами на месте залегания алюминит–содержащих пород путем подачи их в пласт через нагнетательные скважины. Откачка растворов из пласта производится насосами из системы откачных скважин.

Выщелачивающие растворы готовят путем каустификации сульфатных растворов известью по реакции: $Na_2SO_4 + CaO = NaOH + CaSO_4$ (П10.2), после фильтрации они подаются в нагнетательные скважины.

Известь получается обжигом известняка в известково-газовых печах. Печные газы используются для карбонизации продуктивных растворов.

Поднятые на поверхность продуктивные растворы с содержанием Al_2O_3 20—25г/л осветляются, обескремниваются и подаются на карбонизацию. Сущность процесса карбонизации состоит в нейтрализации щелочи по реакции

$$2NaOH + CO_2 = Na_2CO_3 + H_2O. \quad (П10.3)$$

В результате уменьшается содержание Na_2O, и происходит разложение алюминатных растворов по реакции

$$NaAlO_2 + H_2O \rightarrow Al(OH)_3 + NaOH. \quad (П10.4)$$

Помимо гидроокиси алюминия в осадок выпадает алюмокарбонат натрия ($Na_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 2CO_3 \cdot nH_2O$). Полученный осадок, условно называемый АКН, отфильтровывается, прокаливается и либо передается на глиноземный завод, либо рафинируется до глинозема по способу Байера на месте. АКН можно использовать как высокосортное сырье для производства глинозема. Его неоспоримым преимуществом перед бокситами является полное отсутствие красных и белых шламов при его переработке.

Помимо этого в Кемеровской области оценено Березовоярское месторождение давсонитовых руд с ресурсами 141 млн т Al_2O_3. Подобные

объекты могут быть обнаружены и в других угольных бассейнах. Березовоярское месторождение административно относится к Крапивинскому району Кемеровской области. В районе имеется развитая сеть автомобильных и железных дорог, площадь проявления находится в 60 км от г. Кемерово, в 200 км от алюминиевого завода в г. Новокузнецке и в 300 км к юго-западу от Ачинского глиноземного комбината.

В давсонитовых рудах месторождения, кроме глинозема, содержится гамма попутных элементов: Sc, Y, Li, Nb, Ga, V, количество которых в продуктивных растворах может оказаться интересным. В случае потери в недрах при отработке методом ПВ 50% глинозема, оставшиеся ресурсы могли бы обеспечить работу предприятия мощностью 1 млн. т глинозема и 1,5 млн. т соды в течение 50-70 лет.

Выщелачивание давсонита осуществляется по следующей реакции:

$$NaAl(OH)_2CO_3 + NaOH = NaAlO_2 + Na_2CO_3 + 2H_2O. \qquad (П10.5)$$

Теоретически при расходе NaOH 0,56 т из 1 тонны давсонита получается 0,71 т $NaAlO_2$+0,74 т Na_2CO_3+ 0,25 т H_2O.

Реакция идет только при избытке NaOH (каустический модуль Na_2O/Al_2O_3=1,86).

Коэффициент извлечения давсонита в зависимости от его содержания и скорости подачи растворителя принимается равным 80 %.

При подземном выщелачивании давсонитсодержащих пород предусматриваются следующие технологические операции:

- выщелачивание полезных компонентов при температуре окружающей среды, подъем продуктивного раствора на поверхность;
- обескремнивание полученных продуктивных растворов;
- разложение продуктивного раствора с получением гидроокиси алюминия и маточного содового раствора;
- выделение гидрокисида алюминия фильтрацией;
- упаривание содовых маточных растворов и выделение соды;
- прокаливание полученных продуктов.

Технологическая схема получения глинозема и соды при разработке месторождения давсонита методом СПВ приведена на рисунке.

Скважинное подземное выщелачивание никеля. Никелевые руды представляют в основном минеральные соединения (сернистые, мышьяковистые, кремнекислые). Наибольшее промышленное значение имеют сульфидные руды: они обычно являются комплексными медно-никелевыми. Содержание никеля в сульфидных рудах колеблется от 0,5 до 4 и даже

Рис. П10.1. Технологическая схема получения глинозема и соды при разработке месторождения давсонита методом СПВ

5 %. Никель входит в состав минералов, содержащих серу — пентландит $(Fe, Ni)_9S_8$, полидимит Ni_3S_4, миллерит NiS.

Гидросиликатные руды состоят из комплекса минералов: гидросиликатов никеля (гарниерит – $Ni_4[Si_4O_{10}](OH)_4 \cdot 4H_2O$; непуит – $(Ni, Mg)_6[Si_6O_{10}](OH)_8$), никельсодержащих магниевых силикатов, хлоритов и других. Содержание никеля в этих рудах 1—2 %. Получение чистого никеля весьма сложный многостадийный процесс. Из сульфидных руд после предварительного обогащения получают медно-никелевые концентраты. Затем следуют процессы: агломерация, первичная плавка и получение штейна, переработка штейнов в конверторах и получение файнштейна, обогащение файнштейна и разделение его на никелевые и медные концентраты, переработка

файнштейна различными способами и получение металлического никеля. Общий процент извлечения никеля из руды не превышает 70—75 %.

Промышленное подземное выщелачивание никеля не имеет аналогов в мире, поэтому исходные данные для проектирования опытно-промышленных работ на опытных участках предусмотрено получать на методической основе для СПВ урана.

Согласно принятой методике проектирование промышленного предприятия СПВ осуществляется на основе исходных данных, полученных по этапам:

– укрупненные лабораторные опыты по фильтрационному выщелачиванию и переработке продуктивных растворов никеля;

– натурные опытные работы по выщелачиванию в горнорудном массиве;

– опытно-промышленные работы на полигоне СПВ с переработкой растворов.

Укрупненные лабораторные опыты по фильтрационному выщелачиванию и переработке продуктивных растворов никеля проводились на рудах Буруктальского месторождения и на рудах Точильногорского месторождения.

Укрупненные лабораторные работы на рудах Буруктальского месторождения осуществлялось на магнезиальных и железистых рудах. Основной целью этих исследований являлось установление принципиальной возможности выщелачивания никеля и сопутствующих компонентов сернокислотными растворами, определение средних концентраций металлов в продуктивных растворах и оценка степени их извлечения.

Исследование выходных параметров выщелачивания двух различных типов руд: магнезиального с ориентировочным содержанием никеля ~0,6% и железистого с содержанием никеля ~1,02%, проводилось с кислотностью выщелачивающих растворов 75 и 100 г/л.

Сравнение двух режимов кислотности выщелачивающих растворов в колонках с железистой рудой показывает:

– при большей кислотности выщелачивающих растворов отмечаются более высокие концентрации металлов в продуктивных растворах;

– при большей кислотности выщелачивающих растворов железо переходит в раствор более интенсивно, чем никель;

– интенсивность извлечения несколько выше при большей кислотности выщелачивающих растворов, однако расход кислоты при этом значительно выше. 90% извлечения достигается при Ж:Т≈14,5 при кислотности 75→50 г/л, расход кислоты при этом 460 кг/т. В режиме выщелачивания

100→75→50 г/л 90%-ное извлечение достигается при Ж:Т≈11,5, расход кислоты при этом ≈520 кг/т.

Сравнение параметров выщелачивания колонок, загруженных магнезиальной рудой, показывает:

– кислотность выщелачивающих растворов слабо влияет на динамику выщелачивания никеля и расход кислоты;

– 70 %-ное извлечение достигается по обеим колонкам при Ж:Т≈8,5—9 при расходе кислоты ≈450 кг/т.

– применение «жесткого» режима выщелачивания (100—75 г/л) приводит к снижению фильтрационных свойств руды (приемистость колонки по растворам заметно снижается).

Рекомендуемая кислотность выщелачивающих растворов 40-50 г/л. Принципиальная схема переработки растворов представляет раздельное выделение никеля и примесей и включает осаждение железа и алюминия карбонатом кальция; осаждение никеля и кобальта содой; осаждение магния и марганца известью; перечистку коллективного концентрата никеля, кобальта и марганца с выделением отдельных концентратов.

Укрупненные лабораторные работы на рудах Точильногорского месторождения- использовались рудные керновые пробы массой по 18—50 кг в фильтрационном режиме. Наилучшие показатели получены при выщелачивании руд растворами со средней концентрацией серной кислоты 50—55 г/л. При извлечении никеля 70—75% из руды с исходным его содержанием 0,73% расход кислоты составил 30—32 кг на 1 кг никеля, средняя концентрация никеля в растворах — 1,7 г/л, отношение Ж:Т=3,1. Промышленные концентрации никеля в продуктивных растворах (1 г/л и выше) появляются при расходе кислоты 50-60 кг на 1 т руды через 14—16 суток.

В ходе исследований установлено:

– возможное извлечение никеля из руд — в пределах 70-75 % раствором серной кислоты при ее расходе от 30 до 50 кг на 1 кг никеля в зависимости от режима выщелачивания;

– начиная с минимальной промышленной концентрации никеля в продуктивных растворах 1г/л, достигается максимальная емкость ионообменной смолы, выбранной для проведения лабораторных исследований.

В процессе исследований по переработке продуктивных растворов никеля обнаружено, что они всегда содержат кобальт с постоянным соотношением к никелю примерно 1000:34 мг/л. При этом кобальт извлекается в концентрат с теми же параметрами, что и никель.

По результатам лабораторных исследований получены исходные данные для проведения натурных опытных работ, выполнен проект на опытно-промышленный полигон СПВ и разработан технологический регламент на опытно-промышленную установку переработки продуктивных растворов СПВ по гидратно-сорбционной схеме с получением в качестве готовой продукции основного карбоната никеля.

Проведение опытных работ по минеральному и химическому составу руды Точильногорского месторождения представлены окисленными, полуокисленными и слабоокисленными разностями. Окисленные руды приурочены к верхней части разреза и содержат в себе 8-10% запасов никеля. В гранулометрическом составе окисленных руд преобладают алевриты. В залегающих ниже полуокисленных рудах содержится до 85—90 % запасов. По гранулометрическому составу полуокисленные руды представлены частицами песчано-глинистой и дресвяно-песчано-глинистой размерности.

Слабоокисленные руды содержат 3-5 % от общих запасов никеля и залегают в нижней части разреза. Гранулометрический состав руд преимущественно дресвяно-щебнистый и щебнистый. Глубина залегания подошвы рудных тел на месторождении изменяется в пределах 45—80 м, кровли — 22—33 м. Мощность залежей — 22—48 м. Уровень грунтовых вод расположен в среднем на глубине 33 м.

Для проведения опыта пробурена опытная ячейка в форме квадрата 7,1×7,1 м, в углах которого оруденение вскрыто четырьмя закачными скважинами (2, 3, 4, 5) и одной откачной скважиной в центре. Откачная скважина вскрывает своей фильтровой частью весь рудный интервал (21м), фильтры закачных скважин – 10 м, в верхней части оруденения.

За контуром ячейки пробурены две наблюдательные скважины 1 н (в 5 метрах) и 2н (в семи метрах от контура). Фильтры наблюдательных скважин вскрывают весь рудный интервал.

Опытной ячейкой вскрыты только два типа руд: окисленные (доля 28% от общей массы) и полуокисленные(72 %). Заключенные в контуре опытной ячейки руды имеют среднее содержание никеля 0,74 %. Усредненный химический состав руд опытной ячейки представлен в таблице 2.

Опыт проводился в замкнутом цикле оборотных растворов, без их переработки или сброса в недра за контур ячейки, т.к. имел целью отработать только начальный период процесса СПВ – до получения промышленных концентраций никеля.

Дебит откачной скважины составлял 2 м^3/ч, в закачные скважины подавалось по 0,5 м^3/ч. На опытной ячейке поддерживался режим выщелачивания, определенный лабораторными опытами.

