Национальная академия наук Украины Институт геофизики им. С.И. Субботина

В.П. Нагорный, В.М. Глоба

# Сооружение и эксплуатация подземных хранилищ углеводородов в отложениях каменной соли

Под общей редакцией докт. техн. наук, проф. В.П. Нагорного

Киев - 2010

Сооружение и эксплуатация подземных хранилищ углеводородов в отложениях каменной соли / В.П. Нагорный, В.М. Глоба: под редакцией В.П. Нагорного; НАН Украины, Институт геофизики им. С.И. Субботина. – Киев, 2010. – С. 176, ил. 49, табл. 17, библ. 130.

ISBN 978-966-02-5584-5

Изложены основы сооружения подземных хранилищ углеводородов в отложениях каменной соли методом размыва. Приведены данные теоретических и экспериментальных исследований изменения свойств каменной соли и нерастворимых пород при динамическом нагружении, осуществленные с целью ускорения процесса размыва. Предложены технологии интенсификации сооружения емкостей в каменных солях и результаты их внедрения. Приведены технологические схемы эксплуатации подземных хранилищ углеводородов, сооруженных в каменных солях.

Для инженерно-технических работников, преподавателей и аспирантов, занимающихся вопросами строительства подземных хранилищ в каменных солях.

Спорудження та експлуатація підземних сховищ вуглеводнів у відкладах кам'яної солі / В.П. Нагорний, В.М. Глоба: за редакцією В.П. Нагорного; НАН України, Інститут геофізики ім. С.І. Субботіна. – Київ, 2010. – С. 176, іл. 49, табл. 17, бібл. 130.

Викладені основи спорудження підземних сховищ вуглеводнів у відкладах кам'яної солі методом розмиву. Приведені дані теоретичних та експериментальних досліджень зміни властивостей кам'яної солі та нерозчинних порід при динамічному навантаженні, здійснені з метою прискорення процесу розмиву. Запропоновані технології інтенсифікації спорудження ємностей в кам'яних солях і результати їх впровадження. Приведені технологічні схеми експлуатації підземних сховищ вуглеводнів, споруджених у кам'яних солях.

Для інженерно-технічних працівників, викладачів та аспірантів, які займаються питаннями будівництва підземних сховищ у кам'яних солях.

Рекомендовано до друку Робочою секцією геодинаміки вибуху Вченої ради Інституту геофізики ім. С.І. Субботіна НАН України (протокол № 2 від 05.02.2010 р.).

ISBN 978-966-02-5584-5

 © Институт геофизики им. С.И. Субботина НАН Украины, 2010
 © В.П. Нагорный, В.М. Глоба, 2010

Введение		5
Раздел 1.	Современное состояние и опыт строительства	
	подземных хранилищ	6
1.1.	Неравномерность потребления нефтепродуктов и создание	
	межсезонных запасов	6
1.2.	Классификация подземных газонефтехранилищ	8
1.3.	Опыт строительства подземных хранилищ	10
Раздел 2.	Свойства горных пород, определяющие их пригодность	
	для создания подземных газонефтехранилищ	14
2.1.	Физико-механические свойства горных пород, пригодных	
	для сооружения подземных газонефтехранилищ	14
2.2.	Реологические свойства горных пород	16
2.3.	Проницаемость плотных горных пород	19
2.4.	Структура порового пространства и экранирующая	
	способность плотных горных пород	23
2.5.	Изменение свойств плотных горных пород при	
	длительном контакте их с нефтепродуктами	26
2.6.	Особенности хранения нефтепродуктов и сжиженных	• •
	газов в подземных емкостях	29
Раздел 3.	Геологические и горно-технические условия районов	
	строительства подземных хранилищ в каменных солях	32
Раздел 4.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях	32
Раздел 4.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37
<b>Раздел 4.</b> 4.1.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли Выбор площадок под строительство	32 37 37
<b>Раздел 4.</b> 4.1. 4.2.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39
<b>Раздел 4.</b> 4.1. 4.2. 4.3.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39
<b>Раздел 4.</b> 4.1. 4.2. 4.3.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44 44
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44 44
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44 44 50
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2. 5.3.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44 44 50 61
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2. 5.3. 5.4.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44 44 50 61 65
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2. 5.3. 5.4. 5.5.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44 44 50 61 65
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2. 5.3. 5.4. 5.5.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44 44 50 61 65 71
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2. 5.3. 5.4. 5.5. Раздел 6.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 37 39 40 44 44 50 61 65 71
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2. 5.3. 5.4. 5.5. Раздел 6.	строительства подземных хранилищ в каменных солях Подземные хранилища углеводородов в отложениях каменной соли	32 37 39 40 44 44 50 61 65 71 77
Раздел 4. 4.1. 4.2. 4.3. Раздел 5. 5.1. 5.2. 5.3. 5.4. 5.5. Раздел 6. 6.1.	строительства подземных хранилищ в каменных солях         Подземные хранилища углеводородов в отложениях         каменной соли         Выбор площадок под строительство         Размещение подземных емкостей         Физико-химические основы процесса выщелачивания         каменной соли         Физико-химические основы процесса выщелачивания         каменной соли         Основы сооружения подземных хранилищ в каменных         солях методом размыва         Бурение и герметизация скважин         Методы сооружения подземных емкостей размывом         каменных солей через буровые скважины         Основы проектирования размыва подземных емкостей         Оценка прочности и выбор формы подземных емкостей         Методы контроля формообразования подземных емкостей         Интенсификация процесса размыва подземных         емкостей в отложениях каменной соли         Анализ причин, снижающих эффективность сооружения	32 37 39 40 44 44 50 61 65 71 77

6.2.	Методы интенсификации процесса размыва подземных
	емкостей в отложениях каменной соли
6.3.	Разуплотнение и прочность горных пород при
	неравномерных динамических нагружениях. Результаты
	экспериментальных исследований
6.4.	Теоретические исследования напряженно-
	деформированного состояния нерастворимых пластов
	горных пород при действии нагрузок
6.5.	Экспериментальные исследования напряженно-
	деформированного состояния и разрушении образцов
	нерастворимых пород под действием внешних нагрузок <sup>1</sup> .
Раздел 7.	Технологии интенсификации сооружения подземных
	хранилищ в каменных солях методом размыва
7.1.	Конструкция заряда для разуплотнения и разупрочнения
	горных пород
7.2.	Расчет параметров взрывных работ
Раздел 8.	Технологические схемы и режимы эксплуатации
	подземных хранилищ, сооруженных в каменных солях
	методом размыва
8.1.	Эксплуатация подземных хранилищ газообразных
	продуктов
8.2.	Эксплуатация подземных хранилищ нефтепродуктов
8.3.	Техника безопасности и охрана окружающей среды
Раздел 9.	Внедрение взрывных методов интенсификации
	строительства подземных хранилищ в каменных солях
	методом размыва
9.1.	Интенсификация строительства подземных хранилищ в
	каменных солях в начальной стадии размыва
9.2.	Управление обрушением нерастворимых отложений
D 10	Экономическая эффективность хранения
Раздел 10.	•• •
Раздел 10.	углеводородов в подземных хранилищах, сооруженных

### Введение

Работа промышленности, транспорта, сельскохозяйственного производства и жилищно-коммунального хозяйства непосредственно связана с потреблением жидких и газообразных углеводородов. Известно, что потребление продуктов нефтепереработки и природного газа имеет неравномерный характер в течение года, месяцев, дней недели и на протяжении суток. Для ритмичной работы отраслей промышленности и предприятий народного хозяйства необходимо иметь хранилища, регулирующие сезонные и суточные неравномерности потребления природных углеводородов и продуктов их переработки. Для хранения нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов используются различного вида резервуары.

Наземные заглубленные металлические и железобетонные И резервуары имеют существенные недостатки: высокая стоимость строительства эксплуатационные и расходы, значительные металловложения, зависимость температурного режима резервуаров от атмосферных условий, высокая взрыво- и пожароопасность, большая плошаль застройки и др.

Кроме традиционных методов хранения углеводородов, разрабатываются новые и сооружаются более экономичные хранилища.

В настоящее время для решения вопросов хранения углеводородов используется верхняя часть земной коры. Накоплен значительный опыт строительства подземных хранилищ для нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов. Подземные хранилища сооружают в отложениях каменной соли, в непроницаемых или практически непроницаемых горных породах (гипс, ангидрит, гранит и др.), в отработанных шахтах.

Практика показывает, что наиболее экономичным является сооружение крупных подземных хранилищ объемом 100 тыс. м<sup>3</sup> и более с применением геотехнологического метода путем выщелачивания пресной водой каменной соли в мощных ее отложениях. Достоинством таких хранилищ является то, что в процессе их эксплуатации отсутствуют потери продуктов от испарения, не загрязняется окружающая среда.

В книге обобщен опыт сооружения подземных газонефтехранилищ в каменносоляных структурах. Проанализированы результаты работ, проводимых НИИПромгазом, НИИГазом, НИИПКнефтехимом (Россия), ИФНТУНГом, «Укргазпроектом» (Украина).

Авторы выражают благодарность докт. техн. наук А.В. Михалюку за постоянное внимание, проявленное к исследованиям и участие в обсуждении их результатов. Авторы признательны также Я.А. Рудюк за подготовку компьютерной верстки книги.

### Раздел 1

### СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ОПЫТ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ

Актуальность и перспективность проблемы подземного хранения нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов обусловлена рядом факторов, главными из которых являются: неравномерность и сезонность потребления нефтепродуктов; рост объемов добычи нефти и газа, производства нефтепродуктов и сжиженных газов; перспективы развития трубопроводного транспорта; необходимость снижения потерь нефти и нефтепродуктов, имеющих место при хранении в резервуарных парках; повышение экономичности хранения за счет уменьшения металлоемкости, капитальных и эксплуатационных затрат; необходимость создания гарантийных запасов нефтеперерабатывающих заводов (НПЗ) и специальных резервов; охрана окружающей среды.

## 1.1. Неравномерность потребления нефтепродуктов и создание межсезонных запасов

Неравномерность потребления нефтепродуктов, периодические спады и подъемы в течение года связаны, прежде всего, с использованием нефти и газа в качестве топлива в различных отраслях промышленности и транспорта (табл. 1.1).

	Расход топлива		
Область применения	виды топлива	доля в общем расходе	
Промышленность	ДТ, бензин	17,0	
Электростанции	Мазут	11,0	
Сельское хозяйство	ДТ, бензин	75,0	
Транспорт:			
железнодорожный	ДТ, мазут	25,0; 26,0	
автомобильный	ДТ, бензин	70,0; 30,0	
морской	ДТ, мазут	92,0; 42,0	
авиационный	Авиабензины	100,0	
Строительство трубопроводов	ДТ, бензины	80,0; 20,0	

Таблица 1.1. Удельный вес нефтепродуктов в общем расходе топлива

Каждая отрасль промышленности, транспорт, строительство характеризуются сезонной неравномерностью потребления топлива, причиной которой являются экономико-организационные и природноклиматические факторы.

Сезонность потребления топлива в зависимости от природноклиматических условий особенно ярко проявляется в районах Средней Азии, Сибири и Севера Российской Федерации. Так, в условиях пустынь Средней Азии работа машин и механизмов, потребляющих топливо, крайне затруднена повышенным содержанием пыли, песка, действием ветра и высокой температуры воздуха. В холодных районах низкие температуры, особенно в зимний период, резко ограничивают темпы проведения строительных работ, графики работы машин и механизмов, потребляющих топливо. В районах с вечномерзлым грунтом и суровым климатом простои машин и механизмов на горнодобывающих предприятиях составляют 70%. При этом из общего количества простоев из-за климатических условий почти 90% приходится на зиму–осень [1].

Особенно четко сезонность в работе прослеживается на заболоченных участках. Так, на европейском Севере зона заболоченности составляет 40% территории, в Западной Сибири – около 70%. Здесь темпы строительства магистральных газонефтепроводов снижаются в летние месяцы и возрастают, когда болота промерзают и покрываются льдом. В связи с этим наблюдаются значительные сезонные перебои в потреблении топлива.

Расход топлива непосредственно зависит от сезонности работы транспорта. На большинстве железных дорог объем перевозок грузов повышается в среднем на 6–10% и приходится, в отличие от пассажирских перевозок, на конец осени и зимние месяцы (октябрь–ноябрь). В этот период возрастает потребность в увеличении количества локомотивов, а следовательно, и топлива. Повышается суточная нагрузка и на маневровые локомотивы с расходом дизельного топлива до 10–18% [2].

В автотранспорте сезонность во многом зависит от характера выполняемой работы. Обычно в летний период (июль–август) потребление топлива автомашинами превышает среднегодовой расход на 25–30%. Для воздушного транспорта сезоны использования топлива обусловлены в основном пассажирским спросом. Здесь нагрузка линий и расход топлива в летние месяцы (июль–август) в 2,4–2,6 раза больше среднегодовой нормы. На водном транспорте неравномерность потребления топлива зависит, главным образом, от интенсивности его эксплуатации во время навигации.

Резкие колебания в расходе топлива имеют место в тех случаях, когда оно применяется для отопления жилых помещений, промышленных зданий, создания вентиляции и других целей.

Таким образом, природно-климатические условия создают длительные ограничения для нормальной работы машин и обусловливают неравномерность потребления топлива.

К экономико-организационным причинам неравномерности использования топлива относятся, в первую очередь, замена и

модернизация машин, установок и механизмов, потребляющих топливо. Так, рост мощностей энергетических агрегатов от 50 до 300 тыс. кВт с параметрами пара 90 кгс/см<sup>2</sup> при температуре 535 °C обеспечивает снижение расхода топлива на 18,8% [1].

Для компенсации сезонной неравномерности в народном хозяйстве необходимо создание межсезонных запасов (МСЗ), т. е. хранилищ, выполняющих функции амортизирующих (буферных) устройств, сглаживающих отсутствие синхронности в добыче, производстве и потреблении топлива. Целесообразность таких устройств очевидна даже при наличии соответствующих резервов в топливной промышленности и на транспорте. МСЗ позволяют при необходимости увеличить текущие запасы у потребителей в связи с ростом суточного расхода топлива.

Основной источник формирования MC3 – ежемесячная добыча и производство топлива в количествах, не меньших, чем среднегодовая потребность в нем.

Создание и размещение МСЗ является единственным способом компенсации сезонной неравномерности потребления топлива.

#### 1.2. Классификация подземных газонефтехранилищ

Используемые в мировой практике подземные газонефтехранилища по способам сооружения емкостей для хранения нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов подразделяются на: а) образованные в отложениях каменной соли размывом через буровые скважины; б) создаваемые в прочных и плотных горных породах шахтным способом и в горных выработках отработанных рудников; в) сооружаемые в вечномерзлых породах; г) образованные подземными взрывами (с использованием обычных взрывчатых веществ) и атомными взрывами; подземные и заглубленные низкотемпературные хранилища с ледопородной оболочкой [3, 4].

Существуют различные классификации подземных хранилищ. Так, А.С. Добина и Н.А. Евстропов [5] предлагают подразделять все подземные емкости по способу создания на две группы. К первой группе относятся емкости, представляющие собой полости (переоборудованные горные выработки шахт и рудников), а также выработанные пористые породы (коллекторы), освобожденные от ранее содержащихся в них нефти и газа. Во вторую группу включены специально сооружаемые емкости.

С учетом предложенной классификации газонефтехранилища подразделяются на три основных типа [6]. Подземные хранилища первого типа создаются в различных горных породах горнопроходческими методами. Хранилища второго типа создаются в отложениях каменной соли геотехнологическим способом: растворением соли водой через

буровые скважины. Для строительства хранилищ третьего типа используется энергия мощных подземных взрывов, способствующая уплотнению вмещающих пород и образованию в них полостей.

Существуют различные методы создания шахтных газонефтехранилищ. В.Б. Сохранский и В.И. Черкашенинов [6] предложили классификацию подземных хранилищ шахтного типа в зависимости от горно-геологических условий и способов достижения герметичности емкостей. В соответствии с данной классификацией подземные хранилища шахтного типа подразделяются на три вида. К первому виду относятся газонефтехранилища, в которых герметичность подземных емкостей обеспечивается непроницаемостью вмещающих пород. В газонефтехранилищах второго вида герметичность подземных емкостей обусловлена подпором хранимого продукта подземными водами. Герметичность подземных емкостей хранилищ третьего вида достигается искусственно: возведением внутренних покрытий, либо образованием ледопородного цилиндра вокруг выработки-емкости при хранении продуктов (сжиженного углеводорода, этилена) в охлажденном состоянии.



Рис. 1.1. Общая схема классификации подземных хранилищ

В основу классификации подземных газонефтехранилищ, предложенной А.И. Ширковским и Г.И. Задорой [7], положены состояние хранимого продукта и методы создания емкостей. На рис. 1.1 представлена общая схема классификации подземных хранилищ в непроницаемых горных породах.

#### 1.3. Опыт строительства подземных хранилищ

Проблемой подземного хранения заинтересовались в мире в начале XX века. Впервые подземные емкости, создаваемые выщелачиванием каменной соли, были использованы для хранения жидких топлив в 1916 г. немецким акционерным нефтяным обществом, и только через 34 года в США была построена опытная подземная емкость объемом 120 м<sup>3</sup>.

Первая подземная емкость шахтного типа для хранения нефти появилась в 1949 г. в Швеции, а первое подземное хранилище для сжиженного пропана – в 1950 г. в США [8].

Подземное хранение нефти, нефтепродуктов, сжиженных и углеводородных газов в последние десятилетия получило широкое распространение в различных странах. Если до середины 50-х годов XX века подземные хранилища эксплуатировались только в Швеции и США, то в последующий период, начиная с 60-х годов, такие сооружения начали строиться в СССР, ГДР, Канаде, Англии, Франции, Бельгии, Норвегии, ФРГ, Италии, Финляндии, Алжире [9].

В настоящее время во всем мире функционирует около 700 подземных хранилищ, объемы которых с каждым годом возрастают. Так, в США объем подземных емкостей за 1966–1975 гг. увеличился с 17,8 до 30 млн. м<sup>3</sup>. Общий объем подземных хранилищ США к 1989 г. составил 40–45 млн. м<sup>3</sup> [9]. Во Франции в 1975 г. вместимость подземных хранилищ достигла 15 млн. м<sup>3</sup>, что составляет 50% общего прироста резервуарных емкостей нефтяной и нефтеперерабатывающей промышленности. К 1980 г. этот показатель возрос до 25 млн. м<sup>3</sup>. В ФРГ вместимость подземных хранилищ в 1975 г. составила 12 млн. м<sup>3</sup>, в 1980 г. – до 50 млн. м<sup>3</sup>. В Скандинавских странах в настоящее время эксплуатируется около 200 подземных хранилищ общим объемом 3,2 млн. м<sup>3</sup> [10].

В мировой практике широкое распространение получило хранение различных углеводородов в отложениях каменной соли. Так, к концу 1975 г. объем подземных хранилищ данного вида составил: в США – 30, Франции – 15, ФРГ – 12 млн. м<sup>3</sup> [11]. Во Франции подземные хранилища становятся основным способом резервного хранения нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов. Крупнейшее подземное хранилище нефти построено в районе г. Маноски. Кровля соляного пласта здесь

залегает на глубинах 500–1000 м. Высота выщелачивания емкостей находится в пределах от 75 до 480 м, диаметр их составляет 20–75 м, емкость образованных каверн – от 18 до 365 тыс. м<sup>3</sup>. Хранилище состоит из 90 соляных каверн общим объемом 16 млн. м<sup>3</sup> [12].

Подземные нефтехранилища в каменной соли интенсивно строятся в ФРГ. Здесь используются соляные структуры, залегающие на глубинах 800–1600 м, расположенные в основном на севере страны. Наиболее крупным следует считать подземное хранилище, сооруженное вблизи г. Вильгельмсгафена. Здесь 52 каверны вымыты в соляном пласте на глубине 1 км. Вместимость хранилища составляет 17 млн. м<sup>3</sup>, что обеспечивает 90-дневную бесперебойную работу нефтеперерабатывающих заводов ФРГ [12].

Большое количество соляных пластов, пригодных для строительства подземных хранилищ, имеется в США. Так, в штате Луизиана сооружено подземное нефтехранилище, состоящее из 14 каверн общей емкостью 9 млн. м<sup>3</sup>. Высота подземных емкостей 225 м, максимальный диаметр – 69 м. В программе создания долговременных запасов в США предусмотрено увеличение объема подземных нефтехранилищ до 75 млн. м<sup>3</sup> [9].

В странах СНГ проектируются и создаются подземные хранилища в отложениях каменной соли. Большинство из них построено в соляных штоках, имеющих по вертикали значительные мощности отложений каменной соли (рис. 1.2).



Рис. 1.2. Принципиальная схема подземного хранилища в соляной толще:

1 – подземная емкость; 2 – рассольная колонна; 3 – рассолохранилище; 4 – насос для рассола;
 5 – рассолопровод; 6 – продуктовая колонна; 7 – буферный резервуар для нефтепродуктов; 8 – насос низкого давления; 9 – железнодорожная эстакада; 10 – насос высокого давления;
 11 – обсадная колонна

На территории России ведется строительство объектов подземного хранения газа в каменных солях (Калининградское и Волгоградское ПХГ). Волгоградское ПХГ будет крупнейшим в Европе и первым в России ПХГ в солях с объемом активного газа 800 млн. м<sup>3</sup> и суточной производительностью 70 млн. м<sup>3</sup>.

В СССР впервые разработаны научные методы сооружения подземных хранилищ в пластах каменной соли ограниченной мощности (от 5 до 30 м) с применением бурения наклонно-направленных скважин [13].

Широкое распространение в ряде стран получили подземные хранилища для нефти и нефтепродуктов, создаваемые в твердых породах шахтным способом. Они представляют собой комплекс вертикальных, наклонных и горизонтальных выработок, пройденных преимущественно взрывным способом. Такие подземные хранилища с успехом эксплуатируются в странах СНГ, ГДР, США, Франции, Бельгии, Италии, Финляндии, Швеции, Норвегии, Великобритании и других странах. Суммарный объем действующих шахтных хранилищ в специально построенных выработках для сжиженных углеводородных газов: в США – более 2 000; Франции – 180; Бельгии – 60, Италии – 50 тыс. м<sup>3</sup>; для нефти и нефтепродуктов: в Швеции – более 3; Финляндии – 4,5; Норвегии – 1,4 млн. м<sup>3</sup> [6].

Одно из крупнейших подземных шахтных хранилищ нефти построено в Финляндии при НПЗ в г. Порво. Оно состоит из десяти выработокемкостей, разделенных на три группы, и эксплуатируется с подпором подземных вод. Объем емкостей составляет от 70 до 180 тыс. м<sup>3</sup>.

В качестве резервуаров для нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов все чаще применяют подземные полости отработанных шахт и рудников. Так, в США с 1960 г. функционирует газохранилище в отработанной угольной шахте, объем которой равен 4,25 млн. м<sup>3</sup>. В Германии для этих же целей используются отработанные выработки солерудника общим объемом 4,8 млн. м<sup>3</sup>. Во Франции на северо-западе страны, в бездействующей железорудной шахте, создано подземное хранилище нефтепродуктов емкостью 5 млн. м<sup>3</sup>. Это система вертикальных и горизонтальных выработок шириной пять-шесть и высотой до 100 м. В Германии имеется подземное хранилище сырой нефти емкостью 500 тыс. м<sup>3</sup> в отработанной шахте, расположенной на глубинах 550–600 м [6].

Схема шахтных хранилищ такого типа показана на рис. 1.3.

За рубежом более 10 лет успешно эксплуатируются низкотемпературные подземные резервуары и хранилища сжиженного пропана и сжиженного природного газа. Опыт строительства низкотемпературных подземных хранилищ накоплен и в Российской Федерации. Они действуют как в

вечномерзлых породах и грунтах, так и в обычных, предварительно замораживаемых грунтах [14, 15].



Рис. 1.3. Принципиальная технологическая схема подземного хранилища шахтного типа: 1 – выработка-емкость; 2 – зумпф; 3 – продуктовый насос; 4 – насосная камера; 5 – ствол; 6 – автоналивные стояки; 7 – наземная насосная станция для раздачи продукта; 8 – наземный буферный резервуар; 9 – железнодорожная цистерна

В последнее время в странах СНГ практикуется создание подземных хранилищ для нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов методом глубинных взрывов. Подземные хранилища, образованные этим способом, состоят из подземной емкости (полости), скважины с системой технологических трубопроводов и комплекса поверхностных сооружений [5].

В мировой практике основной технологией сооружения крупных подземных хранилищ является размыв емкостей в каменной соли через буровые скважины с применением прямоточного, противоточного, комбинированного, с гидроврубом, ступенчатого и других методов. Однако, существенным недостатком таких циркуляционных схем размыва является длительность строительства, продолжающаяся полтора–два и более лет. При этом, начальный период формирования емкости, вследствие малой площади контакта растворителя с каменной солью, характеризуется низкой скоростью обменных процессов, что резко снижает эффективность размывочных работ. Следовательно, для сокращения сроков размыва емкостей чрезвычайно важным является решение вопроса интенсификации начальной стадии размыва.

### Раздел 2

### СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ИХ ПРИГОДНОСТЬ ДЛЯ СОЗДАНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГАЗОНЕФТЕХРАНИЛИЩ

Естественные породные массивы, в которых сооружаются подземные хранилица, должны быть практически непроницаемыми для хранимых продуктов, а окружающие горные породы выработки – прочными, устойчивыми, обеспечивающими сооружение и эксплуатацию выработокемкостей, как правило, без крепи. Оценка пригодности горных пород для создания подземных хранилищ производится в процессе исследований их свойств.

### 2.1. Физико-механические свойства горных пород, пригодных для сооружения подземных газонефтехранилищ

Основными показателями физико-механических свойств горных пород, пригодных для сооружения подземных газонефтехранилищ, принято считать прочностные характеристики горных пород, а также их реологические особенности. Подробное описание методов испытаний пород на одноосное сжатие, растяжение, сдвиг и изгиб дано в работах Л.И. Барона и др. [16], К.В. Руппенейта [17], В.В. Ржевского и Г.Я. Новика [18], А.И. Спивака [19]. Физико-механические свойства соляных пород рассмотрены в работе [20].

В табл. 2.1 приведены показатели пределов прочности пород на сжатие, растяжение и изгиб.

Породы	$\sigma_{\rm CK},$ ΜΠα	$\sigma_{ m p}$ , МПа	$\sigma_{_{\rm H3\Gamma}}$ , МПа
Граниты	100–250	100–150	10–30
Известняки	90–120	12,00	18,00
Гипсы	17,0	1,90	6,00
Известняки с гипсом	42,0	2,40	6,50
Каменная соль (Артемовск)	36,6	1,33	3,30
Калийная соль (сильвинит,	39,6	0,61	2,20
Верхнекамское)			
Калийная соль (сильвинит,	26,6	1,39	3,30
Старобино)			

Таблица 2.1. Показатели пределов прочности пород на сжатие  $\sigma_{\rm CK},$ 

растяжение  $\sigma_{
m p}$  и изгиб  $\sigma_{{
m M3F}}$ 

Следует отметить, что прочность соляных пород на изгиб составляет от 5 до 20% их прочности при одноосном сжатии.

Для прочностных расчетов подземных емкостей необходимо знание не только физико-механических, но и деформационных свойств горных пород, важнейшими из которых являются модуль Юнга и коэффициент Пуассона. В табл. 2.2 приведены значения этих показателей для некоторых горных пород [21].

Породы	Модуль Юнга, ГПа	Коэффициент Пуассона
Глины	0,30	0,25–0,35
Известняки	13,0–85,0	0,28–0,33
Доломиты	21,0–165,0	0,28
Граниты	До 60,0	0,26–0,29
Каменная соль	6,0–8,5	0,44
Калийные соли:		
СИЛЬВИНИТ	11,8	0,39
каинит	20,4	0,39

Таблица 2.2. Модуль Юнга и коэффициент Пуассона горных пород

В настоящее время существуют различные гипотезы определения прочности материалов и, в том числе, горных пород, анализ которых приведен в работах [22–24].

Для оценки деформационных свойств горных пород большое значение имеет построение паспортов прочности. Широко применяются следующие виды построения паспорта прочности: а) объемного сжатия; б) среза со сжатием; в) соосных пуассонов; г) по результатам определения прочности горных пород при растяжении и сжатии; д) расчетный.

При испытании горных пород в объемном напряженном состоянии с целью получения прочности и исходных данных для паспорта прочности разработаны экспериментальные установки и методики проведения испытаний [25–27].

Огибающая главных кругов напряжений может быть представлена аналитически. Наиболее простое аналитическое выражение зависимости касательных напряжений  $\tau$  от нормальных  $\sigma_n$  – это прямая линия

$$\tau = \sigma_n \, tg \varphi + \tau_1 \, , \tag{2.1}$$

где  $\varphi$  – угол наклона огибающей к оси абсцисс;  $\tau_1$  – предельное касательное напряжение в породе при отсутствии нормального напряжения. Угол  $\varphi$  назван углом внутреннего трения,  $tg\varphi$  – коэффициентом внутреннего трения.

Значения угла внутреннего трения для соляных пород приведены в табл. 2.3 [20].

Из (2.1) видно, что  $\varphi$  – это коэффициент пропорциональности между нормальным и касательным напряжениями при разрушении породы. Показатель  $\tau_1$  называется сцеплением горной породы и количественно равен пределу прочности породы на срез при отсутствии нормальных напряжений.

Месторождения	Породы	arphi, град
Яр-Бишкадакское	Каменная соль	36
Старобинское:	Каменная соль	33
	Сильвинит	31

Таблица 2.3. Значение угла внутреннего трения

Породы, пригодные для строительства подземных газонефтехранилищ, характеризуются большой пластичностью, т. е. способностью к необратимым деформациям. Для определения и количественной оценки пластичности горных пород при статических нагрузках используются различные методы и аппаратура. Л.А. Шрейнером разработан прибор УМГП-3, работа которого основана на вдавливании цилиндрического штампа с плоским основанием в породу [23].

Показатели пластичности некоторых горных пород приведены в табл. 2.4 [18].

Породы	<i>К</i> <sub>пл</sub>
Глины сланцевые	1,7–2,0
Известняки	2,5–4,5
Гипсы	1,8–3,7
Ангидриты	2,1–4,3
Каменная соль	3,4–4,2

Таблица 2.4. Показатели пластичности горных пород

#### 2.2. Реологические свойства горных пород

Для обеспечения надежной эксплуатации подземных хранилищ, а также для прогнозирования устойчивости выработок-емкостей, необходимо учитывать фактор времени и его влияние на напряженно-

деформированное состояние пород в зоне, прилегающей к емкости. Породы, слагающие подземные хранилища, являются в основном телами упругопластическими и характеризуются большими деформациями ползучести при постоянной нагрузке во времени. Величина деформаций и напряжений этих пород определяется, с одной стороны, нагрузкой, с другой – временем ее действия. Изменение напряжений и деформаций горных пород во времени при постоянной нагрузке называют ползучестью.

В работе [28] приведены результаты лабораторных испытаний деформаций ползучести образцов каменной соли и карналлита с поперечным сечением 0,10×0,10 м. При длительных исследованиях образцов каменной соли и нагрузке, составляющей 88% от разрушающей, уже через 30 дней кривая ползучести входит в прогрессирующую ползучесть, а через 86 дней образец разрушается.

Сопоставление деформаций при кратковременной и длительной нагрузке показывает, что во втором случае значения продольных и поперечных деформаций выше. Следует также отметить, что на величину и характер изменения деформаций ползучести при длительных испытаниях значительное влияние оказывают влажность и скорость нагружения соляных пород.

По мнению А.Н. Ставрогина [24], атмосферная влага, проникая в тело образца сильвинита, ослабляет межатомные связи, в результате чего процесс ползучести протекает более интенсивно. Исследования влияния режима и скорости нагружения на деформации ползучести проводились в два этапа: при плавном нагружении и при разной скорости нагружения. Испытания образцов каменной соли при постоянной скорости нагружения позволили установить, что если нагрузка составляет более 60% от разрушающей, тогда развиваются деформации прогрессирующей ползучести, при этом образец разрушается. Вторая серия образцов каменной соли была изучена при разной скорости нагружения – от 0.35 до 2.8 МПа·сут. Полученные результаты свидетельствуют о том, что значения продольных деформаций ползучести и времени до разрушения образца в значительной степени зависят от скорости нагружения. Так, при скорости нагружения 2,8 МПа сут образцы разрушались через 9 суток, а при скорости 0.35 МПа сут – на 73 сутки.

Явление, обратное ползучести – постепенное снижение напряжений в породе при постоянной ее деформации – называется релаксацией напряжений. Релаксация представляет собой ползучесть при напряжении, которое уменьшается пропорционально нарастающей пластической деформации. В этом случае упругие деформации, появившиеся в породе при первоначальном нагружении, постепенно переходят в пластические. Установлено, что существует общая закономерность изменения свойств

пород в зависимости от времени действия на них нагрузки: чем более длительное воздействие нагрузки, тем меньше проявляются упругие свойства пород (модуль Юнга, предел упругости) и тем сильнее пластические свойства.

При горнотехнических расчетах с учетом фактора времени в качестве критерия принимается величина допустимых деформаций, не вызывающих разрушения, или вводится в расчет предел длительной прочности  $\sigma_{дл}$  – напряжение, способствующее разрушению образца в заданном промежутке времени.

Предел длительной прочности горных пород определяется при испытаниях образцов на сжатие или изгиб. Для этого фиксируют время от начала нагрузки на образец до его разрушения при конкретном уровне напряжения. Затем по результатам серии испытаний при различных нагрузках строят кривую длительной прочности в координатах напряжение – время, по которой и определяют значение  $\sigma_{дл}$ . По опубликованным данным [23], пределом длительной прочности следует считать напряжение, не вызывающее разрушения образца в течение 1000 ч.

И.Х. Габдрахимов [29], учитывая нелинейный характер деформации соляных пород Верхнекамского месторождения при длительных нагрузках, отмечает, что при напряжении  $\sigma_t = (0,7-0,9)\sigma_{\rm cw}$  испытание образцов заканчивается разрушением в течение небольшого промежутка времени. Для пород, имеющих фиксированное значение  $\sigma_{\rm дл}$ , предложено выражение [29]

$$\lim \sigma_{\rm дл} = \frac{\sigma_{\rm CK}}{1+B}, \qquad (2.2)$$

где В – реологический параметр материала.

В работе [23] отмечено, что при сжатии каменной соли в границах (14,0–22,0) МПа, значения длительной прочности составляют  $\sigma_{дл} = (0,6-0,75)\sigma_{cm}$ .

А.Н. Ставрогин [24] на основании экспериментальных исследований длительной прочности сильвинита установил зависимость времени  $\tau$  до разрушения от величины приложенного напряжения  $\sigma$ 

$$\tau = \tau_0 \, e^{-\alpha \sigma} \,, \tag{2.3}$$

где  $\tau_0$  и  $\alpha$  – константы материала.

Между длительной прочностью глин и временем приложения нагрузки *t* существует следующая эмпирическая зависимость [18]

$$\sigma_{\rm gm} = \sigma_0 \ln \frac{A}{t} , \qquad (2.4)$$

где  $\sigma_0$  – прочность породы при мгновенном нагружении; A – константа, характеризующая стойкость породы.

Для некоторых глин и мергелей  $\tau_0 = 2\sigma_{\rm дл}$ ; для многих других пород предел длительной прочности  $\sigma_{\rm дл} = (0,7-0,8)\sigma_0$ .

Учет реологических явлений в породах, склонных к пластическим деформациям, имеет особое значение при горнотехнических расчетах подземных хранилищ. Устойчивость выработок-емкостей и целиков многокамерных хранилищ следует определять по длительной прочности пород с учетом их ползучести и релаксации.

#### 2.3. Проницаемость плотных горных пород

Одной из основных задач при проектировании и строительстве подземных газонефтехранилищ является выбор практически непроницаемых горных пород, способных обеспечить герметичность емкостей. Оценка герметичности пород осуществляется по абсолютной проницаемости.

Количественно проницаемость определяется на основании закона линейной фильтрации Дарси и характеризуется коэффициентом проницаемости. Расчет коэффициента абсолютной проницаемости образца производится по формуле

$$K = \frac{10^3 \overline{Q} \,\mu l}{\Delta p F} \,\,, \tag{2.5}$$

где  $\overline{Q}$  – расход газа при атмосферном давлении, см<sup>3</sup>/с, приведенный к среднему давлению ( $P_{cp}$ ) газа в образце,  $P_{cp} = (P_1 + P_2)/2$ 

$$\overline{Q} = \frac{2QP_{\delta}}{P_1 + P_2} , \qquad (2.6)$$

где  $P_{\delta}$  – атмосферное давление, кгс/см<sup>2</sup>;  $P_1$  – давление газа на входе в образец, кгс/см<sup>2</sup>;  $P_2$  – давление газа на выходе из образца, кгс/см<sup>2</sup>;  $\mu$  – динамическая вязкость газа, сП; l – длина образца породы, см;  $\Delta p$  – перепад давления по длине образца, кгс/см<sup>2</sup>; F – площадь сечения образца, см<sup>2</sup>.

Для нахождения абсолютной проницаемости из каждого отобранного монолита изготавливаются образцы, ориентированные параллельно и

перпендикулярно напластованию. Их боковая поверхность покрывается парафином, бекелитовым лаком или клеем БФ-2 для устранения микродефектов, образующихся при изготовлении. Подготовленные образцы высушиваются до постоянной массы при температуре 105  $^{0}$ С (гипс – при 50  $^{0}$ С). Испытания проводятся на установке УИПК-1 [30].

Большая работа по исследованию проницаемости горных пород с целью оценки их пригодности для подземных хранилищ проведена в НИИПромгазе (Россия) [6]. В частности, здесь были определены количественные показатели проницаемости горных пород перспективных площадей [31]. Так, абсолютная проницаемость для ангидрита составляет 3,5·10<sup>-4</sup> (параллельно напластованию) и 2,1·10<sup>-4</sup> (перпендикулярно напластованию); для доломита – 1,98·10<sup>-2</sup> (параллельно напластованию) и 9,37·10<sup>-3</sup> Д (перпендикулярно напластованию).

В Ивано-Франковском национальном техническом университете нефти и газа изучалась проницаемость соляных пород Прикарпатья с целью установления их пригодности для строительства газонефтехранилищ [32, 33]. Исследования проводили на экспериментальной установке. Образцы соляных пород представляли собой керны диаметром 43 и высотой 35 мм. После тщательной обработки поверхности образец помещали в камеру давления, где с помощью резиновой манжеты осуществлялся гидрообжим образца. В качестве рабочего агента использовался инертный газ. Испытаниями установлено, что проницаемость соляных пород зависит от их минерального состава. Основным компонентом, влияющим на проницаемость пород, являются глинистые частицы. Калийные соли характеризуются высоким содержанием глинистых частиц, которые связывают между собой другие компоненты породы (сильвинит, галит, ангидрит, каинит). Проницаемость калийных и каменных солей при всестороннем давлении (11-15) кгс/см<sup>2</sup> составляет: для сильвинита 0,272-0,608; каинита – 0,130; каинит-лангбейнита – 0,0102; каменной соли (0,00144-0,0348) мД.

Установлена зависимость проницаемости от всестороннего давления (рис. 2.1). Из рис. 2.1 видно, что наименьшей проницаемостью обладают каменные соли и каинит-лангбейниты, наибольшей – соляные глины и сильвинитовые породы, однако и они при всестороннем давлении (200–300) кгс/см<sup>2</sup> являются породами с низкой проницаемостью.

Располагая данными о проницаемости пород и ее изменении с глубиной залегания пласта или залежи, можно оценить пригодность месторождений для строительства хранилищ. Так, надежный экран для нефтепродуктов – породы с проницаемостью <10<sup>-1</sup> мД. Значит, калийные соли – практически непроницаемые породы – могут быть использованы для сооружения в них подземных газонефтехранилищ.



Рис. 2.1. Зависимость газовой проницаемости К от всестороннего давления Р для разных типов пород: 1 – соляная глина; 2 – сильвинит; 3 – каинит; 4 – каинит-лангбейнит; 5 – каменная соль

Исследования зависимости проницаемости цилиндрических образцов плотных пород от характера внешней нагрузки свидетельствуют о том, что влияние радиального сжатия на изменение проницаемости во много раз превосходит влияние торцевого сжатия (табл. 2.5).

Помимо внешнего давления, на проницаемость оказывает значительное воздействие давление  $P_{\phi}$  фильтрующего флюида. Данные, приведенные в работе [6], показывают, что при повышении  $P_{\phi}$  на 30 кгс/см<sup>2</sup> при  $\Delta P = const$  проницаемость гипсов увеличивается в 1,2–5 раза. Авторы объясняют это явление тем, что при повышении давления газа происходит как частичная разгрузка породы от внешнего давления и, соответственно, увеличение ее общего объема, так и сокращение объема твердой фазы за счет сжатия отдельных ее частиц под действием внешнего и внутреннего давлений.

Наряду с напряженно-деформированным состоянием на проницаемость пород в определенной степени влияет также температура. Результаты исследований, проведенных НИИПромгазом [6] для различных по литологии пород, показывают, что этот фактор не имеет большого значения при строительстве шахтных хранилищ, т.к. глубина их заложения незначительная и температура на этих глубинах не превышает 12–15 <sup>0</sup>C.

Порода	Место отбора, возраст, глубина отбора	Давление сжатия, МПа		Относительное изменение проницаемости от внешнего сжатия, %	
		начальное	конечное	радиальное	торцевое
Известняк	Куйбышевская	2,5	20,0	11,4–71,8	2,4–21,0
	область, казанский и				
	самарский ярусы, 87-				
	215 м				
Алевролит	Краснодарский край,	2,5	20,0	89,1–99,4	5,0–8,8
	келловейский ярус,				
	70 м				
Ангидрит	Куйбышевская	2,5	20,0	98,9–99,1	14,8–21,5
	область, самарский				
	ярус, 220–245 м				
Гипс	Татарстан, казанский	2,5	15,0	92,5–98,8	3,8–9,1
	ярус, 100 м				

Таблица 2.5. Относительное уменьшение проницаемости горных пород в зависимости от характера внешней нагрузки [6]

Решение вопросов пригодности пород и технологии строительства газонефтехранилищ обусловливает необходимость определения проницаемости не только в лабораторных, но и непосредственно в условиях естественного залегания пород, т. е. в массиве. Для этих целей разработаны различные приборы, принцип которых заключается в следующем. В шпур нагнетается под давлением флюид (жидкость или газ) и шпур тщательно герметизируется [34]. По перепаду давления и расходу флюида рассчитывается коэффициент проницаемости из уравнения

$$K = \frac{Q\,\mu}{4\pi r_0 \left(P_0 - P_1\right)} \,, \tag{2.7}$$

где K – коэффициент проницаемости, мД; Q – расход несжимаемого флюида, см<sup>3</sup>/с;  $\mu$  – динамическая вязкость флюида, сП;  $r_0$  – радиус шпура, см;  $P_0$  – давление флюида в шпуре, кгс/см<sup>2</sup>;  $P_1$  – давление флюида на контуре сферы его распространения в массиве, кгс/см<sup>2</sup> (в практических расчетах принимается равным атмосферному).

Коэффициент проницаемости для газа определяется с учетом изотермического расширения при фильтрации в пористой среде

$$K = \frac{Q_{am} P_{am} \mu}{2\pi r_0 (P_0^2 - P_1^3)},$$
(2.8)

где  $Q_{am}$  – расход газа, при атмосферном давлении  $P_{am}$ , см<sup>3</sup>/с.

### 2.4. Структура порового пространства и экранирующая способность плотных горных пород

Изучение экранирующей способности пород, обусловливающей возможность создания в них емкостей для хранения углеводородных топлив, связано с необходимостью определения не только абсолютной проницаемости горных пород, но и детального изучения структуры порового пространства.