Таблица 2

Химический состав руд опытной ячейки, %

Наименование компонентов	Окисленные руды	Полуокисленные руды
K_2O	0,02	0,03
Na_2O	0,03	0,04
SiO_2	54,12	64,17
TiO_2	0,04	0,07
Al_2O_3	1,32	2,49
Cr_2O_3	0,69	0,63
Fe_2O_3	29,99	12,39
FeO	0,48	0,53
CaO	0,44	0,33
MgO	3,73	9,55
MnO	0,70	0,36
Ni	0,79	0,73
Co	0,031	0,016
CO_2	0,14	0,27
Cu	<0,05	<0,05
п.п.п.	7,24	8,19

Откачной раствор ежесуточно анализировался на содержание Ni, Mg, Fe, с определением pH и кислотности.

Динамика извлечения никеля в раствор показала, что при расходе 2 м^3/ч и средней концентрации серной кислоты в выщелачивающем растворе 50—55 г/л через 12 суток концентрация никеля в продуктивном растворе достигла 939 мг/л. Полученные данные на этот момент практически полностью соответствуют динамике извлечения никеля в укрупненных лабораторных опытах. Концентрация никеля в наблюдательной скважине № 1н на расстоянии 5 м от контура опытной ячейки выросла до 446 мг/л, в скважине № 2н на расстоянии 7 м изменения химического состава подземных вод на этот момент не обнаружено. Другие показатели опытных работ также полностью соответствуют данным лабораторных опытов: при общем расходе серной кислоты 77 т, отношении Ж:Т=1,023:1 удельный расход кислоты составил 57,3 кг на 1 т руды, а средняя ее концентрация в выщелачивающем растворе — 56 г/л. По предварительным подсчетам, с учетом законтурного растекания объем продуктивных растворов соста-

вил около 2370 м^3 со средней концентрацией никеля 750 г/м^8. В раствор переведено 1777 кг никеля с извлечением его из руды 18,3 %.

Расчет себестоимости 1 т никеля на примере Буруктальского и Точильногорского месторождений показал, что она находится в пределах 5700-6000 долл. США.

Литература

1. Информационно-аналитический обзор «Состояние и перспективы мирового и внутреннего рынков цветных, редких и благородных металлов», выпуск 1 «Глиноземное сырье и первичный алюминий», М., 2002.
2. Фазлуллин М.И., Авдонин Г.И., Смирнова Р.Н., Ступин В.И., Разумов В.И., Хижняков Ю.А «О перспективах получения глинозема методом скважинного подземного выщелачивания». ГИАБ №7, 2008.
3. Л.И. Ремизова. Россия в структуре мировой алюминиевой промышленности. Минеральные ресурсы России. Экономика и управление, 2006 г. № 1.
4. А.Н. Старосуд и др. Отчет по теме «Разработать и внедрить рекомендации по геотехнологической оценке давсонитсодержащих пород Кузбасса», ВНИИгеолнеруд, г.Казань, 1991г.
5. Цена алюминия в 2005-2007гг. Интернет-издание mineral.ru/chapters.
6. Справочник по геотехнологии урана. Под редакцией Д.И. Скороварова, М., Энергоатомиздат, 1997, с.127-158.
7. Свойства элементов. Справ.изд. В 2-х кн. Кн.2. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003 г. — 456с.
8. В.В. Свиблов, В.И. Гуминский, В.А. Гуров, Г.С. Гребнев, В.С. Тагильцев, И.А. Четверкин «Опытные работы по подземному выщелачиванию никеля из силикатных руд». Недропользование – XXI век, № 2, 2009.
9. Фазлуллин М.И., Авдонин Г.И., Смирнова Р.Н. «Результаты исследований по кучному выщелачиванию никеля», ГИАБ, № 9, 2008.

Приложение № 11 к главе 16

Методика инженерных расчётов параметров ПВС

Исходные данные для расчёта технологических параметров процесса ПВС.

На основе анализа геологических условий серного месторождении и опыта применения метода ПВС разработаны требования к серному месторождению, намечаемому к отработке методом ПВС: запасы месторождения должны обеспечивать промышленные масштабы производства, глубина залегания серного пласта от 100 до 600 м, мощность пласта не менее 3 м, серосодержание более 5-10%. Особое значение имеет водопоглощение скважины. В зависимости от мощности пласта водопо-глощение скважины в среднем при давлении 10 ат должно составлять 0,5-2 м^3/ч на 1 м продуктивной толщи заложи. Это значит, что пласт должен характеризоваться повышенной пористостью, трещиноватостью и кавернозностью. Кровля серного пласта должна быть практически водонепроницаемой, а фильтрационные свойства пласта создавать в при-скважинной зоне природный автоклав, т.е. теплоноситель должен постепенно разогревать руду, оттеснять от скважины пластовые воды и препятствовать их попаданию в добычную скважину при откачке серы. Исходные данные для расчетов приведены ниже.

Мощность рудной залежи, м — *m;* содержание серы, % — *S;* структурно-текстурный тип руды: гнездово-прожилковая; гнездово-вкрапленная; прожилково-вкрапленная; вкрапленная; тоикодисперсная; запасы серы, т — *D;* плотность руды и серы т/м^3 — *P;* пористость, % — *П;* коэффициент извлечения — 1; глубина скважины, м — *И;* расстояние между скважинами, м — *d;* водоприемистость, м^5/ч — *Q;* проницаемость, дарси — *к;* удельная теплота плавления, ккал/град — *W;* температура плавления, град — 1.

На первом этапе подготовки участка к эксплуатации производится эксплуатационная разведка площади, намечаемой к отработке в текущем году. Скважины эксплуатационной разведки проходятся по разреженной сети 80 х 80 м (крайней добычной сети), т.е. через ряд и через скважину в ряду. Технология бурения, конструкция и опробование скважин эксплуатационной разведки соответствует диаметру и конструкции добычных скважин. По скважинам эксплуатационной разведки производится полный комплекс геологических, гидрогеологических и геофизических исследований, на основании которых составляются геолого-гидрогеологические карты и разрезы добычных полей.

Геологоразведочные работы. Методика геологоразведочных работ и опробования серных руд обычная. Дополнительно по керну изучается трещиноватость, кавернозность и выплавляемость серных руд. На основании геологоразведки определится мощность и сероносность пласта, его текструная и структурная характеристика, выплавляемость и характеристика вмещающих пород. Гидрогеологическое изучение — основной этап предварительных исследований. Для исследования гидрогеологических условий серных месторождений применяют методику нагнетания воды в скважину **с** одновременной расходометрией. Вода нагнетается в одну из разведочных скважин, а наблюдения за изменением давления ведутся в наблюдательных скважинах. Одним из недостатков метода нагнетаний является зависимость устьевого давления от удельного веса нагнетаемой воды и потерь на трение. При значительных отличиях свойств нагнетаемой и пластовой воды и больших расходах при малых диаметрах скважины расчеты гидрогеологических параметров сильно усложняются, а точность результатов снижается.

Исследование водоупорности покрывающих пород. В центральную скважину, вскрывающую серный пласт, подается вода до установления устойчивого режима поглощения. Данные о повышении уровня в скважинах характеризуют гидравлическую связь скважин с серным пластом. Методика позволяет определить место нарушения герметичности пласта.

Профиль приемистости скважин исследуют методом расходометрии приборами ТРС-34/702, ТРС-701. Полученные данные, помещенные рядом с геолого-литологической колонной массива и каротажными диаграммами, позволяют увязать результаты опытов с коллекторскими свойствами разреза. Своевременное изучение профиля приемистости позволит путем различных технических мероприятий обеспечить более равномерное поглощение воды по всей мощности пласта и, в случае необходимости, осуществить работы по селективной изоляции отдельных пропластков с высокой поглотительной способностью.

Ценную информацию о свойствах пород дают наблюдения за режимом промывочной жидкости. Особенно важны эти наблюдения при проходке серного пласта и прилегающих контактных зон. Некоторую информацию о породах дает так называемый механический каротаж, который позволяет точно определять карстовые полости, крупные тектонические и другие нарушения массива.

Гидрогеологическое изучение является основным этапом предварительных исследований. В одну из геологоразведочных скважин нагнетается вода и одновременно ведется наблюдение за изменением давления

в реагирующих скважинах. Приемистость определяется непосредственно закачкой воды, водоприемность участков пласта в районе исследования определяется из формулы:

$$Q = \frac{KmS_0}{0,366 \lg \frac{R}{r}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \qquad (\text{П}11.1)$$

где K — коэффициент проницаемости, дарси; m — мощность пласта, м; S_0 — понижение уровня, м; R_n — приведенный радиус депрессии, м; r — диаметр скважины, м.

Например, при K = 20 дарси, m — 40 м, S_o= 50 м, R_n =1000 м, r = 0,05 м получим приемистость скважины Q = 85 м^э/час.

Расход теплоносителя в скважину зависит от устьевого давления. Диапазон избыточных давлений на устье ограничен с одной стороны параметрами нагнетаемого теплоносителя (при T- 160°С, P = 0,53 МПа), с другой стороны, глубиной залежи и характером водоупорной кровли, определяющих возможность прорыва теплоносителя на поверхность при максимальном избыточном давлении. В общем виде зависимость между устьевым напором и расходом имеет вид:

$$\acute{I}_{\acute{o}} = (L-h)\Delta\rho - h\rho_m + cLQ^2 + \frac{1}{q}Q, \qquad (\text{П}11.2)$$

где L — расстояние от устья до забоя, м; h — глубина от устья до уровня пластовых вод, м; $\Delta\rho$ — относительная разность плотностей теплоносителя и пластовой воды, г/см^3; ρ_m — относительная плотность теплоносителя, г/см^3; c — коэффициент сопротивления скважины = 5,210^{-5}; q — удельное водопоглощение = 5,5 м^3/ч-м;с и q — экспериментально определяемые коэффициенты.

Пример расчета устьевого напора.

При L — 350 м; h = 50 м, $\Delta\rho$ = 0,2; Q — 60 м^3/ч; H_y = 914м

Устьевой напор, при котором скважина начинает принимать теплоноситель определяется из баланса давлений: избыточного давления на устье, веса столба жидкости и напора пластовой воды и сопротивления пласта. где *Не* — напор подземных вод.

$$H_y = H_c\Delta\rho - h\rho_m \qquad (\text{П}11.3)$$

Пример расчета. Если напор подземных вод составляет 320 м, их плотность 1,1, глубина скважины 350 м и плотность теплоносителя 0,9, то начальный напор на устье скважины составит: H_v — 35 м.

2. Методика определения производительности серо добычных скважин

При заданной годовой производительности предприятия ПВС дебит серодобычной скважины существенно влияет на основные производственно-технические и экономические показатели. С увеличением среднесуточной производительности скважины основные производственно-технические и экономические показатели метода ПВС улучшаются.

Среднее значение дебита жидкой серы вычисляют по формуле:

$$Q_S = V_S(\delta)S(z)\rho_S, \qquad (П11.4)$$

где $S(z)$ — площадь поперечного сечения зоны плавления; ρ_S — плотность жидкой серы; z — вертикальная координата; V_S — скорость фильтрации жидкой серы, которая находится из выражения.

$$V_S = F(\delta)K\Delta\rho\sin\alpha \qquad (П11.5)$$

где $F(d)$ — экспериментально определяемая функция, зависящая от структурно-текстурных свойств серной руды и объемного содержания серы *8* и воды в поровом объеме породы; максимально равна $2{,}5\cdot10^{-2}$; K — абсолютная проницаемость скелета серных руд, после выплавки серы; $\Delta\rho$ — разность плотностей серы и горячей воды; *a* — угол стока жидкой серы к забою скважины.