Известно, что проницаемость горных пород зависит от наличия открытой пористости. Однако, как отмечено в работе [35], непосредственной зависимости между открытой пористостью и проницаемостью, без учета структуры порового пространства пород, не существует. Установлено, что на изменение проницаемости породколлекторов решающее воздействие оказывают размеры поровых каналов [36].

Для изучения структуры порового пространства труднопроницаемых пород В.И. Черкашенинов и В.Б. Сохранский применяют метод нагнетания ртути в глубоко вакуумированные образцы пород под высоким давлением [36].

Для характеристики порового пространства применяются эквивалентные радиусы пор, определяемые из выражения

$$r_{\rm 3K} = \frac{2\sigma\cos\theta}{P_{\kappa}} , \qquad (2.9)$$

где  $r_{_{3K}}$  – эквивалентный радиус пор;  $\sigma$  – поверхностное натяжение ртути на границе с воздухом;  $\theta$  – краевой угол смачивания ртути;  $P_{_{\rm K}}$  – капиллярное давление.

Обычно угол смачивания пород ртутью принимается равным 140<sup>0</sup>, поверхностное натяжение – 4,8·10<sup>-5</sup>кгс/см<sup>2</sup>. Тогда уравнение (2.9) принимает вид

$$r_{_{\rm ЭК}} = \frac{7,5677}{P_{_{\rm ПРИВ}}} , \qquad (2.10)$$

где  $P_{\text{прив}}$  – приведенное давление ртути, кгс/см<sup>2</sup>.

Таким образом, обработка данных опытов сводится к вычислению эквивалентных радиусов пор по формуле (2.10), а также к расчету объема пор образца по формуле

$$V = \frac{K\,\Delta R - \Delta V}{M} \ , \tag{2.11}$$

где V – объем пор образца; K – константа прибора;  $\Delta R$  – изменение напряжения в сети прибора при данном приведенном давлении ртути; M – масса образца до опыта;  $\Delta V$  – поправка на сжимаемость ртути.

По найденным значениям эквивалентных радиусов и соответствующих им объемам пор строятся интегральные структурные кривые исследуемых пород: по оси абсцисс откладываются логарифмы эквивалентных радиусов, по оси ординат – объемы пор. Интегральные кривые позволяют построить порометрические диаграммы распределения пор в процентах по логарифмам эквивалентных радиусов.

Для изучения структуры порового пространства пород была подобрана партия образцов с различной проницаемостью – от 10<sup>-5</sup> до десятых долей миллидарси. В результате проведенных исследований получены соответствующие порограммы распределения пор по размерам [36].

Данные экспериментов позволили, прежде всего. отметить vменьшение фильтрующих пор размеров по мере снижения проницаемости пород. Поровое пространство пород проницаемостью 10<sup>-1</sup> мД характеризуется наличием как тонких (0,02–0,0025) мкм, так и относительно крупных пор, диаметр которых составляет (10-12) мкм. В породах с проницаемостью 10<sup>-2</sup> мД поры значительно меньше, их максимальные диаметры не превышают 2,5 мкм. Дальнейшее уменьшение величины пор наблюдается в породах с проницаемостью (10<sup>-3</sup>-10<sup>-4</sup>) мД.

Анализ порограмм позволяет сделать вывод о том, что проницаемость пород зависит главным образом от структуры порового пространства. При этом основным фактором является распределение пор по размерам. Герметичность подземных емкостей может быть обеспечена только в том случае, если размеры пор невелики и естественная влага, содержащаяся в породе, удерживается капиллярными и молекулярно-поверхностными силами. В этом случае для вытеснения влаги углеводородными жидкостями и газом необходимо давление, превышающее максимальные давления в емкостях. Породы с крупными порами, в которых вода перемещается под действием гравитационных сил или вытесняется при перепадах давления (что наблюдается в процессе эксплуатации хранилищ), непригодны для строительства подземных емкостей.

Согласно существующим классификациям пород-коллекторов нефти и газа и промысловым данным, породы, в которых возможно движение пластовых флюидов, имеют абсолютную проницаемость более 0,1 мД. Следовательно, экранами по отношению к углеводородным флюидам могут быть только породы с более низкой проницаемостью.

Для установления экранирующей способности различных по составу и проницаемости пород определялись условия прорыва нефтепродуктов и газа через водонасыщенное поровое пространство. НИИПромгазом

исследовались сульфатные (гипсы, ангидриты) и карбонатные (доломиты, известняки) породы с абсолютной проницаемостью (10<sup>-1</sup>-10<sup>-5</sup>) мД. Структура порового пространства этих пород, изученная методом ртутной порометрии, характеризуется наличием пор диаметром (0,016–13,0) мкм [37]. Анализ условий прорыва осуществляется при давлениях углеводородных жидкостей до 15, газа – до 75 кгс/см<sup>2</sup>.

Экспериментальные исследования позволили получить эмпирическую зависимость [37]

$$P_{\rm np} = 0.98(1/K)0.4, \tag{2.12}$$

где *P*<sub>пр</sub> – давление прорыва газа через водонасыщенную породу, кгс/см<sup>2</sup>;

К – абсолютная проницаемость пород по газу, мД.

Эмпирический коэффициент 0,98 имеет размерность поверхностного натяжения. Найденная зависимость дает возможность расчетным путем находить приближенную величину давления прорыва газа через водонасыщенную породу, когда известна абсолютная проницаемость.

Рассмотренные свойства плотных пород, а также данные по вытеснению из них воды углеводородными жидкостями и газом, положены в основу оценочной классификации плотных пород по экранирующей способности, разработанной НИИПромгазом (табл. 2.6).

Таблица 2.6. Оценочная классификация плотных пород по экранирующей способности [6]

Классы пород	Давление прорыва, кгс/см <sup>2</sup>	Проницаемость, мД	Медианный диаметр пор, мкм	Экранирующая способность
Ι	70	10 <sup>-5</sup>	0,4	Высокая
Ш	40–70	10 <sup>-4</sup> -10 <sup>-5</sup>	0,08–0,04	Повышенная
111	15–40	10 <sup>-3</sup> -10 <sup>-4</sup>	0,16–0,08	Средняя
IV	5–15	10 <sup>-2</sup> -10 <sup>-3</sup>	0,5–0,16	Пониженная
V	1–5	10 <sup>-1</sup> -10 <sup>-2</sup>	6,4–0,5	Низкая
VI	1	10 <sup>-1</sup>	6,4	

В соответствии с классификацией определяется пригодность пород для хранения жидких и газообразных углеводородов при избыточных давлениях в емкостях до 70 кгс/см<sup>2</sup>. Так, породы I и II классов (с высокой и повышенной экранирующей способностью) можно использовать для сооружения хранилищ углеводородов различных видов при следующих давлениях в емкости для: нефтепродуктов (<1,0), бутана (<5,0), пропана (<15,0), этана (<40,0), этилена <(40,0–70,0) кгс/см<sup>2</sup>. Породы III класса (со средней экранирующей способностью) пригодны для хранения всех перечисленных продуктов, за исключением этилена; IV класс пород (с пониженной экранирующей способностью) предусматривает возможность

строительства хранилищ для пропан-бутановых смесей и нефтепродуктов. В породах V класса могут храниться только углеводороды бутанового ряда и нефтепродуктов.

Проницаемость 10<sup>-1</sup> мД (VI класс) является верхним пределом использования пород для строительства подземных хранилищ.

## 2.5. Изменение свойств плотных горных пород при длительном контакте их с нефтепродуктами

Надежная эксплуатация подземных газонефтехранилищ обеспечивается стойкостью горных пород к агрессивному воздействию хранящихся продуктов, контактирующих с этими породами продолжительное время. Если при воздействии углеводородов будет происходить интенсивная деструкция скелета вмещающих пород, то это приведет к повышению их проницаемости и снижению герметичности емкостей.

Влияние долговременного контакта углеводородов на проницаемость горных пород и их физико-механические свойства изучалась на примере доломитов, ангидритов и гипсов [38]. известняков, Образцы цилиндрической формы (длина – 50,0, диаметр – 30,0 мм) помещались в среду дизельного топлива (как наиболее агрессивного из нефтепродуктов) (пропан-бутановая и сжиженного газа смесь). Проницаемость определялась на установке УИПК-1М при одном и том же режиме испытаний (избыточное давление азота – 10,0 кгс/см<sup>2</sup> без противодавления на выходе, внешняя нагрузка на образец – 30,0 кгс/см<sup>2</sup>). В табл. 2.7 представлены усредненные значения проницаемости по группам пород каждого литологического типа.

	Проницаемость по газу, мД					
Порода	до контакта	после 6 месяцев хранения	после 24 месяцев хранения	после 48 месяцев хранения		
	С дизельным топливом					
Известняк	6,62 <sup>.</sup> 10 <sup>-5</sup>	9,37·10 <sup>-5</sup>	-	2,04 <sup>.</sup> 10 <sup>-4</sup>		
Доломит	1,09 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	1,23·10 <sup>-2</sup>	-	1,45 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>		
Ангидрит	1,24 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	1,62 <sup>.</sup> 10 <sup>-3</sup>	-	1,55 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>		
Гипс	2,31 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	1,98 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	-	1,55 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>		
		С сжиженным газом				
Известняк	4,23 <sup>.</sup> 10 <sup>-5</sup>	4,13 <sup>.</sup> 10 <sup>-5</sup>	1,25 <sup>.</sup> 10 <sup>-4</sup>	1,14 <sup>.</sup> 10 <sup>-4</sup>		
Доломит	1,28 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	1,39 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	1,44 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	5,23 <sup>.</sup> 10 <sup>-3</sup>		
Ангидрит	4,38 <sup>.</sup> 10 <sup>-4</sup>	4,48 <sup>.</sup> 10 <sup>-4</sup>	4,29 <sup>.</sup> 10 <sup>-4</sup>	3,57 <sup>.</sup> 10 <sup>-4</sup>		
Гипс	9,04 <sup>.</sup> 10 <sup>.2</sup>	7,27 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	7,28 <sup>.</sup> 10 <sup>-2</sup>	-		

Таблица 2.7. Результаты исследования абсолютной проницаемости пород в процессе долговременного контакта их с углеводородными средами [38]

Из табл. 2.7 видно, что проницаемость большинства исследованных пород при трех-, четырехлетнем контакте с углеводородными средами практически не изменялась. Зафиксированное в ряде опытов некоторое увеличение проницаемости происходило, в основном, за счет нарушения приповерхностной части выработки-емкости, где наблюдалось образование проницаемой зоны мощностью не более 2,5 см (из расчета 50летнего срока службы хранилищ), что не представляет реальной угрозы разгерметизации хранилищ.

Деструкционные процессы в скелете пород настолько малы, что не оказывают заметного влияния на их прочностные характеристики (табл. 2.8). После длительного контакта с углеводородами прочностные показатели пород практически не изменялись.

Порода	Прочность до контакта,	Прочность после 24 месяцев хранения, кгс/см <sup>2</sup>		
Порода	кгс/см²	с сжиженным газом	с дизельным топливом	
Известняк	74,6	84,0	-	
	576,9	571,0	-	
	1200,0	1286,0	1187,0	
Доломит	67,6	73,0	-	
	590,0	612,0	-	
	965,0	971,0	954,0	
Ангидрит	52,4	49,5	-	
	346,0	360,8	-	
	600,0	597,7	611,6	
Гипс	22,2	22,0	-	
	101,2	107,0	-	
	261,0	254,0	266,0	

Таблица 2.8. Изменение прочности пород при длительном контакте с углеводородными средами [6]

*Примечание*. Первая цифра для каждой породы обозначает прочность при одноосном растяжении, вторая – при сжатии, третья – при объемном сжатии.

В Ивано-Франковском национальном техническом университете нефти и газа исследовался характер деформирования соляных пород при их контакте с нефтепродуктами [39]. Для этого совместно с Калушским филиалом НИИПромгаза была разработана экспериментальная установка, представляющая собой рычажные прессы (рис. 2.2). Образцы помещались в сосуд с нефтепродуктом (дизельное топливо). Запись поперечной деформации при изменении реологических свойств образца производилась автоматически при помощи самописца.



Рис. 2.2. Схема экспериментальной установки для исследования характера деформирования пород при их контакте с нефтепродуктами:

1 – нижняя плита; 2 – сосуд с нефтепродуктом; 3 – образец; 4 – полиэтиленовая оболочка;

5 – верхняя плита; 6 – барабан самопишущего прибора; 7 – рычаг передачи давления груза; 8 – пружина; 9 – верхняя штанга прибора; 10 – корпус прибора; 11 – система рычагов со

а, 9 – верхняя штанга приоора; 10 – корпус приоора; 11 – си стрелкой, фиксирующей продольную деформацию

Данные изучения образцов, находящихся в нефтепродукте, сравнивались с аналогичными результатами для образцов, находящихся в контакте с атмосферным воздухом. Исследования проводились при нагрузках 30, 40, и 60% от разрушающих. Максимальная продолжительность опытов составила 120 дней. Предел прочности на сжатие определялся на прессе ПСУ-125.

Были построены кривые ползучести образцов калийных солей прикарпатских месторождений (рис. 2.3).



Рис. 2.3. Графики ползучести образцов соляных пород: 1, 2, 3 – в контакте с атмосферным воздухом при нагрузках, составляющих 60, 40, 30 % от разрушающих; 4, 5 – в контакте с нефтепродуктами при нагрузках, составляющих 40 и 30 % от разрушающих

Анализ графиков показывает, что степень деформации образцов, находящихся в контакте с нефтепродуктами, в три-четыре раза ниже, чем образцов, контактирующих с атмосферным воздухом. Исследованиями

установлено, что нефтепродукты, соприкасаясь с соляными породами, создают защитную среду, предохраняющую их от влияния влажности атмосферного воздуха, тем самым, повышая длительную прочность пород.

Следовательно, хранение нефтепродуктов в соляных породах оказывает на соляные породы положительное воздействие, замедляет процесс их деформирования под действием горного давления.

Таким образом, проведение комплекса исследований физикомеханических свойств горных пород позволяет правильно оценить их пригодность для строительства подземных газонефтехранилищ.

### 2.6. Особенности хранения нефтепродуктов и сжиженных газов в подземных емкостях

Главной особенностью подземного хранения углеводородных топлив является их длительное непосредственное контактирование с горной породой, в которой сооружена емкость. Кроме того, в процессе хранения углеводородов в соляных емкостях происходит взаимодействие нефтепродуктов и сжиженных газов с насыщенным рассолом, а при эксплуатации шахтных хранилищ в них могут поступать грунтовые воды.

В подземных хранилищах, в отличие от наземных резервуаров, температура хранения продукта не зависит от природно-климатических условий, сезонных колебаний температуры воздуха и верхнего слоя грунта. В подземных хранилищах, сооружаемых в залежах каменной соли, топливо находится под давлением при отсутствии воздушной фазы в непосредственном контакте с солью и рассолом, что является благоприятным фактором.

Особые условия, характерные для подземного хранения, со временем оказывают влияние на физико-химические свойства газонефтепродуктов, а следовательно, и на их качество. Систематическое изучение изменения качества углеводородных топлив при хранении в подземных емкостях началось в СССР в средине 60-х годов. В работах В.А. Мазурова [40], В.С. Азева и др. [10], Н.В. Стрюк [41], А.Ф. Малахова [42], П.М. Гофман-Захарова [43], Н.Г. Коробцовой [44] и др. рассмотрены вопросы влияния контактирования различных горных пород, грунтовых вод и рассола на химическую стабильность топлив.

Для оценки возможности подземного хранения товарных высококачественных моторных топлив были проведены лабораторные и опытно-промышленные исследования в натурных условиях. При этом широко применялся метод длительного опытного хранения различных топлив. Экспериментально установлено, что основные показатели физикомеханических свойств топлив, находящихся в подземных емкостях,

образованных в каменной соли, не противоречат предусмотренным ГОСТами [40].

В Ивано-Франковском национальном техническом университете нефти и газа были проведены исследования автомобильного бензина А-75 и дизельного топлива марки «А» при длительном их контактировании с каменной и калийной солями [45]. Обнаружено, что в данных условиях физико-химические показатели топлив остаются без существенных изменений. Некоторые отклонения в значениях кислотности и содержания фактических смол наблюдались при длительном хранении нефтепродуктов в калийной соли.

Было изучено изменение качества топлив при хранении в соляных кавернах и полостях, созданных подземными взрывами в глинах и суглинках, а также в шахтных и ледогрунтовых хранилищах. Наблюдения за качеством этилированных бензинов А-76 и А-66 в соляной каверне подтвердили, что после длительного хранения в подземной емкости физико-химические свойства бензина удовлетворяют требованиям ГОСТа [46].

Реактивное топливо T-1 находилось в опытной соляной каверне при температуре 18 °C в течение пяти лет. Анализ контрольных проб показал, что плотность, вязкость, фракционный состав, зональность, йодное число, фактические смолы, термическая стабильность практически не изменились [47].

Проверка в натурных условиях показала, что контактирование топлив с водой и рассолом при их хранении в соляных емкостях не оказывает существенного воздействия на физико-химические свойства нефтепродуктов [48].

Наряду с изучением химической стабильности топлив при их хранении в солях проводились работы по установлению возможности хранения в других горных породах. В работе [49] отмечено, что длительное хранение неэтилированного бензина А-66, топлива Т-1, дизельных топлив КЗ, ДЛ и Л в емкостях, созданных в суглинках и кембрийской глине на глубинах 25–40 м, не снижает их качество.

Хранение в подземных емкостях сжиженных углеводородных газов обусловливает необходимость выявления их химической стабильности при взаимодействии с горными породами. Для этого изучалось изменение качества сжиженных углеводородных газов при хранении в подземных емкостях, образованных в сульфатно-карбонатных породах [50]. Установлено, что содержащиеся в породе незначительные примеси окислов алюминия, железа и кремния не оказывают влияния на химическую стабильность хранимого продукта, т. к. эти окислы становятся катализаторами лишь после специальной физико-химической переработки

и действуют на продукт только при температурах не ниже 150–200 °C. Температура же вмещающих пород в подземных хранилищах не превышает 10 °C, а максимальная температура поступающего в хранилища газа – 40 °C. О химической стабильности сжиженных углеводородных газов при хранении в подземных емкостях в контакте с горными породами свидетельствуют и другие исследования, приведенные в [10].

На качество топлив оказывают влияние механические примеси. При контактировании нефтепродуктов со стенками подземных емкостей возможно попадание в них механических частиц, что значительно повышает степень загрязненности нефтепродуктов и отрицательно сказывается на их эксплуатационных свойствах. Наиболее жесткие требования предъявляются к чистоте авиационных топлив.

Проверка загрязненности топлива T-1 при его выдаче из подземной соляной каверны показала, что содержание механических примесей в ходовых пробах в начале перекачки составило 60–100, а в средине – 30 г/т, что в три раза выше, чем при хранении в наземных стальных резервуарах [51]. Следовательно, для поддержания уровня чистоты топлива необходимо предусмотреть его очистку от механических загрязнений путем установки соответствующего фильтрующего оборудования на линии выдачи топлива из подземного хранилища.

### Раздел 3

### ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ РАЙОНОВ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ В КАМЕННЫХ СОЛЯХ

Перспективность строительства подземных хранилищ во многом зависит от геологических и горно-технических условий залегания пород. Глубина залегания толщи каменной соли, выбранной для создания подземного хранилища, может изменяться в широких пределах. Для нефтепродуктов и сжиженных газов предельная глубина, согласно инструкции [52], составляет 1200 м, однако при экономической целесообразности глубина может быть и больше. Расчет глубины заложения емкости производится, исходя из величины максимального давления в емкости при технических операциях. Принято считать, что один метр геологического разреза обеспечивает противодавление 1,6·10<sup>5</sup> Па [52]. Площадь соляной залежи должна обеспечить возможность размещения проектируемого количества подземных емкостей с учетом необходимых размеров междукамерных целиков.

Подземные емкости сооружаются в залежах каменой соли любой структуры: пластовой, линзообразной, купольной и штоковой. В пластовых залежах выбор участка нужного размера особой сложности не представляет. При линзообразной, а тем более штоковой залежи, ограниченных по площади, выбор участка более сложен. Соляные купола и штоки дают возможность сооружать емкости на нескольких этажах (ярусах). При этом в штоковых залежах расстояние от стенки емкости до соседней скважины должно быть не менее 30 м [52]. Минимальная мощность соляного тела, в котором может быть построена камера с длинной вертикальной осью составляет 20–25 м. Хранилища тоннельного типа могут создаваться в пластах каменной соли мощностью до 5 м [53].

Литологический состав соленосной толщи и чистота каменной соли являются решающими условиями, определяющими эффективность размыва камер подземных хранилищ. Нормативными документами [52] установлено, что содержание нерастворимых рассеянных примесей не должно превышать 20%, иначе усложняется процесс управляемого выщелачивания и получения надежной формы подземной емкости.

Толща каменной соли, в которой сооружается хранилище, должна быть непроницаемой для хранимого продукта. Соль не должна иметь включений минералов, которые могут ухудшить качество хранимого продукта или же вступать в реакцию с ним, что может повлечь потерю камерой своей устойчивости. При выборе районов строительства подземных хранилищ следует избегать участков с рыхлой солью (гранаткой) и возможного развития карста. Значительные сложности возникают и в случае газопроявлений в каменной соли, при которых не удается получить герметичные емкости.

Особенностью пластовых залежей является наличие несолевых пород (ангидритов, известняков, аргиллитов и т. п.) различной мощности от десятков сантиметров до 3–5 м. Для линзообразных залежей характерно довольно быстрое изменение мощностей по простиранию и также, как и в пластовых залежах, наличие прослоев несолевых пород. Спецификой штоковых залежей является наличие в них участков, насыщенных обломками несолевых пород. Исходя из практики создания хранилищ, мощность нерастворимых прослоев и пластов не должна превышать трех метров. Для пластов большей мощности необходимо применение специальных методов принудительного обрушения, в том числе с применением энергии взрыва взрывчатых веществ (BB) [33, 54]. Нерастворимые пропластки и пласты должны иметь с солью плотные контакты, быть непроницаемы для хранимых продуктов и не содержать в себе водоносных горизонтов.

В странах СНГ имеется 20 крупных соленосных бассейнов (рис. 3.1), в пределах которых возможно строительство подземных хранилищ [55].

На территории Российской Федерации расположены 9 соленосных Калининградский, Подмосковный, бассейнов: Сереговский, Прикаспийский. Южно-Уральский, Печоро-Камский, Восточно-Сибирский, Северо-Кавказский и Нардвик-Хатангский. Отличительной Калинингралского бассейна особенностью является чистота И однородность каменной соли, залегающей на глубинах от 600 до 1 100 м при мощности пластов соли до 174 м. Прикаспийский соленосный бассейн относится к числу крупнейших соленосных бассейнов мира. На глубинах 2-3 км залегает пластовая залежь каменной соли мощностью от 180 до 300 м. От пластовой залежи вздымаются сотни соляных куполов, кровля которых залегает на разных глубинах, вплоть до выхода на дневную поверхность. Южно-Уральский бассейн является продолжением к северу Прикаспийского бассейна. В пределах Башкортостана каменная соль залегает пластами мощностью от 10 до 800 м на глубинах от нескольких десятков до 400 и более метров. В Оренбургжье каменная соль имеет мощность от 700 до 900 м, причем пачки однородной соли достигают 300-400 м. В Подмосковном бассейне глубина залегания соляного пласта от 835 до 1 121 м, максимальная мощность пласта соли до 60 м наблюдается по линии Серпухов-Вязьма. Восточно-Сибирский бассейн по своей площади является одним из обширнейших в мире. В пределах бассейна пласты каменной соли имеют мощность от 30 до 100 м при глубинах

залегания от 170 до 1 500 м. В Печоро-Камском бассейне каменная соль залегает пластами разной мощности (от 10 до 400 м) на глубинах 200-1 200 м. В Сереговском бассейне соль вскрыта до глубины 1 136 м при кровле от 237 до 513 м. Строительство крупных подземных хранилищ при объеме единичной емкости 100 тыс. м<sup>3</sup> и более перспективно в Калининградском, Прикаспийском, Южно-Уральском, Сереговском и Печоро-Камском соленосных бассейнах. В пределах Подмосковного соленосного бассейна возможно строительство вертикальных камер объемом до 75,0 тыс. м<sup>3</sup>. В пределах Северо-Кавказского района для строительства хранилища разведан Шедокский участок. Восточно-Сибирский соленосный бассейн перспективен для строительства подземных хранилищ, однако некоторые его площади (Сунтаро-Кемпендянский район) изучены слабо. Строительство подземных хранилищ в Нардык-Хатангском бассейне возможно после его дальнейшего изучения.



### Рис. 3.1. Карта соленосных бассейнов, пригодных для сооружения подземных емкостей:

 Калининградский; 2 – Закарпатский; 3 – Прикарпатский; 4 – Припятский; 5 – Днепровско-Донецкий; 6 – Донецкий; 7 – Подмосковный; 8 – Сереговский; 9 – Прикаспийский; 10 – Южно-Уральский; 11 – Печоро-Камский; 12 – Ереванский; 13 – Северо-Кавказский;

14 – Нахичеванский; 15 – Чу-Сарысуйский; 16 – Гаурдак-Нугитанский; 17 – Южно-Таджикский;
 18 – Восточно-Сибирский; 19 – Нардвик-Хатангский; 20 – Преддобружский

Припятский соленосный район занимает юго-восточную часть Беларуси. В разрезе бассейна выделяются два соленосных горизонта.

Мощность нижнего горизонта около 1 000 м и залегает он на глубинах 1 800 и более метров. Верхний горизонт залегает на глубинах 300–700 м и представлен пачками солей мощностью от 50 до 400 м. Район перспективный для сооружения подземных емкостей объемом 100 тыс. м<sup>3</sup> и более, ведется интенсивное строительство.

На территории Закавказья расположены 2 соленосных бассейна: Ереванский и Нахичеванский. Ереванский бассейн (Армения) имеет протяженность с юго-запада на северо-восток более 40 км. Площадь бассейна 600 км<sup>2</sup>. Соленосная толща имеет мощность до 500 м и залегает на глубинах от 430 до 1 430 м. В районе построено первое в СНГ подземное хранилище природного газа, перспективно сооружение крупных хранилищ для любых продуктов. В Нахичеванском бассейне (Азербайджан) каменная соль встречается в виде линзообразных тел. Мощность отдельных линз достигает 20–30 м при глубинах залегания от 65 до 370 м. В пределах бассейна возможно строительство небольших хранилищ местного значения.

В государствах Средней Азии расположены: Чу-Сарысуйский (Казахстан), Гаурдак-Нугитанский (Туркменистан, Узбекистан), Южно-Таджикский (Таджикистан) соленосные бассейны и восточная часть Прикаспийского бассейна (Западный Казахстан). В Чу-Сарысуйском бассейне пласты каменной соли мощностью 50–80 м залегают на глубинах 700–1400 м. Мощности солей в Гаурдак-Нугитанском бассейне колеблются, достигая в куполах 500–600 м при глубинах залегания 400– 800 м с увеличением до 2 000 м в районе Чарджоу. В области Южно-Таджикского бассейна мощность пластов каменной соли достигает 280 м. Во всех соленосных бассейнах Средней Азии возможно строительство курпных хранилищ при объеме единичных емкостей до 100 тыс. м<sup>3</sup> (Чу-Сарысуйский бассейн) и более (остальные бассейны).

На территории Украины расположены 5 соленосных бассейнов: Днепровско-Донецкий, Донецкий, Закарпатский, Прикарпатский и Преддобружский.

Соленосная толща в Днепровско-Донецкой впадине имеет ширину 100–120 км при длине 500–550 км. Бассейн характеризуется широким развитием соляных куполов и штоков, ряд которых выходит на дневную поверхность. Мощность каменной соли в штоках достигает 2–3,5 км. Геологические условия строительства хранилищ наиболее благоприятны в Черниговской, Полтавской и Харьковской областях.

Донецкий соленосный бассейн является продолжением соленосного бассейна Днепровско-Донецкой впадины. Соляные толщи имеют пластовый характер и залегают на глубинах от 250 до 900 и более метров. Мощность пластов колеблется от 80 до 70 м. Имеющиеся в районе в

небольшом количестве соляные купола имеют мощность до 2 км и более. В пределах Днепровско-Донецкого и Донецкого соленосных бассейнов возможно строительство хранилищ для любых продуктов, объемы хранилищ геологическими условиями не лимитируются.

Преддобружская соленосная площадь располагается в пределах Измаильского и Килийского районов Одесской области. Мощность пластов каменной соли колеблется от 30 до 60 м. Залегают они на глубинах от 300 до 700 м. Каменная соль по составу чистая и пригодная для сооружения хранилищ с объемами единичных емкостей до 75,0 тыс. м<sup>3</sup>.

Площадь развития каменной соли Закарпатского соленосного бассейна вытянута с северо-запада на юго-восток, имея протяженность 65 км и ширину до 25 км. На глубинах 1 000–1 100 м соль имеет пластовый характер при мощности слоя до 100 м. На отдельных участках соль достигает дневной поверхности. В пределах бассейна могут быть созданы подземные хранилища для любых продуктов, однако выбор участка строительства должен производиться на основе тщательных геологоразведочных работ, т. к. в пределах бассейна интенсивно развит поверхностный и глубинный соляной карст.

Прикарпатский соленосный бассейн протягивается в юго-восточном направлении на 280–300 км при ширине от 35 до 60 км. Условия залегания солей очень сложные: крутые складки, многочисленные блоки. Вследствие этого мощности солей резко меняются от десятков до нескольких сотен метров. Глубины залегания солей изменяются от 60 до 600 и более метров. Содержание нерастворимого остатка составляет 7–14 и более процентов. Соли часто бывают раздробленными и высокопроницаемыми. Наиболее качественные соли расположены на участке Нижнев—Болехов—Долина. Строительство подземных хранилищ в этом бассейне возможно только после тщательных геологоразведочных работ.

Таким образом, страны СНГ, в том числе и Украина, располагают достаточным количеством соленосных бассейнов, геологические и горнотехнические условия которых позволяют сооружать в этих районах подземные хранилища различных типов, в том числе и крупные.
## Раздел 4

## ПОДЗЕМНЫЕ ХРАНИЛИЩА УГЛЕВОДОРОДОВ В ОТЛОЖЕНИЯХ КАМЕННОЙ СОЛИ

Совершенствование конструкции и методов сооружения наземных стальных резервуаров повышает их технико-экономические показатели. Однако капиталовложения и расход металла на их сооружения остаются весьма значительными. В шаровых резервуарах этот расход на 1 м<sup>3</sup> емкости составляет от 72 до 250 кг, в горизонтальных цилиндрических – до 350 кг металла [56]. Кроме того, в таких резервуарах значительны потери хранимых продуктов от испарения и эксплуатационные расходы. Поэтому, важное значение имеет строительство высокоэффективных емкостей новых типов, и в первую очередь, подземных хранилищ в отложениях горных пород. Наибольшее распространение получило хранение углеводородов в подземных емкостях, сооружаемых в отложениях каменной соли.

Каменная соль легко растворяется в пресной воде. В 1 м<sup>3</sup> воды при температуре 20 °С может растворяться до 358 кг соли. При условии получения концентрированного рассола для образования 1 м<sup>3</sup> емкости требуется около 6–7 м<sup>3</sup> воды.

Мировые запасы каменной соли в толщах осадочных пород оцениваются в 35×10<sup>14</sup> т. Они неравномерно распределены по континентам. Так, Африка, Южная Америка и Австралия сравнительно бедны солью, тогда как в Европе, Азии и Северной Америке запасы соли огромны [56].

## 4.1. Выбор площадок под строительство

Подземные емкости можно создавать в месторождениях каменной соли всех ее типов: пластовых, пластолинзообразных, гнездообразных, купольных и штоковых.

Разведочные работы для исследования геологического строения соляного массива, определения глубины залегания и мощности соляного пласта, качества каменной соли, необходимых для выбора метода размыва и интервалов заложения емкостей, осуществляются обычными геофизическими методами и разведочным бурением. При разведке изучают также покрывающие породы для определения конструкции скважины, выбора оптимальных параметров бурения и цементации, а также выявляют возможности сброса рассола в пористые структуры покрывающих и подстилающих пород.

При бурении разведочных скважин в толще каменной соли производят сплошной отбор керна. Для каменной соли необходимо иметь наиболее полные данные о ее химическом составе, условиях залегания (угол падения, напластование, трещиноватость и другие), об объемном весе, количестве нерастворимых включений, о мощности и распространении пропластков пород, о глубинах их залегания.

Изучаются гидрогеологические условия месторождения. При разведке месторождения необходимо определить количество водоносных горизонтов, их литологический характер, глубины залегания, мощности, выдержанность и распространение; гидростатические уровни каждого водоносного горизонта, взаимосвязь вод различных горизонтов кровли; площади возможной инфильтрации подземных вод; источники, условия и области питания водоносных горизонтов; степень обводненности отдельных участков месторождения; химический состав вод водоносных горизонтов; агрессивность вод различных водоносных горизонтов; гидрогеологические условия контактной зоны, условия карстообразования; источники технического и питьевого водоснабжения. Особое внимание при этом следует уделить условиям карстообразования, агрессивности подземных вод, поискам необходимых структур для аккумуляции или сброса рассола.

Для решения вопроса о возможности и целесообразности строительства на данном месторождении каменной соли подземного хранилища помимо геологического строения участка собираются и изучаются сведения о географическом положении участка (близость к обслуживающему объекту, транспортные условия и другие), сведения о рельефе местности (возможность создания временных и постоянных рассолохранилищ) и климате, источниках водоснабжения с целью установления возможности забора пресной воды для размыва и возможности сброса рассола [56].

Целесообразно располагать хранилища в непосредственной близости от промыслов, добывающих рассолы (растворы хлористого натрия) размывом через скважины. При таком сочетании целесообразно кооперироваться с промыслом в период строительства и эксплуатации. При размыве емкостей возможно получение воды из системы водоснабжения промысла и сдача ему рассола. При получении на определенных этапах размыва емкостей неконцентрированного рассола его можно дополнительно насыщать в камерах рассолопромысла.

При эксплуатации подземного хранилища, расположенного вблизи рассолопромысла, можно получать от него рассол для выдавливания хранимых продуктов. Практика подтверждает исключительную эффективность такой кооперации.

Глубина заложения подземных хранилищ чаще всего определяется глубиной расположения соляных пластов, пригодных для выщелачивания емкостей.

## 4.2. Размещение подземных емкостей

Подземные емкости по площади залежи размещаются в зависимости:

от условий залегания месторождения каменной соли, охарактеризованного геофизическими исследованиями и разведочным бурением по выбранной для строительства площади;

от общего объема хранилища и объема отдельных емкостей, предназначенных для хранения различных продуктов;

от принятых расстояний между соседними емкостями.

Расстояния между отдельными емкостями определяются в зависимости от: максимальных размеров одной емкости, возможного искривления скважин, минимальной величины междукамерного целика, возможных погрешностей при контроле формы емкости и ее искажения в процессе размыва [56].

При сооружении базы подземного хранения, состоящей из нескольких подземных емкостей, расстояние между скважинами выбирается с учетом необходимости оставления безопасного целика между двумя хранилищами и может быть определено по формуле [21]

$$L = 0.07H_{\tilde{o}} + R(m+n+k), \tag{4.1}$$

где  $H_{\delta}$  – глубина бурения, м; R – радиус подземной емкости, м; m – междукамерный коэффициент; n – коэффициент погрешностей контроля за формообразованием; k – коэффициент асимметричности. Рекомендуемые значения коэффициентов приведены в табл. 4.1.

Покозотори	Схема подземного выщелачивания						
Показатели	сверху вниз	снизу вверх	комбинированная				
Для коэффи	циента <i>к</i>		•				
Тип месторождения:							
пластовое	2,2	2,7	2,4				
пластово-линзовидное	2,2	2,7	2,4				
куполо- и штокообразное	2,5	2,5	3,0				
Для коэффи	циента <i>п</i>						
Тип емкости:							
шаровая форма	3	3	3				
вертикально вытянутая форма	4	4	4				
Для коэффи	циента т						
Для всех типов месторождений и форм емкостей	0,1	0,5	0,2				

Таблица 4.1. Значения коэффициентов k, n, m

При размещении подземных емкостей по площади следует учитывать возможность их размыва в мощных соляных залежах на разной глубине. В этом случае емкости могут располагаться на разных ярусах. При таком расположении емкостей расстояние между устьями скважин может быть уменьшено, причем минимальное расстояние от стенки емкости до соседней скважины не должно быть меньше 30 м [56]. Величина целика между соседними емкостями может быть определена по формуле (4.1).

# 4.3. Физико-химические основы процесса выщелачивания каменной соли

Среди подземных хранилищ всех типов, сооружаемых в непроницаемых горных породах, наибольшее распространение получили хранилища, образованные в каменной соли методом выщелачивания (размыва).

Сооружение подземных емкостей методом выщелачивания состоит из бурения скважины с поверхности до соляного пласта (или купола) и опускания в нее двух-трех колонн труб (одна в другой). По одной колонне труб в забой скважины подается вода, которая, размывая пласт, насыщается солью. Насыщенный солью раствор (рассол) подается на поверхность по другой колонне труб. Таким образом, с помощью циркуляции воды осуществляется выщелачивание соли и образование подземной емкости [57].

Растворение каменной соли в воде – процесс гетерогенный, проходящий на границе раздела двух фаз (твердое тело – жидкость). Гетерогенная реакция растворения включает три стадии: поступление растворителя к поверхности твердого тела; реакция взаимодействия растворителя и твердого вещества (межфазовые процессы); отделение растворимого вещества от поверхности твердого тела (диффузионный процесс).

При растворении всегда наблюдается перемещение жидкой фазы относительно твердой поверхности растворимого вещества. Даже в случае отсутствия внешних причин, вызывающих движение жидкой фазы (например, перемешивания), 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 имеется диффузионный слой жидкости, препятствующий диффузии частиц растворимого вещества в массу раствора.

Впервые гипотеза о том, что вблизи поверхности растворяющегося тела образуется пограничный слой жидкости, была высказана Нернстом. Согласно современным представлениям, жидкость в диффузионно-

пограничном слое находится в динамическом равновесии, вызванном действием механизмов конвективной и молекулярной диффузий [56].

Диффузионно-пограничный слой не имеет четко выраженной границы и представляет собой область наиболее резкого изменения плотности вещества. Эффективная толщина слоя зависит не только от свойств раствора и скорости его движения, но и от коэффициента диффузии.

Скорость диффузионного процесса растворения, прежде всего, определяется разностью концентраций на контакте между пограничным слоем насыщенного рассола, образующимся на поверхности растворения, и массой растворителя.

Общее уравнение кинетики растворения каменной соли выведено Щукаревым (1896 г.) и Нойесом с Уитнеем (1897 г.) в виде

$$\frac{VdC}{d\tau} = kS(C_{\rm H} - C), \tag{4.2}$$

где V – объем раствора; C – концентрация раствора к моменту времени  $\tau$ ;  $C_{\mu}$  – концентрация насыщенного раствора; S – поверхность растворения; k – коэффициент скорости растворения.

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).

Для определения линейной скорости растворения *W* можно пользоваться зависимостью Нойеса и Уитнея [56]

$$W = \frac{q}{\rho_c} = \frac{K_{\nu}(C_{\mu} - C_0)}{\rho_c},$$
(4.3)

где q – количество соли, переходящее в раствор с единицы поверхности в единицу времени;  $K_{\upsilon}$  – коэффициент скорости растворения;  $C_{\mu}$  – концентрация насыщения;  $C_{\theta}$  – концентрация растворителя в удалении от поверхности;  $\rho_c$  – плотность каменной соли.

Из уравнения (4.3) следует, что чем меньше концентрация растворителя, тем больше скорость растворения. Однако значения скорости растворения недостаточно для описания этого явления.

Коэффициент скорости диффузионного растворения определяется формулой [56]

$$K_{\upsilon} = \frac{K_{\partial u}\phi}{\delta},\tag{4.4}$$

где  $K_{\partial u \phi}$  – коэффициент диффузии;  $\delta$  – толщина слоя насыщенного раствора вблизи растворяющейся поверхности.

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 сила тяжести [58].

В общем виде процесс растворения можно представить так. Образец соли при погружении в растворитель почти мгновенно покрывается пограничным слоем насыщенного раствора. В толще этого слоя происходит диффузионный процесс, а сам слой под действием силы тяжести приобретает самостоятельное движение по поверхности образца. Таким образом, процессы растворения поверхности соли и насыщения растворителя сопровождаются следующими явлениями: переносом вещества вследствие диффузии и переносом вещества при движении вязкой жидкости под действием гравитационных сил. Скорость растворения поверхности соли в значительной степени зависит от угла наклона растворяемой поверхности.

При исследовании растворимости образцов П.А. Кулле было замечено, что скорость растворения поверхности, расположенной под углом  $\varphi = 180^{\circ}$  к горизонту, значительно превышает скорость растворения поверхности, расположенной под углом  $\varphi = 90^{\circ}$ . Так, при  $\varphi = 0^{\circ}$ ,  $q = 3,5 \ \kappa z / m^2 y$ ; при  $\varphi = 90^{\circ} q = 10,0 \ \kappa z / m^2 y$ ; при  $\varphi = 180^{\circ} q = 24,0 \ \kappa z / m^2 y$  [59].

Таким образом, наибольшую скорость растворения имеет кровля камеры. Скорость растворения вертикальной поверхности (стенки камеры) примерно в 2,5 раза меньше горизонтальной. Подошва камеры растворяется с минимальной скоростью, которая практически стремится к нулю. В процессе растворения на эту поверхность выпадают нерастворимые примеси, затрудняющие проникновение растворителя к соли.

П.А. Кулле были получены эмпирические зависимости для определения скорости растворения каменной соли *W* при расположении поверхностей растворения под различными углами к горизонту.

При растворении поверхностей, расположенных к горизонту под углами от 0 до 90°, *W* определяется из уравнения

$$W = \left(1 - \frac{C_0 \rho_{HP}}{C_H \rho_0}\right) \left(1 + \frac{l}{22,4}\right) \left(3,25\rho^{0,5} + 1,8\right).$$
(4.5)

Если поверхности расположены к горизонту под углами от 90 до 180°, следует пользоваться формулой

$$W = \left(1 - \frac{C_0 \rho_{HP}}{C_H \rho_0}\right) \left(1 + \frac{l}{22, 4}\right) (8,75 \sin \beta + 5,87), \qquad (4.6)$$

где  $\rho_{\mu p}$  – плотность насыщенного рассола;  $\rho_0$  – плотность растворителя;  $\beta$  – угол наклона поверхности; 3,25; 1,8; 8,75; 5,87 – размерные коэффициенты.

Скорость растворения в значительной степени зависит также от температуры: с повышением температуры она возрастает.

## Раздел 5

## ОСНОВЫ СООРУЖЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ В КАМЕННЫХ СОЛЯХ МЕТОДОМ РАЗМЫВА

#### 5.1. Бурение и герметизация скважин

Строительство подземных хранилищ в каменных солях методом размыва начинается с бурения скважин. Этот комплекс работ предусматривает непосредственно процесс бурения, цементацию обсадных колонн и испытание скважины на герметичность.

В зависимости от выбранного метода строительства, обусловленного мощностью рабочей толщи каменной соли, бурение скважин осуществляется вертикально или наклонно. Расположение скважин для размыва определяется на основании тщательного сравнения техникоэкономических показателей, учитывающих геологические условия месторождения каменной соли, рельеф местности, наличие источников водоснабжения, условия сброса и утилизации рассола, возможность устройства рассолохранилища и расстояния от поставщиков до потребления хранимых продуктов.

При сооружении хранилищ методом подземного выщелачивания, как правило, применяются вертикальные скважины трехколонной конструкции. Их бурят обычными методами, для обсадки используют трубы диаметром 194–377 мм.