Площадь поперечного сечения $S(z)$ зависит от формы зоны плавления. Для одномерной расчетной схемы зону плавления представляют в виде вертикального цилиндра, осевая линия которого совпадает с серодобычной скважиной. В реальных условиях форма зоны плавления отлична от цилиндрической. Поэтому в одномерной расчетной схеме влияние многомерности распределения углов стока жидкой серы учитываются средним углом стока, величина которого составляет 55°.

Проницаемость выплавленной зоны определяется экспериментально в лабораторных или натурных условиях.

Пример:

Примем радиус зоны плавления R = 10 м; K = 10 дарси; $\Delta\rho = 0{,}86\cdot10^{-5}$ к/см^3; $\sin\alpha$= 0,82; $F^8 = 2{,}5\cdot10^{-2}$; ρ_S = 1,8 т/м^3.

Подставляя эти значения в формулу (П11.5), получим: $V_S = 1{,}76\cdot10^{-4}$ см/сек

По формуле (П11.4) находим: Q_S = 3,6 т/ч

Методика расчета удельного расхода теплоносителя. Тепловая энергия *(Q),* вводимая в серный пласт через скважины, расходуется на разогрев сероносной залежи, вмещающих пород и на утечки, связанные с раз-

личными горно-геологическими условиями (не-осерненные пропластки, тектонические нарушения и др.):

$$Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5, \qquad (П11.6)$$

где Q_1 — тепло, затраченное на нагрев скелета руды и серы; Q_2 — тепло, затраченное на расплавление серы; Q_3 — тепло, затраченное на утечки в непродуктивные горизонты; Q_4 — тепло, затраченное на нагрев вмещающих пород; Q_5 — потери при водоотливе.

Определив удельные затраты теплоносителя, как отношение объема воды, затраченной на нагревание некоторого объема пласта к массе извлеченной из него расплавленной серы, получим:

$$V = k\frac{\dfrac{\rho_3 \delta W(1-П)}{t_1 = t_{пл}} + \rho_1 c_1\left(\ln\dfrac{t_1 - t_0}{t_1 - t_{ср}} + \ln\dfrac{t_{пл} - t_0}{t_{пл} - t_{ср}}\right)}{\rho_в c_в (1-П)\rho_в \eta \delta}, \text{ м}^3/\text{т}, \qquad (П11.7)$$

где δ — серосодержание; W — удельная теплота плавления; $П$ — пористость пласта; ρ_J, c_1, $\rho_Л$ c_s — объемные теплоемкости и плотности залежи и воды; p_s — плотность серы; r_j — коэффициент извлечения; t — температура теплоносителя на входе в пласт; t_0 — начальная температура теплоносителя; t_m — температура плавления; t^ — средняя температура зоны плавления; $к$ — коэффициент учитывающий непроизводительные потери теплоносителя; $t_{ср}$ — средняя температура зоны, лежащей за воронкой плавления (~ 80°С.)

Значение коэффициента $к$ можно оценивать геофизическими методам например расходометрией. При этом определится количество теплоносителя, которое тратится непроизводительно. Найдя отношение общего количества горячей воды, закачиваемой в пласт, к расходу теплоносителя, протекающему по продуктивному горизонту, получим составляющую коэффициента $к$, обусловленную потерями в пустые породы. Опыт показывает, что для пластов мощностью 10 м (условия Язовского месторождения) теплопотери составляют около 30%. Тогда коэффициент $к$ =1,3.

Пример. ρ_1 = 2 т/м^3; δ = 0,35: W= 11,8 ккакл/кг; П=0,1; t_1 = 159 °С; $t_{рл}$ = 109 °С; t_0 = 10 °С; $t_{ср}$ = 139 °С; $\rho_1 c_1$ =550 ккал/м^3·град; $\rho_в c_в$ = 950ккал/м^3·град; η = 0,4; $t_{ср}$ = 80°С.

Подставляя эти значения в формулу (П11.7), получим: V =10,5 м^3/т. В реальных условиях практические удельные затраты отдельных скважин могут быть как выше, так и ниже теоретических, что обусловлено наличи-

ем факторов, который не поддаются расчету. Но обычно для промышленных предприятий теоретический рассчитанный удельный расход увеличивают, вводя эмпирический коэффициент запаса А:

$$V_{\varphi} = AV \qquad (П11.8)$$

Его значение получают методом аналогий. Т.е., имея теоретические и фактические величины удельного расхода для какого-либо отрабатываемого участка (месторождения), определяют *А* как отношение фактического и теоретического значений удельных расходов. Затем для другого участка месторождения, имеющего сходные горно-геологическне условия вычисляют V_2 и находят:

$$V_{\varphi 2} = A_1 V_2 \qquad (П11.8а)$$

Принятый коэффициент запаса уточняются по результатам эксперимента

Например. Рассчитанное теоретическое значение удельных затрат теплоносителя для одного участка составляет

V_1=10,5 м^3/т. Фактически $V_{\varphi 1}$ = 21 м^3/т. Тогда *А* = 2,0.

3. Методика расчета коэффициента извлечения серы. Потери серы в массиве слагаются из потерь в целиках, возникающих из-за неравномерности распространения зоны плавления в плане и по мощности пласта, из потерь в непроницаемых зонах залежи, на участках аварийных скважин и из технологических потерь серы вследствие смачивания ею скелета пласта. Кроме того потери возможны в результате частичного стекания ее в недоступные для отбора зоны.

Для дифференциации общих потерь при ПВС коэффициент извлечения условно принимаем как произведение технологического коэффициента извлечения, определяющего потери серы в зоне плавления, на коэффициент охвата пласта, зоной плавления.

Технологический коэффициент извлечения и методика его определения. Величина технологического коэффициента извлечения определяется отношением количества извлеченной серы к ее общим запасам в зоне плавления.

Потери в зоне плавления представлены адсорбционными слоями серы в зоне плавления, зависанием жидкой серы в капиллярах и в чашеобразных пустотах.

Степень выплавляемости серы из различных руд обусловлена множеством факторов, связанных как с естественными особенностями месторождения, так и с технологией процесса добычи. К первым относятся ге-

ологические и гидрогеологические условия месторождения, текстурные и структурные характеристики руд, ко вторым — физико-химические свойства теплоносителя и скорость его фильтрации в зоне теплового влияния скважины, зависящая от конструкции забойного оборудования, системы расположения и порядка отработки скважин и т.д.

По текстурному признаку была составлена классификация серных руд, которая позволяет прогнозировать их выплавляемость при использовании в качестве теплоносителя высокотемпературных пресных вод. В результате обработки многочисленных данных о выплавляемости серных руд была установлена зависимость между коэффициентом выплавляемости (η_m) и содержания серы (S) для различных текстур серных руд (табл. 1)

$$\eta_m = aA + b. \qquad (П11.9)$$

Используя данные таблицы, можно определить технологический коэффициент извлечения для различных типов руд.

Пример.

Для гнездово-вкрапленной руды (a = 0,009; $в$ = 0,4) с серосодержанием равным 30 % коэффициент выщелачиваемости: η_m = 0,67

Коэффициент охвата пласта зоной плавления определяется отношением объема зоны плавления скважины или группы скважин к объему отрабатываемой ими залежи. Его величина зависит от геолого-гидрогеологических условий отрабатываемой залежи (мощность и угол падения, фильтрационные свойства в плане и разрезе, минерализация и температура пластовых вод, содержание серы и т.д.) и технологических условий отработки (параметры сетки расположения добычных скважин, расход нагнетаемого в них теплоносителя, время отработки скважин, расположение и параметры перфорации, направление и расход водоотлива).

Одним из факторов, оказывающих существенное влияние на охват пласта зоной плавления, является мощность залежи, так как наряду с па-

Таблица П11.1

Текстура руды	Содержание серы	*а*	*в*
Гнездово-прожилковая	15—35	0,012	0,50
Гнездово-вкрапленная	18—50	0,009	0,40
Прожилково-вкраплснная	20—50	0,008	0,50
Вкрапленная	17—50	0,010	0,40
Тонкорассеянная	20—40	0,008	0,30

раметрами сетки добычных скважин она определяет запасы, приходящиеся на каждую добычную скважину.

Значительное влияние на коэффициент охвата оказывает также угол падения отрабатываемой залежи. Увеличение угла падения влечет за собой увеличение коэффициента охвата.

К технологическим параметрам, оказывающим наибольшее влияние на коэффициент охвата пласта зоной плавления, в первую очередь относятся параметры сетки расположения серодобычных скважин.

Результаты лабораторных, опытно-промышленных и теоретических исследований показали, что с уплотнением сетки расположения добычных скважин при прочих равных условиях коэффициент охвата увеличивается. Аналогичное влияние на коэффициент охвата оказывает увеличение времени отработки серодобычных скважин.

Для прогнозирования величины коэффициента охвата залежи зоной плавления были предложены упрощенные зависимости.

Как известно, зона плавления при ПВС имеет сложный профиль. Однако после смыкания зон плавления соседних добычных скважин при значительном времени отработки залежей, характеризующихся незначительной анизотропией, профиль зоны плавления может быть аппроксимирован прямой линией, расположенной под углом α к горизонтали.

Угол α является предельным углом, при котором возможна фильтрация серы к забою скважины. Для конкретных условий величина угла а определяется фильтрационными свойствами и структурно-текстурными особенностями серных руд и расходом нагнетаемого в пласт теплоносителя. В результате расчетов, приближенно были оценены значения предельных углов фильтрации для различных текстур руд которые изменяются от 10 до 27°.

Выполненный комплекс исследований позволил разработать методику прогнозирования коэффициента извлечения серы при подземной выплавке в различных геолого-гидрогеологических условиях.

Формулы для определения коэффициента охвата пласта зоной плавления η_p имеют вид:

Для горизонтальной залежи при квадратной сетке расположения добычных скважин

$$\eta_p = 1 - \frac{d tg\alpha}{3h} \qquad (П11.10)$$

где d — расстояние между добычными скважинами, h — мощность залежи, при вытянутой сетке расположения скважин:

При наклонной залежи (при $\alpha > \beta$) для вытянутой по падению залежи сетки расположения добычных скважин:

$$\eta = 1 - \frac{d_1 tg(\alpha+\beta) tg(\alpha-\beta)}{3h\cos^2\beta[tg(\alpha+\beta)tg(\alpha-\beta)]} - \frac{d_2 tg\alpha}{6h}, \qquad (П11.11)$$

где d_1, d_2 — расстояние между добычными скважинами в ряду и между рядами соответственно, β — угол наклона залежи.

Пример расчета. Рассчитан коэффициент извлечения серы из недр при сетке расположения скважин 40х40 м, мощности пласта = 8 м, для гнездово-прожилковых руд, серо-содержанием 30%. Определяем величину технологического коэффициента извлечения: η_m = 0,86; Коэффициент охвата пласта будет равен: η_p = 0,71. **Конечный коэффициент извлечения** составит $\eta = \eta_m \eta_p$ = 0,60 или 60 %.

Методика расчета объема добычи серы из скважины. Величина объема добычи серы из скважины — одна из важнейших характеристик процесса добычи, определяющая основные технико-экономические показатели производства. Ее определяют геолого-гидрогеологические факторы и технологические параметры процесса. К первым относятся: мощность рудной залежи, содержание серы, геометрические характеристики рудного тела.

Основными технологическими параметрами, определяющими объем добычи серы из скважины, являются: сетка скважин, длительность их работы, расход теплоносителя, конструктивные параметры скважин.

Величина объема добычи серы ($Q_{доб}$) из скважины рассчитывается по формулам:

$$Q_{доб} = \eta Q, \qquad (П11.12)$$

$$Q = \frac{mS\rho\delta\eta}{100}, \qquad (П11.13)$$

где m — средняя мощность пласта; S — площадь влияния скважины; ρ — удельный вес серной руды; δ — содержание серы; η — коэффициент извлечения.

По формуле (П11.13) определяются геологические запасы серы, приходящиеся на скважину. Коэффициент извлечения определяется по выше изложенной методике. После чего по формуле (П11.12) находится общая добыча со скважины.

Пример расчета. Найти объем добычи серы, если: m = 10 м; S =1600 м^2, ρ = 2,23 т/м^5; δ = 0,25; η = 40 % по формуле П11.13 $Q_{доб}$ = 3568 м.

Расчет котельного оборудования. Мощность котельного оборудования по производству теплоно сителя рассчитывается из заданной мощности предприятия и установленного для данных условий удельного расхода теплоносителя.

Пример расчета. Годовая мощность предприятия — М = 200000 т. Удельный расход теплоносителя q = 17 м^3/т. тогда необходимое годовое количество теплоносителя составит 200000·17 = 3400000 м^3 в год или 3400000/8760 = 389 м^3/ч. Следовательно, необходимая мощность котельной по производству теплоносителя, закачиваемого в пласт, составит 400 м^3/ч.

4. Методика расчета эрлифта. При разработке серных месторождений методом ПВС наиболее простым и эффективный средством откачки расплавленной серы является эрлифт.

Воздух подается по центральной (воздушной) трубе, а сера поднимается по кольцевому пространству. От компрессора по воздухопроводу к эрлифту подводится сжатый воздух, который, смешиваясь с расплавленной серой, выдается на поверхность. Параметры процесса откачки серы зависят от многих специфических факторов, из которых наиболее важные — величина пластового давления, скорость притока серы к забою скважины, физические свойства расплавленной серы и другие.

Расчет эрлифта заключается в определении следующих параметров: давление и расход сжатого воздуха, удельный расход воздуха на 1 т серы, глубина погружения эрлифтных труб, диаметры серной и воздушной труб. Существует множество методов расчета эрлифта, в которых учитываются различные параметры эрлифта.

В качестве примера рассмотрим один из них:

Исходные данные: глубина скважины $H_{скв}$ = 100 м. Давление теплоносителя с температурой 165 °С на устье скважины $P_{уст}$ = 0,7 МПа. Глубина погружения воздушной форсунки эрлифта от поверхности воды $H_{ф}$ = 50 м. Высота подъема серы в кустовую емкость над поверхностью земли $H_{ёмк}$ = 10 м. Потери давления воздуха в воздухоподающей трубе $\Delta H_{возд}$ = 0,05 МПа. Плотность теплоносителя $\gamma_{т}$ = 0,9 г/см^5, плотность расплавленной серы $\gamma_{с}$ = 1,8 г/см^3, расчетный дебит скважины по сере $Q_{с}$ = 240 т/сут = = 10 т/ч.

Под этим данным расчитаем расход и давление сжатого воздуха для выбора компрессора и диаметра сероподъемной трубы.

1. Определяем высоту подъема серы эрлифтом.

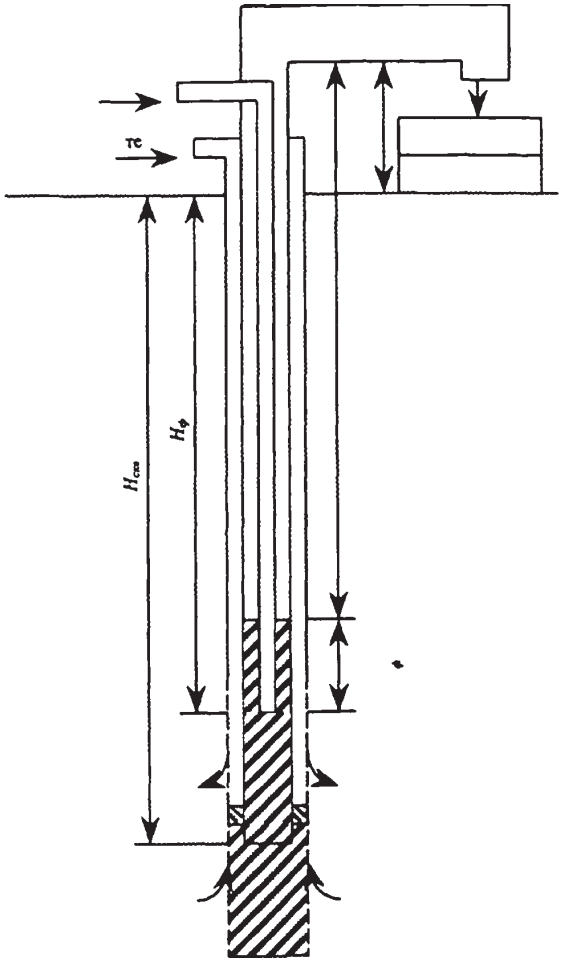


Рис. П11.1. Схема для расчета эрлифта

С учетом потерь по длине в наземном воздуховоде давление воздуха в компрессоре должно быть 0,8 МПа при расходе воздуха 1,5 м^3/мин. 6. Диаметр сероподъемной трубы:

$$H = (H_{скв} + H_{ёмк})\gamma_c - H_{скв}\,\gamma_m - P_{уст} = (100 + 10)\cdot 1{,}8 - 100\cdot 0{,}9 - 70 = 38 \text{ м}.$$

2. Определяем уровень затопления форсунки эрлифта.

$$hф = Hф = (H - H_{ёмк}) = 22 \text{ м}.$$

3. Определяем относительный коэффициент погружения форсунки эрлифта.

$$a = \frac{H}{H + h} = 0{,}63$$

Для данного к.п.д. эрлифта равен η =0,4

Определяем расход сжатого воздуха:

$$V_0 = \frac{QH}{23 \cdot 60\gamma_m \eta tg\left(\frac{h}{10}+1\right)} = 1{,}5 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Определяем рабочее давления воздуха на устье скважины:

$$P_{раб} = 0{,}01(h\gamma_c + \Delta H_{возд})\ 0{,}45 \text{ МПа}.$$

С учётом потерь по длине в наземном воздуховоде давление воздуха в компрессоре должно быть 0,8 МПа при расходе воздуха 1,5 м^3/мин.

6. Диаметр сероподъёмной трубы

$$d_c = \left(\frac{Q}{0{,}24\alpha}\right)^{0{,}4} = \left(\frac{10}{0{,}24 \cdot 0{,}63}\right)^{0{,}4} \approx 5{,}4 \text{ см}.$$

При наружном диаметре центральной воздухоподаюшей трубы 48 мм принимаем (с учетом толщины стенки) диаметр сероподъемной колонны 102 х 6 мм.

Определение температуры подаваемого теплоносителя. При подземной выплавке требуется поддерживать на забое нагнетательных скважин необходимые тепловые параметры жидкостей. В процессе же их транспортировки к залежи из-за большой протяженности трубопроводов, образующих скважину, часть тепловой энергии теряется в покрывающие породы. Поэтому одним из необходимых этапов технологических расчетов — определение распределения температур теплоносителя и полезного ископаемого по длине скважины. Распределение температур потоков жидкостей и газов в межтрубных пространствах зависит от расходов подаваемых агентов, глубины скважины, режимов эксплуатации, времени и других факторов. Учитывая малые проходные сечения межтрубных пространств и существенные расходы протекающих потоков, принимается допущение о неизменности температур в каждом сечении канала. Тогда, если скважина работает только в режиме нагнетания теплоносителя, температура на устье скважины может быть оценена по формуле:

$$T_y = T_n + (T_y - T_n)e^{\beta}, \qquad (П11.14)$$

где $\beta = \frac{\lambda d}{GC}$; G — весовой расход жидкости; C — ее теплоемкость; d — коэффициент теплоотдачи; индексы: *з* — забой; *п* — горная порода.

Для режима добычи система уравнений, описывающая процесс охлаждения теплоносителя в стволе скважины, а также неизотермическое движение газа и газожидкостной смеси, имеет вид системы линейных уравнений с постоянными коэффициентами, решение которой получается после сведения к одному уравнению третьего порядка.

Постоянные интегрирования находятся из заданных температурных режимов. Например, задана температура на устье $T_t = K^k_c$, $z = 0$ или на забое скважины $T_t = T^з_г$, $z = e$. При этом, обычно, влияние воздуха и серовоздушной смеси на температуру теплоносителя незначительно и формула (П11.14) оказывается пригодной и для режима добычи.

Пример: $T_\eta = 10$ °С; $T_i = 155$ °С; $l = 300$ м, $d = 0{,}219$м; $c = 1$ ккал/кг·град; $G = 9500$ кг/ч; $\lambda = 1{,}5$ ккал/м·ч·°С.

Величину α определим из выражения:

$$\alpha = \frac{2\pi}{\ln\left[1+\sqrt{\frac{\pi a t}{r^2}}\right]}. \qquad (П11.15)$$

Полагая a — $4{,}2\cdot10^{-3}$ м^2/ч, $t = 1$ месяц, получим из формулы $\alpha = 1{,}8$. Подставляя числовые значения переменных в выражение (1) получим значение температуры теплоносителя, которое необходимо поддерживать на устье скважины: $T_y = 168$ °С.

5. Методика расчёта системы разработки. Один из основных вопросов проектирования разработки серных месторождений методом ПВС — выбор оптимального варианта системы разработки под которым понимается определенный порядок размещения, проходки и включения в работу добычных и водоотливных скважин, увязанный во времени и пространстве.

Как правило, подготовка серных залежей для их отработки методом ПВС ведется рядами. В условиях Язовского серного месторождения это ряды по простиранию рудного тела, в условиях Гаурдакского — ряды добычных скважин располагаются по падению залежи. Как на Язовском, так и на Гаурдакском месторождениях отработка осуществляется взаимодействующими блоками из 5—20 скважин, расположенных в двух или трех рабочих рядах.

Основные элементы системы отработки:

- направление отработки;
- параметры сетки расположения серодобычных скважин (расстояние между скважинами в ряду и между рядами);
- порядок включения скважин в работу;
- длительность отработки скважин;

- число одновременно отрабатываемых скважин;
- расстановка и расстояние до водоотливных скважин;
- число одновременно работающих водоотливных скважин.

Направление отработки выбирается в зависимости от гидрогеологических условий и морфология залежи. Один из основных факторов при выборе направления отработки — направление движения теплоносителя по залежи, которое определяется гидрогеологической структурой залежи и направлением естественной разгрузки залежи.

При совпадении направлений отработки и фильтрации теплоносителя достигается эффективное использование теплоносителя за счет предварительного подогрева зон предстоящей отработки.

Отработка крутопадающих залежей по восстанию может привести к утечке жидкой серы в отработанное пространство. Отработка по падению менее эффективна в связи с нерациональным использованием теплоносителя.

В ряде случаев, например в условиях Язовского месторождения, целесообразно вести отработку по простиранию пласта.

Параметры сетки расположения добычных скважин определяют запасы серы, отработка и реализация которых обеспечивает эффективность процесса добычи и экономически целесообразный коэффициент извлечения.