Проходка скважин осуществляется любым из известных способов механического бурения. Для вертикальных скважин глубиной свыше 500 м применяется турбинное и роторное бурение с помощью установок БУ-50, БР, БУ-75 и др. Для бурения скважин глубиной до 500 м с начальным диаметром 325–377 мм пригодны передвижные установки типа УРБ-ЗАМ, УБВ-300 и др.

Исключительно важное значение при бурении скважин выщелачивания имеет их вертикальность. Искривление ствола вертикальной скважины не должно превышать 6° в пределах конуса средних отклонений, образующая которого составляет угол 1° с вертикалью, проходящей через устье скважины.

Для проходки наклонно-горизонтальных скважин применяются станки колонкового бурения. Ствол скважины подразделяется на три участка: наклонно-прямолинейный, переходной (обеспечивающий плавный подход к соляному пласту по дуге определенного радиуса) и прямолинейный (по соляному пласту).

Особые требования предъявляются к герметичности скважин. Герметичность скважины и закрепленной части ствола зависит от

герметичности обсадной колонны труб. Она обусловлена отсутствием дефектов в теле труб и резьбовых соединениях и проверяется после тампонажа затрубного пространства до разбуривания цементной пробки. Герметичность обсадной колонны достигается нанесением на резьбовое соединение специальных герметизирующих смазок, применением сварной колонны, заваркой муфтовых соединений качественными электродами. При свинчивании труб с муфтовыми соединениями используют графитные или специальные смазки, обеспечивающие герметизацию резьбовых соединений.

Высококачественная цементация обсадной колонны является главным условием герметичности скважин и успешной их эксплуатации. Особенно жесткие требования предъявляются к герметизации затрубного пространства скважин в случае подземного хранения сжиженных углеводородных газов, утечка которых в пористые и проницаемые породы должна быть исключена в течение всего времени существования хранилища.

Цементация затрубного пространства обсадной колонны осуществляется цементным раствором, приготовленным на насыщенном рассоле. Однако при затворении портландцемента или специальных смолистых цементов на рассоле их прочность снижается, поэтому необходимо принимать специальные меры по повышению сцепления на контакте цемента с обсадной колонной [60]. Для предотвращения снижения прочности при затворении цемента рекомендуется добавлять в него инфузорную землю в определенной пропорции. В последнее время для тампонажа скважин подземных хранилищ применяют специальные цементно-соляные смеси и высококачественные расширяющиеся цементы [43]. Для надежного тампонажа цементный раствор готовится на насыщенном растворе хлористого натрия плотностью 317 кг/м<sup>3</sup>.

Сроки схватывания цементных растворов на насыщенном растворе хлористого натрия весьма значительны. Поэтому для получения высококачественного цементного камня в затрубном пространстве и сокращения сроков схватывания необходимо использовать цементные растворы с минимально допустимым водоцементным отношением; вводить в тампонажный материал добавки гипсглиноземистого расширяющего цемента, массовое содержание которого должно составлять 25%. Допустимые колебания плотности раствора в процессе цементации  $\pm 0,5$  г/см<sup>3</sup>. Для обеспечения равномерной толщины цементного кольца по всей высоте колонны через каждые две-три трубы устанавливают центрирующие пружинные фонари.

Качество тампонажа затрубного пространства зависит также от правильного определения основных технологических параметров

цементирования. Для получения расчетных значений предложена следующая методика [61].

Вначале определяется объем цементного раствора  $V_c$ , закачиваемого в скважину при цементировании основной обсадной колонны. Он состоит из объема цементного раствора, необходимого для заполнения затрубного пространства в интервале, закрепленном ранее спущенной промежуточной колонной  $V_l$ ; объема цементного раствора, требующегося для заполнения кольцевого пространства в необсаженном интервале скважины  $V_2$  и объема цементного раствора основной скважине

$$V_{c} = V_{I} + V_{2} + V_{\kappa}; \qquad V_{I} = 0,785 \left( d_{I}^{2} - D_{2}^{2} \right) H_{I};$$
$$V_{2} = 0,785 \left[ \left( k_{1} D^{2} \right) - D_{2}^{2} \right] H_{2}; \qquad V_{\kappa} = 0,785 \ d_{2}^{2} h_{\theta},$$

где  $d_1$  – внутренний диаметр промежуточной колонны, м;  $D_2$  – наружный диаметр основной колонны, м;  $H_1$  – длина интервала, обсаженного промежуточной колонной, м;  $k_1$  – коэффициент, учитывающий сложность горно-геологических условий; D – диаметр скважины в необсаженной части, м;  $d_2$  – внутренний диаметр основной колонны, м;  $H_2$  – длина интервала необсаженной промежуточной колонны;  $h_8$  – высота цементного стакана в основной колонне, м.

С учетом допустимых потерь раствора  $V_{don}$  при его приготовлении и закачке, которые обычно равны 5...10% от объема раствора, закачанного в скважину, общий объем раствора  $V_{u,p}$  составит

$$V_{u,p} = V_c + V_{\partial on}$$

Необходимое количество сухого цемента  $q_{ij}$  для приготовления 1 м<sup>3</sup> цементного раствора, можно определить из выражения

$$q_{u} = \frac{\rho_{u}\rho_{\theta}}{\rho_{\theta} + m\rho_{u}},$$

где  $\rho_{\mu}$  и  $\rho_{\theta}$  – плотности воды и цемента, соответственно (обычно  $\rho_{\mu} = 3\ 150\ \text{кг/m}^3$ ); m = 0, 4...0, 5 – водоцементный фактор, представляющий собой отношение массы пресной воды к массе цемента.

Общее количество необходимого сухого цемента  $G_{\mu}$  (в кг) для приготовления цементного раствора определяется по формуле

$$G_{\boldsymbol{u}} = k_{\boldsymbol{u}} q_{\boldsymbol{u}} V_{\boldsymbol{u}.\boldsymbol{p}},$$

где  $k_u$  – коэффициент, учитывающий потери цемента при погрузочноразгрузочных работах ( $k_u = 1,03...1,05$ ).

Общий объем воды  $V_{o.6}$  для приготовления цементного раствора вычисляется по формуле

$$V_{o.6} = k_{\theta} V_{\theta} V_{u.p},$$

где  $V_{e}$  — необходимый объем воды (в м<sup>3</sup>) на 1 м<sup>3</sup> раствора;  $k_{e}$  — коэффициент, учитывающий потери воды ( $k_{e}$  = 1,03...1,05).

На основании определения рабочего давления в конце продавливания и суммарной производительности цементировочных насосов [61] производят выбор цементировочных агрегатов и устанавливают их количество.

Общее время процесса цементирования  $T_{uem}$  представляет собой сумму затрат времени на выполнение отдельных операций

$$T_{uem} = t_3 + t_{np} + t_{\partial},$$

где t<sub>3</sub> – время закачки цементного раствора, мин.

$$t_3 = \frac{V_{u.p}}{\sum Q_a},$$

где  $\sum Q_a$  – суммарная максимальная производительность насосов цементировочных агрегатов, применяемых для закачки цементного раствора, м<sup>3</sup>/мин;  $t_{np}$  – время продавливания цементного раствора, мин.

$$t_{np} = \frac{V_{np}}{\sum Q_a},$$

где  $V_{np}$  – объем продавочной жидкости;  $t_{\partial}$  – время на освобождение цементировочной пробки от удерживающих стопоров, на промывку обвязочных линий и т. п. ( $t_{\partial} \approx 10-15$  мин).

Производительность цементирования обсадной колонны труб должна быть на 30...40% ниже времени схватывания цементного раствора.

Качество монтажа обсадной колонны и цементации затрубного пространства проверяют гидравлическими испытаниями, а при необходимости – опрессовкой воздухом или газом. При этом сначала испытывают обсадную колонну труб для разбуривания цементной пробки, а затем цементное кольцо в затрубном пространстве. Если полученные результаты положительные, продолжают бурение скважины до проектной

отметки, после чего повторяют испытание, проверяя герметичность необсаженной части ствола. Такая последовательность работ позволяет выявить тот элемент скважины, который является причиной негерметичности [62].

Проверку обсадной колонны и затрубного пространства осуществляют насыщенным рассолом, а необсаженные интервалы – продуктом, подлежащим хранению. Величину испытательного давления  $P_{u.\kappa}$  на головке технологических скважин при опробовании колонны рекомендуется определять по формуле [43]

$$P_{u.\kappa} = k \left[ H_{\partial} (c_p - c_n) g + P_{o \delta u.np} \right],$$

где k – коэффициент превышения испытательного давления над максимальным эксплуатационным (принимается равным 1,25);  $H_{\partial}$  – длина обсадной колонны, м;  $\rho_p$  – плотность насыщенного рассола, кг/м<sup>3</sup>;  $\rho_n$  – плотность испытательной жидкости (хранимый продукт), кг/м<sup>3</sup>;  $P_{oбщ,np}$  – суммарные гидравлические сопротивления в скважине при закачке нефтепродукта, н/м<sup>2</sup>; g – ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>.

Минимальное и максимальное значения испытательного давления, независимо от результатов расчета, ограничиваются определенными пределами: максимум не должен превышать прочности материала обсадных труб, а минимум для колонн диаметром 50, 60, 70, 80, 100 мм составляет 426–377, 325–277, 219, 168, 146–114 кг/см<sup>2</sup>, соответственно.

Колонна считается герметичной, если в течение 30 минут падение давления не превышает 2% от испытательного. После того, как скважина пробурена до проектной отметки, ее вновь проверяют на герметичность. При сдаче емкости в эксплуатацию герметичность скважины контролируется закачкой нерастворителя под башмак обсадной колонны. Если разница в количестве закачанного и отобранного через двое-трое суток продукта не превышает 0,8%, то скважина герметична. В процессе эксплуатации герметичность скважин подземных хранилищ необходимо проверять не реже одного раза в течение трех лет.

НИИПромгазом [63] разработан более надежный метод испытания на герметичность системы скважина-камера. Он заключается в проведении опрессовки системы скважина-камера ненасыщенным рассолом с последующим сопоставлением фактической скорости падения давления в процессе испытания с расчетной величиной при разных давлениях. Разработанная методика позволяет определить величину утечки ненасыщенного рассола по формуле

$$q = {\rm B} V \varphi \sqrt{P_i - x},$$

где *в* – термический коэффициент сжимаемости рассола; *V* – объем системы скважина–камера, м<sup>3</sup>;  $P_i$  – давление на оголовке скважины, которое не должно превышать давления гидроразрыва, кгс/см<sup>2</sup>; *x* – параметр испытания;  $\varphi$  – критерий герметичности. Если система герметична, то  $\varphi = 0$ .

Условно герметичной, по предложенной методике, считается такая система, для которой выполняется условие

$$q \leq в V W_i \partial_M$$
,

где  $W_i$  – средняя скорость депрессии, кгс/см<sup>2</sup>·ч;  $\delta_M$  – относительная ошибка измерений скорости депрессии.

Этот способ позволяет сократить сроки ввода в эксплуатацию подземных газонефтехранилищ, повысить их надежность.



Рис. 5.1. Схема оборудования скважины для размыва подземной емкости: 1 – трубопровод для подачи воды; 2 – штуцеры для установки манометров; 3 – краники для отбора проб; 4 – трубопровод к мерному ящику; 5 – трубопровод для подачи нерастворителя; 6 – трубопровод для сброса рассола; h<sub>np</sub> – глубина промерзания грунта

После испытаний скважину оборудуют двумя висячими колоннами труб (рис. 5.1). Такая конструкция обеспечивает все технологические операции по направленному размыву подземных емкостей.

# 5.2. Методы сооружения подземных емкостей размывом каменных солей через буровые скважины

Возможность разработки пластов каменной соли на больших глубинах, незначительный объем подготовительных работ и высокая экономичность способствовали развитию методов сооружения подземных хранилищ в каменных солях размывом через буровые скважины.

Размыв каменной соли происходит по двум принципиально различным схемам: 1) закачкой пресной воды по одной колонне труб и выдавливанием рассола на поверхность по другой (циркуляционный метод); 2) струями воды, разбрызгиваемыми в емкости специальным оросителем, при атмосферном или повышенном давлении (струйный метод или метод орошения).

Размыв подземной емкости осуществляется, как правило, с подачей нерастворителя, с помощью которого контролируется и управляется процесс растворения и форма емкости. Обычно в качестве нерастворителя используют нефтепродукты или газообразные продукты (воздух, природный газ).

В зависимости от технических возможностей, конкретных горногеологических условий, планируемого срока строительства, формы и объема емкости, допустимых размеров емкости по условиям прочности могут быть применены различные технологические схемы подземного выщелачивания через буровые скважины.

**Прямоточный и противоточный методы.** При прямоточном методе залежь каменной соли вскрывается буровой скважиной, обсаживаемой колонной труб. От поверхности земли до башмака, расположенного в верхней части залежи, производится цементация затрубного пространства. После тампонажа обсадной колонны скважина углубляется до подошвы разрабатываемого соляного пласта. Затем в скважину опускается одна рабочая колонна труб, нижний конец которой устанавливается у забоя скважины на расстоянии 1,0–2,0 м от подошвы пласта. На поверхности скважина оборудуется оголовком, который монтируется таким образом, чтобы вода поступала во внутреннюю колонну труб. Рассол выдавливается на дневную поверхность по межтрубному пространству.

В начальный период эксплуатации пресная вода насыщается за счет растворения стенок скважины на участке вскрытой соляной залежи. Так как скорость растворения соляных стенок сравнительно высока (до 15 см/сут), этот период работы непродолжителен. В связи с подачей свежей воды непосредственно к забою скважины наиболее интенсивно развивается нижняя зона скважины с постепенным уменьшением ее диаметра по высоте. В результате выщелачивания образуется камера (полость) грушевидной формы (рис. 5.2, а).



Рис. 5.2. Подземное выщелачивание каменной соли прямоточным (а) и противоточным (б) методами: 1 – камера выщелачивания; 2 – водоподающая колонна; 3 – тампонажный цемент; 4 – рассолоподъемная колонна

При размыве каменной соли противоточным методом воду подают по обсадной трубе, а рассол отбирают по рабочей колонне. Такой способ выщелачивания формирует конусообразную камеру с вершиной, обращенной вниз, и сильно развитой потолочиной. Новые порции воды, подаваемой по обсадной трубе, способствуют интенсивному растворению кровли размываемой емкости, и образующийся рассол опускается к подошве пласта. В связи с тем, что нижняя зона размывается ненасыщенным рассолом, растворение здесь происходит менее интенсивно и размыв ослабляется. Здесь размыв практически не происходит. Поступление новых порций воды в камеру позволяет выдавливать рассол по центральной трубе на поверхность.

Боковая поверхность конуса по мере растворения становится более пологой, покрывается различными примесями, находящимися в каменной соли. Растворение у кровли емкости происходит примерно с постоянной скоростью, равной линейной скорости растворения каменной соли в пресной воде (10–12 см в сутки). При этом высота растворяющейся верхней части весьма незначительная. Диаметр основания конуса за год может достигнуть 75–90 м (рис. 5.2, б).

При размыве противоточным методом породы кровли соляного пласта обнажаются на большой площади, что может вызвать обрушение пород под действием горного давления и, как следствие, обрыв труб. Кроме того, противоточная эксплуатация характеризуется довольно низкой производительностью выщелачивания (10–15 м<sup>3</sup>/ч рассола).

Несмотря на ряд недостатков прямоточного и противоточного методов выщелачивания они отличаются предельной простотой схемы наземных обустройств и небольшим расходом металла.

Комбинированный метод. Этот метод получил наиболее широкое применение в практике строительства подземных хранилищ (рис. 5.3). Он предусматривает осуществление размыва в два этапа. На первом этапе формируется емкость в восходящем направлении. Вначале размывается гидровруб (I ступень размыва), а затем еще несколько ступеней до получения емкости определенных размеров. На втором этапе верхнюю и нижнюю части емкости формируют навстречу друг другу: верхнюю – в нисходящем направлении, нижнюю – в восходящем.





При переходе со II ступени на III, т. е. с размыва по схеме снизу вверх на размыв сверху вниз, уровень нерастворителя поднимается до кровли будущей емкости и изменяется уровень (отметка) подачи воды в емкость. Дальнейшее выщелачивание при постоянном положении водоподающей колонны с периодическим подкачиванием нерастворителя происходит по регламенту, обеспечивающему формирование верхней части камеры на противоточном режиме.

Принятый в комбинированном методе порядок размыва позволяет сочетать надежное управление формообразованием емкости с высокой интенсивностью размыва при благоприятных условиях приема нерастворимых включений, что существенно при создании камер сфероидальной формы в различных горно-геологических условиях.

### Подземное выщелачивание каменой соли с гидроврубом.

В результате обобщения производственного опыта подземного выщелачивания каменной соли через скважины и проведенных исследований был разработан новый способ, получивший наименование метода с применением гидровруба. Гидровруб – это специальная горная выработка, создаваемая искусственным путем в нижней части соляного пласта. Она имеет форму горизонтального кольцевого вруба, образующегося вокруг скважины при растворении каменной соли водой.

Сущность метода заключается в следующем. Первоначально искусственно создаются условия для поддержания растворяющей воды на постоянном уровне с целью максимального развития камеры в горизонтальном направлении. Это позволяет в дальнейшем обеспечить наибольшую поверхность горизонтальной кровли. В камеру одновременно с водой вводится нерастворитель, в данном случае сжатый воздух, прикрывающий кровлю камеры на этапе создания вруба, т. е. в период размыва камеры в горизонтальном направлении. Количество подаваемого сжатого воздуха устанавливается из расчета его избытка по сравнению с количеством, растворимым в данном объеме рассола. Образуется изолирующий слой воздуха, регулируемый и поддерживаемый на всем протяжении формирования гидровруба. Высота вруба 1,0–1,5 м, диаметр зависит от предполагаемого объема камеры.

Сооружение камеры гидровруба – начальный этап подземного выщелачивания, предшествующий процессу размыва емкости снизу вверх.

Управление размывом способствует постепенному образованию цилиндрической камеры диаметром, соответствующим диаметру начальной камеры гидровруба.

Теоретическое обоснование и практическое осуществление метод выщелачивания с гидроврубом получил в работах П.А. Кулле [58]. Разработана система создания гидровруба с применением в качестве нерастворителей различных видов нефтепродуктов – нефти, жидких углеводородных газов и др. (рис. 5.4). При этом скважина, вскрывающая соляную залежь, обсаживается обсадной колонной диаметром 325 мм и затрубное пространство цементируется. После проверки скважины на герметичность в нее опускаются две свободно висящие эксплуатационные (рабочие) колонны труб (труба в трубе) диаметрами 219 и 114 мм. скважины оборудуется фланцами Оголовок для обеспечения герметического разобщения обсадной и висячих рабочих колонн труб, открытых в нижней части. Таким образом, создаются три пути движения: внешний – между обсадной колонной (а ниже зоны обсадки – стенками

скважины) и внешними стенками рабочей колонны труб большего диаметра, который служит для подачи жидкого нерастворителя; промежуточный кольцевой – между внутренними стенками рабочей колонны большего диаметра и внешними стенками рабочей колонны меньшего диаметра, используемой для подачи воды; центральный – внутреннее пространство рабочей колонны труб меньшего диаметра, необходимое для подъема рассола.



Рис. 5.4. Схема создания подземной емкости с применением гидровруба и жидких углеводородов в качестве нерастворителей:

 рассолоподъемная колонна; 2 – водоподающая колонна; 3 – колонна для подачи и отбора нерастворителя; 4 – затрубный тампонаж; 5 – слой нерастворителя; 6 – камера гидровруба

Рассолоподъемная колонна опускается с таким расчетом, чтобы перед началом размыва каменной соли ее башмак находился на 0,3–0,5 м выше подошвы отрабатываемой залежи. Башмак водоподающей колонны (рабочей колонны большого диаметра) устанавливается на 1,5–2,0 м (высота гидровруба) выше башмака рассолоподъемной. Подача воды и нерастворителя в камеру, а также отбор рассола производится непрерывно. Нерастворитель (например, нефть) скапливается в верхней части камеры и предохраняет кровлю от растворения водой. Камера развивается только в горизонтальном направлении. По окончании сооружения гидровруба большая часть нерастворителя (60–70%) возвращается на поверхность; вода получает доступ к кровле камеры и начинается процесс интенсивного размыва соляной залежи снизу вверх.

Основным недостатком метода гидровруба является необходимость поддержания строгой горизонтальности потолочины камеры. При этом, вопервых, ограничивается площадь размыва, а следовательно, и производительность; во-вторых, возникает опасность обрушения потолочины. В настоящее время метод гидровруба включается как элемент в другие технологические процессы управляемого выщелачивания.

Ступенчатое выщелачивание каменной соли. Широкое распространение в практике строительства подземных хранилищ в солях получил метод ступенчатого выщелачивания, который может быть успешно применен и на месторождениях с содержанием нерастворимых примесей до 30% (рис. 5.5). При данном способе выщелачивания развитие камеры вверх по вертикали регулируется применением нерастворителя, предохраняющего кровлю камеры от растворения пресной водой.



Рис. 5.5. Схема создания подземной емкости ступенчатым противопотоком снизу вверх: *H*<sub>1</sub> – высота активной зоны; *H*<sub>2</sub> – высота зоны консервации; *h* – конечная высота зоны формирования; *d* – высота ступени выщелачивания

При ступенчатом выщелачивании снизу вверх скважина оборудуется аналогично скважине для создания гидровруба. После образования первоначального вруба отработка соляной залежи происходит ступенями снизу вверх [43]. Это достигается тем, что уровень нерастворителя (нефти) поднимается на определенную высоту (ступень) в результате отбора необходимого объема нерастворителя из скважины, а низ камеры консервируется насыщенным рассолом. Переход на каждую новую ступень вызывает необходимость подъема колонны труб диаметром 219 мм таким образом, чтобы «свежая» вода поступала под новый уровень нефти и размывала боковые стенки в выбранном диапазоне между нефтью (сверху) и рассолом (снизу). Ступени постепенно расширяются от 1,0 до 5,0 м с увеличением высоты активной зоны – до 12,0–15,0 м. Производительность ступенчатого выщелачивания составляет 75–100 м<sup>3</sup>/ч рассола, что соответствует размыву 12,0–16,0 м<sup>3</sup>/ч объема подземной камеры.

В течение всего процесса выщелачивания потолок камеры сохраняет форму свода, что благоприятно сказывается на скорости размыва емкости. Кроме того, такая форма камеры обеспечивает большую устойчивость и прочность кровли.

Независимое перемещение водоподающей и рассолоподъемной колонн дает возможность подвергать размыву большую или меньшую поверхность стенок камеры и тем самым регулировать форму создаваемой камеры.

**Размыв емкостей с использованием газообразного нерастворителя**. Для управления процессом размыва и формообразованием емкости применяются жидкие и газообразные нерастворители.

Наиболее простым и дешевым нерастворителем является воздух. Регламент и методы расчета размыва с применением воздушного нерастворителя разработаны Б.Н. Федоровым и изложены в работе [64].

Использование воздушного нерастворителя возможно при любой схеме выщелачивания. Обычно в камеру размыва воздух подается вместе с водой, где он выделяется и собирается в верхней части камеры, создавая воздушную подушку, которая предохраняет потолочину от произвольного размыва. Существуют несколько схем подачи воздуха в водяную линию. Наиболее эффективно применение двух последовательно соединенных центробежных насосов (низкого и среднего давления) с вводом воздуха после первого насоса низкого давления (рис. 5.6), а также подача воздуха через специальные отверстия в корпусе многоступенчатого насоса и смешивания с водой после первого (или второго) рабочего колеса. В этих схемах насосы выполняют роль дожимных компрессоров.



**Рис. 5.6. Схема подачи воздуха в подземную емкость:** 1 – компрессор; 2 – насос низкого давления; 3 – насос среднего давления

К преимуществам газообразных нерастворителей относятся: простота регулирования и управления потоками, расходом и давлениями; возможность хранения продукта без наземного хранилища предварительной «отмывки» емкости; автоматизация процесса размыва; относительно низкая стоимость нерастворителя и процесса размыва. Недостатками опасность разрушения потолочины; являются: перемешивание с хранимым продуктом; выпуск газа в атмосферу при снижении давления в хранилище во время подъема труб.

Размыв подземной емкости с помощью двух скважин. Подземные хранилища большой емкости сооружаются способом прямой промывки при двух рядом расположенных скважинах. Причем создание емкостей осуществляется как независимым выщелачиванием, так и совместным, когда одна скважина используется в качестве водоподающей, а другая – рассолоподъемной.

Технология размыва предполагает применение метода ступенчатого выщелачивания в измененном варианте по отношению к прямой промывке с периодической сменой направления движения воды. Выщелачивание прямой промывкой можно производить без подъема водоподающей колонны, т. е. подавая воду во время размыва в нижнюю часть камеры.

Использование двухтрубной конструкции при прямой промывке способствует уменьшению энергетических потерь во время движения воды и рассола по колоннам труб. Это позволяет повысить производительность выщелачивания, получая при этом подземные емкости большого объема [43].

Струйный метод размыва подземных емкостей. Опыт строительства подземных емкостей циркуляционным методом показал, что процесс выщелачивания протекает сравнительно медленно. Разработан и опробован струйный метод размыва подземных емкостей, с помощью которого соль размывается более интенсивно, и образуются камеры

строгой формы. Емкости, созданные струйным методом в прочной каменной соли, даже на больших глубинах, находятся в устойчивом состоянии вплоть до заполнения продуктом. Их можно эксплуатировать с применением погружных насосов или выдавливать продукт сжатым воздухом. При использовании в качестве газонефтехранилищ такие емкости опорожняются полностью (до атмосферного давления) или частично, и в них остается внутреннее давление, уравновешивающее в определенной степени давление горных пород.

Выщелачивание осуществляется орошением стенок камеры струями воды. Вначале бурится скважина, затем в нее до забоя опускается колонна рассолоподъемных труб (с погружным насосом), проходящая в колонне водоподающих труб. Водоподающие трубы имеют насадки различной длины с отверстиями, рассчитанными на выдачу струи воды определенной длины, и обеспечивающие размыв емкости по всей высоте отрабатываемой толщи соляного пласта (рис. 5.7).





Лучшие результаты достигаются при вращении водоподающей трубы и системы насадок. Задавая длину различным струям или, регулируя режим перемещения насадок, можно размывать емкости строго заданной формы, в частности емкости диаметром (15–20 м) на глубинах до 300– 500 м. Все процессы, связанные со струйным методом размыва подземных емкостей, могут быть автоматизированы.

В табл. 5.1 приведены данные по циркуляционному и струйному методам размыва.

Таблица 5.1. Показатели методов размыва подземных емкостей [65]

Покозотоли	Методы размыва						
Показатели	Циркуляционный	Струйный					
Высота зоны растворения, м	10,0	10,0					
Объем камеры, м <sup>3</sup>	221,0	221,0					
Время размыва, ч	530	122					
Средняя минерализация рассола, кг/м <sup>3</sup>	64,0	277,0					
Расход воды на 1,0 м <sup>3</sup> емкости, м <sup>3</sup>	28,4	6,54					
Способ управления формообразова- нием	Применение нерастворителя	Подбор параметров струй воды					

Преимущества струйного метода заключаются в возможности создания подземных емкостей заданной формы с устойчивой сфероидальной кровлей. Производительность метода в три–четыре раза выше циркуляционного.

Сооружение емкостей галерейного типа. Многие месторождения каменной соли имеют пласты мощностью 5,0–20,0 м. О.М. Иванцов и Ю.С. Васюта впервые разработали метод сооружения подземных емкостей в пластах каменной соли ограниченной мощности. Сущность метода заключается в бурении наклонно-горизонтальных скважин и образовании протяженных выработок-емкостей галерейного типа, расположенных вдоль простирания пласта. Несмотря на то, что стоимость бурения наклонных и горизонтальных скважин выше, чем вертикальных, возможность создания крупных хранилищ делает этот способ экономичным [66].

Схемы размыва емкости галерейного типа показана на рис. 5.8.

При строительстве емкости бурят наклонную скважину с выходом на горизонтальную плоскость. Горизонтальное бурение скважины осуществляется для размыва больших емкостей при максимальном протяжении. Для обеспечения прочности и устойчивости подземной емкости в кровле и почве оставляют защитные целики соли толщиной 2,0–3,0 м. Чтобы обеспечить сохранность целика соли ниже камеры, горизонтальную часть скважины бурят выше подошвы пласта. Верхний защитный целик можно создать при размыве, задав программу выщелачивания.

Для размыва подземных емкостей галерейного типа используются двухколонные системы без применения нерастворителя. В пробуренную скважину до забоя спускают рабочую колонну труб. Размыв осуществляется по трем схемам.



Рис. 5.8. Схемы размыва емкости галерейного типа через одну (а) и две (б) скважины: 1 – пласт соли; 2 – вмещающие породы; 3 – обсадные трубы для отбора рассола; 4 – водоподающая колонна труб; 5 – камера, образованная размывом (первая захватка)

Первая схема предусматривает размыв захватками. После насыщения воды солью рассол опускается вниз, а новые порции «свежей» воды поднимаются вверх. Образующийся рассол донасыщается при движении по соли вдоль скважины. Поэтому первоначально камера вытянута вдоль горизонтальной части скважины, а затем, постепенно развиваясь вверх, приобретает конечную форму (рис. 5.8, а). После размыва первой захватки эксплуатационная труба поднимается из скважины на заданную высоту. При этом горизонтальный участок укорачивается и начинается размыв следующей захватки. Эта схема размыва применяется в основном при наличии в пласте соли 5–10% нерастворимых включений.

По второй схеме производят размыв одновременно на всю длину галерейной емкости на прямоточном и противоточном режимах. При этом площади поперечных сечений емкостей уменьшаются в направлении движения растворителя. Поэтому для получения камер одинакового сечения необходимо периодически изменять режимы размыва. Такой способ применяется в пластах чистой каменной соли.

Третья схема предусматривает сооружение подземных емкостей путем размыва с использованием наклонно-горизонтальной и вертикальной скважин (рис. 5.8, б). Этот способ следует использовать при создании хранилищ крупного объема.

В практике строительства подземных хранилищ первые две схемы являются ведущими. Однако выбор наиболее рационального пути

основывается на технико-экономическом сравнении вариантов, учете технической возможности применения методов и схем в конкретных геологических и горнотехнических условиях залегания каменной соли, формы и объемов емкости, условий прочности, планируемого срока строительства, способа доставки нерастворителя, наличия источников водоснабжения, а также возможностей сброса и утилизации рассола.

## 5.3. Основы проектирования размыва подземных емкостей

Практика сооружения емкостей заданной формы и размеров в соляных отложениях потребовала разработки методики определения основных технологических параметров размыва. Предпосылки к созданию основ проектирования размыва были заложены в трудах [58, 67] и нашли свое творческое развитие и промышленное применение в работах П.М. Гофман-Захарова [43], О.М. Иванцова [68], В.А. Мазурова [69] и др.

Анализируя публикации, посвященные процессам растворения минеральных солей и основываясь на результатах теоретических и экспериментальных исследований, В.А. Мазуровым разработаны технология и методы расчета параметров процесса создания подземных емкостей как с пассивной, так и с активной потолочиной, обеспечивающие достаточно точные результаты и сходимость расчетных и фактических данных этапов размыва [69].

Основные технологические параметры устанавливаются после выбора технологической схемы размыва и составления расчетной схемы формообразования емкости. Форма гидровруба цилиндрическая; в конце размыва она преобразуется в форму усеченного конуса, равновеликого по объему начальному цилиндру, с диаметром нижнего основания равным 2/3 диаметра цилиндра. В качестве поверхности растворения принимается приведенная, или условная вертикальная поверхность, с которой количество соли, растворяемое водой в единицу времени, равно количеству соли, растворяемому с поверхности емкости сложной геометрической формы.

Вводятся понятия приведенной скорости растворителя и приведенного коэффициента скорости растворения. На основании экспериментальных исследований установлена область автомодельности и получена система расчетных формул [7].

Приведенная поверхность растворения в соответствии с принятой схемой формообразования определяется по формуле

$$S_{np} = \sum_{i=1}^{n} S_{ib} + 1.5 \sum_{i=1}^{m} S_{ir},$$

где  $S_{ib}$ ,  $S_{ir}$  – площади вертикальных и горизонтальных поверхностей растворения.

Концентрация поступающего на поверхность рассола на любом этапе формообразования емкости рассчитывается по формуле

$$C = C_{H} \left( 1 - \frac{1}{\left( K_{np} / U_{np} \right) + 1} \right),$$

где  $C_{\mu}$  – концентрация насыщенного рассола, кг/м<sup>3</sup>;  $K_{\rm np}$  – приведенный коэффициент скорости растворения, м/ч;  $U_{np}$  – приведенная скорость движения растворителя, м/ч

$$U_{np} = \frac{Q}{S_{np}},$$

где Q – расход растворителя, м<sup>3</sup>/ч;  $S_{np}$  – приведенная поверхность растворения, м<sup>2</sup>.

Время размыва этапа или всей емкости

$$T = \frac{G}{Q_p},$$

где G – масса соли, поступившей на поверхность с рассолом, кг;  $Q_p$  – расход рассола, кг/ч.

Для противоточного режима

$$G = V_{\phi} (c_c - 0.8C),$$

для прямоточного

$$G = V_{\phi} (c_c - 1.15C),$$

где  $V_{\phi}$  – объем камеры, м<sup>3</sup>;  $\rho_c$  – плотность каменной соли, кг/м<sup>3</sup>; C – концентрация рассола на конец этапа, кг/м<sup>3</sup>.

Для определения приведенного коэффициента скорости растворения получены следующие эмпирические формулы [7]

$$K_{np} = (3,53+1,158)U_{np}^{0,13}; \quad 0,7 \le U_{np} \le 32;$$
  
$$K_{np} = (2,78+1,125)U_{np}^{0,13}; \quad 0,4 \le U_{np} < 0,7.$$

Количество закачиваемого нерастворителя (воздуха) в емкость вычисляется из уравнения

$$\begin{aligned} Q_{603\partial}(\tau) &= AV_r(\tau) + V_p(\tau)S_{\kappa} + 24Q_pS_{\delta} \\ A &= \frac{P_{\kappa}T_o}{ZP_oT_{\kappa}}, \end{aligned}$$

где A – коэффициент приведения объема воздуха к нормальным условиям;  $V_r(\tau)$  – функция, описывающая изменение объема, занимаемого воздухом в верхней части камеры, м<sup>3</sup>/сут;  $V_p(\tau)$  – функция, описывающая изменение объема рассола, находящегося в камере, м<sup>3</sup>/сут;  $S_{\kappa}$  – растворимость воздуха в рассоле в камере, %;  $Q_p$  – расход рассола, м<sup>3</sup>/сут;  $S_{\delta}$  – растворимость воздуха в рассоле у башмака рассолоподъемной колонны, %;  $P_{\kappa}$  – абсолютное давление воздуха в камере, кгс/см<sup>2</sup>; Z – коэффициент сжимаемости при  $P_{\kappa}$  и  $T_{\kappa}$ ;  $T_{\kappa}$  – температура воздуха в камере, К.

Для расчета растворимости воздуха в рассоле  $S_{\kappa}$  (в %) при различных условиях может быть использована формула В.А. Мазурова

 $\lg S_{\kappa} = \lg P - 0,00055P - 0,0024C + 0,00000053C^2 - 0,012t + 0,000122t^2 + 0,465,$ 

где P – давление, кгс/см<sup>2</sup>; t – температура, °C; C – концентрация рассола, г/л.

Количество жидкого нерастворителя, закачиваемого в емкость, определяется из уравнения [69]

$$Q_{\mathcal{H}\mathcal{U}\mathcal{\partial}\mathcal{K}}(\tau) = \frac{dV_{\mathcal{H}}}{d\tau},$$

где  $dV_{\mathcal{H}}$  – объем жидкости, которую необходимо подать в емкость за время  $d\tau$ .

На основании расчетов построены графики подачи нерастворителя в емкость. В табл. 5.2 приведены результаты расчета размыва емкости подземного хранилища по описываемой методике.

Основные расчетные зависимости показывают, что изменение одного из параметров не может обеспечить устойчивого эффекта при размыве. Так, повышение производительности подачи воды, мало влияя на скорость потока вдоль поверхности растворения, должно сочетаться с геометрией емкости. Увеличение подачи воды до  $20-30 \text{ м}^3/4$  в начальной стадии образования камеры (гидровруб) повышает темп роста камеры на 20...22%, а дальнейшее увеличение до  $50 \text{ м}^3/4$  – лишь на 10%. Расширение активной поверхности, особенно с углом наклона, более  $90^\circ$ , благоприятствует росту концентрации, однако с технологических позиций не всегда рационально вводить в работу большие мощности соляной толщи.

*Таблица 5.2.* Расчетные и фактические данные создания емкости подземного хранилища [7]

8 9	<u>д</u> _		Прод	олжитель этапа, ч	ность	Концентрация рассола в конце этапа, мг/м <sup>3</sup>		
Объем камеры начале и конц этапа, м <sup>3</sup>	Средний расхс рассопа, м <sup>3</sup> /-	Приведенная поверхность растворения начале и кони этапа, м <sup>2</sup>	расчетная	фактическая	относительная погрешность, %	расчетная	фактическая	относительная погрешность, %
24 000	78,6	7 170	2 400	2 201	9,1	263	262	0,4
72 000	—	9 510	_	_	_	_	_	_
47 200	93,0	9 510	2 120	2 009	5,5	267	255	4,7
75 800	—	12 420	—	—	—	—	_	_
24 000	85,5	7 170	4 470	4 270	4,7	—	255	4,9
75 800	_	12 420	_	_	_	_	_	_

Выполненные расчеты [70], подтвержденные практическими данными, свидетельствуют о целесообразности постепенного увеличения интенсивности подачи воды по мере развития камеры, если нет ограничений по условиям отвода рассола или снабжения водой (рис. 5.9).



Рис. 5.9. Зависимость прироста камеры (по выходу соли) от интенсивности подачи воды при объеме выщелачиваемой камеры: 1 – 100; 2 – 70; 3 – 35; 4 – 17,5 тыс. м<sup>3</sup>

Поступающая в камеру выщелачивания вода стремится занять верхнее положение, а насыщаемый солью рассол опускается вниз. Постоянное присутствие свежего растворителя способствует более активному

64

растворению верхней части камеры. Чем меньше высота интервала, в котором образуется емкость, тем положе становятся боковые стенки, придавая камере форму перевернутого конуса. Содержащиеся в соли включения нерастворимых пород осаждаются и накапливаются на пологих поверхностях, затрудняя доступ растворителя. Зная интенсивность их выпадения, можно оценить искажения фактической формы камеры и определить, какая часть ее поверхности исключается из растворения. Наличие включений нерастворимых пород и анизотропия соляной толщи оказывают непосредственное влияние на геометрию камеры, что необходимо учитывать при построении ее расчетной формы. Рассмотренные характеристики вводятся в программу формирования емкости и обусловливают выбор технологических приемов ее сооружения.

В НИИпромгазе разработана принципиально новая методика расчета технологии растворения соли при сооружении подземных емкостей с применением метода ступенчатого противотока снизу вверх [71], которая заключается в следующем. Вначале определяют время растворения соли для образования подземной емкости вместимостью V. Зная время и среднюю линейную скорость растворения определяют число ступеней растворения соли n, начальные радиусы  $R_i$  и время растворения соли  $\tau_i$  на каждой ступени. По данным средней концентрации рассола, производительности растворителя и времени растворения соли каждой ступени. Данная методика отличается надежностью, простотой и обеспечивает получение проектной конфигурации емкости.

#### 5.4. Оценка прочности и выбор формы подземных емкостей

Подземные газонефтехранилища являются капитальными сооружениями, поэтому они должны обладать длительной прочностью и устойчивостью. Разработка методов расчета емкостей на прочность и определение их допустимых размеров играет важную роль в повышении эксплуатационной надежности подземных газонефтехранилищ.

Технология размыва подземных емкостей позволяет создавать различные формы каверн с изменяющимися в широком диапазоне размерами и объемами. Известно, что при сферической емкости распределение напряжений и деформаций в окружающем массиве более благоприятно, чем при цилиндрической. Напряжения, действующие по контуру сферической емкости как в упругой, так и пластической области, несколько меньше, чем прослеживающиеся по контуру цилиндрической. Поэтому подземным емкостям следует придавать формы: шарообразную, в

виде эллипсоида вращения с большей вертикальной осью, цилиндрическую с куполообразной потолочиной, грушевидную и т. д.

Определение допустимых размеров подземных емкостей связано с разработкой методов расчета, которые допускают математическую обработку данных, учитывают глубину заложения и величину противодавления хранимых в емкостях продуктов, случайный характер распределения физико-механических свойств массива соли.

Вопросы прочности, устойчивости подземных газонефтехранилищ нашли отражение в работах В.А. Мазурова, Л.Н. Кислер, Н.М. Крюковой [72], А.М. Гальперина, Е.М. Шафаренко [73], Ж.С. Ержанова, Г.А. Аршинова, Э.И. Бергмана [74], П.М. Гофман-Захарова [43] и др.

Для определения наибольших допустимых размеров хранилищ НИИПромгазом [72] предложен метод расчета, в основу которого положена статистическая теория хрупкого разрушения. Напряженное состояние по этому методу определяется из решения соответствующей краевой задачи теории упругости, а размеры хранилища рассчитываются при наличии данных о прочностных характеристиках вмещающих пород и сведений об успешной эксплуатации работающей в аналогичном режиме емкости геометрически подобной формы («эталонной»), сооруженной в соляном массиве с известными прочностными характеристиками. Считая вероятность разрушения этой выработки допустимой, размеры проектируемой выработки геометрически подобной формы в аналогичных породах другого месторождения находим из условия

$$P_V \leq P_{V \ \partial on.}$$

Основная формула для определения допустимых размеров (пролета) подземных емкостей имеет вид [71]

$$\frac{L}{L_{9}} = \frac{\left[\frac{\gamma_{3}H_{9}}{\sigma_{nn}^{c}(1-\sin\varphi_{9})}\right]^{\frac{m_{9}}{n}}}{\left[\frac{\gamma_{1}H_{0}}{\sigma_{nn}^{c}(1-\sin\varphi)}\right]^{\frac{m_{9}}{n}}} \cdot \frac{F_{n}\left(\delta_{9},m_{9},\frac{\gamma_{9}}{\gamma},\sigma_{nn,9}^{\min}\right)}{F_{n}\left(\delta,m,\frac{\gamma_{1}}{\gamma},\sigma_{nn}^{\min}\right)},$$

где индексом «э» отмечены величины, относящиеся к эталонной выработке; n=2 – для горизонтальных камер тоннельного типа; n=3 – для вертикальных емкостей;  $F_n$  – безразмерные функции, зависящие от геометрической формы выработки и прочности параметров массива;  $\sigma_{nn}^c$  – характеристика соли, имеющая размерность напряжения;  $\gamma$ ,  $\varphi$  –

средневзвешенный удельный вес пород вышележащей толщи и угол внутреннего трения;  $\gamma_1$  – удельный вес продукта, обеспечивающего противодавление в емкости; *m* – безразмерная константа, определяемая по данным механических испытаний;  $\sigma_{nn}^{\min}$  – минимальное значение прочности дефектного элемента. Расчеты по приведенной формуле носят ориентировочный характер в пределах величин пролетов, принятых за эталонные на основании мирового опыта (в пределах 50 м).

Эксплуатационная надежность подземных хранилищ обеспечивается их устойчивостью и прочностью. В ряде работ оценка устойчивости выработки производится по длительной прочности. В качестве условия длительной прочности может использоваться критерий, удовлетворительно характеризующий прочность горной породы в условиях быстрого нагружения. При этом вводится характеристика длительной прочности при одноосном сжатии вместо соответствующей характеристики для мгновенного нагружения.

В работе [74] для определения устойчивости асимметричной полости в отложениях каменной соли применен критерий прочности Лебедева.