Для приближенного определения параметров сетки на наклонных залежах при о>р рекомендуются следующие зависимости:

$$d_1 = \sqrt{\frac{3B_{ср}[tg(\alpha-\beta)+tg(\alpha+\beta)]}{d_2(Ц_0 - g_m c_m - g_в c_в - P)\delta\eta_m[tg(\alpha-\beta)+tg(\alpha+\beta)]}}, \qquad (П11.16)$$

где $B_{ср}$ — средняя стоимость скважины; $Ц_0$ — оптовая цена серы; C_m, C_e — соответственно себестоимость единицы теплоносителя и воздуха (руб/м^3); g_m, g_e — удельные затраты теплоносителя и воздуха на добычу серы; P — совокупность цеховых расходов; S — серосодержание руды (т/м^3); α — угол наклона зоны плавления; β — угол наклона пласта; η_m — выплавляемость серной руды (технологический коэффициент извлечения); d_1, d_2 — параметры сетки добычных скважин.

$$d_2 = \sqrt[3]{\frac{12B_{ср}[tg(\alpha-\beta)+tg(\alpha+\beta)]}{(Ц_0 - g_m c_m - g_в c_в - P)\delta tg^2\alpha\eta_m[tg(\alpha-\beta)+tg(\alpha+\beta)]}}. \qquad (П11.17)$$

Пример расчета.

$B_{ср}$= 30 тыс. руб., $Ц_0$= 62 руб/т; $g_m c_m$ =12,0 руб/т; $g_в$ $c_в$ = 0,5 руб/т; P = 14,5 руб/т; δ = 0,5 т/кг^3; η_m = 0,7; β = 10°, α = 15°. Тогда по формулам (П11.16, 17) получаем d_2 =31 м , d_x = 54м.

Приложение 12 к главе 16

Инженерные расчеты подземной газификации углей на дутье с различной концентрацией кислорода

Цель инженерного расчета всякого технологического процесса состоит в том, чтобы, исходя из заданной производительности агрегата и состава сырья, определить качество и количество получаемого продукта, а также потребные для этого количества сырья, энергии и др. В случае подземной газификации угля (ПГУ) задача состоит в том, чтобы, исходя из заданной производительности подземного газогенератора, качества угля и состава дутья, рассчитать состав получаемого газа, его теплоту сгорания, а также потребные для этого расходы дутья, угля и количество дутьевых и газоотводящих скважин.

Газ ПГУ — продукт полного и неполного сгорания углерода, восстановления диоксида углерода и водяного пара, термического разложения угля и пиролиза продуктов этих реакций, а также реакций конверсии водяного пара и горения газообразных продуктов.

Поэтому практически рассчитать реальный состав газа очень трудно из-за указанной комплексности процесса, зависимости его от исходного сырья, режима газификации и отсутствия условий, необходимых для достижения равновесия химических реакций. К этому еще нужно добавить участие в процессе газообразования не только веществ, входящих в состав угля, но и веществ вмещающих его пород и др. Нужно отметить, что в последнее время разработаны математические модели газификации угля в канале и программное обеспечение, позволяющее на персональном компьютере рассчитать состав газа и другие параметры, но не все показатели процесса ПГУ. Однако это не исключает инженерного расчета, основанного на учете практических данных и некоторых теоретических положений, так как он позволяет сравнительно легко и быстро получить необходимые ответы, дополняющие математическую модель.

В России для инженерного расчета состава генераторного газа используется метод профессора Н.Н. Доброхотова. Согласно этому методу учитывается, что генераторный газ образуется как за счет термического разложения угля (сухой перегонки угля), так в за счет собственно газификации углерода.

Количество продуктов сухой перегонки и их состав определяются по практическим данным. В зоне газификации получаются CO_2, CO, H_2, H_2O. Количество каждого из этих компонентов определяется решением четы-

рех уравнений, в которых количества указанных компонентов входят как известные (в долях):

1) баланс углерода в зоне газификации;
2) баланс водорода в зоне газификации;
3) баланс кислорода в зоне газификации;
4) уравнение условной константы равновесия.

Как показали расчеты, допущения Н.Н. Доброхотова при расчете количества водяных паров, диоксида углерода и кислорода для процесса ПГУ не дают сходимых результатов. Поэтому в расчетах состава ПГУ следует допускать, что не менее 25% влаги угля разлагается, а в пар переходит 75%, не более 40% кислорода угля переходит в пирогенетическую влагу и не более 5% кислорода переходит в углекислоту.

Были рассчитаны составы газа подземной газификации каменного и бурого углей на воздушном, обогащенном кислородом и парокислородом дутье (табл. П12.1, П12.2).

Таблица П12.1

Элементарный состав углей

Уголь	Элементарный состав топлива на рабочую массу, %							Теплота сгорания угля, кДж/кг
	$C^р$	$H^р$	$O^р$	$S^р$	$N^р$	$A^р$	$W^р$	
Каменный	73,3	4,4	7,1	0,4	1,9	8,4	4,5	28570
Бурый	40,5	3,3	11,9	0,3	1,0	17,0	26,0	15200

Таблица П12.2

Расчетный состав газа ПГУ

Концентрация O_2, %	Состав газа в объемных процентах							Теплота сгорания газа, кДж/м^3
	C_mH_n	CO_2	H_2	H_2S	CO	CH_4	N_2	
Из бурого угля								
21	0,2	18,9	17,2	0,4	5,5	2,5	54,5	3350
45	0,2	22,3	26,3	0,2	12,5	3,0	35,5	5276
95	0,2	28,0	40,8	0,6	24,3	4,1	2,0	8536
Из каменного угля								
21	0,1	6,6	13,1	—	22,2	2,1	55,9	4857
55	ОД	11,8	25,0	—	42,0	4,0	17,0	8918
95	0,1	18,6	33,7	—	37,1	4,1	6,7	9420

Таблица П12.3

Практический состав газа ПГУ

Уголь	Концентрция кислорода в дутье	Состав газа в объемных процентах							Теплота сгорания газа, кДж/м^3
		CO_2	C_mH_n	O_2	CO	H_2	CH_4	N_2	
Каменный Южно-Абинская ст. «Подземгаз»	21	13,2	0,1	0,2	11,9	12,5	2,6	59,5	3676
Бурый Ангенская ст. «Подземгаз»	21	21,5	0,2	0,4	4,0	22,5	2,0	49,0	3510
Каменный Горловская ст. «Подземгаз»	40 65	19,0 20,0	—	0,2 0,2	15,0 24,2	26,0 22,0	6,2 8,8	35,6 24,8	6532 8625
Бурый Подмосковная ст. «Подземгаз»	65	28,4	—	—	15,6	35,0	1,8	15,7	6385
Каменный Лисичанская ст. «Подземгаз»	52,7	15,5	—	—	34,2	28,5	0,5	21,3	6314
Каменный Черемховский наземный газогенератор	98	29,0	0,3	0,2	26,8	37,6	4,3	1,6	8906

Ниже приводится перечень исходных данных и формул, с помощью которых рассчитываются технические показатели работы станции «Подземгаз», процесса газификации и параметры подземного газогенератора (табл. П12.4), а в табл. 16.8 приведены результаты таких расчетов.

В табл. П12.3 приведен практический состав генераторного газа, полученного в подземных и наземных газогенераторах на дутье с различной концентрацией кислорода.

Сравнение расчетных данных с практическими свидетельствует об их удовлетворительном совпадении. С увеличением концентрации кислорода в дутье повышается и теплота сгорания полученного газа, но не в прямой пропорции. Так, с увеличением концентрации кислорода в дутье с 21 до 95%, т.е. в 4,6 раза, теплота сгорания возросла в 2,5 раза.

Таблица П12.4

Показатели работы станции «Подземгаз», процесса газификации и параметры подземного газогенератора

Показатель, параметр	Задан или рассчитывается	Расчетная формула
Мощность станции МВт	Задается	—
Часовая производительность станции по газу м^3/ч	Рассчитывается	$C_ч = \frac{N \cdot 860 \cdot 10^3}{Q_H}$
Годовая производительность станции по газу, м^3/год	Рассчитывается	$C_{год} = C_ч \cdot 8760$
Теплота сгорания газа, низшая кДж/м^3	Рассчитывается	$Q_H = (28{,}1CO + 24H_2 + 79{,}7CH_4 + 132C_mH_n + 52{,}8H_2S) \cdot 4{,}187$
Годовая производительность станции в перерасчете на рабочее топливо. т/год т/год	Рассчитывается	$C_{год}^{рт} = \frac{C_{год} Q_н^г}{Q_р^н 10^3}$
Теплота сгорания рабочего топлива, низшая кДж/кг	Задается	—
Теоретический выход газа ,м^3/кг	Рассчитывается	$V_г = \frac{22{,}4C^р}{12\sum C^Г}$
Сумма утлесодержащих компонентов в газе*	Рассчитывается	$\sum C^Г = CO_2 + CO + 2C_mH_n + CH_4$
Содержание углерода в топливе* , кг	Задается	—
Удельный расход угля, кг	Рассчитывается	$q_г = \frac{1000}{V_г}$
Часовой расход дутья, м^3/ч	Рассчитывается	$B = \frac{C_ч V д}{1000}$

Продолжение табл. П12.4

Показатель, параметр	Задан или рассчитывается	Расчетная формула
Теоретический выход газа по дутью: А) на воздушном Б) на кислородном дутье $У_л$, М/м^3	Рассчитывается По практическим данным	$V_д = \frac{N_2^Г}{N_2^д}$
Химический КПД газификации %	Рассчитывается	$\eta_{газ} = \frac{V_г Q_n^г}{Q_n^р} 100$
**^{с}ход дутья на одну скважину g, м^3/ч	Принимается	10000
количество дутьевых скважин	Рассчитывается	$n_{скв}^д$
Количество газоотводящих скважин шт.	Рассчитывается	$n_{скв}^г = n_{скв}^д + 1$
Количество газогенераторов	Принимается	—
Площадь угольного пласта, отрабатываемого за год, м^2	Рассчитывается	$S = \frac{C_{год}^{рм}}{mV}$
Промышленные запасы угля на одном газогенераторе, тыс. т	Рассчитывается	$Z_{пр} = abVm$
Длинна газогенератора по простиранию, *и*	Принимается	—
Ширина газогенератора, м	Принимается	—
Удельный вес угля в пласте, т/м^3	Задается	—
Мощность угольного пласта. м	Задается	—
Производитель ность одного газогенератора м^я/ч	Рассчитывается	$C_ч^{гг} = \frac{C_ч}{n_{г.г.}}$

Окончание табл. П12.4

Показатель, параметр	Задан или рассчитывается	Расчетная формула
Производительность станции в перерасчете на условное топливо *с*^. тут/год	Рассчитывается	$C_{год}^{ут} = \frac{C_{год} Q_p^H}{7000 \cdot 1000}$

* Размерность C^p и $C_г$ даны соответственно в кг и м^3, так как в расчете принимается 100 кг угля и 100 м^3 газа.

** Г.Д.Шиллинг и др. Газификация угля. М.1986. – с. 54.

Пример 1. Рассчитать низшую теплоту сгорания газа ПГУ, содержащего

CO_2	C_mH_n	O_2	CO	H_2	CH_4	H_2S	N_2
21,0	0,3	0,5	4,0	23,0	2,5	-	48

Решение. $Q_н = 4{,}187(28{,}1CO + 24H_2 + 79{,}7CH_4 + 132C_mH_n + 52{,}8H_2S) = 3781{,}9$ кДж/м^3

Пример 2. Рассчитать выход газа при газификации угля *Vг* в м^3/кг, если содержание углерода в угле $C^p = 72\%$, а состав газа соответствует составу газа из примера 1.

Решение. Находим сумму углеродсодержащих компонентов газа $\Sigma C_г = 21 + 0{,}3 + 4 + 2{,}5 = 27{,}8$ %.