Используя в качестве уравнения состояния каменной соли, описывающие три стадии деформирования материала, включая разрушение, А.М. Гальпериным и Е.М. Шафаренко установлены зависимости, позволяющие определить для заданной глубины заложения хранилища величину противодавления продукта, обеспечивающего безаварийный режим эксплуатации хранилищ сферической формы. Так как наибольшие деформации возникают обычно на контуре выработок, то использование уравнений, описывающих все стадии ползучести, эквивалентно критериям прочности, оценивающим разрушение по достижении на контуре предельных деформаций.

В общем случае давление  $(P_b - P_a)$ , при котором обеспечена прочность хранилища в процессе длительной эксплуатации, выражается формулой

$$P_b - P_a = \frac{2}{\sqrt{3}} K_1 \sigma^{\infty} \frac{C+1}{C},$$

где  $P_b$  – давление на контуре;  $P_a$  – противодавление в емкости;  $K_1$  и C – коэффициенты, зависящие от характера объемных деформаций [73].

Для подземных емкостей цилиндрической формы прочность подземной емкости обеспечивается при выполнении условия

$$\sigma_i \leq \sigma_t^{\infty}$$
,

где  $\sigma_i$  – предельное значение интенсивности напряжений;  $\sigma_i^{\infty}$  – предел длительной прочности.

Расчеты подземных хранилищ на прочность в ряде работ основываются на знании физико-механических свойств горных пород. По данным В.А. Мазурова и Л.Н. Кислер, для оценки прочности емкостей, сооружаемых размывом, механические свойства каменной соли характеризуются двумя основными показателями: средним значением предела прочности на сжатие  $\sigma_{c,w}$  и коэффициентом вариации (изменчивостью) V [72]. Коэффициент вариации представляет собой среднеквадратическое отклонение, отнесенное к среднему значению. Так, по результатам обработки материалов испытаний керна каменной соли, по данным М.А. Долгих, В.В. Матвиенко и Н.С. Хачатуряна, установлено, что среднее значение предела прочности  $\sigma_{c,w}$  составляет 131 кгс/см<sup>2</sup>, а коэффициент вариации V равен 22,9%.

Зная механические свойства каменной соли, можно произвести проверку прочности подземных емкостей шаровой формы и вытянутого цилиндра по методике, изложенной в работе [43]. Для емкости шаровой формы

$$3\gamma H - P \frac{3 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \le \frac{2\sigma_{CHC}}{K_3},$$

для емкости цилиндрической формы

$$2\gamma H - \frac{2P}{1 - \sin \varphi} \le \frac{\sigma_{C\mathcal{H}}}{K_3},$$

где *P* – внутреннее давление в емкости (камере выщелачивания),  $H/m^2$ ;  $\gamma$  – удельный вес горных пород,  $H/m^3$ ; *H* – глубина рассматриваемой точки от поверхности, м;  $\rho$  – угол внутреннего трения (для расчетов принимается равным 15°);  $K_3$  – коэффициент запаса прочности;  $\sigma_{c,c,c}$  – среднее значение прочности каменной соли на сжатие,  $H/m^2$ .

Коэффициент запаса прочности определяется по формуле

$$K_3 = \frac{\sigma_{C\mathcal{H}}}{\sigma_{H}},$$

где  $\sigma_{\rm H}$  – нормальные напряжения, действующие на стенки камер,  ${\rm H/m}^2$ .

Приведенные формулы позволяют получить значения *P*, обеспечивающие заданные запасы прочности. Для шаровой формы

$$P = \frac{1}{\beta_1} \left( 3\gamma H - \frac{2\sigma_{c\mathcal{H}}}{K_3} \right),$$

для цилиндрической емкости

$$P = \frac{1}{\beta_2} \left( 2\gamma H - \frac{2\sigma_{c,\mathcal{H}}}{K_3} \right),$$

где

$$\beta_1 = \frac{3 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}; \quad \beta_2 = \frac{2}{1 - \sin \varphi}.$$

Для определения коэффициента запаса прочности  $K_3$  необходимо установить действующие в стенках камер нормальные напряжения  $\sigma_{H}$ .

Согласно [43] для шаровой формы хранилища

$$\sigma_{H}^{uu} = \frac{1}{2} (3\gamma H - \beta_{1} P);$$

для цилиндрической формы

$$\sigma_{H}^{u} = 2\gamma H - \beta_2 P.$$

Характеристику безопасности  $\Delta$  можно определить по формуле [75]

$$\Delta = \frac{K_3 - 1}{K_3 - W},$$

где  $\mathit{W}$  – коэффициент вариации значения  $\sigma_{\mathit{c}\mathscr{H}}$  .

В табл. 5.3 приведены значения вероятности G вывалов на стенках камеры выщелачивания при известных значениях  $\Delta$ .

Таблица 5.3. Значения G в зависимости от величины  $\Delta$  [75]

Δ	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8
G	0,3	0,27	0,24	0,20	0,28	0,15	0,13	0,11	0,9	0,8	0,6	0,05	0,04	0,035

Продолжение т	аол.	5.3
---------------	------	-----

Ζ	1	1,9	2,0	2,1	2,2	2,3	2,4	2,5	2,6	2,7	2,8	2,9	3,0
(	$\tilde{J}$	0,028	0,2	0,018	0,014	0,010	0,008	0,006	0,004	0,003	0,002	0,0019	3,1

Институтом НИИпромгаз для определения максимально допустимого радиуса подземной емкости сферической формы и глубин заложения хранилищ не более 1 200 м разработана программа (рис. 5.10) [43]. Параметры x<sub>1</sub> и x<sub>2</sub> номограммы определяют по формулам

$$x_1 = \frac{1}{G^2}, \quad x_2 = \frac{\gamma_c H}{\sigma_{c,\mathcal{H}}},$$

где  $\gamma_c$  – удельный вес каменной соли.



Рис. 5.10. Номограмма для определения максимально допустимого радиуса сферической подземной емкости в отложениях каменной соли

На номограмме точка пересечения вертикальной прямой  $x_1$  и наклонной прямой  $x_2$  соответствует допустимому радиусу емкости.

Исходя из опыта строительства подземных хранилищ, радиусы емкостей не должны превышать следующих величин: для сферических емкостей – 30 м, для цилиндрических и эллипсоидообразных с куполовидной кровлей – 25 м, для емкостей с плоской потолочиной – 15 м.

## 5.5. Методы контроля формообразования подземных емкостей и определение их объема

Строительство и эксплуатация подземных хранилищ требуют необходимости разработки и внедрения надежных методов и приборов контроля над формообразованием с целью получения емкостей заданной прочности и конфигурации. Создание в отложениях каменной соли камер заданной формы и объема возможно только с помощью управляемого размыва, который осуществляется путем закачки в технологическую скважину жидкого или газообразного нерастворителя, предохраняющего каменную соль от растворения в нежелательном направлении. При этом необходимо точно знать границу раздела нерастворитель-рассол.

Для отбивки уровня нерастворитель-рассол применяются различные способы: подбашмачный контроль, метод контрольной трубки, «нулевой» и электрический методы, радиоактивный каротаж, поплавковый. Они объединяются в две группы: периодический контроль с остановкой размыва и непрерывный контроль при работающей скважине [43].

Подбашмачный метод – один из самых простых и надежных методов контроля уровня нерастворителя. Сущность его заключается в том, что нерастворитель, находящийся в камере, поддерживается на уровне башмака водоподающей колонны, состоит в следующем. Проверка уровня осуществляется при остановке размыва путем подкачки нерастворителя до тех пор, пока он не всплывет и не появится в водоподающей колонне труб, а также на оголовке скважины. Последнее свидетельствует о нахождении нерастворителя на уровне башмака водоподающей колонны.

Сущность способа проверки уровня раздела нерастворитель-рассол с помощью трубки, монтируемой на наружной стороне водоподающей колонны, состоит в следующем. Башмак контрольной трубки небольшого диаметра располагается несколько выше (на 0,5–1,0 м) башмака водоподающей колонны. Зная объем трубки, из нее выпускают нерастворитель в объеме больше расчетного. Если при этом не появится вода или рассол, значит уровень нерастворителя совпадает с нижним концом трубки. Опускание трубки с колонной водоподающих труб связано с определенными трудностями, однако такой способ проверки не требует остановки скважины.

Вместо контрольной трубки применяют электрические контакты, которые размещаются на водоподающей трубе и соединяются кабелем с сигнальной лампой на поверхности. Когда уровень раздела нерастворитель-рассол смещается вверх, контакты попадают в рассол и лампа загорается.

Для проведения замеров «нулевым» методом (рис. 5.11) на контакте нерастворитель-рассол между обсадной и водоподающей трубами

опускается контрольная трубка малого диаметра 1. Трубка и межтрубное пространство 2 соединены с чувствительным дифманометром 5. Колонна контрольной трубки с помощью ручного насоса 4 заполняется нерастворителем из межтрубного пространства. Для выравнивания температур по стволу скважины размыв прекращают на три-четыре часа. Затем из контрольной трубки нерастворитель поступает в мерный сосуд 6 до тех пор, пока перепад давлений на дифманометре не станет равным нулю. Это происходит в момент совпадения уровня контакта нерастворителя с рассолом в контрольной трубке и уровня контакта рассол-нефть в камере. Высота уровня относительно нижнего конца контрольной трубки вычисляется по объему выпущенного нефтепродукта

$$h_T = \frac{4Q_T}{\pi d_T^2},$$

где  $Q_T$  – объем выпущенного из трубки нерастворителя;  $d_T$  – внутренний диаметр контрольной трубки.



Рис. 5.11. Схема контроля уровня раздела нерастворитель-рассол «нулевым» методом

Метод гидростатического равновесия также предусматривает пускание в межтрубное пространство контрольной трубки. Применение
чувствительного поплавкового дифманометра с индукционным преобразователем показаний позволяет фиксировать изменение уровня раздела нефтепродукт-рассол в процессе работы скважины. По перемещению поплавка в дифманометре рассчитывается изменение уровня раздела нерастворитель-рассол.

Следует отметить, что изменение температуры емкости с глубиной значительно влияет на плотность нефти. Поэтому применение указанного метода связано со значительными погрешностями. Более надежными способами отбивки контакта нефтепродукт-рассол являются нейтронный гамма-метод, а также метод рассеянного гамма-излучения.

Ивано-Франковским национальным техническим университетом нефти и газа разработан поплавковый метод замера границы раздела нерастворитель-рассол с помощью устройства УГРИ-2. Прибор обеспечивает точную фиксацию границы раздела, подачу устойчивого сигнала с фиксированной границы и определение глубины формирования этого сигнала относительно нулевой отметки поверхности земли (рис. 5.12).



Рис. 5.12. Схема изотопного указателя границы раздела нефтепродукт-рассол в подземных емкостях:

 счетчик длины размотанного кабеля; 2 – лебедка; 3 – блок; 4 – кабель; 5 – рассольная колонна; 6 – водоподающая колонна; 7 – гамма-реле; 8 – поплавковый указатель уровня;
 9 – граница раздела «нерастворитель–рассол»; 10 – подземная емкость; 11 – колонна для подачи нерастворителя

В качестве указателя границы раздела в приборе использован кольцевой поплавок 8, свободно перемещающийся в емкости 10 по рассольной трубе 5. Фиксация поплавка на границе раздела 9 двух жидкостей с различной плотностью обеспечивается расчетом его плавучести из условия [76]

$$V_p \gamma_p < G_n < V_n \gamma_n,$$

где  $V_p$  – объем рассола;  $V_n$  – объем поплавка;  $G_n$  – вес поплавка;  $\gamma_p$  и  $\gamma_n$  – удельные веса рассола и материала поплавка соответственно.

Источником сигнала является находящийся в поплавке радиоактивный изотоп. Поток излучения направлен по горизонтали к оси колонны труб. Во время замера границы с поверхности по оси рассольной колонны опускается скважинный прибор, роль которого выполняет приемник излучения гамма-реле 7. По достижении зоны излучения гамма-реле срабатывает и лебедка 2, разматывающая кабель 4 скважинного прибора, останавливается. По счетчику длины размотанного кабеля 1 фиксируется глубина положения границы раздела с точностью 0,02 м. Более эффективно использование измерительного поплавка, управляемого централизованно с пульта оператора.

Существуют различные методы определения объема и формы подземных емкостей. Объем камеры можно установить по количеству закачиваемой воды, отбираемому рассолу и его концентрации. Для этого во время размыва камеры непрерывно замеряют количество подаваемой в скважину воды и извлекаемого из нее рассола, а также через равные промежутки времени контролируют плотность рассола. Эти данные позволяют в любой момент выщелачивания камеры вычислить ее объем.

Площадь поперечного сечения камеры определяется способом равновесных давлений, основанном на принципе гидростатического равновесия в камере, заполненной нефтепродуктом или сжиженным газом и рассолом. Известно, что хранимый продукт легче рассола, поэтому у задвижки на подводящем продуктопроводе образуется избыточное давление. При снижении уровня контакта продукт–рассол, т. е. при заполнении камеры продуктом, это давление увеличивается [67]. Состояние равновесия можно описать уравнением

$$h_{\kappa} = \frac{P_{y}}{\gamma_{p} - \gamma_{n}},$$

где  $h_{\kappa}$  – глубина контакта продукт-рассол, м;  $\gamma_p$  и  $\gamma_n$  – удельные веса рассола и продукта, соответственно, Н/м<sup>3</sup>;  $P_{\nu}$  – давление на устье обсадной колонны, Н/м<sup>2</sup>.

При этом

$$\Delta h_{\kappa} = \frac{\Delta P_{y}}{\gamma_{p} - \gamma_{n}},$$

где  $\Delta h_{\kappa}$  – приращение глубины (изменение уровня продукт–рассол);  $\Delta P_y$  – приращение давления на устье обсадной колонны.

Тогда для элементарного объема камеры высотой  $\Delta h_{\kappa}$  средний радиус  $R_{\kappa}$  (при условии асимметричности камеры) находим по формуле

$$R_{\kappa} = 1,772 \sqrt{\Delta Q_n / \Delta h_{\kappa}},$$

где  $\Delta Q_n$  – объем продукта, введенного для заполнения нового объема камеры, при приращении глубины на  $\Delta h_{\kappa}$ , м<sup>3</sup>.

Вытесняя рассол нефтью или нефтепродуктом из камеры с точным замером продукта и давления на устье обсадной колонны, можно вычислить радиус и, следовательно, площадь для ряда поперечных сечений камеры. Однако этот метод не позволяет определить асимметричность размытой камеры.

Все описанные выше способы определения формы и замера объемов подземных камер при размыве каменной соли являются косвенными. Они позволяют получить лишь усредненный радиус конкретного сечения, что не характеризует истинную форму емкости, т.к. нерастворимые включения, пропластки, анизотропия соли делают весьма вероятным ее асимметричное развитие. Более надежным способом, позволяющим установить действительную форму подземных камер и их ориентировку в пространстве, является ультразвуковая локация.

В гидролокаторах применяют электронно-лучевой индикатор с фоторегистратором или самопишущий прибор, фиксирующий измерения в полярных координатах. Отклонение электронного луча или перерегистратора от нулевого положения пропорционально интервалу времени *t* между моментом посылки импульса локации и приходом его отражения от стенки емкости. Расстояние *R* от излучателя до стенки камеры подземного хранилища вычисляется по формуле

$$R = \frac{\upsilon t}{2},$$

где  $\upsilon$  – скорость распространения ультразвука в жидкости, заполняющей емкость; t – время, определяемое измерениями и устанавливаемое при калибровке прибора [7].

После съемки сечения камеры на данном уровне скважинный снаряд гидролокатора перемещается на новый уровень. Расстояние между

соседними уровнями зависит от размеров емкости, сложности ее формы и колеблется от 1...2 до 20...30 м. Детальное представление о форме емкости дает совокупность всех горизонтальных сечений, которую иногда представляют в виде пространственной модели.

Разработаны звуколокаторы типа «Зонд» и методика звуколокационной съемки подземных емкостей [77].

Скважинный комплекс состоит из наземной аппаратуры и скважинного гидроакустического снаряда, соединенных трехжильным каротажным кабелем. Работа с аппаратурой на скважине начинается с рекогносцировочной съемки, целью которой является выделение участков емкости с резким изменением формы и размеров контуров для более детальных исследований. Выбор шага между смежными сечениями осуществляется в зависимости от сложности ожидаемой конфигурации емкости и предполагаемых радиусов. Ориентировочное расстояние между смежными сечениями определяется по формуле

$$h = (R_i + R_{i-1})tg\frac{\beta}{2},$$

где  $R_i$ ,  $R_{i-1}$  – средние радиусы смежных сечений рекогносцировочной съемки, м;  $\beta$  – угол раствора диаграммы направленности излучателя в вертикальной плоскости (~5°).

После рекогносцировочной проводится основная съемка, затем обработка полученных данных, в результате которой устанавливаются форма и объем емкости. Объем камер по данным звуколокационной съемки существенно меньше объема, вычисленного по количеству вытесненной на поверхность соли.

Интерпретация материалов звуколокационной съемки заключается в последовательном внесении поправок. На первом этапе обработки отделяются горизонтальные сечения, на которых зафиксированы двойные и более сложные контуры. Они позволяют выявить перегородки нерастворимых пород. На уточненных контурах первой и второй групп горизонтальных сечений определяются их площади *S*, используемые при вычислении объема подземных емкостей по формуле

$$V = \frac{1}{3}h\left(S_{i-1} + S_i + \sqrt{S_{i-1}S_i}\right),\,$$

где h – расстояние между соседними горизонтальными сечениями, м;  $S_{i-1}$ ,  $S_i$  – площадь сечений на глубинах  $H_{i-1}$ ,  $H_i$ , м<sup>2</sup>.

Контроль за формообразованием подземных емкостей в солях производят периодически при размыве, завершении строительства и эксплуатации хранилища.

#### Раздел 6

#### ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА РАЗМЫВА ПОДЗЕМНЫХ ЕМКОСТЕЙ В ОТЛОЖЕНИЯХ КАМЕННОЙ СОЛИ

## 6.1. Анализ причин, снижающих эффективность сооружения подземных хранилищ в каменных солях методом размыва

Размыв подземных емкостей в отложениях каменной соли является в странах СНГ основной технологией сооружения крупных подземных хранилищ. Этому способствует наличие в СНГ около 20 крупных соленосных бассейнов (в т. ч. 5 в Украине), где возможно строительство подземных емкостей различного объема.

В мировой практике основной технологией сооружения крупных подземных хранилищ является размыв емкостей в отложениях каменной через буровые скважины с применением прямоточного, соли противоточного, комбинированного, с гидроврубом, ступенчатого и других методов. Однако, существенным недостатком таких циркуляционных схем размыва является длительность строительства, продолжающаяся полтора-два и более лет. Кроме того, начальный период формирования емкости, вследствие малой плошали контакта растворителя с каменной солью, характеризуется низкой скоростью обменных процессов. При этом концентрация рассола составляет всего 20...50 г/л, что значительно снижает эффективность размывочных работ. Следовательно, для сокращения сроков размыва емкостей чрезвычайно важным является решение вопроса интенсификации начальной стадии размыва.

Существующие регламенты размыва емкостей по традиционной технологии, кроме низкой концентрации выдаваемого рассола в первоначальный период строительства емкости, не содержат активных мер борьбы с нерастворимыми отложениями. Обычно соляная толща содержит пропластки несолевых пород – ангидритов, известняков, алевролитов (мощностью от нескольких сантиметров до нескольких метров), суммарное содержание которых в зоне размыва емкости может достигать 25...30% и более. Это существенно снижает (а в некоторых случаях становится невозможным) выщелачивание емкостей в пределах проектного контура. В большинстве случаев требуется принудительное обрушение нерастворимых пластов и пропластков, однако известные рекомендации пригодны лишь для редко встречающейся комбинации горно-геологических и строительных условий.

Существующие в настоящее время способы ускорения процесса растворения каменной соли (повышение температуры растворителя,

магнитная обработка воды и ультразвуковая обработка массива, использование поверхностно-активных веществ и другие) требуют применения дорогостоящего оборудования, не экономичны и мало пригодны в большинстве случаев размыва емкостей в сложных горногеологических условиях строительства при наличии в рабочей зоне размыва нерастворимых пластов и пропластков прочных горных пород.

Поэтому перспективна разработка взрывных методов, позволяющих одновременно воздействовать на каменную соль и на нерастворимые отложения с целью направленного изменения их свойств для ускорения процесса размыва.

# 6.2. Методы интенсификации процесса размыва подземных емкостей в отложениях каменной соли

Одной из особенностей подземных хранилищ, образованных в соляных формациях, несколько снижающей их общую эффективность, является длительность сооружения. Так, размыв емкости объемом 100 тыс. м<sup>3</sup> в зависимости от применения технологической схемы размыва продолжается полтора–два года. Поэтому сокращение сроков строительства емкостей – важный этап интенсификации процесса сооружения подземных емкостей в отложениях каменной соли методом размыва.

Теоретические и экспериментальные исследования позволили обнаружить возможность ускорения растворения при активном воздействии на диффузионный слой [43]. Этот принцип применим на всем протяжении процесса размыва, однако наиболее эффективен в первой фазе формирования подземной емкости, т. е. когда концентрация извлекаемого рассола находится еще на низком уровне.

Математически диффузионный процесс в жидкой фазе выражается формулой [78]

$$\frac{\partial c}{\partial \tau} + W_x \frac{\partial c}{\partial x} + W_y \frac{\partial c}{\partial y} + W_z \frac{\partial c}{\partial z} = D \left( \frac{\partial^2 c}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 c}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 c}{\partial z^2} \right).$$
(6.1)

В левой части уравнения имеем локальную и конвективную составляющие диффузии, в правой – молекулярную диффузию. Представляя равенство (6.1) в безразмерном виде для условия установившегося процесса  $\partial c / \partial \tau = 0$ , получаем соотношение между левой и правой частями уравнения, характеризующееся безразмерным параметром – числом Пекле  $P_e$  [79]. Большие значения числа  $P_e$ , свойственные рассматриваемому процессу, указывают на преобладание

конвекционной диффузии. Поэтому искусственное создание конвективных потоков в нужном направлении, даже с небольшими скоростями, дает положительный эффект.

Анализ экспериментальных опытно-промышленных исследований показал, что работы в области интенсификации размыва подземных хранилищ развивались в следующем направлении: интенсификация размыва с помощью воздействия на процесс упругими колебаниями; интенсификация размыва посредством создания электрического разряда в воде; турбулизация растворителя раскручиванием входящего потока воды; применение магнитной обработки воды; использование быстроиспаряющихся жидкостей с целью создания барботирующей толщи жидкости; использование энергии взрыва для разуплотнения структуры каменной соли.

Одним из эффективных средств, вызывающих возмущения, которые обусловливают сдвиговые усилия вблизи границы раздела твердой и жидкой фаз, могут служить упругие колебания звукового диапазона частот [80].

В работе [79] обоснована эффективность применения гидродинамического излучателя при выщелачивании подземной камеры. Возникающие при падении акустических волн на растворяющуюся поверхность стационарные течения среды представляют собой микропотоки, способствующие уменьшению толщины пограничного слоя и ускорению переноса вещества. Воздействие поля акустических колебаний изменяют характер движения растворенного вещества в пограничном диффузионном слое, а также в общем объеме растворителя. Появление акустических потоков в поле упругих колебаний усиливает конвекцию в камере и ускоряет массообменные процессы.

Наиболее приемлемым при подземном выщелачивании каменной соли является роторный гидродинамический излучатель (рис. 6.1) [79]. Он представляет собой устройство, с помощью которого кинетическая энергия жидкости преобразуется в акустическую. Жидкость, находящаяся в трубе и используемая как растворитель, через отверстия переменного во времени сечения поступает в пространство, создавая в нем возмущения среды, воспринимаемые как звук. Выходное сечение излучателя изменяется от максимума (когда отверстия статора совпадают с отверстиями ротора) до минимума (когда отверстия статора перекрыты). Вращение ротора осуществляется электродвигателем или гидротурбиной. Излучатель имеет цилиндрическую форму и его можно опускать на любую глубину, подсоединив к центральной колонне труб. Роторные гидродинамические излучатели позволяют получить значительные мощности в широком диапазоне частот (500–5 000 Гц).



Рис. 6.1. Принципиальная схема роторного гиродинамического излучателя: 1 – водоподающая колонна; 2 – статор; 3 – ротор

Исследования, проведенные А.В. Колосовым [79], подтвердили эффективность применения акустической интенсификации. Динамика выдачи соли (характеристика прироста объема камеры) свидетельствует о положительном влиянии упругих колебаний на всех этапах формирования камеры.

В работе [81] установлено, что с повышением колебательной скорости увеличивается эффективность звукового воздействия. Изменение амплитуды колебательной скорости позволяет интенсифицировать растворение каменной соли при любых начальных концентрациях растворителя (раствора). При частоте 100 Гц и изменении колебательной скорости в течение всего периода растворения концентрация соли в рассоле возрастает: при колебательной скорости 2,5 см/с – в 1,4 раза; при 5,0 см/с – в 1,87 раза и при 7,5 см/с – в 2,2 раза.

Результаты, полученные в работе [82], показали возможность интенсификации процесса размыва с помощью электрического разряда в воде. В экспериментах было достигнуто увеличение концентрации рассола на различных расстояниях в 1,3–2,7 раза.

В Ивано-Франковском национальном техническом университете нефти и газа проведены работы по использованию энергии упругих колебаний при размыве камер и определены технико-экономические показатели работы устройств, возбуждающих такие колебания. эффективность Исследовалась многократного периодически повторяющегося разрушения пограничного слоя с использованием модели малогабаритного скважинного генератора упругих импульсов. Испытания проводились в процессе размыва в целике соли 100-литровой емкости. Установлено, что применение генератора упругих волн для интенсификации процесса выщелачивания позволяет сократить сроки развития камеры более чем в 2,4 раза. Повышение скорости

выщелачивания при рассолах высокой концентрации позволяет снизить расход пресной воды и значительно сократить сроки размыва камеры [83].

В работе [43] приведено гидравлическое перемешивающее устройство (рис. 6.2), с помощью которого внутри зоны растворения создается турбулентное движение жидкости в результате вихревого движения струи на выходе в зону растворения. Шнекообразная насадка, создавая вихревое движение жидкости, увлекает близлежащие слои и постепенно турбулизует всю массу жидкого реагента, обтекающего поверхность растворения. Вынужденная усиленная конвекция жидкости способствует уменьшению толщины диффузионного слоя и резко активизирует процесс растворения. Наиболее эффективным является использование устройства в начальной стадии размыва при небольших объемах размываемой жидкости.



Рис. 6.2. Конструктивная схема перемешивающего устройства: 1 – обсадная колонна; 2 – водоподающая колонна; 3 – рассолоподъемная колонна; 4 – контур подземной емкости; 5 – шнекообразная насадка

Для интенсификации процесса выщелачивания возможна магнитная обработка воды. Однако в процессе проведения экспериментов свойство воды после намагничивания долго сохранять повышенную эффективность растворения соли не подтвердилось.

Способ ускорения растворения и массообмена в камере выщелачивания путем образования барботажа, в заполняющем камеру растворителе, приведен в работе [84]. Вместе с водой в камеру выщелачивания вводится быстроиспаряющаяся жидкость большей плотности, чем концентрированный рассол. Тяжелая жидкость собирается на дне камеры. Регулируя давление в камере, можно создать условия для образования газовых пузырьков, которые, устремляясь вверх, барботируют слой растворителя по всему сечению камеры в горизонтальной плоскости.



Использованием в качестве активизирующего агента CO<sub>2</sub> и других газов создается перепад давления, который обеспечивает выделение достаточного количества газа.

Интенсификация обменных процессов при размыве емкостей в каменных солях связана с увеличением поверхности взаимодействия растворителя и соляного массива, которого можно достигнуть, используя разрушающую способность взрыва. Анализ результатов исследований по разуплотнению структуры каменной соли под действием динамических нагрузок, выполненных в Институте геофизики НАН Украины, показал, что необходимая степень разуплотнения соляной породы может достигаться при определенном виде неравномерного напряженного состояния [85–87]. Требуемый вид неравномерного нагружения соляного массива можно создать путем короткозамедленного взрывания зарядов в торпеде, конструкция которой и расчет зарядов приведены в разделе 5.

Предлагается целесообразным выполнение взрывных работ, направленных на предварительное разуплотнение структуры соли, производить до начала выполнения работ по размыву емкости в области гидровруба и частично 1-ой ступени размыва, что позволяет увеличить эффективность обменных процессов и в 3-4 раза увеличить скорость размыва емкости в наиболее трудоемкой начальной стадии сооружения хранилищ. Предлагаемый метод предварительного взрывного разуплотнения соляного массива был рекомендован и успешно внедрен на многих объектах строительства подземных хранилищ комбината «Неман» (республика Беларусь).

#### 6.3. Разуплотнение и прочность горных пород при неравномерных динамических нагружениях. Результаты экспериментальных исследований

Известно, что в результате взрыва изменяется физическое состояние горных пород, при этом в зоне взрывного воздействия возникает искусственная трещиноватость, приводящая к изменению начальной пористости массива.

В работе [85] установлено, что развитие деформационных процессов в горных породах зависит как от их исходного физического состояния, так и в значительной мере от вида нагружения, характеризуемого параметром  $\zeta = \sigma_3 / \sigma_1$ , где  $\sigma_3$  и  $\sigma_1$  – наименьшее и наибольшее главные напряжения.

В Институте геофизики НАН Украины под руководством докт. техн. наук А.В. Михалюка разработан экспериментальный комплекс для изучения поведения горных пород при динамическом нагружении. Методика проведения экспериментов, описание испытательной камеры и экспериментального комплекса подробно изложены в [85]. Экспериментальный комплекс обеспечивает создание в испытываемом образце породы сложного динамического напряженно-деформированного состояния с импульсным характером изменения всех компонент тензоров напряжений и деформаций. Комплекс позволяет в широких пределах изменять вид напряженного состояния образца при сжатии – от одноосного до всестороннего равномерного, что обеспечивается соотношением размеров рабочего пространства испытательной камеры и образца, наличием и отсутствием в камере жидкости, создающей давление на образец. Динамическое нагружение создается ударом свободно падающего груза в вертикальном копре 100-FU-122.

Непостоянство свойств образцов горных пород, условий выполнения экспериментов, расшифровки осциллографических записей, случайные погрешности в работе контрольно-измерительной аппаратуры [88] оценивают с применением методов математической статистики [89, 90]. При этом случайная ошибка измеряемой величины не превышает ±5% при выполнении трех экспериментов при одних и тех же параметрах динамического нагружения. Суммарная максимальная ошибка определения параметров напряженно-деформированного состояния образца не превышает ±5,1-10,8% [85].

Минимум искажающего влияния трения по торцам и продольного изгиба образца при его нагружении обеспечивается отношением высоты испытываемых образцов к их диаметрам, изменяющимся в границах 1,8– 2,5. С учетом этого, а также объема испытательной камеры размеры испытываемых образцов следующие:

$$h_0 \le (7,0-7,5) \cdot 10^{-2} \text{ m}; \qquad d_0 \le 5 \cdot 10^{-2} \text{ m}.$$

В работе [91] отмечено, что образцы таких размеров для большинства горных пород могут рассматриваться как элементарные объемы породы.

При экспериментальном изучении деформирования образцов горных пород при динамическом нагружении основное внимание уделяется поведению пород в области давлений, сравнимых с прочностью пород, поскольку пространственная область более высоких давлений от взрыва заряда невелика по сравнению с общей зоной действия взрыва и достаточно изучена [92–94].

Результаты экспериментальных исследований деформирования образцов каменной соли и основных типов нерастворимых пород, наиболее часто встречающихся при выщелачивании емкостей, приведены в работах [85, 86, 95]. Некоторые из результатов приведены ниже.

Физико-механические свойства исследованных горных пород приведены в табл. 6.1.

Порода	$ ho  ( imes 10^3),$ кг/м <sup>3</sup>	n , %	$\upsilon_p( imes 10^3),$ m/c	v	$\sigma_0( imes 10^5),$ Па	<i>E</i> (×10 <sup>10</sup> ), Па
Известняк	2,58	1,7	4,65	0,28	855	4,90
Песчаник	2,36	9,0	2,53	0,17	527	1,46
Ангидрит	2,61	2,0	4,27	0,26	550	4,74
Алевролит	2,58	4,4	3,26	0,19	520	2,86
Аргиллит	2,51 .	6,0	3,05	0,23	460	2,33
Каменная соль	2,10–2,20	-	2,34–2,95	0,22–0,30	160–210	1,15–1,91

Таблица 6.1. Физико-механические свойства горных пород

На рис. 6.3 показано влияние вида напряженного состояния на предел упругости  $\sigma_y$  пород. Приведенные графики показывают, что предел упругости с уменьшением показателя неравномерности нагружения  $\zeta$  от 0,2 до 0,05 существенно уменьшается (в 4,5 раза для известняков и 2,7...3,1 раза для менее прочных пород).



Рис. 6.3. Влияние неравномерного нагружения на предел упругости пород: 1 – известняк; 2 – ангидрит; 3 – песчаник; 4 – алевролит; 5 – аргиллит

Влияние неравномерности нагружения на величину сцепления *C* и угол внутреннего трения  $\varphi$  в горных породах по данным экспериментов с близкими значениями скорости нагружения (от 1,5·10<sup>11</sup> Па/с в песчаниках до 3,1·10<sup>11</sup> Па/с в известняках) показано на рис. 6.4 и 6.5.

Анализируя графики рис. 6.4 приходим к выводу о заметном влиянии неравномерности нагружения на величину сцепления. Так, в известняках при изменении  $\zeta$  от 0,3 до 0,05 величина сцепления уменьшается в 1,42 раза, для каменной соли в 2,6 раза. Отметим, что установленные

зависимости  $C(\zeta)$  в качественном отношении аналогичны результатам, приведенным в работе [96].



Рис. 6.4. Влияние неравномерного нагружения на величину сцепления в породах: 1 – известняк; 2 – ангидрит; 3 – песчаник; 4 – аргиллит; 5 – каменная соль

Что касается угла внутреннего трения, то его величина от неравномерности нагружения зависит менее заметно, чем сцепление. Анализ рис. 6.5 позволяет сделать заключение, что некоторое незначительное возрастание угла внутреннего трения с ростом  $\zeta$  отмечается для известняка; для алевролита, аргиллита и каменной соли характер кривых изменения угла  $\varphi$  при увеличении неравномерности напряженного состояния говорит об отсутствии определенной закономерности.



Рис. 6.5. Влияние неравномерного нагружения на угол внутреннего трения: 1 – известняк; 2 – алевролит; 3 – аргиллит; 4 – каменная соль

На рис. 6.6 приведены зависимости модуля Юнга горных пород от числа неравномерных последовательных динамических нагружений. Как видно, с увеличением количества нагружений модуль Юнга заметно

уменьшается (в 2,0 раза у известняков и ангидритов при четырехкратном и в 4,0 раза у каменной соли при трехкратном воздействии).



Рис. 6.6. Влияние количества неравномерных динамических нагружений на модуль Юнга: 1 – известняк; 2 – ангидрит; 3 – алевролит; 4 – песчаник; 5 – каменная соль

Довольно сильно количество неравномерных динамических нагружений влияет на величину сцепления, результаты экспериментов представлены на рис. 6.7.



Рис. 6.7. Изменение величины сцепления пород от количества неравномерных динамических нагружений: 1 – известняк; 2 – ангидрит; 3 – песчаник; 4 – алевролит; 5 – каменная соль

Графики указывают на существенное уменьшение величины сцепления с ростом количества нагружений (например, в 4,1...4,3 раза у ангидритов и известняков). У каменной соли снижение величины сцепления при последовательном неравномерном динамическом нагружении еще более заметно (если при первом нагружении значение сцепления составляет  $34,4\cdot10^5$  Па, при втором –  $11,4\cdot10^5$ , то при трехкратном нагружении величина сцепления не превышает значения  $3,4\cdot10^5$  Па). Это показывает, как отмечено и в работе [87], целесообразность многократного нагружения для снижения прочностных свойств каменной соли.

Экспериментально установленное снижение величины упругих, прочностных и деформационных характеристик с увеличением неравномерности и количества нагружений в горной породе может быть использовано как физическая основа при разработке взрывных методов разупрочнения нерастворимых пластов при их обрушении в процессе размыва подземных емкостей в каменных солях.

Таким образом, изменение напряженного состояния массива, связанное с увеличением параметра  $\zeta$ , приводит к увеличению амплитуды напряжений при разрушении породного массива. Напротив, уменьшение величины напряжений при разрушении (для исследованных образцов горных пород) достигается уменьшением параметра  $\zeta$ , т. е. увеличением неравномерности нагружения, на что указывается в работах [85, 95].

Следовательно, изменяя неравномерность напряженного состояния породы, можно достигать изменения ее деформационных и прочностных характеристик, что дает возможность эффективно управлять взрывом в технологических процессах строительства подземных емкостей.

При оценке напряженно-деформированного состояния массива горных пород необходимо учитывать изменение их физико-механических и прочностных характеристик при высоких давлениях. В этой связи следует отметить, что имеющаяся информация о состоянии и поведении пород на больших глубинах до и после взрыва недостаточна, что безусловно затрудняет строительство и эффективную эксплуатацию объектов и сооружений, расположенных на значительной глубине от земной поверхности, где горное давление существенно.

Исследования влияния горного давления на поведение горных пород при сложных пространственных динамических нагружениях проводились по методике динамических (импульсных) испытаний, позволяющей в широких пределах изменять вид напряженного состояния образца, а также создавать начальное напряженное состояние в образце, имитирующее горное давление [86].

В настоящее время наиболее активная инженерная деятельность по использованию природных богатств Земли связана с глубинами 0,5–3,5 км, так как в этой области сосредоточено подавляющее большинство известных месторождений полезных ископаемых. Соответственно для таких глубин выбран диапазон изменения начального напряженного состояния образцов  $P_{\Gamma} \leq 40$  МПа.

При экспериментальных исследованиях горное давление моделировалось равномерным боковым обжатием исследуемых образцов, создаваемым путем повышения давления в минеральном масле в полости, где находится образец.

Экспериментальные исследования проводились при таких исходных условиях. Образцы имели цилиндрическую форму диаметром  $4,1\cdot10^{-2}$  м  $\pm 5\%$  и высотой  $7,5\cdot10^{-2}$  м  $\pm 3\%$  и обрабатывались до достижения перпендикулярности торцов оси цилиндра с одновременной шлифовкой боковой поверхности и полировкой торцов. После измерения в образцах скорости звука и определения их плотности производился отбор образцов в группы. В каждой группе образцы были похожи по структуре и текстуре, количество образцов в группе было не менее пяти. Отобранные образцы горных пород перед выполнением исследований замачивались в керосине на срок до 7 дней и помещались в камеру без защитных оболочек, что не препятствует поступлению масла к боковой поверхности образца.

Измерения производились с использованием  $\sigma_1$ И  $\sigma_2 = \sigma_3$ тензометрических датчиков, укрепленных на упругих мембранах в донной и боковой частях камеры. Электрический сигнал от тензометрических мостов подавался на дифференциальный вход осциллографа типа С8-13, используемый как предусилитель, что давало возможность получить необходимый уровень сигнала для записи на магнитограф Н.0.68. Регистрация деформаций осуществлялась оптико-электронным датчиком, состоящим из лампы накаливания с линейной ниткой и фоторезистора, работающего в инфракрасной части спектра. Между ними размещалась шторка, перекрывающая часть светового потока. По изменению величины сопротивления, вследствие изменения светового потока, получали информацию о вертикальном перемещении поршня камеры. Фоторезистор с рабочей длиной волны излучения, регистрируемой в инфракрасном диапазоне света, использовался для улучшения прецизионной способности измерителя перемещений, поскольку в этом диапазоне фоторезистор имеет постоянную времени собственного процесса на порядок ниже аналогичных, работающих в видимой части спектра.

Импульсное нагружение осуществлялось свободно падающим грузом массой 50 кг с высоты 0,7; 1,2; 1,6 метра.

На рис. 6.8 приведена зависимость модуля Юнга исследованных горных пород от величины горного давления  $P_{\Gamma}$ . Анализ кривых показывает, что при  $P_{\Gamma} = 4,5 \cdot 10^7$  Па (соответствующее глубине 4 000 м) модуль Юнга увеличивается на 30...70% по сравнению с отсутствием давления, что качественно соответствует данным, приведенным в [97] (у каменной соли увеличение модуля Юнга с ростом  $P_{\Gamma}$  малозаметно, ввиду отсутствия у нее пористости).



Рис. 6.8. Влияние горного давления на модуль Юнга: 1 – известняк; 2 – ангидрит; 3 – алевролит; 4 – аргиллит; 5 – песчаник; 6 – каменная соль

Как следует из рис. 6.8 наибольшие изменения модуля Юнга наблюдается до  $P_{\Gamma} = (2,5...3,0) \cdot 10^7$  Па, что соответствует глубинам до 2–3 км. На больших глубинах влияние  $P_{\Gamma}$  на модуль Юнга ослабевает.

Влияние горного давления на изменение относительного модуля Юнга иллюстрирует рис. 6.9, где приведены результаты экспериментальных исследований зарубежных ученых. Сравнивая эти данные с данными рис. 6.8, можно отметить их хорошее совпадение, что является дополнительным доказательством достоверности полученных данных.



Рис. 6.9. Изменение относительного модуля Юнга от горного давления (по данным зарубежных исследователей): 1 – доломит; 2 – известняк; 3 – мрамор; 4 – песчаник

Объемное деформирование образцов каменной соли при различных значениях горного давления и неравномерности динамического нагружения представлено на рис. 6.10.





Установлено, что неравномерное нагружение соли с показателем  $\zeta = 0,3$  сопровождается уплотнением ее структуры; при этом увеличение горного давления способствует уменьшению деформаций уплотнения

(объемная деформация уменьшается в 1,33 раза при увеличении  $P_{\Gamma}$  с 0 до  $2 \cdot 10^7$  Па). С увеличением неравномерности нагружения, уже при  $\zeta = 0.26$ , наблюдается устойчивый деформационный процесс разуплотнения структуры каменной соли, выражающийся в увеличении объемной деформации образцов при сжатии (к примеру, у песчаников устойчивое разуплотнение их структуры наблюдается уже при  $\zeta = 0,12$ ) [85]. В области динамических нагружений с показателем  $\zeta$ , изменяющимся в границах значений 0,1...0,26, увеличение горного давления приводит к уменьшению разуплотнения структуры соли (так, с увеличением  $P_{\Gamma}$  с 0 до 2·10<sup>7</sup> Па объемная деформация разуплотнения уменьшается с (-0,57...-1,21)·10<sup>-2</sup> до (-0,52...-1,11)·10<sup>-2</sup>, т. е. в 1,1 раза). В области же малых давлений (менее 10<sup>7</sup> Па) наличие горного давления (при невысокой неравномерности напряженного состояния в образце) может изменить деформационный процесс разуплотнения соли в сторону уплотнения ее структуры (кривая 2 на рис. 6.10). Следовательно, для интенсификации разуплотнения солей в этом случае необходимо создавать режим линамического нагружения, характеризующийся высокой неравномерностью нагружения с показателем  $\zeta = 0, 1...0, 15$ .

Анализ результатов экспериментов показал, что наличие начального горного давления влияет на механическое поведение пород. С увеличением горного давления повышаются прочностные свойства пород, и как следствие, уменьшается составляющая деформации. Известно, что разуплотнение горных пород при допредельных нагружениях представляет собой зарождение и развитие микроразрушений, за что отвечает накопление и движение дислокаций. В свою очередь, напряжение старта дислокаций прямо пропорционально модулю упругости, который увеличивается с ростом P<sub>Г</sub>. Это сказывается на увеличении абсолютного значения напряжения, при котором начинается движение дислокаций и приводит к уменьшению микроразрушения породы [86]. Кроме того, горное давление, увеличивая сопротивление пород разрушению, приводит к сокращению размеров зон макроразрушений. Эти обстоятельства необходимо учитывать при планировании работ на больших глубинах, где одним из методов управления при импульсном воздействии на горные породы является предварительный учет горного давления.

При проведении натурных исследований изучалась эффективность растворения солей при неравномерном динамическом нагружении соляного массива путем измерения концентрации *С* выдаваемого на поверхность рассола при сооружении подземного хранилища в отложениях каменной соли (рис. 6.11).



Рис. 6.11. Влияние неравномерности нагружения на концентрацию выдаваемого на поверхность рассола: 1 – ζ = 0,23 ; 2 – регламентный размыв

Из рис. 6.11 видно, что неравномерное нагружение соляного массива сопровождается повышением концентрации *C* выдаваемого рассола, при этом она увеличивается на протяжении всего отрезка измерений. Так при  $\zeta = 0.23$  к исходу второго месяца размыва C = 180 кг/м<sup>3</sup>, к исходу 3,5 месяцев C = 227 кг/м<sup>3</sup>, в то время как при регламентном размыве значения концентрации составляют 87 кг/м<sup>3</sup> и 137 кг/м<sup>3</sup>, соответственно.

В результате выполненных экспериментальных исследований по влиянию вида напряженного состояния на физико-механические свойства пород установлено:

• вид напряженного состояния влияет на прочностные свойства пород. Снижение прочностных характеристик пород в результате увеличения неравномерности нагружения массива может достигать 1,5...2,0 и более раз;

• каменная соль при неравномерном динамическом нагружении ведет себя как среда, устойчивое разуплотнение структуры которой наблюдается уже при  $\zeta = 0,26$ , что значительно выше, чем для других более прочных пород; дальнейшее уменьшение  $\zeta$  до значений 0,1...0,15 сопровождается более интенсивным разуплотнением солей. Наиболее существенно разуплотнение солей влияет на величину сцепления, с увеличением неравномерности и ростом числа нагружений величина сцепления уменьшается в 6...10 раз;

• горное давление ослабляет разуплотнение каменной соли; в

области малых давлений (менее  $10^7$  Па) наличие горного давления, при невысокой неравномерности динамического нагружения, может изменить характер деформационного процесса разуплотнения соли в сторону уплотнения ее структуры.

Полученные результаты могут служить физической основой при разработке взрывных методов интенсификации размыва подземных хранилищ в отложениях каменной соли сложного геологического строения.

## 6.4. Теоретические исследования напряженно-деформированного состояния нерастворимых пластов горных пород при действии нагрузок

Ниже рассмотрен круг задач, связанных с исследованием напряженного состояния нерастворимых пластов при действии разного вида нагрузок и определены условия, при которых происходит разрушение пласта.

### 6.4.1. Напряженное состояние пластов постоянной мощности при действии нагрузок

Пусть в результате размыва в соляном массиве образовалась некоторая полость радиусом R, в которой остался пласт нерастворимых отложений постоянной мощности h (рис. 6.12).



Рис. 6.12. Схемы к расчету напряженного состояния нерастворимого пласта: 1 – каменная соль; 2 – контур хранилища; 3 – нерастворимый пласт; 4 – заряд ВВ; 5 – жидкость; *h*, *R* – мощность и радиус обнажения пласта; *A* – расстояние от заряда до нижней поверхности пласта; *P* – интенсивность статической нагрузки

Очевидно, обрушение пласта под действием нагрузки произойдет в том случае, когда возникающие в нем напряжения достигнут разрушающих величин. При решении поставленной задачи принято:

нерастворимый пласт является сплошным однородным упругим изотропным слоем пород, обладающим отличным от ноля сопротивлением разрушению;

мощность пласта значительно меньше любого другого размера его обнажения;

воздействие на пласт предполагается таким, что его напряженнодеформированное состояние носит статический или квазистатический характер;

для анализа напряженно-деформированного состояния пласта применимы основные положения теории изгиба тонких пластин.

Если действующая на круглый пласт нагрузка *P* распределена симметрично относительно оси емкости *ZZ* (а рассматривается именно такой случай), то деформации и напряжения, возникающие в пласте, будут также симметричны. В цилиндрической системе координат уравнение угла поворота *φ* нормали к срединной поверхности пласта для рассматриваемых условий имеет вид [98]

$$r\frac{d^2\varphi}{dr^2} + \frac{d\varphi}{dr} - \frac{\varphi}{r} = -\frac{qr}{D},$$
(6.2)

где  $D = \frac{Eh^3}{12(1-v^2)}$  – жесткость пласта на изгиб; *E* и *v* – модуль Юнга и

коэффициент Пуассона материала пласта; *q* – поперечная сила, направленная по оси *ZZ*.

Решение уравнения (6.2) имеет вид

$$\varphi = c_1 r + \frac{c_2}{r} - \frac{1}{Dr} \int \left( r \int q dr \right) dr , \qquad (6.3)$$

где *c*<sub>1</sub> и *c*<sub>2</sub> – произвольные постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Поперечную силу q находим из выражения

$$q = \frac{1}{r} \int_{0}^{r} Pr dr , \qquad (6.4)$$

где давление *Р* зависит только от координаты *г*.

При равномерно распределенной нагрузке из выражения (6.4) получаем

$$q = \frac{Pr}{2}.$$
(6.5)

С учетом (6.5) из соотношения (6.3) следует

$$\varphi = c_1 r + \frac{c_2}{r} - \frac{Pr^3}{16D}.$$
(6.6)

Определим постоянные интегрирования  $c_1$  и  $c_2$ .

Для случая жесткого защемления контура пласта (что имеет место в рассматриваемой задаче) угол поворота  $\varphi$  в центре пласта (при r=0) должен быть равен нолю. Но это возможно, когда  $c_2=0$ .

На контуре пласта r = R угол поворота  $\varphi$  также равен нолю, откуда

$$c_1 = \frac{PR^2}{16D} \,. \tag{6.7}$$

Следовательно,

$$\varphi = \frac{Pr}{16D} \left( R^2 - r^2 \right). \tag{6.8}$$

Зная  $\varphi$ , находим изгибающие моменты  $M_r$  и  $M_{\theta}$ 

$$M_{r} = \left[\frac{P}{16}R^{2}(1+\nu) - r^{2}(3+\nu)\right];$$
  

$$M_{\theta} = \left[\frac{P}{16}R^{2}(1+\nu) - r^{2}(1+3\nu)\right].$$
(6.9)

На контуре пласта при r = R

$$(M_r)_{r=R} = -\frac{PR^2}{8}; (M_\theta)_{r=R} = -v\frac{PR^2}{8}.$$
 (6.10)

В центре пласта, где r = 0

$$(M_r)_{r=0} = (M_t)_{r=0} = \frac{PR^2}{16}(1+v).$$
 (6.11)

Из выражений (6.10), (6.11) следует, что наибольшим является момент  $(M_r)_{r=R}$  .

Известно, что

$$\sigma_r = \frac{12M_r}{h^3} Z \,. \tag{6.12}$$

Таким образом, наибольшие напряжения наблюдаются на контуре защемления пласта при  $Z = \pm h/2$ . Наиболее опасными являются растягивающие напряжения, максимальная величина которых при r = R, Z = h/2 равна

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \frac{PR^2}{h^2}.$$
 (6.13)

Если рассматривается случай самообрушения пласта (без внешних нагрузок), то из формулы (6.13) следует

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \frac{\gamma R^2}{h},\tag{6.14}$$

где  $\gamma$  – удельный вес породы пласта.

Совместный учет внешней нагрузки *Р* и собственного веса пласта приводит к условию

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \frac{R^2}{h^2} (\gamma h + P).$$
 (6.15)

Если нагрузка *Р* обеспечивается за счет давления жидкости, подаваемой в полость поверх пласта, то из выражения (6.15) получаем

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \frac{R^2}{h^2} \left( \gamma h + \gamma_{\mathcal{H}} h_{\mathcal{H}} \right), \tag{6.16}$$

где  $\gamma_{\mathcal{H}}$  и  $h_{\mathcal{H}}$  – удельный вес и высота столба жидкости (рассола), соответственно.

Формулы (6.13) – (6.16) дают возможность определить предельные статические нагрузки на пласт при его обрушении.

Определим из соотношения (6.13) предельную равномернораспределенную статическую нагрузку  $P_{\Pi}$ , необходимую для обрушения пласта.

Очевидно, что нерастворимый пласт обрушится тогда, когда  $\sigma_r^{\max}$  достигнет значения равного пределу прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_n$  (так как сопротивление горных пород растяжению по

абсолютной величине в 8...10 раз и более, меньше сопротивления сжатию). При этом предельная нагрузка равна

$$P_{\Pi} = \frac{4}{3} \left(\frac{h}{R}\right)^2 \sigma_p \,. \tag{6.17}$$

Если рассматривается случай самообрушения пласта, то из (6.14) следует, что максимальная мощность пласта при этом составляет

$$h_{\max} = \frac{3}{4} \frac{\gamma R^2}{\sigma_p} \,. \tag{6.18}$$

Совместный учет внешней распределенной нагрузки интенсивности *P* и собственного веса пласта мощности *h* приводит к условию

$$P_{\rm II} = \frac{4}{3} \left(\frac{h}{R}\right)^2 \sigma_p - \gamma h \,. \tag{6.19}$$

В случае, когда равномерно распределенная нагрузка обеспечивается путем подачи жидкости поверх пласта мощности *h*, необходимая высота столба жидкости для обрушения пласта составляет

$$h_{\mathcal{H}} = \frac{1}{\gamma_{\mathcal{H}}} \left[ \frac{4}{3} \left( \frac{h}{R} \right)^2 \sigma_p - \gamma h \right].$$
(6.20)

Как видно, необходимая для обрушения пласта нагрузка возрастает с увеличением мощности обрушаемого пласта и прочности породы на разрыв и уменьшается с ростом размеров зоны обнажения.

Если упоминаемое выше давление *P* не обеспечивает обрушение пласта, то в качестве принудительного воздействия может быть использован взрыв заряда взрывчатого вещества (рис. 6.12, б). Тип взрывчатого вещества выбирается таким образом, чтобы обеспечить квазистатическое нагружение на пласт. Для этого необходимо, чтобы соблюдалось условие

$$\upsilon_{\rm B} t_+ >> h$$
,

где  $\upsilon_{\rm B}$  – скорость взрывной волны в жидкости;  $t_+$  – длительность действия давления.

Перед проведением взрывных работ по обрушению нерастворимого пласта верхняя часть полости освобождается от жидкости. В нижнюю часть полости, заполненную жидкостью, на расстояние *A* по вертикали от

подошвы пласта опускается заряд BB (рис. 6.12, б). В результате взрыва пласт испытывает совместное действие ударной волны и гидропотока, распределенное по всей поверхности обнажения. При  $A > 7r_3$  (где  $r_3$  – радиус заряда) гидропоток невелик и нагрузка, приложенная к пласту, представляется в виде [99]

$$P(r) = k r_3^{\mu} \left( A^2 + r^2 \right)^{-\frac{\mu}{2}}, \tag{6.21}$$

где *k* и *µ* – коэффициенты затухания взрывных волн в жидкости.

Считая, что взрывная нагрузка на пласт носит квазистатический характер (что можно обеспечить применением BB с увеличенной длительностью взрывного нагружения), применяем для расчета напряженного состояния пласта и в этом случае теорию изгиба тонких пластин.

Подставляя (6.21) в выражение (6.4) и производя интегрирование, получаем

$$q = \frac{k r_3^{\mu}}{r} \left[ \frac{\left(A^2 + r^2\right)^{\frac{2-\mu}{2}} - A^{2-\mu}}{2-\mu} \right].$$
 (6.22)

Для нахождения решения уравнения (6.2) разложим в ряд выражение  $(A^2 + r^2)^{\frac{2-\mu}{2}}$ . Количество членов в ряду для обеспечения необходимой точности результата зависит от отношения r/A. Так, при r/A = 0,5 учет 4-х членов разложения позволяет уменьшить ошибку в определении результата до 1%. С учетом этого

$$\left(A^{2}+r^{2}\right)^{\frac{2-\mu}{2}} = a_{0}+a_{1}\left(\frac{r}{A}\right)^{2}+a_{2}\left(\frac{r}{A}\right)^{4}+a_{3}\left(\frac{r}{A}\right)^{6},$$
(6.23)

где

$$a_0 = A^{2-\mu}; \qquad a_1 = \frac{1}{2}(2-\mu)A^{2-\mu};$$
$$a_2 = -\frac{1}{8}\mu(2-\mu)A^{2-\mu}; \quad a_3 = \frac{1}{48}\mu(4-\mu^2)A^{2-\mu}.$$
(6.24)

Подставляя (6.23), (6.24) в (6.22) и производя интегрирование в выражении (6.3), получаем

$$\varphi = c_1 r + \frac{c_2}{r} - \frac{B}{D} \left( \frac{a_1 r^3}{8A^2} + \frac{a_2 r^5}{24A^4} + \frac{a_3 r^7}{48A^6} \right), \tag{6.25}$$

где

$$B = \frac{k r_3^{\mu}}{2 - \mu} \,. \tag{6.26}$$

Определим постоянные интегрирования  $c_1$  и  $c_2$ . Как и выше,  $c_2 = 0$ . На контуре пласта r = R угол  $\varphi = 0$ , следовательно

$$c_{1} = \frac{B}{D} \left[ \frac{a_{1}}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^{2} + \frac{a_{2}}{24} \left( \frac{R}{A} \right)^{4} + \frac{a_{3}}{48} \left( \frac{R}{A} \right)^{6} \right].$$
(6.27)

Таким образом,

$$\varphi = \frac{B}{D} \left[ \frac{a_1}{8A^2} \left( R^2 r - r^3 \right) + \frac{a_2}{24a^4} \left( R^4 r - r^5 \right) + \frac{a_3}{48A^6} \left( R^6 r - r^7 \right) \right].$$
(6.28)

Для нахождения напряжений в пласте, определяем с учетом (6.28) изгибающие моменты  $M_r$  и  $M_\theta$ 

$$M_{r} = B \left\{ \frac{a_{1}}{8A^{2}} \left[ \left( R^{2} - 3r^{2} \right) + v \left( R^{2} - r^{2} \right) \right] + \frac{a_{2}}{24A^{4}} \left[ \left( R^{4} - 5r^{4} \right) + v \left( R^{4} - r^{4} \right) \right] + \frac{a_{3}}{48A^{6}} \left[ \left( R^{6} - 7r^{6} \right) + v \left( R^{6} - r^{6} \right) \right] \right\};$$
(6.29)

$$M_{\theta} = B \left\{ \frac{a_1}{8A^2} \left[ \left( R^2 - r^2 \right) + v \left( R^2 - 3r^2 \right) \right] + \frac{a_2}{24A^4} \left[ \left( R^4 - r^4 \right) + v \left( R^4 - 5r^4 \right) \right] + \frac{a_3}{48A^6} \left[ \left( R^6 - r^6 \right) + v \left( R^6 - 7r^6 \right) \right] \right\}.$$
(6.30)

На контуре пласта r = R

$$(M_r)_{r=R} = -B\left[\frac{a_1}{4}\left(\frac{R}{A}\right)^2 + \frac{a_2}{6}\left(\frac{R}{A}\right)^4 + \frac{a_3}{8}\left(\frac{R}{A}\right)^6\right];$$
  
$$(M_{\theta})_{r=R} = -vB\left[\frac{a_1}{4}\left(\frac{R}{A}\right)^2 + \frac{a_2}{6}\left(\frac{R}{A}\right)^4 + \frac{a_3}{8}\left(\frac{R}{A}\right)^6\right].$$
(6.31)  
99

В центре пласта r = 0

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = B(1+\nu) \left[ \frac{a_1}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{24} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{48} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right].$$
(6.32)

Из выражений (6.31) и (6.32) следует, что максимальные растягивающие напряжения имеют место на контуре защемления нижней поверхности пласта, где они равны [100]

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6k r_3^{\mu}}{(2-\mu)h^2} \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{48} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right].$$
(6.33)

Из выражения (6.33) определяем предельную взрывную нагрузку на обрушаемый пласт. Это достигается тогда, когда  $\sigma_r^{\text{max}}$  станет равным динамическому пределу прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_{p.\partial}$ , при этом минимальный радиус заряда равен

$$r_{3} = \left\{ \frac{(2-\mu)h^{2}\sigma_{p,\partial}}{6k\left[\frac{a_{1}}{4}\left(\frac{R}{A}\right)^{2} + \frac{a_{2}}{6}\left(\frac{R}{A}\right)^{4} + \frac{a_{3}}{8}\left(\frac{R}{A}\right)^{6}\right]} \right\}^{\frac{1}{\mu}}.$$
(6.34)

Нетрудно увидеть, что с увеличением параметра *А* требуемая для обрушения пласта нагрузка увеличивается.

Выше напряженное состояние пластов рассматривалось без учета сил сжатия пласта в горизонтальной плоскости, поскольку предполагалось, что величиной сил в срединной плоскости, и ей параллельных, появление которых возможно под влиянием горного давления или наклона пласта, пренебрегали.

В реальных условиях величина сил, параллельных плоскости пластов, возрастает с увеличением глубины заложения хранилища, подчиняясь закону

$$N = \xi \rho g h \,, \tag{6.35}$$

где  $\xi$  – коэффициент, зависящий от характера геологической структуры (для горизонтальных пластов  $\xi = \frac{v}{1-v}$ );  $\rho$  – плотность пород; g – ускорение свободного падения; h – глубина.

Рассматриваемые силы усиливают прогиб пласта, вызванный действием массовых сил, поэтому их проявление приводит к изменению естественного напряженного состояния пласта и условий его разрушения при действии внешней нагрузки. Оценим количественное влияние сил в срединной плоскости и ей параллельных на величину предельных разрушающих нагрузок.

Рассмотрим условия равновесия пласта, представленного на рис. 6.13, а. С учетом принятых ранее допущений уравнение изгиба пласта представляем в виде [101]

$$\frac{d^2\varphi}{dr^2} + \frac{1}{r}\frac{d\varphi}{dr} + \left(\frac{K^2}{R^2} - \frac{1}{r^2}\right)\varphi = -\frac{q}{D},$$
(6.36)

где  $K^2 = NR^2 / D$ ; N -сила, действующая в срединной плоскости пласта.



Рис. 6.13. Схемы к расчету напряженного состояния нерастворимого пласта с учетом сил сжатия в срединной плоскости пласта:

каменная соль; 2 – контур хранилища; 3 – нерастворимый пласт; 4 – заряд ВВ;
 5 – жидкость. h, R – мощность и радиус обнажения пласта; N – сила сжатия в срединной плоскости пласта; A – расстояние от заряда до нижней поверхности пласта; P – интенсивность статической нагрузки

Решение уравнения (6.36) имеет вид

$$\varphi = c_1 j_1 \left(\frac{Kr}{R}\right) + \varphi_0 \,, \tag{6.37}$$

где  $j_1$  – функция Бесселя I-го рода первого порядка;  $\varphi_0$  – частное решение уравнения (6.36), зависящее от q;  $c_1$  – постоянная, определяемая граничными условиями пласта.

Так как

$$\varphi_0 = -\frac{Pr}{2N},\tag{6.38}$$

то с учетом жесткого защемления контура пласта из (6.37) следует

$$\varphi = \frac{PRj_1\left(\frac{Kr}{R}\right)}{2Nj_1(K)} - \frac{Pr}{2N} , \qquad (6.39)$$

или с точностью до 0,3% (при удержании 2-х членов разложения  $j_1$  в ряд)

$$\varphi = \frac{Pr(R^2 - r^2)}{2 D(8 - K^2)}.$$
(6.40)

Зная  $\varphi$ , для случая жесткого защемления контура пласта находим выражение для прогиба

$$W = \frac{P(R^2 - r^2)^2}{8D(8 - K^2)}.$$
(6.41)

Численные расчеты проведем для условий обрушения пластов, наиболее часто встречающихся в практике работ: R = 20 м; h = 3 м;  $E = 1,3\cdot10^{10}$  Па; статическая прочность на разрыв  $\sigma_p = 3\cdot10^6$  Па; v = 0,3. При  $P = 2,4\cdot10^5$  Па и K = 0 (N = 0) прогиб в центре пласта достигает  $4,03\cdot10^{-3}$  м; при K = 0,2 ( $N = 3,2\cdot10^7$  H/м)  $W_{\text{max}} = 4,08\cdot10^{-3}$  м; при K = 0,687( $N = 1,76\cdot10^8$  H/м)  $W_{\text{max}} = 4,29\cdot10^{-3}$  м. Таким образом, в диапазоне промышленно целесообразных глубин заложения подземных хранилищ силы в срединной плоскости пластов и им параллельные оказывают незначительное (до 10%) влияние на критическую величину прогиба.

Изгибающие моменты  $M_r$  и  $M_{\theta}$  равны

$$M_r = \frac{P}{2(8-K^2)} \Big[ R^2 (1+v) - r^2 (3+v) \Big];$$
$$M_{\theta} = \frac{P}{2(8-K^2)} \Big[ R^2 (1+v) - r^2 (1+3v) \Big].$$

На контуре пласта при r = R

$$(M_r)_{r=R} = -\frac{PR^2}{8-K^2}; \ (M_\theta)_{r=R} = -v\frac{PR^2}{8-K^2}.$$
 (6.42)  
102

В центре пласта, где r = 0

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=R} = \frac{PR^2(1+v)}{2(8-K^2)}.$$
 (6.43)

Анализ выражений (6.42), (6.43) показывает, что максимальные растягивающие напряжения существуют на контуре защемления верхней поверхности пласта и равны

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6PR^2}{(8-K^2)h^2}.$$

Когда  $\sigma_r^{\max}$  достигнет предела прочности породы на растяжение  $\sigma_p$ , произойдет обрушение пласта, при этом необходимая интенсивность распределенной нагрузки равна [102]

$$P = \frac{h^2 \sigma_p \left(8 - K^2\right)}{6R^2} \,. \tag{6.44}$$

Из (6.44) видно, что необходимая для обрушения пласта интенсивность нагрузки возрастает с увеличением мощности пласта и прочности породы на разрыв и уменьшается с ростом размеров зоны обнажения.

Рассмотрим напряженное состояние пласта под действием взрывной нагрузки вида (6.21) и сил сжатия N в срединной плоскости (рис. 6.13, б). Уравнение упругой поверхности (в предположении квазистатичности нагружения) имеет также вид (6.36), где поперечная сила q определяется выражением (6.22). С учетом разложения (6.23) q представляем в виде

$$q = B\left(a_1\frac{r}{A^2} + a_2\frac{r^3}{A^4} + a_3\frac{r^5}{A^6}\right),$$

где  $a_1$ ,  $a_2$ ,  $a_3$ , B определяются из выражений (6.24) и (6.26), соответственно.

Общее решение уравнения (6.36) в данном случае имеет вид

$$\varphi = \frac{j_1 \left(\frac{Kr}{R}\right)}{j_1(K)} \left[ b_1 \frac{R}{N} + b_2 \left(\frac{R^3}{N} - \frac{8R^5}{K^4 D}\right) + b_3 \left(\frac{R^5}{N} + \frac{192R^5}{K^4 N} - \frac{24R^7}{K^4 D}\right) \right] - \left[ b_1 \frac{r}{N} + b_2 \left(\frac{r^3}{N} - \frac{8rR^4}{K^4 D}\right) + b_3 \left(\frac{r^5}{N} + \frac{192r^3R^4}{K^4 N} - \frac{24r^3R^4}{K^4 D}\right) \right],$$
103

$$b_1 = a_1 \frac{B}{A^2}; \ b_2 = a_2 \frac{B}{A^4}; \ b_3 = a_3 \frac{B}{A^6}.$$

Удерживая 2 члена разложения  $j_1$  в ряд, получаем приближенное решение уравнения (6.36) в виде

$$\varphi = \frac{r r_3^{\mu} F (R^2 - r^2)}{D A^2 (8 - K^2)} \left[ 1 + \frac{\mu (\mu + 2) r^2 R^2}{24 A^4} \right], \tag{6.45}$$

где

$$F = \frac{1}{2} K A^{2-\mu} \,.$$

Выражения для изгибающих моментов  $M_r$  и  $M_{\theta}$  с учетом (6.45) имеют вид

$$\begin{split} M_r &= \frac{F r_3^{\mu}}{(8-K^2)} \bigg\{ \frac{1}{A^2} \Big[ (R^2 - 3r^2) + v (R^2 - r^2) \Big] + \\ &+ \frac{\mu(\mu + 2)}{24 A^6} \Big[ (5 r^4 R^2 - 3 r^2 R^4) + v (r^4 R^2 - r^2 R^4) \Big] \bigg\}; \\ M_\theta &= \frac{F r_3^{\mu}}{(8-K^2)} \bigg\{ \frac{1}{A^2} \Big[ (R^2 - r^2) + v (R^2 - 3r^2) \Big] + \\ &+ \frac{\mu(\mu + 2)}{24 A^6} \Big[ (r^4 R^2 - r^2 R^4) + v (5 r^4 R^2 - 3 r^2 R^4) \Big] \bigg\}. \end{split}$$

На контуре пласта r = R

$$(M_r)_{r=R} = -\frac{2r_3^{\mu}R^2F}{A^2(8-K^2)} \left[ 1 - \frac{\mu(\mu+2)R^4}{24A^4} \right];$$
$$(M_{\theta})_{r=R} = -\frac{2\nu r_3^{\mu}R^2F}{A^2(8-K^2)} \left[ 1 - \frac{\mu(\mu+2)R^4}{24A^4} \right].$$

В центре пласта, где r = 0

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = (1+\nu) \frac{r_3^{\mu} R^2 F}{A^2 (8-K^2)}.$$
  
104

где

Следовательно, наибольший изгибающий момент  $M_r$  наблюдается на контуре защемления, здесь же на нижней поверхности пласта, растягивающие напряжения достигают максимальной величины и равны

$$\sigma_r^{\max} = \frac{12r_3^{\mu}R^2F}{h^2A^2(8-K^2)} \left[ 1 - \frac{\mu(\mu+2)R^4}{24A^4} \right].$$

При достижении  $\sigma_r^{\text{max}}$  значения динамического предела прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_{p.\partial}$  произойдет обрушение пласта, следовательно, требуемый радиус заряда равен [103]

$$r_{3} = \left[\frac{h^{2}\sigma_{p.\partial}(8-K^{2})}{\frac{12R^{2}F}{A^{2}}\left(1-\frac{\mu(\mu+2)R^{4}}{24A^{4}}\right)}\right]^{\frac{1}{\mu}}.$$
(6.46)

Расчеты по формулам (6.13) и (6.44) для пласта с параметрами R = 20 м; h = 4 м;  $E = 1,3 \cdot 10^{10}$  H/m<sup>2</sup>; v = 0,3;  $\sigma_p = 80 \cdot 10^5$  H/m<sup>2</sup> показывают, что необходимая равномерно распределенная нагрузка для обрушения пласта без учета сил сжатия составляет 4,267 · 10<sup>5</sup> H/m<sup>2</sup>; на глубине 1,0 км от поверхности земли, где  $N = 256 \cdot 10^5$  H/m, требуемая нагрузка равна 4,195 · 10<sup>5</sup> H/m<sup>2</sup>; на глубине 5,0 км при N = 1 420 · 10<sup>5</sup> H/m – 3,868 · 10<sup>5</sup> H/m<sup>2</sup>. Для такого пласта из формул (6.34) и (6.46) при  $K = 14365 \cdot 10^5$  H/m<sup>2</sup>;  $\mu = 1,13$ ; R/A = 0,92;  $\sigma_{p,\partial} = 168 \cdot 10^5$  H/m<sup>2</sup> определяем, что необходимая масса заряда для обрушения пласта без учета сил сжатия составляет 2,28 кг, а на глубине 1,0 км – 2,19 кг.

Приведенные расчеты показывают, что в условиях строительства в соляных массивах подземных хранилищ глубокого заложения методом размыва, наличие сил равномерного сжатия, действующих в срединной плоскости нерастворимого пласта, приводит к некоторому уменьшению предельной нагрузки, необходимой для его обрушения.

#### 6.4.2. Обрушение пластов сложной конфигурации

В процессе размыва емкостей остаются близкие к круглым пласты, имеющие некоторый угол наклона  $\beta$  по отношению к горизонтальной плоскости (рис. 6.14, а). Исследуем обрушение таких пластов под действием внешних нагрузок.

Найдем условия, при которых происходит самообрушение наклонного пласта мощностью h. Интенсивность нагрузки на такой пласт под действием собственного веса при этом равна  $P = h\rho g$ ,

где *р* – плотность породы пласта; *g* – ускорение свободного падения.



Рис. 6.14. Схемы к расчету обрушения наклонного пласта:  $P_1$  и  $P_2$  – составляющие по оси *OZ* нагрузок интенсивностей  $P_n$  и  $P_n$ 

Составляющие  $P_z$  и  $P_r$  нагрузки интенсивности P имеют вид

 $P_z = h\rho g \cos \beta$ ;  $P_r = h\rho g \sin \beta$ .

Выше было установлено, что влияние сил, действующих в срединной плоскости пласта, на его напряженное состояние мало. Это позволяет считать, что самообрушение рассматриваемого пласта определяется преимущественно действием составляющей  $P_z$ .

Из формулы (6.14) устанавливаем, что максимальные растягивающие напряжения, наблюдаемые на верхней поверхности пласта у контура защемления, равны

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3\rho \, gR^2 \cos\beta}{4h} \,. \tag{6.47}$$

С уменьшением мощности пласта, растягивающие напряжения возрастают и когда они достигнут  $\sigma_p$ , происходит самообрушение пласта.

Из (6.47) определяем максимальную мощность пласта при самообрушении [104]

$$h_{\rm max} = \frac{3\rho \, g R^2 \cos \beta}{4\sigma_p} \, .$$

Как видно, с увеличением прочности породы на разрыв и угла наклона пласта мощность пласта с учетом условия самообрушения уменьшается, а увеличение плотности породы и радиуса обнажения пласта способствует увеличению предельного значения h.

К примеру, для горизонтального пласта с параметрами R = 20 м;  $\rho = 2500$  кг/м<sup>3</sup>;  $\sigma_p = 30 \cdot 10^5$  H/м<sup>2</sup> самообрушение возможно при мощности пласта не более 2,45 м, а для пласта с углом наклона  $\beta = 45^0$  эта мощность снижается до значения 1,73 м.

Рассмотрим обрушение наклонного пласта под действием статической нагрузки, интенсивность которой изменяется по линейному закону (рис. 6.14, а), где  $P_{\pi}$  и  $P_{\pi}$  – интенсивность нагрузки на левом и правом концах пласта. Такую нагрузку можно создать путем подачи жидкости в верхнюю часть полости, предварительно удалив жидкость из нижней части полости и выполнив цементацию центрального отверстия в пласте.

Учитывая малость влияния сил, действующих в срединной плоскости пласта на его прогиб, принимаем, что обрушение пласта происходит в основном за счет действия составляющей нагрузки по оси *OZ*. Таким образом, принимаем, что на левом конце пласта действует нагрузка интенсивности  $P_1 = P_{\pi} \cos \beta$ , на правом –  $P_2 = P_{\pi} \cos \beta$ . Такое распределение нагрузки (для упрощения построения решения задачи) представим в виде двух нагрузок: равномерно распределенной нагрузки интенсивности  $P_* = (P_1 + P_2)/2$  и нагрузки, изменяющейся линейно, от интенсивности равной нолю на диаметре пласта *CD*, до интенсивностей –*P* и *P* на концах *A* и *B* диаметра *AB* (рис. 6.14, б). Из рис. 6.14, б видно, что

$$P = (P_2 - P_1)/2$$
.

Для неравномерной нагрузки, изображенной на рис. 6.14, б заштрихованными треугольниками

$$\overline{P} = \frac{Pr}{R}\cos\theta.$$
(6.48)

Так как в рассматриваемом случае прогиб W пласта зависит от координат r и  $\theta$ , то уравнение изгиба пласта в полярных координатах имеет вид [105]

$$\nabla^2 \nabla^2 W = \left(\frac{\partial}{\partial r^2} + \frac{1}{r}\frac{\partial}{\partial r} - \frac{1}{r^2}\frac{\partial}{\partial \theta^2}\right) \left(\frac{\partial^2 W}{\partial r^2} + \frac{1}{r}\frac{\partial W}{\partial r} - \frac{1}{r^2}\frac{\partial^2 W}{\partial \theta^2}\right) = \frac{\overline{P}}{D},$$
(6.49)

где D, как и ранее, цилиндрическая жесткость пласта.

Общее решение уравнения (6.49) представляем в виде суммы

$$W_{\rm of} = W_{\rm q} + W_{\rm of} \,,$$

где  $W_{\rm q}$  – частное решение уравнения (6.49), а  $W_{\rm og}$  – общее решение однородного уравнения

$$\nabla^2 \nabla^2 W = 0 \, .$$

Учитывая вид нагрузки (6.48), жесткое защемление контура пласта и конечное значение прогиба в центре пласта, находим

$$W_{\rm q} = \frac{Pr^5}{192RD}\cos\theta; \qquad W_{\rm og} = \left(\frac{PR^3}{192D}r - \frac{PR}{96D}r^3\right)\cos\theta.$$

Следовательно, общее решение уравнения (6.49) имеет вид

$$W_{o\delta} = \frac{P\cos\theta}{192D} \left(\frac{r^5}{R} - 2Rr^3 + R^3r\right).$$

Известно [105], что прогиб пласта от воздействия равномерно распределенной нагрузки интенсивности  $P_*$  равен  $\frac{P_*}{64D} (R^2 - r^2)^2$ , следовательно, общий прогиб пласта в рассматриваемом случае будет

$$W = \frac{P_*}{64D} \left( R^2 - r^2 \right)^2 + \frac{P \cos \theta}{192D} \left( \frac{r^5}{R} - 2r^3 R + rR^3 \right).$$
(6.50)
Определим напряжения в пласте. Зная W, находим изгибающие  $M_r$  и  $M_\theta$ и крутящий  $M_{r\theta}$  моменты

$$\begin{split} M_{r} &= -\left\{ \frac{P_{*}}{16} \left[ \left[ -R^{2} + 3r^{2} \right) - v \left( R^{2} - r^{2} \right) \right] + \frac{P \cos \theta}{192} \left[ \left( \frac{20r^{3}}{R} - 12rR \right) + v \left( \frac{4r^{3}}{R} - 4rR \right) \right] \right\}; \\ M_{\theta} &= -\left\{ -\frac{P_{*}}{16} \left[ \left( R^{2} - r^{2} \right) - v \left( -R^{2} + 3r^{2} \right) \right] + \frac{P \cos \theta}{192} \left[ \left( \frac{4r^{3}}{R} - 4rR \right) + v \left( \frac{20r^{3}}{R} - 12rR \right) \right] \right\}; \\ M_{r\theta} &= -\frac{P sin \theta}{192} \left( \frac{4r^{3}}{R} - 4rR \right) (1 - v), \end{split}$$
(6.51)

где *v* – коэффициент Пуассона породы пласта.

Определим значения моментов (6.51) на контуре и в центре пласта, а также в точке максимального прогиба пласта. Не снижая общности результата, для определенности, найдем точку максимального прогиба пласта с параметрами R = 20м; h = 4 м;  $\sigma_p = 20 \cdot 10^5$  H/m<sup>2</sup>; v = 0.3;  $\beta = 20^0$ . На левом конце пласта действует нагрузка интенсивности  $P_{\pi} = 0.24 \cdot 10^5$  H/m<sup>2</sup>, на правом  $P_{\pi} = 1.67 \cdot 10^5$  H/m<sup>2</sup>. При этом  $P = 0.67 \cdot 10^5$  H/m<sup>2</sup>,  $P_* = 0.9 \cdot 10^5$  H/m<sup>2</sup>.

Определив из (6.50) производную  $\frac{\partial W}{\partial r}$  и приравняв ее нолю, находим, что точка максимального прогиба в таком пласте смещена вправо от центра пласта в направлении  $\theta = 0^0$  на 1,22 м. На контуре пласта r = R

$$(M_r)_{r=R} = -\left(\frac{P_*}{8}R^2 + \frac{P}{24}R^2\cos\theta\right);$$
  
$$(M_{\theta})_{r=R} = -v\left(\frac{P_*}{8}R^2 + \frac{P}{24}R^2\cos\theta\right); \quad (M_{r\theta})_{r=R} = 0.$$
 (6.52)

В центре пласта, где r = 0

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = \frac{P_*}{16} R^2 (1+v), \quad (M_{r\theta})_{r=0} = 0.$$
 (6.53)

В точке максимального прогиба рассматриваемого пласта

$$(M_r)_{r=1,22;\theta=0^0} = \frac{P_*}{8}0,644R^2 + \frac{P}{24}0,1R^2;$$
  
109

$$(M_{\theta})_{r=1,22;\theta=0^{0}} = \frac{P_{*}}{8}0,646R^{2} + \frac{P}{24}0,06R^{2};$$
 (6.54)  
 $(M_{r\theta})_{r=1,22;\theta=0^{0}} = 0.$ 

Кроме того, максимальное значение крутящего момента наблюдается, когда  $\theta = \pm \pi/2$  и r = 11,55 м

$$(M_{r\theta})_{r=1,55;\theta=\pi/2} = \frac{P}{24} 0.13R^2; \quad (M_{r\theta})_{r=11,55;\theta=-\pi/2} = -\frac{P}{24} 0.13R^2.$$
 (6.55)

Из выражений (6.52)–(6.55) следует, что наибольшим из всех рассматриваемых моментов является  $(M_r)_{r=R}$ , следовательно, максимальным напряжением является  $\sigma_r$  и его наибольшее значение наблюдается на контуре защемления при значении  $\theta = 0^0$ , где оно равно

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3P_*R^2}{4h^2} + \frac{PR^2}{4h^2}$$

или, переходя к значениям  $P_{\rm II}$  и  $P_{\rm II}$ , получаем

$$\sigma_r^{\max} = \frac{R^2 \cos \beta}{4h^2} (P_{\pi} + 2P_{\pi}).$$
(6.56)

Как видно, при  $P_{\pi} = P_{\pi} = P$  и  $\beta = 0^0$  из выражения (6.56) получаем формулу (6.13) для определения наибольшего напряжения при нагружении горизонтального пласта статической нагрузкой интенсивности P.

Когда  $\sigma_r^{\text{max}}$  достигнет предела прочности породы на растяжение  $\sigma_p$ , произойдет обрушение пласта, следовательно, необходимая нагрузка равна [106]

$$P_{\rm n} + 2P_{\rm n} = \frac{4h^2\sigma_p}{R^2\cos\beta} \,. \tag{6.57}$$

Из (6.57) следует, что необходимая для обрушения рассматриваемого пласта нагрузка возрастает с увеличением прочности породы на растяжение, мощности и угла наклона пласта и уменьшается с ростом размеров зоны обнажения.

Выражение (6.57) можно представить в другом виде

$$H_{\pi} = \frac{4}{3} \left( \frac{h^2 \sigma_p}{\rho g R^2 \cos \beta} - R \sin \beta \right), \tag{6.58}$$

где  $H_{\pi}$  – необходимая высота столба жидкости на левом конце пласта, м;  $\rho$  – плотность жидкости, кг/м<sup>3</sup>.

Отметим также, что в соотношениях (6.57) и (6.58)  $P_{\pi}$  и  $P_{\Pi}$  должны быть больше ноля.

Расчеты показывают, что при R = 20 м; h = 4 м;  $\sigma_p = 20 \cdot 10^5$  H/м<sup>2</sup>;  $\rho = 1$  000 кг/м<sup>3</sup> необходимая нагрузка для обрушения горизонтального пласта обеспечивается при достижении столбом жидкости высоты 10,9 м, а при  $\beta = 20^0$  требуемая высота столба жидкости на левом конце пласта равна всего 2,5 м.

Рассмотрим обрушение пологопадающего пласта под действием взрыва заряда, размещенного в заполненной жидкостью нижней части полости. Верхняя часть полости свободна от жидкости. Для обеспечения симметричного нагружения пласта, заряд горизонтально смещают на расстояние *H* по отношению к вертикальной оси емкости.

При этом

$$H = A\sin\beta ,$$

где A – расстояние по оси OZ от заряда до нижней поверхности пласта;  $\beta$  – угол наклона пласта.

Используя результаты, приведенные выше, заключаем, что максимальные растягивающие напряжения возникают на контуре защемления нижней поверхности пласта, а требуемый радиус заряда определяется из формулы (6.34), где *R* – радиус обнажения наклонного пласта.

Иногда в процессе выщелачивания хранилищ происходит частичное выпадение породы пласта в осадок и в емкости размыва образуются близкие к круглым кольцевые пласты (рис. 6.15), затрудняющие ведение процесса размыва в требуемом технологическом режиме.

Определим условия, при которых достигается обрушение таких пластов. Как и ранее, уравнение угла поворота  $\varphi$  нормали и срединной поверхности пласта имеет вид (6.2) и решение этого уравнения представляется выражением (6.3).

Предположим, что на кольцевой пласт, имеющий внутренний радиус a и внешний R, действует распределенная нагрузка интенсивности P (рис. 6.15, а).



Рис. 6.15. Схемы к расчету напряженного состояния кольцевого пласта

Найдем выражение для поперечной силы, входящей в дифференциальное уравнение (6.3) угла поворота нормали. Для этого выделим кольцо, имеющее внешний радиус *r*, и составим уравнение его равновесия

$$q2\pi r - \pi (r^2 - a^2)P = 0,$$

отсюда

$$q = \frac{P}{2} \left( r - \frac{a^2}{r} \right). \tag{6.59}$$

С учетом (6.59) из соотношения (6.3) следует

$$\varphi = -\frac{Pr^3}{16D} + \frac{Pa^2r}{8D}(2\ln r - 1) + c_1r + \frac{c_2}{r},$$

где *D* – жесткость пласта на изгиб.

Постоянные интегрирования  $c_1$  и  $c_2$  определяются из граничных условий на внутреннем и внешнем контурах пласта. Для рассматриваемого случая жесткого защемления наружного контура угол поворота  $\varphi$  на контуре пласта (как и ранее) равен нолю. Кроме того, очевидно, что на внутреннем контуре пласта при r = a момент  $M_r = 0$ , следовательно

$$\left(\frac{\partial\varphi}{\partial r} + v\frac{\varphi}{r}\right)_{r=a} = 0.$$

Удовлетворяя граничные условия, получаем

$$c_1 = P\left[\frac{R^2}{16D} - \frac{a^2}{8D}(2\ln R - 1) - \frac{T}{R^2 FD}\right]; c_2 = \frac{T}{FD},$$
(6.60)

где

$$T = a^{2} \left[ \frac{(2\ln a - 1)(1 + v)}{8} - \frac{3 + v}{16} + \frac{1}{4} \right] + (1 + v) \left[ \frac{R^{2}}{16} - \frac{a^{2}}{8} (2\ln R - 1) \right].$$

$$F = \frac{1 + v}{R^{2}} + \frac{1 - v}{a^{2}}.$$
(6.61)

Решением уравнения (6.2) является

$$\varphi = P \left[ \frac{r}{16D} \left( R^2 - r^2 \right) + \frac{a^2 r}{4D} \ln \frac{r}{R} + \frac{T}{FD} \left( \frac{1}{r} - \frac{r}{R^2} \right) \right].$$

Зная  $\varphi$ , определяем изгибающие моменты  $M_r$  и  $M_{\theta}$ , анализ которых показывает, что наибольшим является момент  $(M_r)_{r=R}$ . Наиболее опасными являются растягивающие напряжения, максимальная величина которых при r = R, Z = h/2 равна

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6P}{h^2} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\}.$$
 (6.62)

Если рассматривается случай самообрушения пласта (без внешних нагрузок), то из выражения (6.62) следует

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6\gamma}{h} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\},$$
(6.63)

где  $\gamma$  – удельный вес породы пласта.