Тогда $V_г = 22{,}4 \cdot C_p/(12 \cdot \Sigma C_г) = 22{,}4 \cdot 72/(12 \cdot 27{,}8) = 4{,}83$ м^3/кг

Из приведённых данных следует, что для обеспечения одинаковой мощности станций «Подземгаз» на обогащенном кислородом воздушном дутье кислорода требуется на 75% больше, чем на парокислородном дутье. С учетом капиталовложений в эксплуатационных затрат, как показали расчеты, себестоимость 1 т условного топлива на парокислородном дутье примерно в 2 раза меньше, чем на обогащенном. Поэтому применение обогащенного кислородом дутья, несмотря на повышение теплоты сгорания газа, невыгодно. Оно целесообразно в том случае, когда кислород является отходом производства, как это было на Лисичанской станции «Подземгаз», применявшей кислород как побочный продукт при получения редких газов из воздуха.

Таблица 16.8

Результаты расчета показателей работы станции «Подземгаз»

Показатели	Воздушное дутье	Обогащенное кислородом до 45% дутье	Кислородное дутье
Мощность станции «Подземгаз», Мвт	300	300	300
Производительность станции «Подземгаз», $м^3$/ч	$322 \cdot 10^3$	$205 \cdot 10^3$	$126 \cdot 10^3$
Производительность станции «Подземгаз», $м^3$/год	$2{,}82 \cdot 10^9$	$1{,}8 \cdot 10^9$	$1{,}1 \cdot 10^9$
Состав газа, %			
H_2S	0,4	0,2	0,6
CO_2	18,9	22,3	28,0
C_mH_n	0,2	0,2	0,2
CO	5,5	12,5	24,3
H_2	17,2	26,3	40,8
CH_4	2,5	3,0	4,1
N_2	54,5	35,5	2,0
Теплота сгорания газа $Q_{„}^{20}$, мДж/$м^3$	3,35	5,23	8,58
Теоретический выход газа, $м^3$/кг	2,77	1,97	1,24
Теоретический выход газа по дутью, $м^3/м^3$	1,46	1,26	1,1
Удельный расход угля, кг/$м^3$ газа	0,36	0,51	0,81
Годовой расход угля, тыс. т в год	122	100	97,4
Расход дутья, $м^3$/ч	$222 \cdot 10^3$	$160{,}9 \cdot 10^3$	$29{,}7 \cdot 10^3$
В том числе: воздух кислород	$222 \cdot 10^3$	$108{,}7 \cdot 10^3$ $52{,}1.10^3$	- $29{,}0 \cdot 10^3$
Коэффициент полезного действия газификации, %	63,3	71,1	72,7
Площадь удельного пласта, отрабатываемого за год, $м^2$	233800	208000	203000
Расход дутья в год, $м^3$/год	$2{,}0 \cdot 10^9$	$1{,}45 \cdot 10^9$	$0{,}42 \cdot 10^9$
Количество дутьевых скважин, шт.	23	17	5
Расход угля в час, т/ч	11,6	10,3	10,1
Производительность станции в пересчете на условное топливо в год. Ту.т/год	$321 \cdot 10^3$	$324 \cdot 10^3$	$322 \cdot 10^3$

Приложение 13 к главе 16

Баланс влаги, участвующей в процессе подземной газификации

Баланс влага участка газификация слагается из приходной и расходной частей.

Приходная часть баланса состоит из приточных вод (гравитационных), участвующих в процессе газификации и из связанных вод угольного пласта, пород почвы и кровли, влаги дутья и влаги охлаждения газа.

Расходная часть баланса влаги включает влагу газа и влагу которая фактически разлагается и переходит в газ.

Расчет влаги, участвующей в процессе газификации, приводится в граммах, отнесенных к 1 м^3 полученного газа, и имеет вид:

$$W_y + W_n + W_k + W_d + W_{отл} + W_{прит} = W_s + W_p, \quad (П13.1)$$

где W_y — влага угля; W_n, W_k — влага пород почвы и кровли; W_d — влага дутья; $W_{прит}$ — влага приточная, участвующая в формировании газа; W_s — влага газа; W_p — влага разложения.

В уравнении (П13.1) не учитывается приточная вода, которая, минуя очаг газификации, скапливается в выгазованном пространстве или откачивается через водоотливные и дренажные скважины. Количество откачанной воды входит как в приходную, так и в расходную части баланса и на результаты расчета остальных статей баланса не влияет.

Статьи прихода воды:

1. Влага угля определяется по количеству рабочей влаги угля, отнесенной к количеству газа, полученного с 1 кг сгазифицированного угля.

$$W_y = 5,36\frac{w^p \cdot \sum C^{\text{ã}}}{\tilde{N}^{\delta}}, \quad (П13.2)$$

где w^p — рабочая влажность угля, весовые %; C^p — содержание углерода в угле, весовые %, $\Sigma C^г$ — содержание углерода в газе, объемные %.

2. Влага пород почвы и кровли определяется по количеству связанной влаги, содержащейся в зоне прогрева до температуры 100°0, отнесенной к выходу газа.

$$W_y = 0,536\frac{w_n \cdot l_{\text{п}} \cdot \sum C^{\text{г}}}{m \cdot \gamma_y \cdot C^p}, \quad (П13.3)$$

где w_n — объемная влагоемкость пород почвы кг/м; l_n — мощность зоны прогрева пород почвы, м; m — мощность газифицируемого пласта, м; γ_y — объемная масса угля, г/см .

3. Влага пород кровли

$$W_к = 0{,}536 \frac{w_k \cdot l_k \cdot \sum C^г}{m \cdot \gamma_y \cdot C^p}, \qquad (П13.4)$$

где w_k — молекулярная объемная влагоемкость пород, кг/м; l_k — мощность зоны прогрева пород кровли, м.

4. Влага воздушного дутья рассчитывается по среднемесячной абсолютной влажности нагнетаемого дутья.

$$W_д = \frac{w_в \cdot N_2^г}{N_2^д}, \qquad (П13.5)$$

где w_e — абсолютная влагоемкость воздуха, г/м^3; $N_2^г$ — содержание азота в газе, объемные %, $N_2^д$ содержание азота в дутье (в воздухе — 79%).

5. Влага, подаваемая на охлаждение газа *(W_{ox})*, определяется водомером.

Статьи расхода воды

1. Влага определяется влагомером в г/м^3.

2. Влага разложения рассчитывается из состава рабочего топлива, дутья и получаемого газа по балансу водорода для кислорода

$$W_{PH_2} = 8{,}03 \sum H_2^г - 48 \frac{H_2^p \cdot \sum C^г}{C^p}, \qquad (П13.6)$$

$$W_{PO_2} = 16{,}1 \left(\sum O_2^г - \frac{O_2^д \cdot N_2^г}{N_2^г} \right), \qquad (П13.7)$$

где $\Sigma H_2^г$; $O_2^г$; $N_2^г$ — содержание в газе соответственно водорода, кислородсодержащих компонентов и азота, объемные %; $H_2^г$; $O_2^г$ — соответственно содержание кислорода и водорода в рабочем топливе, весовые %; $O_2^г$; $N_2^г$ — содержание соответственно кислорода и азота в дутье, объемные %.

Определив количество разложенной воды по водороду и кислороду, определяют ее среднюю величину:

$$W_{Pср} = \frac{W_{PH_2} + W_{PO_2}}{2}. \qquad (П13.8)$$

Приточная вода в зону газификации определяется по разности между расходной и приходной частями баланса.

Пример расчета баланса влаги, участвующей в процессе подземной газификации, и расчет удельного водопритока в зону газификации.

Исходные данные для расчета

1) Влажность дутья (воздуха) для Южно-Абинской станции, по месяцам 1990 г .

Месяц	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Влага дутья в г/м^3	1,2	1,52	2,14	3,7	5,5	8,9	11,3	10,02	6,8	4,2	2,49	1,69

2) Состав угля пласта II Внутреннего (в весовых %), $Q_{ук}$ = 28,58 *м*Дж/кг; $Q_{ув}$ = 29,68 мДж/кг.

$C^р$	$H^р$	$O^р$	$S^р$	$N^р$	$A^р$	$w^р$
73.35	4,4	7,1	0,41	1,91	8,31	4,52

3) Для определения каждой статьи баланса производят предварительные подсчеты количества углерода, водорода и кислорода, содержащихся в газе, по формулам:

$$\sum C^г = CO_2 + CO + CH_4 + 2C_nH_m. \qquad (П13.9)$$

№ пп	Дата 1990 г.	CO	CO_2	H_2	H_2S	CP_4	C_mH_n	N_2	O_2
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Январь	7,03	16,0	10,2	0,04	1,3	0,2	65,03	0,2

$\sum C^г$	$\sum H_2^г$	$\sum Î_2^г$	$N_2^г$	Q, ккал/м^3	w, г/м^3	v, м^3·10^3	W_{PH2}, г/м^3	$w+W_{PH2}$, г/м^3	W_n+W_k, г/м^3
11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
24,73	13,24	19,715	65,03	577	422	9,603	35,1	477,1	23,1

W_y, г/м^3	$W_д$, г/м^3	$W_n+W_k+W_y+W_д$, г/м^3	$W_{прит}$, г/м^3	Приток гравитационных вод, $W'_{прит}$,			V_o, м^3/кг	V', т	Y, т ч	q, м^3/т
				м^3/мес	м^3/сут	м^3/ч				
21	22	23	24	25	26	27	27а	28	29	30
8,16	0,98	32,24	444,86	4271	31	5,74	5,546	1,731	2,33	2,46

$$\sum H_2^г = H_2 + H_2S + 2CH_4 + 2_m C_n H_m. \qquad (П13.10)$$

$$\sum O_2^г = CO_2 + 0,5CO + O_2. \qquad (П13.11)$$

Данные по составу газа, теплоте его сгорания *(Q*, ккал/м) и влаге *(w,* г/м^3), количеству выгазованного угля за каждый месяц (G, T) берут из диспетчерских листов.

Эти данные приведены в табл. 7.1.в графах 3—9 и 14—16. Сумма горючих компонентов газа приведена в графах 10—13.

4) Статьи расхода.

1. Рассчитывают влагу разложения (W_P г/м^3) либо по кислороду, либо по водороду по ранее приведенным формулам — графа 17,

2. Влага газа (W, г/м^3) получена путем непосредственных измерений — графа 16.

3. Данные по расходу влаги *($W_г$ + W_P)* приведены в графе 18.

5) Статьи прихода влаги:

1. Влага угля *(W_y* г/м^3)

2. Влага пород почвы *(W_n* г/м^8)

3. Влага дутья *(W_d* г/м^3)

4 Влага пород кровли *(W_k* Г/м^1).

Рассчитываются по вышеприведенным формулам. Суммарные данные по приходу влаги приведены в графе 23. Влага, подаваемая на охлаждение *(W_{0X}* г/м^3), определяется непосредственным измерением. Влага, подаваемая на охлаждение, составляла 200 г/м^3 и при расчетах вычиталась.

5) Приточная (гравитационная) влага рассчитывалась по формуле

$$W_{прип} = W_Г + W_{PH2} - W_y - W_n - W_k - W_g \qquad (П13.12)$$

и приведена в графе 24.

Приток гравитационных вод пересчитывается в м^3/мес, мес^3/сут, м^3/ч и данные приведены в графах 25—27

6) Вычисляем выход газа с 1 кг угля, по формуле:

$$V_0 = \frac{C^p}{\sum C^г} \cdot 1,87 \ \text{м}^3/\text{кг}, \qquad (П13.13)$$

- графа 27а.

VII. Вычисляем количество выгазованного угля (тонн) графа 28

$$V' = v'/V_0 \qquad (П13.14)$$

-графа 28

8) Рассчитываем интенсивность газификации, (т/час)

$$Y = V'/T, \qquad (П13.15)$$

где T — время в ч — графа 29

IX. Рассчитываем удельный водоприток {q м^3/т)

$$q = \frac{W_{прит}(м^3/час)}{Y(т/час)} \qquad (П13.16)$$

— графа30

При необходимости определения всего количества воды, поступившей в газогенератор в случае проведения осушения и водоотлива, в водный баланс включается количество откачиваемой воды.