Очевидно, что обрушение пласта произойдет, когда  $\sigma_r^{\max}$  достигнет значения предела прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_p$ , следовательно, предельная нагрузка равна

$$P_{\Pi} = \frac{\sigma_p h^2}{6\left\{\frac{R^2}{8} - a^2 \left[\frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+v) + R^2(1-v)}\right]\right\}}$$

При самообрушении пласта из (6.63) следует, что максимальная мощность пласта при этом составляет

$$h_{\max} = \frac{6\gamma}{\sigma_p} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\}.$$
 (6.64)

->

При  $a \to 0$  из формулы (6.64) получаем формулу (6.18), из которой определяется максимальная мощность сплошного обнаженного пласта радиусом *R* при его самообрушении.

Если равномерно распределенная нагрузка интенсивностью *P* не обеспечивает обрушение рассматриваемого пласта, то этого можно достигнуть применением взрыва заряда BB (рис. 6.15, б). При этом, как и ранее, будем считать, что взрывная нагрузка на пласт имеет квазистатический характер и для расчета напряженного состояния пласта применима теория изгиба тонких пластин.

При взрывной нагрузке вида (6.21)

~

$$q = \frac{k r_3^{\mu}}{r} \left[ \frac{\left(A^2 + r^2\right)^{(2-\mu)/2} - \left(A^2 + a^2\right)^{(2-\mu)/2}}{2-\mu} \right].$$
 (6.65)

Используя разложение в ряд (6.23) и производя интегрирование в (6.3), с учетом (6.65), получаем

$$\varphi = c_1 r + \frac{c_2}{r} - \frac{B}{D} \left[ K_1 \left( 2\ln r - 1 \right) \frac{r}{4} + \frac{a_1 r^3}{8A^2} + \frac{a_2 r^5}{24A^4} + \frac{a_3 r^7}{48A^6} \right], \tag{6.66}$$

где

$$K_1 = A^{2-\mu} - \left(A^2 + a^2\right)^{(2-\mu)/2}\,,$$

 $a_1, a_2, a_3$  определяются выражениями (6.24); B – выражением (6.26).

Как и выше, постоянные  $c_1$  и  $c_2$  определяются из граничных условий жесткого защемления пласта по контуру обнажения и равенства нолю изгибающего момента  $M_r$  на внутреннем контуре. Удовлетворяя граничные условия, получаем

$$c_{1} = \frac{B}{D} \left[ \frac{K_{1}(2\ln R - 1)}{4} + K_{2} \right] - \frac{c_{2}}{R^{2}}; \qquad (6.67)$$

$$c_{2} = \frac{B}{K_{5}D} (L_{1} + \nu L_{2}),$$

где

$$L_{1} = \left[\frac{K_{1}}{2}\left(\ln\frac{R}{a}-1\right)+K_{2}-K_{3}\right]; \quad L_{2} = \frac{K_{1}}{2}\ln\frac{R}{a}+K_{2}-K_{4};$$

$$K_{2} = \frac{a_{1}R^{2}}{8A^{2}}+\frac{a_{2}R^{4}}{24A^{4}}+\frac{a_{3}R^{6}}{48A^{6}}; \quad K_{3} = \frac{3a_{1}a^{2}}{8A^{2}}+\frac{5a_{2}a^{4}}{24A^{4}}+\frac{7a_{3}a^{6}}{48A^{6}};$$

$$K_{4} = \frac{a_{1}a^{2}}{8A^{2}}+\frac{a_{2}a^{4}}{24A^{4}}+\frac{a_{3}a^{6}}{48A^{6}}; \quad K_{5} = \frac{\left(a^{2}+R^{2}\right)-v\left(R^{2}-a^{2}\right)}{A^{2}R^{2}}.$$
(6.68)

С учетом (6.67) и (6.68) выражение (6.66) имеет вид

$$\varphi = \frac{B}{D} \left\{ \left[ \frac{K_1}{4} (2\ln b - 1) + K_2 \right] r - \frac{L_1 + vL_2}{K_5} \left( \frac{r}{R^2} - \frac{1}{r} \right) - \frac{r}{4} K_1 (2\ln r - 1) - \frac{a_1 r^3}{8A^2} - \frac{a_2 r^5}{24A^4} - \frac{a_3 r^7}{48A^6} \right\}.$$
(6.69)

Используя (6.69), определяем изгибающие моменты  $M_r$  и  $M_{\theta}$ , анализ которых показывает, что наибольшим является момент  $(M_r)_{r=R}$ . Наиболее опасными следует считать растягивающие напряжения на контуре защемления нижней поверхности пласта, максимальная величина которых равна

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6B}{h^2} \left[ \frac{a_1 R^2}{4A^2} + \frac{a_2 R^4}{6A^4} + \frac{a_3 R^6}{8A^6} + \frac{K_1}{2} + \frac{2(L_1 + \nu L_2)}{R^2 K_5} \right].$$
 (6.70)

При достижении  $y_r^{\text{max}}$  значения динамического предела прочности породы пласта на растяжение  $y_{p.\partial}$  произойдет обрушение пласта, при этом минимальный радиус заряда, определяемый из (6.70), равен

$$r_{3} = \left\{ \frac{(2-\mu)h^{2}\sigma_{p,\pi}}{6k\left[\frac{a_{1}R^{2}}{4A^{2}} + \frac{a_{2}R^{4}}{6A^{4}} + \frac{a_{3}R^{6}}{8A^{6}} + \frac{K_{1}}{2} + \frac{2(L_{1}+\nu L_{2})}{R^{2}K_{5}}\right] \right\}^{\frac{1}{\mu}}.$$
(6.71)

Из выражения (6.71) видно, что необходимая для обрушения кольцевого пласта нагрузка возрастает с увеличением мощности пласта, прочности породы пласта на разрыв, расстояния от заряда до пласта и уменьшается с ростом размеров зоны обнажения.

#### 6.4.3. Расчет и анализ предельных нагрузок на пласт

Предельную мощность пласта при его самообрушении определяем из выражения (6.18) из которого видно, что предельная мощность увеличивается с ростом радиуса обнажения пласта. Зависимость  $h_{\max}(R)$ , установленная согласно (6.18) для пород различной крепости, представлена на рис. 6.16.



Рис. 6.16. Влияние радиуса обнажения пласта R и прочности породы на разрыв  $\sigma_p$ 

на максимальную мощность пласта  $h_{\max}$  при его самообрушении: 1–5 –  $\sigma_p = 25 \cdot 10^5$ ;  $35 \cdot 10^5$ ;  $45 \cdot 10^5$ ;  $55 \cdot 10^5$ ;  $65 \cdot 10^5$  Па

Из рис. 6.16 видно, что для характерных размеров хранилищ ( $R \approx 20$  м) предельная мощность пласта 2,5 м удовлетворяет условию самообрушения только для пород, прочность которых на растяжение не превышает 25·10<sup>5</sup> Па. Для более прочных горных пород необходимо применять различные методы принудительного обрушения.

В случае, когда мощность подлежащего обрушению пласта больше, чем предельная мощность согласно (6.18), обрушения пласта можно достигнуть путем подачи жидкости на верхнюю часть пласта. При этом предварительно откачивают жидкость из нижней части емкости для обеспечения максимального прогиба пласта и производят тампонаж сквозного отверстия в пласте. Предельную высоту столба жидкости рассчитывают согласно формуле (6.20).

Изменение предельной высоты столба жидкости  $h_{\mathcal{H}}$  в зависимости от радиуса пласта R, прочности породы на растяжение  $\sigma_p$  для различных мощностей h пластов представлено на рис. 6.17.



Рис. 6.17. Изменение предельной высоты столба жидкости  $h_{\mathcal{H}}$  от мощности h, радиуса обнажения пласта R и прочности его на растяжение  $\sigma_p$ : 1–6 – R = 3; 5; 10; 15; 20; 25 м

Как видно, предельная высота столба жидкости  $h_{\mathcal{H}}$  уменьшается с увеличением радиуса обнажения пласта R и увеличивается с возрастанием прочности породы на растяжение  $\sigma_p$  и мощности пласта h [107].

Если необходимая для обрушения пласта предельная высота столба жидкости больше расстояния от верхней части пласта до свода размытой полости, то нагружение пласта путем подачи жидкости не обеспечит его обрушения. В таком случае для обрушения пласта может быть использован взрыв заряда ВВ в нижней части полости, заполненной жидкостью, предварительно откачав жидкость из верхней ее части. Радиус заряда определяют из формулы (6.34), результаты расчетов при  $K = 14497 \cdot 10^5$  Па и  $\mu = 1,13$  представлены на рис. 6.18.

Как видно, радиус заряда увеличивается с увеличением прочности породы на растяжение  $\sigma_p$  и мощности пласта h и уменьшается с увеличением радиуса обнажения пласта R и отношения R/A.



Рис. 6.18. Зависимость минимальной величины радиуса  $r_3$  от мощности h и радиуса пласта R, прочности породы  $\sigma_{p,\partial}$  и расстояния A от заряда до пласта: 1-3-R=5; 10; 20 м

## 6.5. Экспериментальные исследования напряженнодеформированного состояния и разрушения образцов нерастворимых пород под действием внешних нагрузок<sup>1</sup>

## 6.5.1. Испытательный стенд по моделированию напряженнодеформированного состояния моделей нерастворимых пластов

Для решения задач моделирования напряженнодеформированного состояния и разрушения моделей нерастворимых пластов в Институте геофизики НАН Украины разработан стенд, включающий испытательную камеру, систему контрольно-измерительной и регистрирующей аппаратуры, набор средств градуировки и гидронасос.

Общий вид стенда приведен на рис. 6.19.

<sup>&</sup>lt;sup>1</sup> Подраздел написан совместно с А.Ю. Кондратенко



Рис. 6.19. Общий вид стенда для исследования напряженно-деформированного состояния и разрушения моделей нерастворимых пластов: 1 – жидкость; 2 – нижний фланец; 3 – шпилька; 4 – модель пласта;

5 – верхний фланец; 6 – манометр; 7 – заряд ВВ; 8 – гидронасос

Испытательная камера представляет собой полый разборный цилиндрический резервуар со стенками толщиной 0,035 м, радиусом 0,2 м и длиной 0,7 м. В верхней торцевой части камеры с помощью шпилечных соединений производится жесткое защемление моделей пластов.

Для наполнения камеры жидкостью и проведения исследований по статическому нагружению моделей пластов используется гидронасос.

Стенд позволяет производить также исследования напряженнодеформированного состояния моделей пластов при взрывном нагружении путем взрыва заряда ВВ в жидкости внутри камеры под нижней поверхностью модели пласта. Для обеспечения квазистатичности нагружения на модель следует применять ВВ с пониженными детонационными характеристиками, постоянная спада давления которых во взрывном импульсе, не превышает значения 2,5·10<sup>-4</sup> с.

На стенде возможно моделирование различной мощности пластов с разными физико-механическими свойствами.

В качестве регистрирующей аппаратуры в стенде используется электромеханический светолучевой осциллограф H-115. Для преобразования механических величин в электрические применяются тензопреобразователи типа КФ-5. Градуировка преобразователей осуществляется двояко: электрическим способом и по испытаниям в стандартных условиях с использованием индикаторов часового типа.

#### 6.5.2. Методика экспериментальных исследований напряженнодеформированного состояния моделей пластов

Методика предназначена для измерения напряженнодеформированного состояния моделей пластов под действием статических и квазистатических внешних нагрузок.

Метод измерений основан на регистрации величины деформации пласта под влиянием приложенного давления, вызывающей изменение электрического сопротивления тензодатчиков.

Перед проведением измерительных работ производится электрическая градуировка измерительных каналов. Параллельно к тензорезистору подключается шунтирующее сопротивление. Изменение сопротивления цепи  $\Delta R$  при этом составляет

$$\Box R = \frac{R_{uu}(R_{uu} - 2R_{m.\partial})}{R_{uu} - R_{m.\partial}},$$

где  $R_{u}$  и  $R_{m,\partial}$  – сопротивление шунта и тензодатчика, соответственно.

Известно [108], что чувствительность тензодатчика k равна

$$k = \varepsilon_R / \varepsilon_l , \qquad (6.72)$$

где  $\varepsilon_R = \Delta R/R$  – относительное изменение сопротивления проводника;  $\varepsilon_l = \Delta t/t$  – относительное изменение длины проводника.

Следовательно

$$\varepsilon_l = \varepsilon_R / k , \qquad (6.73)$$

и определив  $\varepsilon_{R}$ , при известном k, находим деформацию датчика.

Подключение в цепь параллельно к тензодатчику шунта вызывает смещение светового луча гальванометра. Следовательно, изменению общего сопротивления цепи соответствует некоторое отклонение луча гальванометра, что дает возможность установить соответствие между возникающей деформацией датчика и отклонением светового луча, т.е. произвести градуировку измерительного канала. Электрическая градуировка контролируется непосредственным изменением деформаций с помощью индикаторов часового типа. Деформация  $\varepsilon$  определяется по формуле

$$\varepsilon = SA , \qquad (6.74)$$

где *S* – чувствительность конкретного измерительного канала; *A* – амплитуда отклонения светового луча на осциллограмме.

Погрешность измерений при проведении экспериментов не превышает 12,5%.

Наименьшее число параллельных экспериментов *N* для получения надежных результатов требуемой точности определяется по формуле [109]

$$N = \alpha_{cm}^2 \frac{K_{\rm Bap}^2}{K_{\rm ДO\Pi}^2},$$

где *α<sub>cm</sub>* – коэффициент Стьюдента; *K*<sub>вар</sub> – коэффициент вариации; *K*<sub>лоп</sub> – допустимая ошибка.

Для исследовательских работ, связанных с изучением напряженнодеформированного состояния массива, рекомендуется принимать показатель надежности равным 0,9;  $K_{\text{доп}} = 5-10\%$ .

Большинство расчетов, которые принято считать как точные, относятся к первому классу точности, где  $K_{\rm bap} = 5-10\%$ . При этом минимальное количество экспериментов

$$N_{\rm min} = 2,13^2 \frac{10^2}{10^2} \approx 4,4$$

принимается равным пяти.

#### 6.5.3. Экспериментальные исследования напряженнодеформированного состояния моделей пластов

Перед проведением экспериментов нижнюю часть камеры стенда заполняли водой. Затем укладывали модель пласта и жестко защемляли по контуру с помощью шпилечных соединений.

Регистрирующие тензоэлементы КФ5 датчиков располагали на свободной (не контактирующей с жидкостью) поверхности пласта.

Характеристики используемого оборудования: диапазон измерения деформаций тензодатчиками от минус 3 000 млн.<sup>-1</sup> до плюс 3 000 млн.<sup>-1</sup>, предельная частота тензодатчиков  $8 \cdot 10^4$  Гц; диапазон изменения коэффициента усиления 2–20; диапазон входных напряжений 0–40 мВ при крутизне усиления (2,5 ± 0,8) мА/мВ и диапазоне регистрирующих частот 0–10<sup>5</sup> Гц; диапазон регистрирующих осциллографом частот – до 1,5·10<sup>4</sup> Гц при предельной скорости записи 10 м/с.

Эксперименты по измерению напряженно-деформированного состояния пластов проводились на моделях из сплава АМГ-6 и стали Ст 3 [110]. При этом для модели из сплава АМГ-6: мощность h = 0,025 м; радиус R = 0,25 м; модуль Юнга  $E = 0,7\cdot10^{11}$  Па; коэффициент Пуассона v = 0,32; для модели из стали Ст 3: h = 0,013 м; R = 0,25 м;  $E = 2,1\cdot10^{11}$  Па; v = 0,28.

В экспериментах применялись два вида нагружения на модель пласта: статическое и квазистатическое. Статическое нагружение создавалось насосом, подающим жидкость внутрь камеры и контролировалось манометром. Квазистатическое – обеспечивалось взрывом в камере с жидкостью зарядов дымного (черного) пороха массой  $3 \cdot 10^{-3} - 9 \cdot 10^{-3}$  кг на расстоянии A = 0,5 м по вертикали от нижней поверхности пласта. При этом время действия квазистатического давления на модель пласта составляло  $(1,3-1,43) \cdot 10^{-1}$  с. Инициирование зарядов – электрическое.

Определив чувствительность каждого измерительного канала, и измерив амплитудное значение отклонения на осциллограмме эксперимента, согласно формулы (6.74) рассчитывали деформации  $\varepsilon_r$  и  $\varepsilon_{\theta}$  измерительного элемента и по известным соотношениям [111]

$$\sigma_r = \frac{E}{1 - v^2} (\varepsilon_r + v \varepsilon_\theta); \qquad \sigma_\theta = \frac{E}{1 - v^2} (\varepsilon_\theta + v \varepsilon_r),$$

определяли напряжения  $\sigma_r$  и  $\sigma_{\theta}$  на свободной поверхности пласта (*E* и v – модуль Юнга и коэффициент Пуассона материала модели пласта).

Результаты экспериментов по нагружению моделей пластов представлены на рис. 6.20–6.23, где  $\bar{r} = r/R$ . Каждая экспериментальная точка представляет собой среднее арифметическое пяти измерений при одних и тех же условиях. Для сопоставления приведены теоретические кривые, полученные с помощью формул, приведенных в подразделе 6.4.



Рис. 6.20. Изменение напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_{\theta}$  вдоль радиуса пласта из сплава АМГ-6: 1–3 –  $P = 3 \cdot 10^5$ ;  $5 \cdot 10^5$ ;  $6 \cdot 10^5$  Па



 $1-3 - P = 3 \cdot 10^5$ ;  $5 \cdot 10^5$ ;  $6 \cdot 10^5$  Па

Анализ рис. 6.20 и 6.21 показывает, что при увеличении нагрузки на пласт  $\sigma_r$  и  $\sigma_{\theta}$  возрастают, при этом характер исследуемых напряжений изменяется вдоль радиуса пласта. На свободной поверхности пласта максимальные растягивающие напряжения возникают в центре пласта. С расстоянием от центра эти напряжения уменьшаются так, что вблизи точек защемления становятся сжимающими. На нижней поверхности пласта напряжения равны по абсолютной величине, но противоположны по знаку.

Аналогичный вид имеют кривые распределения напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_{\theta}$  вдоль радиуса пласта при взрыве порохового заряда массой  $9 \cdot 10^{-3}$  кг (рис. 6.22).



Рис. 6.22. Изменение напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_{\theta}$  вдоль радиуса пласта при взрыве порохового заряда массой 9·10<sup>-3</sup> кг:

пласт из сплава АМГ-6 : 1 –  $\sigma_r$ ; 2 –  $\sigma_{\theta}$ ; пласт из стали Ст 3: 3 –  $\sigma_r$ ; 4 –  $\sigma_{\theta}$ 

Учитывая то, что прочность горных пород на растяжение значительно (на порядок и более) меньше, чем на сжатие [112], критическими точками, где возникают предельные нагрузки на пласт, являются точки контура защемления нижней поверхности пласта. Это следует также из теоретических расчетов, при этом разброс теоретических и экспериментальных значений не превосходит 15–20%.

## 6.5.4. Исследование взрывного разрушения моделей нерастворимых пластов

Эксперименты по взрывному разрушению моделей пластов проведены в лабораторных условиях на испытательном стенде, описанном выше. В качестве моделей пластов применялись гипсоцементные плиты. До выполнения экспериментов нижняя поверхность модели пласта покрывалась тонким слоем нитролака для предотвращения изменения прочностных свойств материала модели при ее контакте с жидкостью в испытательном стенде. В центре пласта сверлилось отверстие для электропроводов системы инициирования заряда ВВ. Кроме того, для фиксации момента разрушения на верхней поверхности модели наклеивались две сигнальные линии в виде концентрических окружностей из металлической фольги. Одна из линий располагалась вблизи контура защемления, другая – в окрестности центра пласта.

Нагружение на модель пласта создавалось взрывом заряда дымного (черного) пороха, что обеспечивало квазистатическое нагружение на гипсоцементные модели.

Порядок проведения экспериментальных работ принимался таким. После жесткого защемления модели пласта по его контуру производилось заполнение рабочей камеры водой до появления воды в центральном отверстии пласта. Токопроводящие линии сопрягались с осциллографом. В отверстие модели на расстояние A = 0,5 м от нижней поверхности пласта опускался по вертикали заряд. Осуществлялось электрическое инициирование заряда и производился взрыв. Оценка результатов взрыва выполнялась по фиксации разрыва токопроводящих линий и визуально по наличию трещин, образовавшихся на поверхности модели в результате взрывного воздействия [113].

Эксперименты по взрывному разрушению пластов производились на моделях толщиной h = 0,02-0,04 м и размером в плане  $0,5 \times 0,5$  м. Плиты изготовлялись из гипсоцементной смеси (гипс строительный – 96%, цемент – 4%). Свойства материала модельных плит: плотность  $\rho = 1520-1560$  кг/м<sup>3</sup>; скорость продольной волны  $v_p = 3091-3155$  м/с; модуль

Юнга  $E = (12-14) \cdot 10^9$  Па; коэффициент Пуассона v = 0,29-0,33; предел прочности на растяжение  $\sigma_p = 80 \cdot 10^5$  Па.

Масса взрываемых зарядов составляла  $0,5 \cdot 10^{-3} - 0,9 \cdot 10^{-3}$  кг. В результате экспериментов установлено следующее. Для плиты толщиной 0,04 м взрыв заряда массой  $8 \cdot 10^{-3}$  кг оказался недостаточным для ее видимого разрушения. Для плиты толщиной 0,024 м заряды массой  $3 \cdot 10^{-3} - 5 \cdot 10^{-3}$  кг также недостаточны для ее разрушения, на поверхности плиты не обнаружено видимых трещин. Заряд массой  $9 \cdot 10^{-3}$  кг оказался минимально предельным для плиты толщиной 0,024 м, плита в результате взрыва оказалась покрытой трещинами, причем первым зафиксировано разрушение токопроводящих линий у контура защемления модели (через  $3,5 \cdot 10^{-3}$  с от начала взрыва). Визуальный осмотр модели после взрыва показал, что наиболее проявились трещины по контуру защемления пласта, что свидетельствует о действовавших здесь наибольших напряжениях (рис. 6.23).

Теоретический расчет радиуса заряда, обеспечивающего разрушение пласта со свойствами материала гипсоцементных плит, используемых в экспериментах, дает значение  $r_3 = 0,013$  м, что при насыпной плотности черного пороха  $\rho_{\rm BB} = 1\ 000$  кг/м<sup>3</sup> соответствует массе заряда  $m = 9,9\cdot 10^{-3}$  кг. При этом в формуле (6.34) принято  $k = 94,3\cdot 10^5$  Па;  $\mu = 1,13$ .



Рис. 6.23. Разрушение гипсоцементной модели пласта толщиной 2,4·10<sup>-2</sup> м под действием взрыва заряда черного пороха массой 9·10<sup>-3</sup> кг

Сравнение теоретических и экспериментальных исследований по разрушению моделей нерастворимых пластов зарядами квазистатического действия показывает совпадение по месту действия максимальных напряжений. В количественном отношении расчетная масса заряда отличается от фактически предельной не более, чем на 10%. Это свидетельствует о достаточной надежности применяемого способа разрушения нерастворимых пластов и разработанного теоретического метода расчета параметров взрывного нагружения. Вышесказанное может быть использовано как физическая основа для разработки эффективной технологии разрушения нерастворимых пластов при сооружении подземных емкостей в каменных солях в сложных горно-геологических условиях.

### Раздел 7

## ТЕХНОЛОГИИ ИНТЕНСИФИКАЦИИ СООРУЖЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ В КАМЕННЫХ СОЛЯХ МЕТОДОМ РАЗМЫВА

## 7.1. Конструкция заряда для разуплотнения и разупрочнения горных пород

В работе [85] отмечено, что изменением вида неравномерного динамического нагружения можно достигать требуемых величин деформаций уплотнения и разуплотнения горных пород. Для повышения разуплотняющего и разупрочняющего действия взрыва в горных массивах необходимо параметры нагружения выбирать таким образом, чтобы увеличить продолжительность напряженного состояния высокой неравномерности.

Управлять видом напряженного состояния в горной породе при взрыве можно путем взаимодействия взрывных волн от нескольких зарядов, взрываемых с замедлением.

На рис. 7.1 представлена типичная картина изменения напряжений *σ*<sub>1</sub> и *σ*<sub>3</sub> в горной породе при взрыве одиночного заряда.



Рис. 7.1. Общий вид изменения во времени главных напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_3$  при взрыве одиночного заряда ВВ в горной породе:

 $t_{\mu}$  – время нарастания  $\sigma_1(t)$  до максимального значения;  $t_0$  – время существования положительной фазы  $\sigma_3(t)$ ;  $t_{\mu}$  – длительность действия импульса взрыва

Количественные значения амплитуд и изменение их во времени различны для разных пород, однако, качественная картина одна и та же. В условиях скважин требуемой неравномерности напряженного состояния массива можно достигнуть в результате взаимодействия волновых процессов при взрыве двух или нескольких зарядов, расположенных в одной скважине.

Анализ изменения показателя  $\varsigma$  неравномерности нагружения среды при взрыве двух зарядов при разных величинах замедления взрывания  $\Delta t$ между зарядами показывает, что наиболее предпочтительными с позиций создания в массиве длительного состояния высокой неравномерности являются варианты, при которых  $\Delta t = t_{H}$  и  $\Delta t = t_{0}$  [95].

Реализацию взаимодействия взрывных волн при взрыве двух зарядов предлагается осуществлять с применением конструкции торпеды, приведенной на рис. 7.2 [114].





Суммарный заряд торпеды состоит из двух (или более) частей заряда, взрыв которых с замедлением обеспечивает возможность создания в массиве неравномерного динамического нагружения. Необходимое время замедления частей заряда в торпеде реализуется спецустройством, или отрезком детонирующего шнура. Заряд помещается в специальную оболочку – корпус торпеды, предупреждающий разрушение торпеды при опускании ее в расчетный интервал обработки.

Межзарядный промежуток служит для размещения отрезка ДШ и конструктивно представляет собой цилиндр, в котором помещен стержень (например, деревянный), на поверхности которого навит детонирующий шнур длиной  $l_{u}$ . Шаг витков  $h_{\rm B}$  определяется из условия предотвращения прямой передачи детонации по скважинной жидкости. Для этого необходимо, чтобы время прохождения ударной волны в жидкости на расстояние  $h_{\rm B}$  со скоростью  $v_y$  (близкой к 5 000 м/с) превышало время прохождения детонации но витку ДШ длинной  $l_{\rm B}$  (со скоростью детонации равной 6 500 м/с).

Следовательно

$$l_{\rm B} < h_{\rm B} \frac{D}{v_y} \,. \tag{7.1}$$

Для цилиндрической винтовой линии, описывающей виток спирали

$$\sin \alpha = \frac{\pi}{2} \frac{h_{\rm B}}{l_{\rm B}}; \quad tg\alpha = \frac{h_{\rm B}}{d_{\rm c}},\tag{7.2}$$

где  $\alpha$  – угол витка спирали;  $d_c$  – диаметр цилиндрической поверхности стержня для намотки ДШ.

Из (7.2) следует

$$h_{\rm B} > d_{\rm c} tg \arcsin\left(\frac{\pi}{2}\frac{\upsilon_y}{D}\right)$$
.

С учетом диаметра детонирующего шнура  $d_{u}$  минимальная величина шага витков равна

$$h_{\rm B} = (d_{\rm c} + 2d_{\rm III})tg \arcsin\left(\frac{\pi}{2}\frac{v_y}{D}\right)$$
.

Количество витков  $N_{\rm B}$  отрезка  $l_{\rm uu}$  определяется согласно выражению

$$N_{\theta} = l_{u}/l_{\theta} \quad .$$

Длина межзарядного промежутка L равна

$$L = N_{\theta} h_{\theta} = l_{uu} h_{\theta} / l_{\theta} \quad .$$

Взрывание торпеды осуществляется электрическим способом.

Количество торпед N определяется мощностью (высотой) зоны обработки  $h_{3.0}$  и радиусом действия одной торпеды  $R_m$ 

$$N = \frac{h_{3.0}}{2R_m} \, .$$

В заданный интервал обработки торпеда опускается на геофизическом кабеле с помощью спускоподъемных механизмов.

#### 7.2. Расчет параметров взрывных работ

Исходными данными для расчета параметров взрывных работ являются:

- геологический разрез скважины;
- данные о физико-механических свойствах горных пород в зоне взрывной обработки;
- кавернограммы скважин;
- сведения о конструкции скважин: интервалы обсадки, группы прочности, диаметр и толщина стенок труб, толщина и прочностные свойства цементного камня, характеристика качества цементирования;
- интервал взрывной обработки горных пород;
- наличие специализированных геофизических организаций;
- обеспеченность взрывчатыми материалами, разрешенными к использованию при геофизических работах в глубоких скважинах;
- оснащенность спускоподъемным оборудованием и снаряжением;
- данные об интервале заложения хранилищ и регламенте размыва; сведения о выполненных работах по размыву и объему сформированной каверны, а также данные о геометрических параметрах нерастворимых пластов, находящихся в области проектного контура сооружаемого хранилища[115].

# 7.2.1. Расчет параметров взрывных работ для разуплотнения массива в зоне взрывной обработки

Разуплотнение горного массива в зоне взрывной обработки необходимо для улучшения фильтрационных характеристик пород в призабойной зоне скважины и повышения концентрации рассола в первоначальный период строительства подземных хранилищ в каменных солях методом размыва.

В соответствии с проектным контуром и регламентом работ при размыве емкости в каменных солях назначается необходимая глубина взрывной обработки массива  $h_{\mu}$ , м.

На основании данных испытаний кернового материала горных пород (взятого из зоны, где будет производиться взрывная обработка массива)

определяются оптимальные параметры динамического нагружения для разуплотнения структуры обрабатываемых взрывом пород:

- амплитудные характеристики импульсного воздействия;
- неравномерность напряженного состояния  $\varsigma$ .

Амплитуда главного напряжения  $\sigma_1$ , генерируемого взрывными волнами в горных массивах, рассчитывается по формуле [116]

$$\sigma_1 = k \left(\frac{r}{r_3}\right)^{-\mu},$$

где k и  $\mu$  – экспериментальные коэффициенты; r – расстояние от очага взрыва;  $r_3$  – радиус сферического заряда, связанный с его массой Qсоотношением

$$Q = \frac{4}{3}\pi r_3^3 \rho_{\rm BB} \,,$$

где  $\rho_{\rm BB}$  – плотность взрывчатого вещества.

Амплитуды главных напряжений  $\sigma_2$  и  $\sigma_3$  рассчитываются с применением методов механики сплошных сред.

Граница распространения трещин разрыва  $r_p$ , определяющих внешнюю границу макроразрушений в массиве, определяется по формуле [115]

$$r_p = r_3 \sqrt[3]{\frac{3P_0 - P_{\Gamma} + \sigma_p}{\sigma_p + P_{\Gamma}}},$$

где  $P_0$  – начальное давление продуктов детонации;  $P_{\Gamma}$  – вертикальная составляющая горного давления в зоне разрушения;  $\sigma_p$  – прочность на растяжение обрабатываемого взрывом массива горной породы.

Начальное давление продуктов детонации равно

$$P_0 = \frac{\rho_{\rm BB} D^2}{8},$$

где *D* – скорость детонации взрывчатого вещества.

Размеры зоны разуплотнения породы в упругой области определяются согласно выражению

$$L = h_{H} - r_{p} = \frac{2}{3} \upsilon_{p} t_{u} ,$$
131

где  $v_p$  – скорость продольных волн в обрабатываемом взрывом массиве. Значение  $t_u$  определяется по формуле [95]

$$t_u = a\sqrt[3]{Q} + br ,$$

где *a*, *b* – экспериментальные коэффициенты.

Общая масса заряда в торпеде определяется по формуле [115]

$$Q = \left[\frac{3(h_{H} - r_{p}) - 2\upsilon_{p} b h_{H}}{2a \ \upsilon_{p}}\right]^{3}.$$
 (7.3)

Допустимая масса заряда с учетом сохранения устойчивости и герметичности обсадной колонны скважины определяется по методике, изложенной в работе [115].

По кавернограмме устанавливается фактический диаметр ствола скважины. Толщина цементного камня  $H_{\kappa}$  по глубине скважины определяется из выражения

$$H_{\kappa}=\frac{d_{\rm c\kappa}-d_m}{2},$$

где  $d_{ck}$  и  $d_m$  – диаметр скважины и внешний диаметр обсадной трубы.

Из рассчитанных значений  $H_{\kappa}$  на разных глубинах выбирается одно или несколько сечений скважины, подлежащих проверке с учетом затухания взрывной волны по стволу скважины.

Полагая, что для зарядов, массы которых отличаются не более чем на порядок, соблюдается принцип геометрического подобия волновых процессов, принимаем, что в области значений  $120 < r/r_3 < \infty$  величина давления P в сечении скважины, расположенном на расстоянии r от очага взрыва, определяется согласно формуле

$$P = P_0 (r / r_3)^{-\alpha}$$

где  $P_0 = 891 \cdot 10^5 \, \text{Па}, \ \alpha = 0,13$  согласно данным [117].

Допустимое давление  $P_{\partial}$  обсадной трубы на цементный камень, с учетом недопустимости его растрескивания, определяется по формуле

$$P_{\partial} = \frac{k_{\partial} \sigma_p \left(r_{b\kappa}^2 - r_{a\kappa}^2\right) + 2P_{\Gamma} r_{b\kappa}^2}{r_{a\kappa}^2 + r_{b\kappa}^2}, \qquad (7.4)$$

где  $\sigma_p \approx 0, 1\sigma_0$ ,  $\sigma_p$  – предел прочности цементного камня на сжатие;  $r_{b\kappa}$ ,  $r_{a\kappa}$  – наружный и внутренний радиусы цементного камня;  $k_{\partial}$  –

коэффициент динамичности нагрузки,  $k_{\partial} = 2$ ;  $P_{\Gamma}$  – горизонтальная составляющая горного давления на глубине опасного сечения обсадной колонны скважины

$$P_{\Gamma} = \frac{v}{1-v} \gamma H ,$$

где v – коэффициент Пуассона горных пород в опасном сечении колонны; H – расстояние от устья до опасного сечения;  $\gamma$  – средний удельный вес пород по разрезу скважины

$$\gamma = \frac{\sum \gamma_i m_i}{\sum m_i},$$

где  $\gamma_i$  и  $m_i$  – удельный вес и мощность пластов пород, залегаемых выше глубины опасного сечения, соответственно.

Радиальное перемещение *и* внутренней поверхности цементного камня при давлении *P*<sub>д</sub> трубы на цементный камень рассчитывается согласно [98]

$$u = \frac{1 - v_{\kappa}}{E_{\kappa}} \frac{r_{a\kappa}^2 P_a - r_{e\kappa}^2 P_e}{r_{b\kappa}^2 - r_{a\kappa}^2} r_{a\kappa} + \frac{1 + v_{\kappa}}{E_{\kappa}} \frac{r_{a\kappa} r_{e\kappa}^2 (P_a - P_b)}{r_{b\kappa}^2 - r_{a\kappa}^2},$$
(7.5)

где  $P_a, P_b$  – внутреннее и внешнее давления на цементный камень (принимаем  $P_a = P_0, P_b = P_{\Gamma}$ );  $v_{\kappa}, E_{\kappa}$  – коэффициент Пуассона и модуль Юнга цементного камня.

Предельное давление  $P_n$  в обсадной трубе рассчитывается с учетом условия равенства радиальных перемещений внутренней поверхности цементного камня и наружной стенки трубы и достижения при этом в цементном камне предельного значения напряжений. Таким образом,  $P_n$  определяется из выражения

$$u = \frac{1 - v_m}{E_m} \frac{r_{am}^2 P_n - r_{bm}^2 P_{\partial}}{r_{bm}^2 - r_{am}^2} r_{bm} + \frac{1 + v_m}{E_m} \frac{r_{am}^2 r_{bm} (P_n - P_{\partial})}{r_{bm}^2 - r_{am}^2},$$
(7.6)

где  $r_{am}$ ,  $r_{bm}$  – внутренний и наружный радиусы обсадной трубы;  $v_m$ ,  $E_m$  – коэффициент Пуассона и модуль Юнга материала обсадной трубы [115].

Согласно справочным данным [118] определяем максимальное давление в трубе  $P_m$ , при котором она переходит в текучее состояние. Производим сравнение максимально допустимого давления  $P_m$  в трубе с предельным давлением  $P_n$ , обеспечивающим сохранность цементного камня.

В случае

$$P_m \ge P_n$$

выполняется условие сохранения целостности цементного камня.

Если

$$P_m < P_n$$
,

то давление  $P_n$  ограничивается значением  $P_m$ .

Производится сравнение величины давления P во взрывной волне в опасном сечении обсадной колонны при взрыве заряда ВВ требуемой массы Q с величиной предельного давления  $P_n$  в трубе в этом сечении.

При

 $P < P_n$ 

допустимая масса заряда принимается равной требуемой массе и взрыв производится без применения средств гашения взрывных волн.

Если

$$P > P_n$$
,

производится выбор средств гашения взрывных волн, обеспечивающих снижение амплитуды взрывной волны в опасном сечении колонны до значения P равного или меньшего  $P_n$ . При этом допустимая масса заряда принимается равной требуемой массе Q, и взрыв производится с применением выбранных средств гашения взрывных волн [115].

## 7.2.2. Обрушение пластов нерастворимых пород в процессе размыва подземных емкостей

Опыт эксплуатации подземных хранилищ, созданных методом выщелачивания, показывает, что в мощных пластах соли, как правило, нерастворимые породы имеют вид рассеянных включений или сплошных пропластков и прослоев различной мощности. Наличие нерастворимого пропластка обусловливает потери полезного объема камеры, зачастую препятствуя ее образованию и опусканию новой эксплуатационной колонны при замене старых труб без повторного разбуривания пропластков, затрудняет выбор метода и схемы размыва подземной емкости.

Особенно осложняет процесс размыва то обстоятельство, что довольно часто нерастворимые пласты не самообрушаются. Оставление таких пластов в емкости размыва и дальнейшие самопроизвольные смещения и местные разрушения таких пластов могут привести к

нарушению нормальной работы хранилища, а в некоторых случаях, к выходу его из строя со значительной потерей хранимого продукта. Поэтому вопрос о ликвидации (разрушении) сплошных нерастворимых пропластков, осложняющих технологию сооружения и эксплуатацию подземных хранилищ, заслуживает особого внимания.

Первые сведения о необходимости постановки проблемы содержатся в работе О.М. Иванцова [119]. На основании теоретических исследований и опытно-промышленных испытаний в работе [120] предложены методы расчета мощности пропластков при их самообрушении, а также методы управляемого принудительного обрушения во время строительства емкости.

Для предотвращения стихийного обрушения пропластков предложены способы управляемого обрушения посредством давления сил гидростатического столба жидкости и с помощью энергии взрыва. Первый метод заключается в том, что пропласток разрушается под действием гидростатического столба жидкости, находящегося над пропластком, и собственной массы пропластка [121]. Если этого давления для обрушения пропластка недостаточно, то нагружение на пропласток повышается путем закачивания поверх разрушаемого пласта жидкости под давлением. Применение управляемого обрушения пропластков в емкости позволяет ликвидировать опасность обрыва рабочей колонны труб.

В Институте геофизики НАН Украины на основе проведенных теоретических и экспериментальных исследований поведения горных пород при действии различного вида нагружений разработаны методы и технологии разрушения нерастворимых пластов в зоне размыва емкостей в каменных солях в сложных горно-геологических условиях. Разработанные методы и технологии разделены на три группы.

К первой группе относятся методы, базирующиеся на основе самообрушения нерастворимых пластов. Главная идея таких методов состоит в том, что при достижении зоной обнажения пласта проектных размеров, последний обрушается под влиянием сил, обусловленных собственной массой пласта. Условие саморазрушения обнаженного пласта определяется согласно выражению (6.18).

Для хранилищ радиусом 15,0...20,0 м согласно инструкции [122] допускается наличие в массиве соли нерастворимых прослоек толщиной до 2,5 м. Однако практика размыва хранилищ показывает, что в большинстве случаев необходимо принудительное обрушение нерастворимых пластов, поскольку зона обнажения пласта не всегда достигает проектных значений. В таких случаях для достижения условий самообрушения пласта необходимо снизить его характеристику  $\sigma_p$  (предел прочности породы пласта на разрыв), или дополнительное его

нагрузить. Главный недостаток первой группы методов состоит в том, что при неконтролируемом самообрушении пласта возможен обрыв технологических колонн.

Ко второй группе методов относятся методы обрушения обнаженных пластов статическим нагружением. Простейшим видом такого нагружения является гидростатическое давление столба жидкости на пласт, вес которого обеспечит необходимое нагружение. Минимальная высота столба жидкости для обрушения пласта определяется согласно выражению (6.20).

Внедрение методов второй группы усложняется применением технологий гидроизоляции верхней и нижней полостей размываемой емкости для обеспечения необходимого прогиба пласта в сторону свободной от жидкости поверхности. Следует принять во внимание ограниченность возможностей метода, связанную с тем, что верхняя часть емкости не всегда может вместить необходимое количество жидкости для обеспечения выполнения условия обрушения пласта.

Наиболее перспективны методы третьей группы управляемого разрушения нерастворимых пластов под действием импульсных нагружений. Они разделяются на два класса. Первый класс основан на достижения разупрочнении породы пласта для условий его Второй самообрушения. связывается co взрывным обрушением обнаженных нерастворимых пластов. Если методы первого класса используются как до начала, а в случае необходимости, и в процессе выполнения работ по размыву емкости, то методы второго класса применяются лишь при наличии обнажения пласта в процессе размыва хранилища.

Таким образом, при выборе метода разрушения нерастворимых пластов в зоне выщелачивания каменной соли необходимо принимать во внимание горно-геологические условия строительства, геометрические характеристики пласта и физико-механические свойства его породы, а также технические и технологические возможности предприятия, выполняющего работы по сооружению хранилищ.

Наличие нерастворимых пластов и прослоек горных пород в зоне выщелачивания подземной емкости в каменной соли усложняет регламент выполнения работ. При этом в технологию формирования емкости включается существенный элемент – разрушение нерастворимых пластов в зоне размыва емкости.

Технологическая схема выполнения работ по разрушению нерастворимых пластов горных пород зависит от выбранного метода их разрушения.

<u>Технологическая схема № 1.</u> Разупрочнение нерастворимого пласта до начала технологического процесса размыва хранилища.

Если геометрические параметры пласта (его радиус и толщина) не могут обеспечить выполнение условия самообрушения, то следует выполнить предварительное разупрочнение породы пласта с целью снижения его характеристики  $\sigma_p$  до уровня  $\sigma_1$ , что обеспечит выполнение условия самообрушения (6.14). При этом величина разрушающего нагружения  $\sigma_1$  определяется из выражения [95]

$$\sigma_1 = \frac{2C_0 \exp(\zeta B) \cos\varphi}{1 - \xi - (1 + \zeta) \sin\varphi} ,$$

где  $C_0$  – величина сцепления породы пласта при испытаниях на одноосное сжатие;  $\varphi$  – коэффициент внутреннего трения породы пласта;  $\zeta$  – показатель неравномерности нагружения; B – коэффициент. Значение коэффициентов  $C_0$ ,  $\varphi$  и B для некоторых типов горных пород приведены в работе [95].

Сравнивая  $\sigma_1$  со значением динамической прочности породы пласта на разрыв  $\sigma_{p.\partial}$ , устанавливаем необходимое количество неравномерных динамических нагружений на породу пласта для достижения условий самообрушения пласта в процессе размыва емкости.

При применении технологической схемы № 1 до начала процесса выщелачивания на скважине выполняется комплекс работ по подготовке скважины для проведения взрывных работ.

При этом необходимо:

- освободить скважину от технологических колонн и внутреннего оборудования;
- установить спускоподъемное оборудование с запасом кабеля, достаточного для работы на всех глубинах;
- оборудовать зарядную мастерскую для подготовки торпед;
- уточнить геофизическими методами геологический разрез скважины, в т. ч. интервал залегания нерастворимого пласта и согласовать отметки кабеля спускоподъемного механизма с характерными отметками геологического разреза скважины;
- уровень воды в скважине должен располагаться на глубине не менее 50–100 м от устья скважины.