Установление приближенного притока подземных вод имеет большое практическое значение для своевременного принятия эффективных мер по осушению участков газогенераторов.

Необходимо отметить, что подземные воды на ряде месторождений оказывают отрицательное влияние уже в период подготовки угольных пластов к подземной газификации, так как затрудняют бурение дутьевых и газовых (направленных) скважин и препятствуют розжигу углей. Это обстоятельство усугубляет необходимость установления притока допустимого количество воды.

Проектирование дренажных установок осуществляют на основании собранных материалов, полученных в результате проведенных гидрогеологических исследований. Необходимо учитывать местоположение и размеры первоначального канала газификации, местоположение наклонных и вертикальных газоотводящих скважин.

Следует отметить, что из-за специфических условий, возникающих на участках газификации, степень обводнения газогенераторов изменяется с течением времени в зависимости от скорости передвижения огневого забоя, сработай статических запасов и динамических притоков подземных вод, непостоянства технологического режима газификации.

Отмечаются особенности работы дренажных систем при ПГУ, заключающиеся в быстром выходе из строя некоторых водопонижающих скважин за счет отжатия из них воды и прорыва газа на поверхность.

Значения водопритока приближенно могут быть определены по коэффициенту водообильности, равному отношению количества выкачанной воды к количеству выгазованного угля за какой-либо определенный отрезок времени (для участков, где производится одновременное осушение газогенераторов).

Приближенно прогноз водопритока для свободных подземных вод выявляется по балансу влаги.

Приложение № 14 к главе 18

Подземное сжигание серы

Подземное сжигание серы — метод разработки месторождений самородной серы путем ее высокотемпературного окисления на месте залегания.

Идея метода восходит к старинной практике выплавки серы из самородных руд за счет тепла сжигания части серы в специальных печах — «калькаронах». Первая попытка получения серы при ее частичном сжигании под землей была предпринята в 1910 г. итальянским инженером Д. Фиори, который предлагал сжигать серу на верхних этажах предварительно подготовленного вертикальными и горизонтальными выработками рудного блока, с тем чтобы на нижних этажах блока собирать стекающую жидкую серу. На практике выяснилось, что полученная таким образом сера содержит много золы и выход ее незначителен.. В 30-е годы XX века предложения по осуществлению процесса частичного сжигания серы на месте залегания через скважины с получением серы в виде жидкости или паров выдвигались австрийским инженером Г. Шмацелем и итальянским Р. Вердерамо. В 1958 г. итальянский инженер Д. Джорджи опубликовал проект разработки «верхней горящей зоны» рудника Коццо-Дизи (Сицилия). В проекте предусматривалось как использование сернистого газа при производстве кислоты, так и выпуск жидкой серы. В 1962-66 гг. американские инженеры Миллер, а также Уайт и Мосс предложили производить сжигание ее на месте залегания, подавая воздух для горения и отводя образованный газообразный сернистый газ через скважины. Данные эксперименты были проведены в США. Метод подземного сжигания серы с ориентацией на преимущественное получение сернистого газа для производства серной кислоты разрабатывался в 1973-79 гг. МОНИЛ-Гео ГИГХС. применительно к необводненной части Гаурдакского серного месторождения (Туркменистан). В 1976—1978 гг. проведены успешные испытания технологии на опытной установке Гаурдакского серного завода. Показано, что при воздушном дутье температура в очаге горения достигает 1200 °С, при этом в газах сжигания содержится 5—15 % SO_2, что соответствует условиям производства серной кислоты. Коэффициент выгорания серы в зоне горения превышает в очаге горения 90 %, в среднем по опытной установке 78,6 %.

Сущность метода заключается в создании в серном пласте управляемого очага горения серы, параметры которого поддерживаются на уровне,

достаточном для получения кондиционного для производства серной кислоты сернистого газа.

Процесс горения серы и обжига серных руд достаточно изучен. Однако в пластовых условиях этот процесс осложнен и зависит от структуры и текстуры серных руд, минералогического и химического состава вмещающих пород, от содержания серы в руде, мощности, пористости и проницаемости пласта, от распределения пор и трещин пласта по размерам, от обводненности пласта, от давления, темпа нагнетания и состава окислителя и др.

Температура воспламенения серы в порах пласта является сложной функцией состава реагирующей смеси, характерного диаметра пор, давления, теплопроводности и наличия примесей в жидкой сере. В частности, было показано, что серные пары могут воспламеняться только в порах размером в несколько миллиметров при температуре свыше температуры кипения серы. Таким образом, горение серы происходит только в крупных порах пласта, не проникая в глубь серных блоков. Образование движущегося внутрипластового очага горения серы приводит к появлению характерного продольного распределения температуры в виде «тепловой волны», в которой можно выделить зоны предварительного прогрева, зону расплавленной серы, зону горения и зону выгоревшей руды. По мощности пласта выгорание происходит преимущественно в верхней части, при этом у подошвы пласта образуется «серная лужа». Процесс внутрипластового сжигания серы происходит в несколько стадий. На первой стадии производится розжиг пласта с поддержанием температуры очага горения до тех пор, пока его собственное тепловыделение не превысит тепловые потери. По мере прогрева пласта серные пары из мелкопористых блоков поступают в более крупные поры и трещины, где происходит их окисление, а часть серы впереди фронта горения выплавляется из рудных блоков и стекает к подошве пласта. Таким образом, на второй стадии процесса очаг горения продвигается только по наиболее крупным порам и трещинам. При этом часть не окисленных серных паров

конденсируется в непрогретых зонах, кольматируя пласт. На третьей, самой длительной стадии процесса происходит догорание серы в блоках и у подошвы пласта. На каждой из стадий существует своя зависимость между расходом дутья и концентрацией сернистого газа, что дает возможность управлять процессом подземного сжигания серы, достигая кондиционного состава газов сжигания.

Технология подземного сжигания серы включает в себя следующие операции:

1. Вскрытие пласта скважинами с обсадкой их металлическими колоннами труб до кровли пласта. Бурение по пласту производится колонковым способом с отбором керна.

2. Проведение опытных нагнетаний воздуха в скважины с измерением его давления и расхода во времени для определения фильтрационных характеристик пласта и его подсушивания. Для выявления возможных мест утечек газа производится подача в пласт стойких дымов.

3. Розжиг пласта с использованием забойных газовых горелок или путем спуска в забой горящего кокса. Розжиг прекращается при появлении в газах сжигания сернистого ангидрида с концентрацией более 3—4 %.

4. Управление составом газов сжигания путем изменения расхода воздуха, точки подачи дутья и точки отвода газов.

5. Сбор газов сжигания.

6. Обеспыливание и осушку газов сжигания.

7. Каталитическое доокисление сернистого ангидрида до серного ангидрида, например, в аппаратах двойного контактирования.

8. Получение серной кислоты в олеумном абсорбере.

9. Нейтрализация и утилизация кислых стоков и шламов.

Выполненные исследования показали: что экономи**ческие показатели** технологии ПСС могут быть приняты по аналогии с ПГУ в части газификации и по аналогии переработки сернистых газов цветной металлургии в части производства серной кислоты. Расчеты показывают, что по сравнению с базовыми методами производства кислоты из серы и колчедана технология ПСС экономически выгодна при минимальной производительности предприятия 100 тыс. т серной кислоты в год.

Экологические аспекты **ПСС** связаны с гарантией нераспространения очага горения за контуры отрабатываемого участка и прорыва токсичных продуктов сжигания на поверхность. Практика тушения пожаров на серных рудниках свидетельствует, что существует два основных принципа успешного решения проблемы — прекращение притока воздуха и снижение температуры очага горения. При случайных пожарах вблизи открытой поверхности оба принципа осуществить удается с большим трудом. При целенаправленной организации очага горения на большой глубине, как показали опыты, проблема изоляции очага существенно облегчается. Перерывы в подаче окислителя приводят к значительной кольматации периферийных зон сконденсированной серой и к самоизоляции участка сжигания. Подача воды непосредственно в очаг нецелесообразна, так как вследствие высоких температур в пласте развивается высокое давление пара, которое может привести к образованию разрыва пород пласта и

кровли. Наиболее рациональным является законтурное заводнение при наличии системы соответствующих контрольных скважин.

Перспективы ПСС и задачи дальнейших исследований. Перспективны для ПСС, как показано выше, высокопроницаемые богатые серные залежи, но их доля в общих ресурсах самородной серы невелика. Поэтому представляется наиболее целесообразным развитие модификаций метода применительно к малопроницаемым серным рудам и другим породам, содержащим соединения серы, прежде всего к колчеданам и алунитам. В частности, показано, что может быть успешно реализован вариант, предусматривающий первоначальное ведение процесса в двух близко расположенных изолированных скважинах. После соединения зон плавления вокруг этих скважин образуется сбоечный канал, интенсивность процесса увеличивается и постепенно в него вовлекаются скважины на большем расстоянии.

В области получения товарной продукции перспективен поиск технологических схем сернокислотного производства при низкой концентрации сернистого газа, схем с восстановлением элементарной серы, например с использованием образующегося в бескислородных зонах сероводорода.

В целом, метод ПСС является весьма перспективным в качестве возможной альтернативы существующим технологиям производства серы и серной кислоты и для восполнения возможного дефицита в этих видах продукции.

Литература

1. Гридин О.М. Подземное сжигание серы. Дисс. на соиск. ученой степ. канд. техн. наук М.,ГИГХС,1979.

2. Методические вопросы исследовании в геотехнологии. (Вып.3). Под ред. В.Ж. Арен-са, ГИГХС, Люберцы, 1979.

3. Гридин О.М., Курицына Л.И., Гвоздев Н.В. Лабораторные исследования метода подземного сжигания серы. //Бесшахтная добыча горно-химического сырья. Тр. ГИГХС, вып. 33, Люберцы, 1975.

4. Аренс В.Ж. , Гридин О.М., Курицына Л.И., Хчеян Г.Х. Основные закономерности процесса внутрипластового горения серы. Ж. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, СО АН СССР,№3,1980.

5. Шварцштейн Я.В, Кузьмин Г.А. Получение сернистого газа из элементарной серы., М, Химия, 1972.

6. Miller Wendell S. Burning process for recovering sulfur from the earth. Pat. USA N 3131919,05.04.1962.

7. White Philip D., Moss John T. In-situ oxidation reaction within a sulfur formation, containing sulfur. Pat. USAN 3410604, 01.12.1966.

8. Цейтлин А.Н. О закономерностях горения серы. Тр. НИОХИМ, т. 12, Л., Госхимиздат, 1959.

9. Г'угель Б.М. Верхние пределы воспламенения серы в кислороде и в смесях с инертными газами. ЖФХ, т. 14, вып. 1, АН СССР, М., 1941.

Соотношение между **существующими единицами и единицами по системе СИ**

Давление

1 кГ/см^2 = 98066,5 н/м^2 т ≈ 100 кн/м^2

0,1 Мн/м^2 * 1,033 атм;

1 дин/см^2 — 0,1 н/м^1;

1 кг/м^1 = 1· 10^{-4} кг/см^2 • 9,80665 н/м^2 ≈ 10н/м^2;

1 мм вод. ст. «* 9,80665 н/м^г т 10 н/м^2;

1 мм рт. ст. 133,322 н/м^1.

Работа и энергия

1 кГм = 9,80665 дж » 10 дж;

1 ккал = 4186,8 д»с;

1 кал = 4,1868 дж;

1эрг=110-^{7}дж;

1л.с. w. = 2,6510^{е}дж;

1квтч = 3,610^{6}дж

Проницаемость

I дарси =1о-$^{)2}$Jм^2.