Непосредственно перед проведением взрывных работ выполняется шаблонирование скважины с целью проверки возможности доставки торпеды в заданный интервал обработки скважины.

Если шаблонирование прошло без осложнений, в скважину опускают заряд ВВ и выполняют его подрыв.

Результаты взрывных работ контролируются геофизическими методами, выполняемыми после проведения взрывных работ, а также по данным наблюдений за ходом размыва емкости.

<u>Технологическая схема № 2.</u> Разрушение обнаженного пласта в камере выщелачивания статическим нагружением.

В практике выщелачивания подземных хранилищ в каменной соли бывают случаи, когда в результате размыва емкости нерастворимый пласт, который согласно проектным данным должен самообрушиться, сохраняет положение равновесия и не обрушается. Для обрушения такого пласта может быть применена схема, базирующаяся на методе статического нагружения пласта столбом жидкости, закачиваемой поверх пласта.

Данная технологическая схема может быть использована при условии, что пласт характеризуется низкой водопроницаемостью.

Для разрушения пласта статическим нагружением столбом жидкости необходимо:

- провести откачку жидкости как из надпластовой, так и частично с подпластовой полостей размываемой емкости для создания возможности прогиба пласта в сторону свободной поверхности;
- установить гидроизоляционный пакер (цементный мост) в интервале пласта;
- проверить надпластовую полость размываемой емкости на герметичность;
- выполнить закачку жидкости поверх пласта.

Когда нагружение на пласт достигнет критической величины, пласт обрушится в нижнюю часть емкости.

<u>Технологическая схема № 3.</u> Разрушение обнаженного пласта в камере выщелачивания с применением взрывчатых веществ.

В случае, когда невозможно выполнить гидроизоляцию надпластовой и подпластовой полостей размываемой емкости или надпластовая емкость по своим геометрическим параметрам не может принять необходимое количество жидкости для обрушения пласта, применима схема, основанная на методе разрушения обнаженного пласта нерастворимых пород с использованием энергии взрывчатого вещества. При этом необходимая масса заряда для разрушения пласта определяется согласно формуле [114]

$$Q = \frac{4}{3}\pi\rho_{BB} \left\{ \frac{(2-\mu)h^2\sigma_{p,\partial}}{6k\left[\frac{a_1}{4}\left(\frac{R}{A}\right)^2 + \frac{a_2}{6}\left(\frac{R}{A}\right)^4 + \frac{a_3}{8}\left(\frac{R}{A}\right)^6\right]} \right\}^{3/\mu},$$
(7.7)

где *R* – радиус обнажения нерастворимого пласта; коэффициенты  $a_1, a_2, a_3$  определяются по формулам (6.24).

Работы по обрушению пласта выполняют в следующей последовательности:

- откачивают жидкость с надпластовой полости размываемой емкости;
- скважину освобождают от технологических колонн и внутреннего оборудования;
- устанавливают спускоподъемное оборудование, выполняют комплекс геофизических работ по уточнению параметров пласта и места его расположения в размываемой емкости;
- выполняют расчет необходимой массы заряда для обрушения пласта;
- выполняют шаблонирование и проверяют возможность доставки заряда в подпластовую полость размываемой емкости;
- опускают заряд в заполненную жидкостью подпластовую полость размываемой емкости и выполняют подрыв заряда;
- проверяют результат торпедирования с помощью метода ультразвуковой локации.

Разнообразие горно-геологических условий строительства И технических возможностей предприятий обусловливает выбор той или другой из приведенных технологий. Решение о применении выбранной технологии принимается в каждом конкретном случае Техническим советом предприятия и непосредственно исполнителями работ. работ Непосредственный исполнитель специализированная геофизическая партия, имеющая все необходимые средства – подъемники, геофизические приборы, взрывчатые вещества и т. п.

## 7.2.3. Постоянная времени спада давления при разрушении нерастворимых пластов

В подразделах 6.4 и 6.5 установлено, что нерастворимые пласты, защемленные по контуру обнажения, находясь в квазистатическом напряженном состоянии, могут разрушаться при достижении в опасных областях критических напряжений. Это может быть осуществлено с помощью взрыва зарядов ВВ в жидкости, находящейся в камере размыва (рис. 6.12, б).

Как известно, длительность импульса и максимальное давление во взрывной волне различны с изменением свойств ВВ.

Взрывчатые вещества с более высокой скоростью детонации имеют более высокое максимальное давление и меньшую длительность



положительной фазы взрывного импульса, чем BB с пониженной скоростью детонации, способствующей созданию при взрыве нагрузки квазистатического типа [123–125].

Изменение давления во взрывной волне характеризуется постоянной времени  $\theta$  спада давления.

Определим значение  $\theta$ , необходимое для создания квазистатического нагружения на пласт.

Давление *P<sub>m</sub>* на фронте ударной волны при взрыве заряда ВВ в жидкости определяется выражением [126]

$$P_m = \frac{k}{\bar{r}^{\,\mu}}$$
 при 12 <  $\bar{r}$  < 240,

где k и  $\mu$  – экспериментальные коэффициенты, характеризующие затухание взрывных волн в жидкости (при взрыве тротила в воде k = 14700;  $\mu = 1,13$ );  $\bar{r} = r/r_3$ , r – расстояние от заряда;  $r_3$  – радиус заряда.

Максимальное давление *P<sub>m</sub>* на пласт, находящийся на расстоянии *A* по вертикали от центра заряда, составляет

$$P_m = k \left(\frac{A}{r_3}\right)^{-\mu}.$$

1

При небольшой глубине погружения заряда в воду (до 100 м) давление в окрестности фронта ударной волны описывается выражением [126]

$$P(t) = P_m \begin{cases} e^{-\frac{t}{\theta}}; & t < \theta\\ 0,368\frac{\theta}{t}; & \theta < t < (5-10)\theta \end{cases}$$
(7.8)

Положим, что при длительности действия импульса взрыва  $t_u$  амплитуда взрывной волны составляет  $k_1P_m$  (где  $k_1$  – коэффициент, равный максимальной ошибке измерения параметров волны и составляющий 0,05–0,1). Принимая также, что при квазистатическом нагружении  $t_u$  всегда больше  $\theta$ , из (7.8) получаем

$$k_1 P_m = 0.368 P_m \frac{\theta}{t_u} \,,$$

откуда определяем

$$\theta = \frac{k_1 t_u}{0,368} \ .$$

С другой стороны, из условия квазистатического нагружения на пласт мощности *h* следует

$$t_u = \frac{k_2 h}{\nu_{\theta}},\tag{7.9}$$

где  $k_2$  – коэффициент квазистатического нагружения (равный не менее 10);  $v_6$  – скорость взрывной волны в жидкости.

С учетом (7.9), необходимое значение  $\theta$  для обеспечения квазистатического нагружения на пласт, составляет

$$\theta = \frac{k_1 k_2 h}{0,368 \upsilon_{\rm B}} \,.$$

При размыве емкостей в солях для наиболее часто встречающихся пластов мощностью h=1,5-3,5 м значение  $\theta$ , обеспечивающее квазистатичность нагружения, находится в границах  $(1,4-3,2)10^{-3}$  с [127].

Если для обрушения пластов применяются BB с более высокими значениями постоянных времени спада давления, то необходимый для обрушения суммарный заряд разделяется на две (или более) частей и инициирование одной части заряда по отношению к другой происходит с замедлением, обеспечивающим более низкие значения  $\theta$  суммарного импульса, по сравнению с одиночным взрывом той же массы. При этом целесообразно применение торпеды, конструкция которой представлена на рис. 7.2.

Возможно также применение других конструкций зарядов, способствующих увеличению длительности взрывного импульса (взрывчатые вещества с пониженными детонационными свойствами, заряды с воздушными оболочками и промежутками, комбинированные заряды и т. п.).

## 7.2.4. Средства защиты скважин от чрезмерных импульсных давлений

Значительные нагрузки при взрыве могут привести к аварийному состоянию обсадных колон скважин и при давлениях больших, чем предельно допустимые, необходимо применение средств защиты скважин, снижающих максимальное давление во взрывной волне до безопасного значения. Основными требованиями к средствам защиты являются: эффективность гашения взрывных волн, безотказность и безаварийность в работе, простота изготовления и использования.

В настоящее время применяют ряд способов гашения взрывных волн. Один из них – установка над зарядом цементных мостов и взрывных пакеров, трудоемкий и занимает значительное время (несколько суток). Кроме того, после производства взрывных работ необходимо выполнение работ по разбуриванию мостов и пакеров, при этом довольно часто возникает загрязнение рабочего интервала.

До 50 раз способны снизить давление во взрывной волне локализаторы действия взрыва в виде съемных преград, действие которых обусловлено гашением ударных волн на пространстве с вакуумом и торможении гидропотока при дросселировании жидкости через отверстия в корпусе локализатора. Однако, наличие жесткого корпуса у таких локализаторов не исключает возможности заклинивания аппарата, а также удара по башмаку колонны.

Отмеченных недостатков лишены аппараты защиты с вакуумными баллонами. Конструктивно такие аппараты представляют собой песчаноцементные цилиндры, в которых размещены вакуумные баллоны. Наличие вакуумных баллонов способствует реализации двух механизмов гашения волн. Первый связан с уменьшением акустической жесткости среды и уменьшением энергии в проходящей по ней волне; второй основан на том, что под действием ударной волны при разрушении вакуумных баллонов происходит турбулизация потока и увеличение местного сопротивления гидропотоку. Применение локализаторов с вакуумными баллонами дает снижение амплитуды давления во взрывной волне до 10 раз. Следует отметить некоторую сложность изготовления таких локализаторов и технологии их установки, а также засорение скважины в процессе эксплуатации [128].

Наиболее просты в изготовлении и надежны в работе локализаторы действия взрыва, изготовленные из резиновых оболочек, заполненных песком. Как показали результаты экспериментальных исследований в натурных условиях, такой локализатор, устанавливаемый на расстоянии 1,0–1,5 м над торпедой, способен снизить давление в ударной волне в 1,5–2,0 раза [128]. Достоинством такого локализатора является изготовление из недефицитных материалов и простота применения. Крепятся такие локализаторы к геофизическому кабелю в двух точках: верхняя – жесткое крепление, препятствующее скольжению оболочки; нижняя – полужесткое крепление.

При необходимости устанавливается несколько локализаторов, которые в совокупности снижают максимальное давление во взрывной волне до безопасного значения.

#### 7.2.5. Технологические особенности выполнения взрывных работ

Перед началом работ по торпедированию необходимо: извлечь из скважины внутрискважинное оборудование и (в некоторых случаях) технологические колонны; установить на скважине спускоподъемное оборудование с запасом кабеля, достаточным для выполнения работ на всех глубинах; оборудовать зарядную мастерскую и район работ средствами оповещения и сигнализации; производитель работ должен ознакомиться с «Паспортом взрывных работ на скважине»; выполнить работы по согласованию отметок кабеля спускоподъемного механизма с отметками геолого-геофизического разреза скважины.

При торпедировании скважины с целью разуплотнения массива зеркало жидкости в скважине должно располагаться на глубине не менее 50–100 м от устья.

При ведении взрывных работ по разрушению нерастворимых пластов необходимо откачать жидкость над верхней частью пласта для обеспечения возможности его деформирования в сторону свободной поверхности.

После подготовки скважины к торпедированию перед выполнением зарядных и взрывных работ все высоковольтные линии в радиусе 300 м отключаются.

До и после проведения взрывных работ производятся геофизические исследования скважины: кавернометрия, электро- и радиоактивные каротажи, термометрия, ультразвуковая локация (необходимость тех или иных наблюдений уточняется на месте).

При необходимости производятся гидродинамические исследования скважин до и после торпедирования.

После торпедирования систематически регистрируются параметры, определяющие эффективность взрывной обработки: концентрация рассола, расход растворителя, электроэнергии, других материальных и трудовых ресурсов.

Все взрывные работы должны производиться в полном соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах», а также «Правил технической эксплуатации применяемого оборудования» и «Технической инструкции по прострелочно-взрывным работам в скважинах».

## Раздел 8

### ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ЭКСПЛУАТАЦИИ ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ, СООРУЖЕННЫХ В КАМЕННЫХ СОЛЯХ МЕТОДОМ РАЗМЫВА

Технологические схемы и режимы эксплуатации подземных хранилищ обусловливаются назначением хранилищ (регулирование сезонной и суточной неравномерности подачи и потребления продукта, обеспечение надежной эксплуатации транспортно-распределительных систем и т. п.), а также физико-механическими свойствами хранимого продукта и его агрегатным состоянием.

При эксплуатации подземных хранилищ процесс хранения включает три основных этапа: заполнение емкости, хранение продукта, отбор или опорожнение емкости.

#### 8.1. Эксплуатация подземных хранилищ газообразных продуктов

Для закачки газообразных продуктов в подземные емкости используют поршневые компрессорные машины, так как необходимо компримировать газообразные продукты до сравнительно высокого давления.

Отбирают газообразные продукты из подземной емкости двумя способами: при постоянном давлении газа в емкости путем замещения его раствором (насыщенным рассолом), хранящимся в специальном рассолохранилище; при переменном давлении газа в емкости, когда отбор происходит путем создания избыточного давления самого газа. Опыт показал, что второй способ находит более широкое применение из-за высокой экономичности и относительной простоты.

Технологическая схема эксплуатации подземного хранилища природного газа в отложениях каменной соли с применением компрессорного способа представлена на рис. 8.1 [129].

Природный газ в период минимального потребления (весенне-летний период) отбирается из магистрального газопровода 1 и подается в компрессорные станции 2 подземного хранилища, где компримируется до давления, необходимого для закачки газа в подземную емкость, при этом газ проходит очистку от механических примесей, конденсата 3 и масла 4, затем после охлаждения 5 по технологическим трубопроводам и по подвесной колонне труб 6, опущенной в скважину, подается в подземную емкость 8.


Рис. 8.1. Технологическая схема эксплуатации подземного хранилища газа с применением компрессорного способа

При отборе газа из подземной емкости открывается задвижка на оголовке 11. Газ под действием избыточного давления поступает на поверхность и подается по технологическим трубопроводам на пункт редуцирования, где давление снижается до необходимого для дальнейшего транспортирования газа потребителям.

Подземная емкость 8 соединяется с наземными сооружениями скважиной диаметром 150–300 мм, закрепленной обсадной колонной 7. Для эксплуатации емкости скважина оснащается подвесной колонной труб 6. С целью герметизации межтрубного пространства и недопущения утечек из емкости хранимого продукта в пространство между обсадной и подвесной колоннами устанавливается пакер 9. В ряде случаев для повышения надежности эксплуатации скважины межтрубное пространство над пакером заполняется буферной жидкостью 10. На устье скважина герметизируется запорной арматурой 11.

При хранении жидких углеводородных газов в подземных хранилищах наибольшее распространение нашла рассольная схема эксплуатации, основанная на вытеснении хранимого продукта из подземной емкости на поверхность, закачиваемым насыщенным рассолом.

К основным преимуществам такой схемы относятся: нейтральность насыщенного рассола по отношению к стенкам хранилища и хранимому продукту; повышенная эффективность отбора продукта за счет того, что плотность рассола примерно в два раза выше плотности хранимых

продуктов; отсутствие больших и малых дыханий хранимого продукта. Недостатками являются дополнительные затраты на: создание специальных рассолохранилищ для хранения оперативного запаса рассола; поддержание заданной концентрации рассола, герметичности стенок и днища рассолохранилища.

Принципиальная технологическая схема эксплуатации подземного хранилища сжиженных газов в каменной соли по рассольной схеме представлена на рис. 8.2 [129].



Рис. 8.2. Технологическая схема эксплуатации подземного хранилища газа по рассольной схеме

Заполнение емкости сжиженным газом происходит из цистерны 1; возможно также поступление сжиженного газа по магистральному трубопроводу или водным транспортом. Далее сжиженный газ подается насосами 2 в наземные буферные резервуары 3, затем насосами высокого давления 4 (под давлением, достаточным для вытеснения рассола из подземной емкости) по межтрубью скважины в верхнюю часть емкости 5. Рассол по внутренней колонне вытесняется в наземное рассолохранилище 6.

Использование буферных наземных резервуаров приводит к значительному снижению энергозатрат. Как показали исследования НИИпромгаза (Россия), особенно это ощутимо при закачке сжиженного газа насосами производительностью 200 м<sup>3</sup>/ч в емкости, расположенные на глубинах более 400 м.

Отбор сжиженного газа осуществляется вытеснением его рассолом, подаваемым из рассолохранилища 6 специальным рассольным насосом 7 в

центральную рассольную колонну. Сжиженный газ по межтрубью поступает на поверхность под избыточным давлением, необходимым для его дальнейшей транспортировки по технологическим трубопроводам.

Наземное рассолохранилище представляет собой естественную или искусственно созданную выемку в грунте, покрытую противофильтрационными экранами, предотвращающими утечки рассола в подстилающие породы.

Для предотвращения утечек и фильтрации рассолов в грунт применяют специальные герметизирующие покрытия (экраны): пленки, полимеры из материалов, созданных на основе синтетических каучуков. Откосы рассолохранилищ защищают от разрушения сборными железобетонными, асфальтобетонными или бетонными плитами.

Изменение концентрации рассола при хранении в наземном рассолохранилище может происходить под действием атмосферных осадков и погодных условий. Разбавленный насыщенный рассол является причиной неуправляемого доразмыва подземной емкости в процессе ее эксплуатации, а перенасыщение рассола при его нагреве приводит к выпадению соли в технологических трубопроводах, повышению плотности рассола и, тем самым, к увеличению затрат энергии на его вытеснение.

В процессе эксплуатации подземных емкостей, созданных в каменной соли, их объем можно увеличить путем дорастворения стенок емкости при выдавливании продукта ненасыщенным рассолом или пресной водой.

Кроме наиболее распространенной рассольной схемы эксплуатации, могут применяться и так называемые безрассольные способы. К ним относятся:

вытеснение хранимого продукта газообразными агентами;

отбор продукта из подземных хранилищ погружными электроцентробежными насосами, размещенными в буровых скважинах;

отбор продукта струйными аппаратами (эжекторами);

использование термогазлифта.

Основными преимуществами безрассольных схем эксплуатации являются: уменьшение затрат на строительство комплексов подземных хранилищ; возможность извлечения остатков хранимого продукта; простота осуществления режимов отбора и закачки продукта; отсутствие опасности неуправляемого доразмыва емкостей.

Основной недостаток безрассольной схемы эксплуатации подземных хранилищ вытеснением хранимого жидкого продукта газообразным агентом состоит в диффузионном растворении газа в хранимом жидком продукте, что может привести к изменению его товарных свойств. Как показал опыт эксплуатации, после года постоянного контакта наблюдается

появление метана в сжиженной пропан-бутановой смеси. Поэтому основным показателем, характеризующим возможность применения такой схемы, является оценка степени влияния газообразного агента на качество хранимого продукта. К настоящему времени данная схема эксплуатации используется лишь для подземных хранилищ таких продуктов, которые в дальнейшем применяются в качестве сырья на нефте- и газоперерабатывающих заводах.

Исследования показали, что безрассольные схемы эксплуатации подземных хранилищ с использованием струйных аппаратов и термогазлифта при определенных условиях могут дать определенную экономию приведенных затрат по сравнению с рассольной и безрассольной схемами с вытеснением продукта газообразным агентом.

С целью снижения капиталовложений и эксплуатационных издержек могут быть использованы комбинированные способы эксплуатации подземных хранилищ сжиженных газов, включающие элементы как рассольных, так и безрассольных схем. Например, предлагается вместо наземного создавать подземное рассолохранилище. Для этого НИИПромгаз разработал схему гирлянд, состоящих из двух подземных емкостей, размещаемых одна над другой и создаваемых через одну и ту же скважину: верхняя емкость – для насыщенного рассола, нижняя – для хранимого продукта. Для вытеснения продукта в верхнюю емкость нагнетается природный газ.

#### 8.2. Эксплуатация подземных хранилищ нефтепродуктов

Существуют различные схемы эксплуатации подземных хранилищ нефтепродуктов по рассольной системе с компоновкой насосами различного давления: нефтепродукт перекачивается по трубопроводу в буферный резервуар, а оттуда насосами высокого давления – в подземные резервуары; одновременная подача дизельного топлива и бензина по самостоятельным линиям непосредственно на всасывающую линию насосов высокого давления; из подземных резервуаров нефтепродукты с помощью рассольных насосов откачивают в буферные резервуары, а из них с помощью насосов низкого давления – в железнодорожные цистерны; при поступлении по железной дороге нефтепродукты с помощью насосов низкого давления закачивают в буферные резервуары, а оттуда с помощью насосов высокого давления – в подземные емкости. Технологическая схема подземного хранилища нефтепродуктов приведена на рис. 8.3 [129].



Рис. 8.3. Технологическая схема подземного хранилища нефтепродуктов: 1 – подземная емкость; 2 – рассольная колонна; 3 – скважина; 4 – рассолохранилище; 5 – насос для рассола; 6 – буферный резервуар для дизельного топлива; 7, 8 – насосы высокого и низкого давления, соответственно; 9 – буферный резервуар для бензина

Для различных глубин заложения подземных хранилищ в солях могут быть рекомендованы насосы с характеристиками, приведенными в табл. 8.1.

Марка насоса	Подача, м <sup>3</sup> /ч	Напор, м
HIIC 65/35-500	65	500
HIIC 200-700	200	700
HПС 120/65-750	65	75

Таблица 8.1. Характеристика насосов для перекачки светлых нефтепродуктов

Количество закачанного и откачанного продукта определяется преимущественно по расходомерам или счетчикам.

При эксплуатации подземных хранилищ по рассольной схеме может произойти выброс хранимых продуктов. Причиной выброса могут быть: обрыв рассольной колонны во время закачивания или откачивания продукта, разрушение резервуара вследствие воздействия сейсмических нагрузок или взрыва, переполнение подземного резервуара при закачивании продукта. В этих случаях столб рассола в скважине замещается столбом продукта, происходит изменение давления в резервуаре, выброс из подземной емкости некоторой массы продукта. При выбросе происходит расширение продукта и рассола и уменьшение объема резервуара за счет проявления упругих свойств массива каменной соли.

Для обеспечения нормальной эксплуатации скважин подземных резервуаров и предупреждения возможного аварийного фонтанирования

скважины оснащаются предохранительным оборудованием. Выброс можно предотвратить установкой специальной запорной арматуры для автоматического перекрытия сечения технологических трубопроводов и передачи рассола в резервуар и из него (рис. 8.4) [129].



Рис. 8.4. Схема обустройства оголовка скважины для предотвращения выброса продукта из подземного резервуара:

 подземный резервуар; 2, 3 – обсадная и рабочая колонны; 4 – технологические трубопроводы; 5 – насосы; 6 – диафрагма; 7 – регуляторы; 8 – задвижки с электроприводом; 9 – датчик сигнала; 10 – задвижка; 11 – рассолохранилище

Запорная арматура срабатывает от специального устройства, реагирующего на перепад давления в трубопроводе при значительном изменении скорости потока. При переполнении резервуара продукт попадает в рабочую колонну и, будучи легче рассола, начинает подниматься к устью скважины. Давление столба смеси рассол-продукт уменьшается на величину изменения уровня хранимого в резервуаре продукта, в результате чего с увеличением объема происходит его расширение, что способствует более интенсивному перемещению продукта в рассолопроводе и вызывает увеличение расхода рассола на поверхности в трубопроводе. Поскольку количество продукта в колонне с течением времени возрастает, то описанные процессы становятся более выраженными до того момента, когда расход потока в трубопроводе не достигнет максимального значения. В этом случае давление в трубопроводе у головки резервуара увеличится, что воспринимается чувствительным элементом датчика сигнала. При этом величина сигнала пропорциональна величине давления столба смеси. При достижении

заданного давления сигнал от датчика поступает к регулятору, который закрывает задвижку с электроприводом, предотвращая тем самым выброс продукта на поверхность. После срабатывания задвижки продукт перестает подниматься в рассольной колонне. Он занимает 30–70% ее высоты (оптимально – 50...65%).

#### 8.3. Техника безопасности и охрана окружающей среды

Эксплуатация подземных хранилищ должна вестись при строгом соблюдении существующих норм и правил по охране труда, окружающей среды, правил технической эксплуатации. Это объясняется тем, что хранимые продукты (углеводороды) обладают повышенной взрывоопасностью, токсичностью, а технология строительства таких объектов имеет специфические особенности.

Основная задача в области хранения и использования сжиженных газов – создание условий, исключающих образование взрывных концентраций газа и газовоздушной смеси, а также появление источников воспламенения этой смеси (пламени, искр). При взрыве газовоздушной смеси скорость распространения пламени достигает нескольких сотен метров в секунду и резко повышается давление, которое разрушает строительные конструкции, а нагретые горючие газы образуют очаги пожара.

Можно выделить следующие основные причины образования газовоздушной смеси в подземных хранилищах:

разрушение подземной емкости или нарушение ее герметичности;

попадание сжиженных углеводородных газов или нефтепродуктов в рассольную колонну подземной емкости;

образование вакуума в ледопородной емкости;

работа герметичных насосов, установленных на поверхности, и погружных насосов без наличия в них жидкой фазы;

неплотность и утечки в технологических трубопроводах.

При взрыве газовоздушных смесей, находящихся под давлением 0,1 МПа, развивается давление: метан – 0,75, пропан и бутан – 0,95 МПа.

Взрыв газовоздушной смеси происходит при определенной концентрации газа в воздухе. Смесь взрывается, если в ней содержится: 5,3–15,0% метана; 2,1–9,5% пропана; 1,5–8,5% бутана.

Приведенные пределы взрываемости соответствуют исходному давлению смеси, равному 0,1 МПа. При повышении давления газовоздушной смеси пределы взрываемости сужаются.

Особо опасны газообразные вещества примерно с той же плотностью, что и воздух: они располагаются низко над поверхностью земли, пока не нагреются. Взрыв или пожар возможен только в объеме облака,

представляющего собой горючую газовоздушную смесь. Объем открытого пространства, заполняемый при этом горючей смесью, в каждый момент определяется скоростью, с которой продукт испаряется и смешивается с окружающим воздухом. Скорость испарения в свою очередь зависит от интенсивности теплового потока (скорости подвода тепла к жидкости) и природы поверхности, с которой идет испарение. Так же, как и для любой жидкости, скорость испарения низкотемпературных продуктов при температуре кипения описывается уравнением

$$\frac{dn}{dt} = \frac{1}{L} \left( \frac{dQ}{dt} \right),$$

где L – теплота парообразования хранимого продукта;  $\frac{dQ}{dt}$  – тепловой

поток, поглощаемый жидкостью.

Тепловой поток, идущий к жидкости от любой нагретой поверхности, зависит от ее характеристики, от разности температур поверхности и кипящей жидкости.

Повышенная взрывоопасность хранимых продуктов вызывает необходимость применения искробезопасного взрывозащитного оборудования.

Сущность работы искробезопасного оборудования заключается в том, что в нем создаются такие напряжение, сила тока, индуктивность, емкость и частота тока, при которых энергия возможного электрического искрения значительно меньше энергии воспламенения смеси газа с воздухом при наиболее легко воспламеняющихся концентрациях.

Характеристики искробезопасности для некоторых газов, которые необходимо снижать при наиболее опасных условиях воспламенения (при острых контактах и т. п.), приведены в табл. 8.2.

Газ	Минимальная энергия воспламенения, мДж	Сила воспламеняю- щего тока, мА	Критический пламя- гасящий зазор, мм
Метан	0,28	133–158	2,03
Пропан	0,26	120–145	1,18
Бутан	0,26	131–141	1,78
Этан	0,24	-	1,78
Этилен	0,1	76–98	-
Аммиак	680	-	-

Таблица 8.2. Параметры воспламенения газов

Пониженные в 2,5 раза воспламеняющиеся токи гарантируют полную взрывобезопасность даже при открытом электрическом искрении в данной

взрывоопасной среде и являются допустимыми параметрами в искробезопасных устройствах.

Вследствие весьма незначительной энергии, необходимой для воспламенения, и широкого диапазона концентрационных пределов воспламеняемости смесей с воздухом или кислородом, особую опасность при эксплуатации оборудования представляет накопление зарядов статического электричества. Электростатические заряды образуются в оборудовании при хранении и переливании жидких продуктов.

Во избежание опасности накопления такого электричества все оборудование (в особенности средства перекачки) должно иметь надежное заземление. Требования к заземлению оборудования приведены в «Правилах защиты от статического электричества».

Подземное хранение нефтепродуктов и сжиженных газов по сравнению с хранением в наземных емкостях значительно способствует охране окружающей среды, в первую очередь – из-за их минимального испарения. Подземные хранилища, образованные в солях размывом, эксплуатируемые по принципу замещения продукта рассолом и рассола продуктом, полностью исключают потери от испарения, так как в этих емкостях отсутствуют большие и малые «дыхания».

Особенностью строительства и эксплуатации подземных хранилищ в солях является удаление рассолов, их утилизация, а также хранение определенного количества для технологических целей в рассолохранилищах. При удалении рассолов без соблюдения правил охраны окружающей среды может произойти засоление почв и водоемов, а также подземных вод.

На введенных в эксплуатацию подземных хранилищах рассол распределяется так: 68% используют рассолопотребляющие предприятия; 25% сбрасывается в недра; 1% – в выработанное пространство солерудников; 6% находится в замкнутом и рассольном цикле. Наиболее приемлемой следует считать передачу рассола рассолопотребляющим предприятиям.

При эксплуатации подземных хранилищ возможны выбросы некоторого количества продукта. Поэтому следует обеспечивать высокую герметичность и эксплуатационную надежность сооружений, а также оборудовать технологические скважины и оголовки специальными устройствами, перекрывающими в случае аварийных ситуаций рабочие сечения в скважине, соединяющей емкость с поверхностью земли.

### Раздел 9

#### ВНЕДРЕНИЕ ВЗРЫВНЫХ МЕТОДОВ ИНТЕНСИФИКАЦИИ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ В КАМЕННЫХ СОЛЯХ МЕТОДОМ РАЗМЫВА

# 9.1. Интенсификация строительства подземных хранилищ в каменных солях в начальной стадии размыва

Ранее отмечалось, что существующая технология сооружения подземных хранилищ в массивах каменной соли методом размыва имеет существенный недостаток, обусловленный низкой концентрацией рассолов (редко превышающей 25–50 г/л) в первоначальной стадии размыва емкости. Это приводит к перерасходу растворителя (воды), увеличению энергозатрат и продолжительности строительного периода, и как правило, к ухудшению технико-экономических показателей строящегося объекта.

Изложим опыт внедрения взрывных методов интенсификации строительства подземных емкостей в каменных солях в первоначальный период размыва емкости.

Согласно штатному регламенту размыва подземной емкости объемом 100 тыс. м<sup>3</sup> при часовой подаче пресной воды 45.2 м<sup>3</sup> концентрация соли в самом начале размыва должна быть на уровне 14 г/л, при этом удельный расход растворителя составляет 26,5 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> камеры. Предполагаемое время создания резервуара - 640 суток, из них чистое время работы скважины по размыву емкости – 599 суток. При этом необходимо через скважину прокачать 837,8 тыс. м<sup>3</sup> пресной воды. Концентрацию 180 г/л предполагается достигнуть в конце 1-го этапа размыва через 123 суток от начала размыва при объеме выработанного пространства в 5,0 тыс. м<sup>3</sup>, концентрация 235 г/л достигается в конце 2-го этапа через 273 суток при объеме камеры в 28,2 тыс. м<sup>3</sup>. Как видно, в течение 4-х месяцев размыва концентрация выдаваемых на поверхность рассолов не превышает 180 г/л, эффективность что значительно снижает размыва емкостей в первоначальный период строительства.

Известно, что интенсификация обменных процессов неразрывно связана с увеличением поверхности взаимодействия растворителя и массива. Это можно создавать путем использования разрушающей способности подземного взрыва. Особенно важным является разуплотнение структуры массива в зоне нерегулируемого дробления, превышающей область макроразрушений в породе. Экспериментальные исследования по разуплотнению структуры каменной соли, выполненные в разд. 6, показали, что необходимая степень разуплотнения породы может достигаться при определенном виде неравномерного напряженного

состояния. Требуемый вид неравномерной нагрузки можно получить в процессе короткозамедленного взрыва зарядов в торпеде [130]. Выполненные на нескольких объектах взрывные работы по разуплотнению структуры каменной соли, создали условия для резкого повышения эффективности начальной стадии размыва емкостей, в результате чего предлагаемые методы торпедирования были рекомендованы к внедрению на всех объектах строительства подземных хранилищ комбината «Неман» (Беларусь).

Рассмотрим опыт внедрения взрывного метода разуплотнения солей в условиях строительства подземной емкости объемом 100 тыс. м<sup>3</sup> на одной из скважин комбината «Неман».

Согласно геофизическим наблюдениям скважина встречает каменную соль на глубине 803 м и заглублена в нее на 237 м. Свойства солей, установленные по результатам испытания керна, характеризуются следующими показателями: прочность на одноосное сжатие  $\sigma_0 = 164 \cdot 10^5$  Па, модуль Юнга  $E = 3,13 \cdot 10^{10}$  Па, коэффициент Пуассона v = 0.264, сцепление  $c = 48 \cdot 10^5$  Па, угол внутреннего трения  $\varphi = 31^\circ$ .

<u>Конструкция скважины.</u> По наносам и частично в пределах соляного массива скважина обсажена и зацементирована. До глубины 20,0 м скважина обсажена направлением диаметром 0,63 м, затем до глубины 278 м – кондуктором диаметром 0,426 м и, затем, до глубины 827 м, включая 24 м по соли, обсадными трубами диаметром 0,324 м из стали групп прочности D и E с толщиной стенок 9,5·10<sup>-3</sup> и 12,4·10<sup>-3</sup> м.

При цементировании использовался тампонажный портландцемент «для холодных скважин» Здолбуновского завода. По данным испытаний предел прочности цементного камня на изгиб составляет 27,4·10<sup>5</sup> Па.

Расчет параметров взрывных работ. В соответствии с результатами подраздела 6.3 взаимодействие волновых процессов при взрыве принималось таким, чтобы обеспечивался вид напряженного состояния в обрабатываемом соляном массиве с показателем неравномерности нагружения  $\zeta$  близким к 0,1. Масса заряда выбрана с учетом параметров выщелачиваемой емкости, геологических условий, конструктивных особенностей скважины и требуемой глубины  $h_m$  взрывной обработки прискважинной зоны, составляющей 7.5 м.

Анализ кавернограмм показал, что наиболее опасным по действию взрыва на обсадную колонну скважины является глубина 798 м, где толщина цементного камня составляет 45,5·10<sup>-3</sup> м.

Допустимое давление трубы на цементный камень  $P_{\mathcal{I}}$  (с учетом (7.3) и двухкратного увеличения прочности цементного кольца при ударно-

волновых нагрузках) в опасном сечении обсадной колонии равно  $105,0\cdot10^5$  Па. Предельное давление  $P_{\Pi}$  в основной колонне определяется из условия, при котором радиальное перемещение u наружной стенки трубы должно быть таким, как и внутренней поверхности цементного камня при давлении  $P_{\Pi}$ . Для цементного камня величина радиального перемещения согласно (7.4) составляет  $u = 6,48\cdot10^{-5}$  м, при этом давление  $P_{\Pi}$  в трубе, вызывающее такое смещение цементного камня, согласно (7.5), равно  $105,42\cdot10^5$  Па.

Максимальное давление  $P_{\text{max}}$  в рассматриваемой трубе, при котором она переходит в текучее состояние, составляет 195·10<sup>5</sup> Па (при отсутствии внешней нагрузки) [118]. Следовательно, при предельном давлении в опасном сечении колонны равном  $P_{\Pi} = 105,42 \cdot 10^5$  Па сохраняется целостность цементного камня и условий для разрушения основной колонны не возникает.

При начальном давлении продуктов детонации для взрывчатого вещества гексогена  $P_0 = 1,57 \cdot 10^{10}$  Па с учетом горного давления в зоне взрыва граница распространения трещин разрыва  $r_p$ , определяющая внешнюю границу макроразрушений в породе, составляет  $r_p = 13,43 r_3$ .

Приняв для каменной соли значения коэффициентов  $a = 1,17 \cdot 10^{-4}$  с/кг<sup>1/3</sup> и  $b = 2,192 \cdot 10^{-4}$  с/м [95] определяем, согласно (7.3), что при  $r = h_{H}$  общая масса заряда в торпеде составляет 9,7 кг при радиусе заряда  $r_{3} = 0,11$  м.

Полагая, что для зарядов, массы которых отличаются не более, чем на порядок, соблюдается принцип геометрического подобия волновых процессов, принимаем

$$P_p = P_9 \left[ \frac{r_3(p)}{r_3(9)} \right]^{\alpha},$$

где  $P_p$  и  $P_3$  – давления от взрыва рабочего и эталонного (массой 5,0 кг) зарядов;  $r_3(p)$  и  $r_3(3)$  – радиусы рабочего и эталонного зарядов ( $r_2(3) = 0,092$  м);  $\alpha$  – показатель затухания, равный 0,13 [117].

Так как расстояние от очага взрыва до опасного сечения составляет 270 м, то расчетное давление в этом сечении от взрыва заряда массой 9,7 кг составляет  $P_p = 323 \cdot 10^5 \text{ Па.}$  Сравнивая  $P_p$  со значением максимального давления  $P_{\text{max}} = 195 \cdot 10^5 \text{ Па}$ , при котором труба переходит в текучее 156 состояние, заключаем, что взрывание рабочего заряда массой 9,7 кг, без соответствующих средств защиты скважины от поражающего действия взрыва, недопустимо.

<u>Средства защиты скважины.</u> Значительные нагрузки при взрыве могут привести к аварийному состоянию обсадных колонн и при расчетном давлении в  $323 \cdot 10^3$  Па в опасном сечении необходимо применение локализаторов действия взрыва, снижающих пиковое давление во взрывной волне до безопасного значения. Основными требованиями к средствам защиты являются: эффективность гашения взрывных волн, безотказность и безаварийность в работе, простота изготовления и использования.

В настоящее время применяют ряд способов гашения взрывных волн. Один из них – установка над зарядом цементных мостов и взрывных пакеров, что трудоемко и занимает значительное время (несколько дней). Кроме того, после производства взрывных работ необходимо выполнение работ по разбуриванию мостов и пакеров, при этом довольно часто возникает загрязнение рабочего интервала. Существенно снизить давление во взрывной волне (до 50 раз) способны устройства в виде съемных преград, действие которых обусловлено гашением ударных волн на вакуумом и торможением гидропотока пространстве с при дросселировании жидкости через отверстия в корпусе устройства. Однако наличие жесткого корпуса не исключает возможности заклинивания таких аппаратов, а также удара их по башмаку колонны. Отмеченные недостатки отсутствуют при использовании устройств защиты с вакуумными баллонами. Конструктивно такие аппараты представляют собой песчаноцементные цилиндры, в которых размещены вакуумные баллоны. Наличие вакуумных баллонов способствует реализации двух механизмов гашения волн. Первый связан с уменьшением акустической жесткости среды и уменьшением энергии в проходящей по ней волне; второй основан на том, что под действием ударной волны вакуумные баллоны схлопываются, происходит турбулизация потока и увеличение местного сопротивления гидропотоку. Применение устройств с вакуумными баллонами дает снижение амплитуды давления во взрывной волне до 10 раз. Следует отметить некоторую сложность изготовления таких аппаратов и технологии их установки, а также засорение скважины в процессе эксплуатации.

Наиболее просты в изготовлении и надежны в работе локализаторы действия взрыва, выполненные из резиновых оболочек, заполненных песком. Устанавливаемые на расстоянии 1,0–1,5 м над торпедой они способны погасить давление в ударной волне в 2–3 раза [128]. Достоинством таких локализаторов является изготовление их из

недефицитных материалов и простота применения. Крепятся такие локализаторы к геофизическому кабелю в двух точках: в верхней – жесткое крепление, препятствующее скольжению оболочки, в нижней – полужесткое крепление.

При торпедировании скважины применялись средства защиты в виде резиновых оболочек, заполненных песком. Количество защитных оболочек на одно торпедирование устанавливали с учетом выражения

$$\frac{323 \cdot 10^5}{105.42 \cdot 10^{-5}} = 3,06,$$

т. е. в опасном сечении колонны необходимо погасить давление во взрывной волне в 3,06 раза. С учетом этого, для обеспечения сохранности основной колонны при торпедировании скважины над зарядом устанавливали два локализатора.

Для создания в околоскважинной зоне взрывной обработки соляного массива неравномерного напряженного состояния, общий заряд делился на две равновеликие части (массой по 4,85 кг каждая) и взрывался в короткозамедленном режиме. С учетом свойств соляного массива, необходимого радиуса взрывной обработки  $h_{\mu}$  и необходимой величины неравномерности нагружения  $\zeta = 0,1$  нтервал замедления взрывания зарядов в торпеде рассчитывался согласно формуле [114]

$$\Delta t = 0,425 \left( \alpha \sqrt[3]{Q} + bh_{H} \right),$$

где *Q* – масса равновеликих частей заряда.

С учетом принятых выше значений  $\alpha$  и *b* при  $h_{\mu} = 7,5$  м величина  $\Delta t = 7.72 \cdot 10^{-4}$  с.

Интервал замедления при взрыве зарядов в торпеде обеспечивался отрезком детонирующего шнура, длина которого определялась исходя из скорости детонации ДШ (6500 м/с) и составляла 5,0 м. Для предотвращения прямой детонации детонирующий шнур наматывался на деревянный стержень с нарезанным углублением в виде спирали. Расстояние между витками принималось равным не менее 5 радиусов ДШ.

Для формирования заряда, доставки в заданный интервал обработки скважины и подрыва его в короткозамедленном режиме взрывчатое вещество (шашки гексогена) помещали в специальную оболочку – корпус торпеды. Две равновеликие части заряда разносились в торпеде на расстояние 1,0 м. В корпусе торпеды между двумя частями заряда также размещали деревянный стержень с детонирующим шнуром, обеспечивающим передачу детонации от одного заряда к другому.

<u>Торпедирование скважины.</u> Взрывные работы были проведены в интервале 1 048–1 068 м. Центр первой торпеды располагался на глубине 1 063 м, центр второй – 1 053 м. Каждый взрыв проводился при отдельной спуско-подъемной операции с помощью передвижной каротажной станции и бурового станка.

Перед началом размыва и после торпедирования скважина была проверена на герметичность. Проверка показала, что взрывные работы не оказали отрицательного воздействия на колонну.

Результаты торпедирования оценивались по концентрации рассола в технологическом процессе размыва емкости. Выполненный комплекс работ по созданию искусственной трещиноватости в околоскважинной части соляного массива обеспечил интенсификацию начальной стадии процесса размыва подземной емкости. Первоначальная концентрация рассола составляла 42,7 г/л с дальнейшим увеличением ее до 120 г/л в конце 1-го месяца, 190 г/л – в конце 2-го месяца и 250 г/л – под конец 3-го месяца размыва. Разуплотнение соляных отложений привело к интенсивному развитию полости, что позволило сократить время строительства объекта на 250 суток, снизить расход электроэнергии на 3,78 млн. кВт/час и технологической воды на 317,0 тыс. м<sup>3</sup>.

Таким образом, разуплотнение соляных пород в процессе торпедирования скважин является эффективной ресурсосберегающей технологией при строительстве подземных хранилищ в каменных солях. Разработанная технология с успехом может применяться на всех строящихся подземных хранилищах в каменных солях на стадиях гидровруба и первой-второй ступенях размыва емкостей.