Динамическая вязкость

1 кГ-сек/м^2 * 10 н<ек/см^г = 0,1 н-сек/м*.

1 пуаз = 1 дин сек/см^1 = 0,1 н-сек/м^1 = 0,1

Яас;

Кинематическая вязкость

1 еда (стоке) = 1 см^{1}1сек -\(У* м^г/с

Мощность

1л. с. 735,5 вm;

1 ккал/сек — 4186,8 вт;

1 кал/сек = 4,1868 вм * 4Д вм;

1 эрг/сек = 10'^{7} вм.

Теплопроводность

1 кхал/(мч-Х;)~ 1,163 Вт/м-К;

Приложение 16

Инструкция по написанию курсовой работы по ФХГ

Курсовая работа выполняется на базе знаний, полученных студентами по курсам: “Геотехнология”, Месторождения твердых полезных ископаемых и других специализирующих дисциплин.

Курсовая работа должна способствовать закреплению и углубления знаний, полученных студентами за время обучения, применению этих знаний для решения конкретных задач, развитию способностей и критическому анализу имеющихся решений. Выполнение работы должно научить студентов пользоваться справочной литературой, отчетами по научно-исследовательским работам, ГОСТами, типовыми проектами и другой литературой.

Задание на курсовую работу содержит только название полезного ископаемого.

При выполнении работы студент должен:

1. Назвать имеющие промышленное значение минералы, содержащие данное полезное ископаемое.

2. Выбрать для дальнейшей работы какой-то конкретный минерал.

3. Провести подробный анализ его физических и химических свойств

4. Сделать обзор месторождений данного полезного ископаемого.

5. Осуществить выбор одного из месторождений полезных ископаемых и дать характеристику его физико-геологических условий залегания

6. На базе выявленных геотехнологических свойств и физико-геологических условий сделать выбор возможного геотехнологического метода его разработки.

7. Разработать вариант вскрытия месторождений.

8. Предложить систему разработки.

9. Рассмотреть технологию процесса добычи.

10. Выбрать основное оборудование и дать его краткую характеристику.

11. Рассмотреть возможные пути интенсификации процесса.

12. Сделать технико-экономический анализ предложенного технологического процесса добычи.Осветить комфортные условия работы шахтеров.

13. Дать рекомендации по задачам исследований и разработок.

14. Привести список использованной литературы.

Курсовая работа состоит из записки и необходимого по тексту графического материала. Примерный объем записки 30—40 стр., написанных на стандартной писчей бумаге. Текст должен быть четко написан и отличаться краткостью и ясностью изложения. Весь текст записки необходимо разделить на главы и параграфы.

При выполнении курсовой работы следует исходить из того, что любое решение, принимаемое студентом, должно быть обосновано технически, а в отдельных случаях экономически, с соответствующей ссылкой на литературу.

Техническое обоснование выбора технологической схемы для конкретных условий должно сопровождаться указанием достоинств и недостатков выбранной схемы и возможностью других технических решений.

Графическую иллюстрацию следует давать в виде эскизов и схем.

Содержание

К читателям 5
ПРЕДИСЛОВИЕ..... 8

Часть I
ОСНОВНЫЕ ВОПРОСЫ ТЕОРИИ

1. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ 10
1.1. Физико-химическая геотехнология как наука 10
1.2. Современное состояниеФХГ..... 12
1.3.Физико-химические методы ФХГ и их классификация..... 17
1.4. Некоторые понятия и определения 19
1.5. Оосновные направления развития ФХГ 24
2.ФИЗИКО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФХГ..... 28
2.1. Горная среда, порода, полезные ископаемые и их свойства..... 29
2.2. Физико-геологические факторы, определяющие эффективность отработки месторождения ФХМГ 35
2.3. Требования методов ФХГ к физико-геологической обстановке 37
2.4. Исследование месторождения при его подготовке к отработке методами ФХГ..... 39
2.5. Геолого-гидрогеологические работы на предприятиях ФХГ..... 44
3. Физико-химические основы процессов ФХГ..... 50
3.1. Химия геотехнологических процессов..... 50
3.2. Процесс растворения..... 56
3.3. Процесс выщелачивания 58
3.4. Термохимические процессы..... 61
3.5. Тепловые процессы 63
3.6. Электрофизические процессы..... 67
3.7. Процесс гидравлического разрушения 69
3.8. Процессы, определяющие движение рабочих и продуктивных флюидов 72
3.9. Процессы сдвижения и гидроразрыва 77
3.11. Бактериально-химическое выщелачивание..... 84
4. ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКТОВ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ 87
4.1. Пульпы скважинной гидродобычи 88
4.2. Рассолы..... 90
4.3 Переработка продуктивных растворов выщелачивания 90
5. МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ..... 128

5.1. Процессы разработки месторождений через скважины как объекты исследований 128
5.2. Закономерности движения жидкостей и газов....130
5.3. Этапы разработки и внедрения методов ФХГ....133
5.4. Основы моделирования 136
5.5 Основы теории подобия 140
5.6. Примеры моделирования геотехнологических процессов 143
6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ГЕОТЕХНОЛОГИИ 155
6.1. Технологические принципы процесса добычи 156
6.2. Методический принцип ФХМГ....158
7. СРЕДСТВА ДОБЫЧИ И УПРАВЛЕНИЯ....159
7.1. Оборудование предприятий 159
7.2. Оборудование добычных скважин 161
7.3. Оборудование и инструмент для ремонта скважин 167
7.4. Управление и контроль процессом добычи....167
8. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ 172
8.1. Основные требования к вскрытию месторождения 172
8.2. Вскрытие месторождения скважинами 173
8.3. Буровое оборудование 177
8.4. Конструкция скважин....178
8.5. Бурение скважин 179
8.6. Бурение наклонно направленных скважин 184
8.7. Возможность использования техники горизонтально-направленного бурения в технологиях ФХМГ....186
8.8. Крепление скважин....189
8.9. Заканчивание скважин....191
8.10. Гидравлическая система скважина-пласт....192
8.11. Исследования в скважинах и их документация....200
9. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ....203
9.1. Классификация систем разработки 204
9.2. Выбор системы разработки месторождения 209
9.3. Порядок ввода скважин в эксплуатацию....214
9.4. Потери и разубоживание полезного ископаемого 215
10. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ....218
10.1. Особенности проектирования....218
10.2. Разработка обоснования инвестиций в строительство предприятий 220

10.3. Разработка, согласование и утверждение проектной документации на строительство предприятия ФХГ 222
10.4. Некоторые технологические вопросы проектирования скважин 224
10.5. Инвестиционный риск и оценка надежности проектов 226
11. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ МЕТОДОВ ФХГ 232
11.1. Особенности экономики методов ФХГ 232
11.2. Методика выбора метода разработки 234
11.3. Структура капитальных вложений 237
11.4. Производительность труда и себестоимость добычи 239
11.5. Анализ экономики вскрытия месторождения 242
11.6. Методика расчета основных параметров добычи 245
11.7. Оценка экономической эффективности проектов освоения месторождений методами ФХГ 251
11.8. Экономическая эффективность проекта 255
12. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И СОЦИАЛЬНЫЕ АСПЕКТЫ МЕТОДОВ ФХГ 257
12.1. Охрана земной поверхности 265
12.2. Охрана воздушного бассейна 266
12.3. Охрана водных ресурсов 267
12.4. Социальное значение геотехнологических методов 268

Часть II

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И ОПЫТ РАБОТЫ

13. ПОДЗЕМНОЕ РАСТВОРЕНИЕ СОЛЕЙ (ПРС) 270
13.1. Добыча солей методом подземного растворения 271
13.2. Строительство и эксплуатация водземных резервуаров в каменной соли 277
14. ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ (ПВ) 291
14.1. Основные сведения о ПВ 292
14.2. Минеральная база ПВ 293
14.3. ТехнологияПВ 299
14.4. Шахтное выщелачивание без дробления руд. 303
14.5. Задачи дальнейших исследований подземного выщелачивания 306
15. Кучное выщелачивание металлов 310
15.1. Основные понятия и представления 310
15.2. Общие сведения о кучном выщелачивании урана 314
16. ПОДЗЕМНАЯ ГАЗИФИКАЦИЯ УГЛЯ (ПГУ) 334
16.1. Основные понятия и представления 334

16.2. История развития ПГУ 335
16. 3. Технология ПГУ 336
16.4. Физико-химические и горно-технические особенности ПГУ по методу «потока» 343
16.5. Факторы, влияющие на подземную газификацию 353
16.6 . Гидрогеологические особенности ПГУ 354
16.7 . Основные направления исследований в области ПГУ.....357
17. ТЕРМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ДЛЯ ДОБЫЧИ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ 359
17.1. Термические методы при разработке высоковязких углеводородов.....359
17.2. О возможности добычи озокерита методами ФХГ.....368
17.3. О возможности добычи при родных газогидратов методами ФХГ.....372
17.4. Подземная газификация и перегонка сланцев 377
17.5. Перспективные геотехнологические методы добычи каустобиолитов 384
18. ПОДЗЕМНАЯ ВЫПЛАВКА СЕРЫ.....388
18.1. Основные понятия и представления 388
18.2. Параметры процесса подземной выплавки серы и их определение.....390
18.3. Задачи и исследования 397
19. СКВАЖИННАЯ ГИДРОТЕХНОЛОГИЯ.....399
19.1. Основные понятия и представления 399
19.2. Общая технологическая схема СГД 402
19.3. Разработка способа СГД и опыт его применения 403
19.4. Горно-геологические аспекты применения скважинной гидротехнологии.....404
19.5. Минеральная база скважинной гидродобычи полезных ископаемых 409
19.6. Подготовка и вскрытие месторождения.....411
19.7. Системы разработки.....412
19.8. Технико-экономические показатели способа СГД 416
20. ДОБЫЧА ЖИДКОЙ РУДЫ.....418
20.1. Основные понятия и представления 418
20.2. Минеральная база в природных и техногенных водах 420
20.3. Добыча полезных ископаемых из минерализованных вод.....421
21. ДОБЫЧА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕПЛА ЗЕМЛИ 423
21.1. Основные понятия и представления 423

21.2. Геотермальные ресурсы 426
21.3. Технология освоения геотермальных ресурсов.....430
Приложение №1к главе 1. Классификация геотехнологических процессов 171
Приложение 2 к главе 3. Сводка неорганических реагентов, разлагающих минералы (растворители минералов).....174
Приложение № 3 к главе 5. Сводная таблица наиболее распространённых критериев пород.....199
Приложение 4 к 10 главе. Гидравлические расчеты добычных скважин и гидротранспорта 201
Приложение 5 к главе 13. Расчёт параметров метода подземного растворения 205
Приложение № 6 к главе 14. Скважинное подземное выщелачивание (СПВ) урана и пути его совершенствования 213
Приложение № 7 к главе 14. Перспективы (СПВ) золота 221
Приложение № 8 к главе 14. Подземное выщелачивание фосфорного сырья 239
Приложение № 9 к главе 14. Подземное выщелачивание цветных, благородных, редких и радиоактивных металлов из скальных руд.....245
Приложение №10 к главе 14. СПВ полезных компонентов из алюминий- и никельсодержащих руд 253
Приложение № 11 к главе 16. Методика инженерных расчётов параметров ПВС 262
Приложение 12 к главе 16. Инженерные расчеты подземной газификации углей на дутье с различной концентрацией кислорода.....276
Приложение 13 к главе 16. Баланс влаги, участвующей в процессе подземной газификации.....283
Приложение № 14 к главе 18. Подземное сжигание серы 289
Приложение 16. Инструкция по написанию курсовой работы по ФХГ 294