### 9.2. Управление обрушением нерастворимых отложений

В практике ведения работ по размыву подземных емкостей в сложных горно-геологических условиях часто встречаются ситуации, когда наличие нерастворимых отложений сопровождается низкой эффективностью размывочных работ и появляется необходимость обрушения таких отложений в процессе размыва, а не в момент достижения проектных контуров размыва значений, при которых возможно самообрушение пластов. В случае, когда в процессе размыва нерастворимый пласт обнажен лишь с нижней стороны, эффективно выполнение торпедирования для снижения прочности нерастворимых пород до уровня, обеспечивающего их самообрушение в процессе дальнейшего размыва.

Рассмотрим опыт торпедирования на скважине комбината «Неман», горно-геологические условия которой отличались наличием в области гидровруба крутопадающих (угол падения 60–70°) нерастворимых

отложений [114]. На глубинах 973–983 м отмечался пласт ангидрита мощностью 2,5 м, на глубинах 962–967 м – засоленный аргиллит мощностью 2,0 м. Нерастворимые отложения имели следующие характеристики: ангидрит –  $E = 1,32 \cdot 10^{10}$  Па;  $\sigma_0 = 350 \cdot 10^5$  Па;  $\rho = 2\,810$  кг/м<sup>3</sup>; v = 0,26; аргиллит –  $E = 1,24 \cdot 10^{10}$  Па;  $\sigma_0 = 320 \cdot 10^5$  Па;  $\rho = 2\,540$  кг/м<sup>3</sup>; v = 0,28.

Конструкция скважины. До глубины 20 м скважина обсажена направлением диаметром 0,53 м, затем до глубины 250 м – кондуктором диаметром 0,426 м и до глубины 912,23 м (включая 22 м по соли) обсадными трубами марки «Д» диаметром 0,324 м при толщине стенки 1,2·10<sup>-2</sup> м. Все обсадные колонны зацементированы до устья. При цементировании применялся тампонажный цемент по ГОСТ 1581-78 Здолбуновского цементного завода. Прочность материала цементной рубашки обсадной колонны на сжатие не превышала 13 МПа. Цементный камень опрессован давлением 10 МПа. Скважина испытана на герметичность и показала положительный результат, несмотря на неравномерность толщины цементного камня согласно геофизическим исследованиям о качестве цементирования.

Растворение каменной соли было начато согласно штатному регламенту размыва. За чистое время размыва 136,2 сут. через скважину было прокачано 113 тыс. м<sup>3</sup> пресной воды. При подаче пресной воды объемом 40 м<sup>3</sup>/час концентрация соли в выдаваемом рассоле не превышала 28...35 г/л. При этом был достигнут объем камеры 4 423,0 м<sup>3</sup>, после чего процесс размыва практически прекратился. При этом максимальный радиус обнажения нерастворимых отложений был равен 10,2 м, а максимальная глубина размыва поставило вопрос о поиске путей его интенсификации.

Учитывая наличие нерастворимых пластов, для интенсификации размыва было осуществлено торпедирование, позволившее наряду с разуплотнением соляного массива снизить прочность материала нерастворимых отложений до уровня, обеспечивающего их самообрушение.

По данным кавернометрии для сохранения герметичности и целостности основной колонны при взрывных работах наиболее опасным являлся интервал 870–890 м, где толщина цементного камня была минимальна и составляла 43·10<sup>-3</sup> м.

С учетом многослойности деформируемой среды (нерастворимая порода, цементный камень, труба) и допустимой интенсивности взрывной

волны в наиболее опасном сечении обсадной колонны была определена масса предельно допустимого заряда, составляющая 8,6 кг.

В пределах обрушения нерастворимого пласта его можно рассматривать как пластину средней толщины, жестко защемленную по контуру обнажения. Пласт нагружен вышележащими напластованиями и собственным весом, нормальная нагрузка на пласт составляет

$$P = \cos \alpha \sum_{i=1}^{N} \gamma_i m_i, \qquad (9.1)$$

где  $\alpha$  — угол наклона пласта к горизонту;  $\gamma_i$  и  $m_i$  — удельный вес и мощность *i*-того участка выше залегаемых пород.

Пренебрегая силами в срединной плоскости, изменение угла поворота  $\varphi$  нормали к срединной поверхности пласта при прогибе его в сторону свободной поверхности под действием равномерно распределенной нагрузки вида (9.1) описывается выражением (6.2). Изгибающие моменты определяются выражениями (6.9)–(6.11). Опуская анализ моментов в области обнажения пласта, отметим, что наибольшим является момент  $M_r$  на контуре защемления.

Поскольку прочность пород на растяжение на порядок меньше, чем на сжатие, самообрушение пласта будет определяться величиной растягивающих напряжений  $\sigma_p$ . При этом из выражения (6.13) следует, что должно удовлетворяться условие

$$3PR^2 \ge 4h^2 \sigma_p,\tag{9.2}$$

где *R* и *h* – рдиус обнажения и мощность нерастворимого пласта, соответственно.

Из условия (9.2) находим величину  $\sigma_p$ , удовлетворяющую условию самообрушения пласта. С учетом фактических размеров обнажения и параметров пласта величина  $\sigma_p$  должна быть не менее  $8,8\cdot10^5$  Па. Сравнивая эту величину с фактической прочностью нерастворимых пластов на разрыв  $\sigma_p = 35\cdot10^5$  Па, определяем характер и количество импульсных нагружений, приводящих к требуемому разуплотнению пласта и снижению его прочности до необходимого значения.

Экспериментальные исследования, выполненные в разделе 6, показали, что при достижении неравномерности динамического нагружения с показателем  $\zeta = 0,1$ , прочностные характеристики ангидритовых и аргиллитовых пород снижаются не менее, чем в два раза.

С учетом этого для достижения условий самообрушения необходима двухкратная взрывная обработка нерастворимых отложений с суперпозицией взрывных волн при показателе  $\zeta \leq 0,1$ .

Для торпедирования скважины использовались две торпеды с зарядом по 8,6 кг каждая. Заряд торпеды разделялся на две равновеликие части по 4,3 кг, короткозамедленный режим взрывания создавался отрезком шнура, обеспечиваюшего интервал детонирующего замелления  $\Delta t = 4.5 \cdot 10^{-4}$  с между взрывами частей торпеды. Глубина размещения зарядов определялась их назначением: первый (нижний) взрыв рассчитывался на результат разуплотнения И разупрочнения отложений; второй – на частичное обрушение нерастворимых нерастворимых пластов и разуплотнение структуры соли в объеме, максимально доступном при обработке.

Взрывные работы осуществлялись в два этапа. Сначала опускалась первая (нижняя) торпеда в расчетный интервал обработки, производился взрыв, затем следовали работы по доставке второй торпеды и ее подрыву. Поскольку необходимая масса заряда рассчитывалась из условия сохранения герметичности и целостности основной колонны и взрывные нагрузки в районе опасного сечения колонны не превосходят предельно допустимых значений, средства гашения взрывных волн для защиты скважины не применялись.

Результаты торпедирования оценивались по данным акустического каротажа и по изменению концентрации рассола. Анализ результатов каротажа показал, что свободный диаметр скважины в ангидритовой и аргиллитовой толщах увеличился до 1,0 м. При традиционных методах взрывных работ для разрушения нерастворимых пластов в такой области необходимо осуществить подрыв заряда массой 270 кг. Кроме того, при взрыве такого заряда необходимо было бы применять специальные средства защиты скважины от поражающего действия взрыва, что значительно усложнило бы технологию и стоимость взрывных работ.

После торпедирования скважины были проведены геофизические исследования скважины на герметичность. Результаты исследований показали, что взрывные работы не оказали отрицательного воздействия на колонну.

Наиболее важным результатом выполненных работ является изменение технологических характеристик процесса размыва хранилища. Увеличение свободного диаметра скважины после взрыва обеспечило свободную циркуляцию растворителя, концентрация выдаваемого рассола сразу увеличилась в 10 раз (до 250–310 г/л) и стала практически предельной, оставаясь на этом уровне в течение всего последующего периода размыва. За это время было подано 94,3 тыс. м<sup>3</sup> растворителя,

удельный расход которого снизился в 3,25 раза и составил 8,2 м<sup>3</sup> на 1,0 м<sup>3</sup> емкости [114].

Повторный акустический каротаж и данные ультразвуковой локации позволили установить, что нерастворимые отложения по мере их обнажения в процессе размыва самообрушились и на конец размыва емкости радиус зоны обрушения нерастворимых пластов достиг 10 м. Разуплотнение соляных отложений привело к интенсивному развитию полости в радиальном направлении, что положительно сказалось на размыве емкости и за пределами взрывной обработки.

В результате выполненных работ создались условия для промышленной эксплуатации хранилища, при этом чистое время размыва емкости сократилось на 100 суток. Кроме того, сэкономлено 1,4 млн. кВт/час электроэнергии, количество нерастворителя уменьшилось на 151,2 тыс. м<sup>3</sup>.

Иногда при размыве подземных хранилищ в солях нерастворимые пласты оказываются обнаженными с двух сторон, а их геометрические и прочностные характеристики не обеспечивают самообрушения пластов. В таких случаях взрывают заряд в нижней части емкости, предварительно откачав рассол из верхней ее части. Рассмотрим опыт торпедирования нерастворимого пласта алевролита, обнажившегося с двух сторон в процессе размыва хранилища на одной из скважин [114].

По данным геофизических наблюдений скважина глубиной 1050,0 м встречает каменную соль на глубине 885 м. В интервале 975,0–995,0 м встречаются прослои и пласты алевролита темно-серого, мелкозернистого. Характеристики алевролита:  $E = 1,3 \cdot 10^{10}$  Па;  $\sigma_0 = 340 \cdot 10^5$  Па;  $\rho = 2600$  кг/м<sup>3</sup>; v = 0,3.

<u>Конструкция скважины.</u> По насосам и частично в пределах соляного массива скважина обсажена и зацементирована. До глубины 20 м скважина обсажена направлением диаметром 0,53 м, до глубины 250 м – кондуктором диаметром 0,426 м, затем до глубины 912,2 м, включая 22 м по соли, обсадной трубой марки «Д» диаметром 0,324 м при толщине стенки 1,2·10<sup>-2</sup> м. Все обсадные трубы зацементированы до устья. При цементировании использовался тампонажный цемент по ГОСТ 1581-78 Здолбуновского цементного завода. По данным испытаний прочность цементного камня на сжатие не превышает 130·10<sup>5</sup> Па. Цементный камень колонны  $324 \times 1$ -Д был опрессован давлением 100·10<sup>5</sup> Па. Испытание скважины на герметичность дало положительный результат.

Размыв емкости на этапах гидровруба и 1-й ступени размыва происходил в штатном режиме, концентрация рассола в конце гидровруба составляла 151 г/л, увеличившись до 200 г/л при размыве 1-й ступени.

Однако, начиная с объема выработанного пространства 9,2 тыс. м<sup>3</sup> концентрация рассола начала снижаться (достигнув уровня 120–130 г/л), что значительно снизило эффективность размывочных работ. При этом в результате размыва в области 1-й ступени обнажился нерастворимый пласт алевролита мощностью 1,7 м и радиусом обнажения 6,1 м. Самообрушение пласта такой мощности возможно при радиусе обнажения не менее 17,0 м. С учетом этого, а также низких показателей размыва было принято решение о принудительном разрушении нерастворимого пласта с применением взрывных работ.

<u>Определение необходимой массы заряда</u>. Наиболее опасным интервалом при действии взрывных нагрузок является участок обсадной колонны в пределах 870–890 м. Это обусловлено тем, что во-первых, в этом месте скважина идет по наносам, обладающими высокой сжимаемостью, и как следствие, допускающими значительные радиальные перемещения стенок обсадной колонны, а во-вторых, по данным кавернометрии в этом интервале наблюдается наименьшая толщина цементного камня, составляющая 42,5·10<sup>-3</sup> м.

Допустимое давление трубы на цементный камень по условию предупреждения его разрушения с учетом прочностных свойств цементного камня и горного давления в опасном интервале – 115·10<sup>5</sup> Па.

Для получения давления величиной  $115 \cdot 10^5$  Па на цементное кольцо в колонне  $324 \times 12$ -Д должно быть создано давление в  $917, 2 \cdot 10^5$  Па, обеспечивающее перемещение наружной стенки трубы (равно как и внутренней поверхности цементного камня) на  $9, 2 \cdot 10^{-5}$  м.

Согласно справочным данным [118] максимальное давление  $P_m$  в трубе 324×12-Д, при котором она переходит в текучее состояние, составляет 195·10<sup>5</sup> Па (при отсутствии внешней нагрузки), что соответствует прочности материала трубы на разрыв 3 200·10<sup>5</sup> Па. В условиях скважины (наличие горного давления, многослойность деформируемой среды) прочность трубы, согласно (7.6), реализуется при  $P_n = 369, 6\cdot 10^5$  Па.

Используя формулу (7.7), с учетом геометрических и прочностных свойств обнаженного пласта было определено, что необходимая масса заряда гексогена для разрушения пласта составляет 17,8 кг. При взрыве такого заряда величина давления в опасном сечении колонны, находящемся на расстоянии 85–100 м от зоны взрыва, не превышает  $341,3\cdot10^5$  Па, что меньше предельно допустимого значения  $P_n$  в этом сечении. С учетом этого, средства защиты скважины от поражающего действия взрыва не применялись.

<u>Производство взрывных работ.</u> Перед началом взрывных работ верхнюю часть полости освободили от рассола. Общий заряд торпеды был разделен на две части массой по 8,9 кг каждая. Торпеда была опущена в рассол на расстояние 5,0 м от подошвы пласта и осуществлен взрыв частей заряда в торпеде с интервалом замедления  $\Delta t = 1,22 \cdot 10^{-3}$  с, обеспечившим квазистатичность нагружения пласта на уровне его подошвы (при этом продолжительность действия взрыва  $t_u \approx 4 \cdot 10^{-3}$  с).

Специальными наблюдениями после взрыва установлено, что проведенная взрывная обработка нерастворимого пласта позволила:

- обрушить нерастворимый пласт по контуру его обнажения, что дало возможность получить в конечном итоге хранилище проектным объемом 100 тыс. м<sup>3</sup>;

- резко увеличить концентрацию рассола (до 280 г/л) и сократить период строительства емкости на 99 суток.

Технологические показатели размыва емкости объемом 100 тыс. м<sup>3</sup> с применением предлагаемой технологии создания искусственной трещиноватости как в соляном массиве, так и в нерастворимых пропластках, по сравнению с традиционной технологией размыва емкости, приведены в табл. 9.1.

Показатели	Единица измерения	По традиционной технологии	С применением предлагаемой технологии
Общий объем камеры размыва в зоне действия взрыва	тыс. м <sup>3</sup>	-	17,2
Фактическая подача растворителя	м <sup>3</sup> /час	61,7–64,5	33,3–38,9
Концентрация рассола	г/л	74,2–129,8	197,5–275,0
Скорость размыва	м³/час	2,1–3,5	5,5–7,5
Продолжительность размыва	сут.	666	461
Сокращение чистого времени размыва	сут.	-	205
Расход растворителя	M <sup>3</sup>	487 000	170 000
Экономия растворителя	M <sup>3</sup>	-	317 000
Экономия электроэнергии	млн. кВт/час	-	3,78

Таблица 9.1. Показатели размыва емкостей

Таким образом, в результате внедрения взрывных методов интенсификации строительства подземных хранилищ в каменных солях методом размыва установлено:

1. Взрывные методы направленного изменения свойств массива на основе создания искусственной трещиноватости могут быть широко и

эффективно использованы для интенсификации геотехнологических процессов в различных областях горного дела и строительства.

2. При сооружении подземных хранилищ в каменных солях до начала выполнения работ по размыву емкости в области гидровруба и частично 1-й ступени размыва целесообразно выполнение взрывных работ, направленных на предварительное разуплотнение структуры соли в призабойной зоне скважины. Это позволяет резко увеличить эффективность обменных процессов и в 3–4 раза увеличить скорость размыва емкости в наиболее трудоемкой начальной стадии размыва.

3. В сложных горно-геологических условиях строительства емкостей при наличии в зоне проектного контура хранилища нерастворимых отложений, снижающих эффективность размыва, производство взрывных работ по разупрочнению нерастворимых пластов создает условия для самообрушения нерастворимых отложений, что обеспечивает увеличение концентрации выдаваемого рассола до 10 раз и способствует интенсивному развитию размываемой полости.

4. При появлении в зоне размыва хранилищ обнаженных нерастворимых пластов, препятствующих размыву емкостей в штатном режиме, необходимо выполнение взрывных работ по разрушению таких пластов, что позволяет увеличить эффективность размыва хранилищ и в конечном итоге получать камеры проектных объемов.

5. Отличаясь простотой практической реализации, применение взрывных методов интенсификации строительства подземных хранилищ в каменных солях в сложных горно-геологических условиях, основанных на разупрочнении и разуплотнении структуры солей и сопутствующих нерастворимых отложений, дает значительное сокращение сроков строительства, снижение расходов материалов, экономию электроэнергии, что способствует повышению технико-экономических показателей строящихся хранилищ.

# Раздел 10

## ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ХРАНЕНИЯ УГЛЕВОДОРОДОВ В ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩАХ, СООРУЖЕННЫХ В КАМЕННЫХ СОЛЯХ МЕТОДОМ РАЗМЫВА

Для получения надежных результатов при расчетах экономической эффективности технических решений решающую роль играет правильный выбор базы сравнения (эталона). За базу сравнения принимают наиболее передовые технические решения хранения нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов.

Для решения практических задач и выбора оптимальных критериев, позволяющих производить сравнительную оценку целесообразности строительства подземных хранилищ в каменной соли, проведен анализ основных технико-экономических показателей: удельных капитальных вложений, удельных эксплуатационных расходов и приведенных затрат, снижения металлоемкости и энергоемкости, уменьшения площади застройки.

На основании анализа выделены основные факторы, влияющие на изменение технико-экономических показателей подземных хранилищ: объем емкостей, глубина заложения, срок хранения, способ отбора продукта, физико-механические свойства пород, способ утилизации или сброса рассола (для хранилищ, образованных в солях размывом) [129].

Модели технических решений, их оптимальность формируются на основании горно-геологических и технических условий строительства подземных хранилищ углеводородов и имеют многовариантность ввиду широкого диапазона изменения условий.

Основными направлениями, по которым формируются капиталовложения, являются: геологоразведочные работы, бурение и оборудование технологических скважин, сооружение подземных емкостей, рассолохранилища, технологического комплекса и системы сброса рассола.

В НИИпромгазе (Россия) разработано свыше 2 000 техникоэкономических моделей, учитывающих широкий диапазон изменений горно-геологических и технических условий создания и эксплуатации подземных хранилищ. Сопоставление показателей моделей хранилищ с аналогичными показателями для баз-эталонов позволяет установить экономически целесообразные области применения подземных хранилищ.

За базу сравнения (эталон) для хранения сжиженных газов рекомендуется принимать равные по объему хранилища, состоящие из наземных стальных шаровых резервуаров номинальной вместимостью:

600–900 м<sup>3</sup> для пропана и 600–2000 м<sup>3</sup> для бутана. Хранилища нефтепродуктов сравниваются с базами, укомплектованными цилиндрическими резервуарами вместимостью 10–20 тыс. м<sup>3</sup>.

Установлено, что капитальные вложения в строительство хранилищ сжиженных газов и нефтепродуктов независимо от способа утилизации (сброса) рассола при увеличении глубины залегания подземных емкостей (в пределах одного и того же объема) возрастают по закону, близкому к линейному, а с увеличением объема снижаются по гиперболическому закону.

Удельные капитальные вложения в строительство подземных хранилищ сжиженных газов и нефтепродуктов в зависимости от параметров хранилищ приведены на рис. 10.1 [129].





Из графиков видно, что удельные капитальные вложения при сбросе рассола в недра меньше, чем при перекачке рассола на расстояния для сброса в открытые акватории. Глубина заложения и объем подземных хранилищ оказывают также влияние на удельные эксплуатационные расходы. При этом, удельные эксплуатационные расходы с увеличением объема хранилищ снижаются, что объясняется структурой и удельным весом отдельных статей затрат.

Определяя экономическую целесообразность строительства подземных хранилищ, следует помнить, что:

подземные хранилища сжиженных газов эффективнее наземных резервуарных парков, начиная с объема 10 тыс. м<sup>3</sup>. При увеличении объемов подземных хранилищ это преимущество значительно возрастает;

по сравнению с наземными резервуарными парками подземные хранилища светлых нефтепродуктов экономически эффективны при объемах более 350 тыс. м<sup>3</sup>;

сочетание подземного хранения на одной площади светлых нефтепродуктов и сжиженных газов значительно увеличивает экономическую эффективность строительства по сравнению с наземными резервуарными парками.

В общем объеме капитальных вложений в строительство подземных хранилищ светлых нефтепродуктов и сжиженных газов удельный вес затрат на бурение скважин, оборудование их оголовками и размыв подземных емкостей составляет 25...30%, на строительство наземных рассолохранилищ – 10...15%, наземных технологических и административно-хозяйственных комплексов – 25...30%, утилизацию рассола (в поглощающие скважины или передача потребителям на расстояние до 100 км) – 15...20%.

Экономичность сооружения подземных емкостей методом размыва в отложениях каменной соли, во многом определяется условиями удаления рассола. Наиболее благоприятными являются условия, при которых рассол используется в качестве сырья предприятиями, расположенными недалеко от подземных хранилищ: при этом стоимость строительства каждого хранилища уменьшается на 15%.

#### Список использованной литературы

- 1. Видгоп Л.Н. Колебания спроса на топливо. Л.: Недра, 1975.
- Вопросы развития транспортной сети СССР. Тр. ИКТП при Госплане СССР, 1970, вып. 19; 1971, вып. 21.
- 3. Атомные взрывы в мирных целях. М.: Атомиздат, 1970.
- 4. Мельников Л.Л. Применение ядерной энергии при сооружении подземных хранилищ. Шахтное строительство, 1975, № 10.
- 5. Добина А.С., Евстропов Н.А. Сооружение подземных хранилищ. М.: МГИ, 1967. 129 с.
- Сохранский В.Б., Черкашенинов В.И. Подземные газонефтехранилища шахтного типа. – М.: Недра, 1978. – 206 с.
- 7. Ширковский А.И., Задора Г.И. Добыча и подземное хранение газа. М: Недра, 1974.
- Глоба В.М. Сооружение подземных газонефтехранилищ: Научно-технический обзор ЦНТИ ВНИИСТ. – М.: 1976.
- Глоба В.М. Повышение надежности подземных нефтехранилищ: Обзорная информация. ВНИИОЭНГ. – М.: 1978.
- Азев В.С., Серегин Е.Н., Стрюк Н.В. и др. Подземное хранение углеводородных топлив: Тематический обзор/ЦНИИТЭнефтехим: – М.: 1978.
- Стукалова Н.К., Вилков Г. Н. Научные исследования при проектировании, строительстве и эксплуатации подземных хранилищ углеводородов в отложениях каменной соли. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1977, № 6.
- Власов А.В., Бакиров Н.С., Вахитов В.Ш. Современное состояние и перспективы развития нефтебазового хозяйства за рубежом. – М.: ВНИИОЭНГ, 1977.
- Мазуров В.А., Зыбинов И.И., Черемшанов В.И., Мельников В.Ф. Повышение эффективности подземных хранилищ за счет увеличения сроков хранения нефтепродуктов. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья. 1979. № 6.
- 14. Радчик И.И., Сапунов Н.Е. Капинус А.Ф. и др. Низкотемпературный подземный опытно-промышленный резервуар для хранения сжиженных газов. Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1977, № 3.
- Сильвестров Л.К., Скосарева Т. В. Определение теплопритока к теплоизолированным подземным резервуарам. СПГ. – Газовая промышленность, 1973, № 7.
- Барон Л.И., Логунцов Б.М., Позин Е.З. Определение свойств горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 332 с.
- Руппенейт К.В. Механические свойства горных пород. М.: Углетехиздат. 1956. – 324 с.
- Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра. 1973. – 286 с.
- 19. Спивак А.И. Механика горных пород. М.: Недра. 1967. 192 с.
- Проскуряков Н.М., Пермяков Р.С., Черников А.К. Физико-механические свойства соляных пород. – М.: Недра. 1973. – 272 с.
- Глоба В.М. Сооружение подземных газонефтехранилищ. Львов: Вища школа. 1982. – 148 с.

- Кузнецов Г.Н. Механические свойства горных пород. М.: Углетехиздат. 1947. – 179 с.
- Свойства горных пород и методы их определения/Под ред. Е.И. Ильницкой. – М.: Недра. 1969. — 392 с.
- Ставрогин А.Н. Экспериментальные исследования ползучести и долговечности горных пород//Исследование реологических свойств грунтов. – 1968. – Вып. 38. – С. 11–18.
- 25. Авгаян Г.М. Физические свойства осадочных пород при высоких давлениях и температурах. М.: Недра. 1972. 226 с.
- Булатов В.В. Механика разрушения горных пород при сверхглубоком бурении. – Новосибирск: Наука. 1966. – 290 с.
- 27. Ломтадзе В.Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород. Л.: Недра. 1972. 312 с.
- Uhlenbecker F.W. Verformungsmessungen in der Grube und erganzende Laboruntersbehungen auf dem Haliweru Hattorf (Werra-Revier) im Hinblick auf eine optimale Festlegung des Abbauverlustes bei grossmoglicher Sicherheite der Grubtnbau. Freiberg. 1968. – 184 s.
- Габдрахимов И.Х. Исследование длительной прочности горных пород и совершенствование системы разработки в условиях Верхнекамских калийных рудников: Автореф. дис. ... канд. геол.-мин. наук. – Фрунзе. 1968. – 24 с.
- Брук Л.М. Критерии оценки пригодности горных пород и условий их залегания для строительства подземных хранилищ жидких углеводородов//Тр. ВНИГРИ. – 1975. – Вып. 3. – С. 66–76.
- Неяглов А.В., Коваленко Н.Ф., Яушев А.Е. Подземные шахтные хранилища для сжиженных углеводородных газов: Тематический обзор. – М.: ЦНИИТЭнефтехим. 1976. – 162 с.
- 32. Глоба В.М. К вопросу сооружения подземных газонефтехранилищ в соляных породах//Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений. 1974. № 7. С. 18–22.
- Глоба В.М. Буровзрывные работы при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ. – М.: Недра, 1984. – 238 с.
- 34. Черкашенинов В.И., Сохранский В.Б. Методика исследования проницаемости пород в массиве//Газовая промышленность. 1967. № 1. С. 20–24.
- Хапин А.А. Основы учения о породах-коллекторах нефти и газа. М.: Недра, 1965. – 192 с.
- Черкашенинов В.И., Сохранский В.Б. Исследование структуры порового пространства труднопроницаемых пород при создании подземных хранилищ//Тр. ВНИИПромгаза. – 1977. – Вып. 8–9. – С. 75–80.
- Сохранский В.Б., Черкашенинов В.И. Оценка пригодности горных пород для строительства газонефтехранилищ//Строительство трубопроводов. – 1972. – №10. – С. 13–15.
- Сохранский В.Б., Черкашенинов В.И., Савин А.К. Исследование проницаемости горных пород в процессе их многолетнего контактирования с углеводородными средами//Тр. ВНИИПромгаза. – 1969. – Вып. 4. – С. 38–44.
- 39. Глоба В.М. О деформируемости соляных пород подземных газонефтехранилищ при их длительном контактировании с нефтепродуктами//Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений. – 1975. – № 8. – С. 15–19.

- 40. Мазуров В.А. О качестве газонефтепродуктов при их длительном хранении в емкостях, выщелоченных в каменной соли. – Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов, 1968, № 11.
- 41. Стрюк Н.В., Горобцова Е.Н., Буков К.Г. Стабильность топлив при хранении в подземных емкостях. Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов, 1977, № 6.
- 42. Малахов А.Ф. Новости нефтяной техники, 1958, № 9.
- Гофман-Захаров П.М. Проектирование и сооружение подземных резервуаров нефтегазохранилищ. – Киев: Будівельник, 1973. – 244 с.
- Коробцова Н.Г. Хранение нефтепродуктов в контакте с горными породами. – М.: ЦНИИТЭнефтехим, 1968.
- 45. Глоба В.М., Петряшин Л.Ф., Иванова А.Н. Изменение свойств нефтепродуктов при хранении в соляных емкостях. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1973, № 8.
- 46. Азев В.С., Стрюк Н.В., Зорина А.С., Кузнецова Л.Н. Длительное хранение этилированного автомобильного бензина в подземной емкости, сооруженной в отложениях каменной соли. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1974, № 5.
- Стрюк Н.В., Зорина А.С., Дудка Г.В. Хранение топлива Т-1 в подземной емкости, сооруженной в соляных куполах. – Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов, 1971, № 6.
- 48. Стрюк Н.В., Усачева Е.В. Влияние водной среды на химическую стабильность топлив. Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов, 1976, № 5.
- 49. Стрюк Н.В., Горобцова Е.П., Дудка Г.В. Качество топлив, хранящихся в подземных емкостях, сооруженных в глине и суглинках. Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1970, № 9.
- 50. Зыбинов И.И., Романьков Ю.И., Федоров Г.Н. Химическая стабильность сжиженных углеводородов при хранении их в подземных хранилищах шахтного типа. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1976, № 1.
- Азев В.С., Коваленко В.П. О загрязненности нефтепродуктов в подземных хранилищах. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1975. № 8.
- 52. Подземные хранилища нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов. СН и П 2.11.85. М.: Стройиздат. 1985. 42 с.
- 53. Мазуров В.А., Васюта Ю.С., Колосов А.В. Создание подземных емкостей в пластах соли малой мощности. Газовая промышленность, 1969, № 6. с. 14–16.
- 54. Нагорный В.П., Глоба В.М., Денисюк И.И. Взрывные работы при добыче природных углеводородов, строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ. К.: Поліграфіст, 2009. 330 с.
- 55. Краткая объяснительная записка к карте соленосных площадей, пригодных для сооружения подземных хранилищ. Киев: Ин-т Союзгазпроект, 1983. 20 с.
- Иванцов О.М. Хранение сжиженных углеводородных газов. М.: Недра, 1973. - 223 с.
- 57. Аренс В.Ж., Белов В.М., Зыков В.А. Разработка месторождений каменной и калийной солей методом подземного выщелачивания. М.: МГИ, 1968. 136 с.
- Кулле П.А. Разработка месторождений соли подземным выщелачиванием//Тр. ВНИИГ. – 1949. – Вып. – 20. – С. 55–61.

- Кулле П.А., Королев В.Ф. Скорости растворения поверхностей каменной соли. – М.: Труды Центр. научн.-исслед. лаб. соляной пром-сти. – Госхимиздат, 1940. – С. 3–59.
- Колосов А.В., Семенов В.И., Сидоров И.Н. Исследование физико-механических свойств цемента для тампонажа затрубного пространства скважин подземных хранилищ. Использование газа, подземное хранение. – Тр. ВНИИПромгаза, 1973, вып. 6.
- Сидоров И.Н., Смирнов В.М., Семенов В.И. Технологические расчеты по цементированию обсадных колонн эксплуатационных скважин подземных хранилищ в отложениях каменной соли. – Тр. ВНИИПромгаза, 1973, вып. 6.
- 62. Мазуров В.А. О нормативных документах по проектированию и строительству подземных газонефтехранилищ в отложениях каменной соли. Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов, 1967, № 8.
- 63. Баклагин И.М., Борисов В.В. Экспресс-метод испытания на герметичность подземной соляной емкости. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1977, № 6.
- 64. Федоров Б.Н. Формообразование подземных емкостей выщелачиванием в отложениях каменной соли с использованием газообразного нерастворителя//Газовая промышленность. 1967. № 2. С. 32–36.
- 65. Стулов Т.Т., Поповский Б.В., Иванцов О.М. и др. Сооружение газохранилищ и нефтебаз. М.: Недра, 1973. 182 с.
- 66. Мазуров В.А. Подземные газонефтехранилища в отложениях каменной соли. – М.: Недра, 1982. – 212 с.
- 67. Стулов Т.Т., Поповский Б.В. Иванцов О.М. и др. Сооружение газохранилищ и нефтебаз. М.: Недра, 1973.
- Иванцов О.М. Подземное хранение сжиженных углеводородных газов. – М.: Недра, 1964.
- 69. Мазуров В.А. Определение параметров процесса выщелачивания подземных емкостей в отложениях каменной соли. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1971, № 10.
- Колосов А.В., Воронов А.Г. Акустическая технология сооружения подземных емкостей нефтехранилищ выщелачиванием в соляных отложениях. – М.: ВНИИОЭНГ, 1973.
- 71. Грохотов В.А. Расчет технологии формирования подземных резервуаров в каменной соли//Транспорт и хранение нефти и углеводородного сырья. М.: ЦНИИЭнефтехим. 1985. № 3. С. 9–12.
- 72. Кислер Л.Н., Крюкова Н.М., Мазуров В.А. Об оценке прочности емкостей различной формы в соляных отложениях. Тр. ВНИИПромгаза, 1972, вып. 5.
- 73. Гальперин А.М., Шафаренко Е.М. Реологические расчеты горно-технических сооружений. М.: Недра, 1977.
- 74. Ержанов Ж.С., Аршинов Г.А., Бергман Э.И. Об оценке устойчивости формы асимметричной полости в соляном массиве. – Изв. АН КазССР, Сер. физ.-мат., 1974, № 5.
- Бугай Ю.М., Глоба В.М., Нагорний В.П., Ю.О. Венгерцев Спорудження нафтобаз і газосховищ. – К.: ВІПОЛ, 2000. – 606 с.
- 76. Глоба В.М., Музыкантов И.А., Любов Ю.Г. Научно-технические методы контроля за границей раздела «нефтепродукт—рассол» в подземных хранилищах. – Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1977, № 6.

- 77. Лебедева Л.В., Пузырев П.Ф., Чигиринский Р.Э. Методика звуколокационной съемки подземных емкостей аппаратурой типа «Зонд». Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1977, № 6.
- 78. Кафаров В.В. Основы массопередачи. М.: Высш. шк., 1972. 494 с.
- 79. Колосов А.В., Воронов А.Г. Акустическая технология сооружения подземных емкостей нефтехранилищ выщелачиванием в соляных отложениях. – М.: ВНИИОЭНГ, 1973. – 80 с.
- Ямщиков В.С., Воронов А.Г., Колосов А.В., Вологин В.В. Экспериментальные исследования воздействия акустических колебаний на процесс выщелачивания каменной соли//Горный журнал. – 1971. – № 12. – С. 33–37.
- Гофман-Захаров П.М., Сидорова Н.К. Перспективы интенсификации процессов сооружения газонефтехранилищ в отложениях каменной соли//Проектирование и строительство магистральных трубопроводов. – 1968. – № 5. – С. 10–14.
- Сидорова Н.К. Интенсификация процессов растворения с помощью колебаний, создаваемых электрическим зарядом в воде//Нефтяная и газовая промышленность. – 1967. – № 2 – С. 50–52.
- Петряшин Л.Ф., Желтоухов В.В., Поздняков А.Г. Экспериментальные исследования интенсификации процессов выщелачивания в подземных камерах при сооружении газонефтехранилищ//Разведка и разработка нефтяных и газовых месторождений. – 1976. – Вып. 13. – С. 115–116.
- 84. Колосов А.В. Подземное и подводное хранение нефтепродуктов. М.: ВНИИОЭНГ, 1972. – 80 с.
- Михалюк А.В. Горные породы при неравномерных динамических нагрузках. – Киев: Наук. думка, 1980. – 154 с.
- Михалюк А.В., Нагорный В.П. Неравномерное динамическое нагружение солевых и нерастворимых пород при сооружении подземных хранилищ в каменно-соляных структурах. – Киев. 1995. – 16 с. (Препр./АН Украины. Ин-т геофизики им. С.И. Субботина).
- Токарчук А.В., Яцков А.В., Смагин С.А. Некоторые особенности поведения каменной соли при динамических загрузках//Теория и практика совершенствования взрывных работ. – Киев.: Наук. думка, 1990. – С. 102–107.
- 88. Немец И. Практическое применение тензорезисторов. М.: Энергия, 1970. 144 с.
- 89. Зайдель А.Н. Элементарные оценки ошибок измерений. М.: Наука, 1968. 132 с.
- 90. Свешников А.А. Основы теории ошибок. Л.: Изд-во Ленингр. ун-та, 1972. 122 с.
- 91. Руппенейт К.В., Либерман Ю.М. Введение в механику горных пород. М.: Госгортехиздат, 1960. 356.
- Механический эффект подземного взрыва/В.Н. Родионов, В.В. Адушкин, В.В. Костюченко и др. М.: Недра, 1971. 217 с.
- Баум Ф.А., Станюкович К.Н., Шехтер Б.И. Физика взрыва. М.: Физматгиз, 1960. – 704 с.
- 94. Комир В.М., Гейман Л.М., Кравцов В.С., Мячина Н.И. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах. М.: Недра, 1972. 215 с.
- Михалюк А.В. Торпедирование и импульсный гидроразрыв пластов. Киев: Наук. думка, 1986. – 208 с.
- 96. Ставрогин А.Н., Певзнер Е.Д. Физико-механические свойства, пород при динамических нагрузках в условиях сложных напряженных состояний. – В кн.:

Физические свойства горных пород при высоких термодинамических параметрах. – Киев: Наук. думка, 1971. – С. 204–206 с.

- 97. Твердые тела под высоким давлением/Под ред. В. Пол, Д. Варшауэра. М.: Издво Мир, 1966. 521 с.
- Писаренко Г.С., Агарев В.А., Квитка А.Л. Сопротивление материалов. Киев: Вища школа. 1986. – 775 с.
- 99. Штамповка взрывом/Под ред. М.А. Анучина. М.: Машиностроение. 1985. 153 с.
- 100. Нагорный В.П., Кондратенко А.Ю. Разрушение нерастворимых пластов при строительстве подземных хранилищ в каменной соли//Моделирование динамики деформируемых сред. – Киев: Наук. думка, 1993. – С.107–113.
- 101. Тимошенко С.П., Войновский-Кригер С. Пластины и оболочки. М.: Изд-во физ. мат. литер., 1963. – 635 с.
- 102. Нагорный В.П. Обрушение нерастворимого пласта под совместным действием симметрично распределенной нагрузки и равномерного сжатия в средней плоскости//Горные породы при динамических нагрузках. – Киев: Наук. думка. 1989. – С. 64–68.
- 103. Нагорный В.П. Взрывное обрушение нерастворимого пласта при строительстве подземных хранилищ глубокого заложения//Нетрадиционные технологии взрывных работ. – Киев: Наук. думка. 1993. – С. 91–97.
- 104. Нагорный В.П. Напряженное состояние обнаженного пласта наклонного залегания при его обрушении в подземной емкости//Теория и практика совершенствования взрывных работ. – Киев: Наук. думка. 1990. – С. 11–15.
- 105. Коваленко А.Д. Избранные труды. Киев: Наук. думка. 1976. 761 с.
- 106. Нагорный В.П., Глоба В.М. Обрушение обнаженных пластов наклонного залегания под действием статической нагрузки//Изв. вузов. Горн. журнал. – 1989. – №3. – С. 35–38.
- 107. Нагорный В.П. Обрушение нерастворимых пластов при выщелачивании подземных хранилищ. – Киев. 1990. – 37 с. (Препр./АН Украины, Ин-т геофизики им. С.И. Субботина).
- 108. Электрические измерения неэлектрических величин/А.М. Туричин, П.В.Новицкий, Е.С. Левшина и др. – Л.: – Энергия, 1975. – 576 с.
- 109. Пустыльник Е.М. Статистические методы анализа и обработка наблюдений. - М.: Наука, 1968. - 288 с.
- 110. Нагорный В.П., Кондратенко А.Ю. Напряженно-деформированное состояние защемленных по контуру пластов под действием статической нагрузки//Деформируемые среды при импульсных нагрузках. – Киев: Наук. думка. 1992. – С. 76–81.
- 111. Феодосьев В.И. Сопротивление материалов. М.: Наука, 1970. 544 с.
- 112. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология. Л.: Недра, 1984. 511 с.
- 113. Нагорный В.П., Кондратенко А.Ю., Пекарь Н.Н. Исследование взрывного обрушения нерастворимых пластов при строительстве подземных емкостей в соли//Взрывные работы в геотехнологии. – Киев.: Наук. думка, 1991. – С. 37–44.
- 114. Михалюк А.В., Нагорный В.П. Взрывные работы при строительстве подземных хранилищ в каменной соли методом размыва. – Киев. 1995. – 26 с. (Препр./АН Украины, Ин-т геофизики им. С.И. Субботина).

- 115. Рекомендации по торпедированию нагнетальных скважин для увеличения их приемистости/Михалюк А.В., Нагорный В.П., Ильин А.Ф. и др. – Киев: Книжн.типогр.науч. книги, 1993. – 18 с.
- 116. Поведение грунтов под действием импульсных нагрузок/А.А. Вовк, Б.В. Замышляев, Л.С. Евтерев и др. – Киев: Наук. думка, 1984. – 286 с.
- 117. Прострелочные и взрывные работы в скважинах/Н.Г. Григорян, С.А. Ловля, Г.Г. Шахназаров и др. М.: Недра, 1992. 302 с.
- 118. Иогансен К.В. Спутник буровика. М.: Недра, 1990. 303 с.
- 119. Иванцов О.М. Подземное хранение жидких углеводородных газов. М.: Гостоптехиздат, 1961. 148 с.
- 120. Белоцерковская Г.В., Белоцерковский Е.А. О создании подземных хранилищ жидких углеводородов в соляных пластах, содержащих прослой нерастворимых пород//Нефтяное хозяйство. 1967. № 12. С. 46–48.
- 121. Царенков Ю.В. Метод обрушения пропластков нерастворимых пород в подземной емкости//Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья. – 1979. – № 5. – С. 10–15.
- 122. Временные указания по проектированию и строительству подземных хранилищ в отложениях каменной соли (для нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов). СН 320-65. – М: Стройиздат. 1965. – С. 1–42.
- 123. Казаков Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. М.: Недра, 1975. 192 с.
- 124. Справочник по буровзрывным работам/М.Ф. Друкованый, Л.В. Дубнов, Э.О. Миндели и др. – М.: Недра, 1976. – 630 с.
- 125. Дубнов Л.В., Бахаревич И.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества. – М.: Недра, 1988. – 357 с.
- 126. Замышляев Б.В., Яковлев Ю.С. Динамические нагрузки при подводном взрыве. Л.: Судостроение, 1967. 384 с.
- 127. Горст А.Г. Пороха и взрывчатые вещества. М.: Машиностроение, 1972. 206 с.
- 128. Чуриков В.А., Колодий В.И., Черевко М.А. Динамика скважин при взрывопрострелочных работах. – Киев: Наук. думка, 1994. – 172 с.
- 129. Строительство и эксплуатация подземных хранилищ/В.М. Глоба, Е.И. Яковлев, В.В. Борисов, Л.А. Видовский. К.: Будівельник, 1985. 89 с.
- 130. Метод интенсификации начальной стадии подземного выщелачивания солей и других соединений/А.В. Михалюк, В.П. Нагорный, В.А. Чуриков и др. – К.: Ин-т геофиз. АН УССР, 1989. – 3 с.



Научное издание

Нагорный Владимир Петрович Глоба Владимир Моисеевич

# Сооружение и эксплуатация подземных хранилищ углеводородов в отложениях каменной соли

Под редакцией докт. техн. наук, проф. В.П. Нагорного

На русском языке

Наукове видання

Нагорний Володимир Петрович Глоба Володимир Мойсейович

# Спорудження та експлуатація підземних сховищ вуглеводнів у відкладах кам'яної солі

За редакцією докт. техн. наук, проф. В.П. Нагорного

Російською мовою

Підписано до друку 05.02.2010. Формат 60×84/16. Папір офсетний. Друк. арк. 10,66; умов. друк. арк. 9,33 Замовлення № 4 від 24.03.2010. Наклад 200 прим.

Віддруковано у друкарні Тов. фірми «ЕССЕ» Україна, 03142, м. Київ-142, проспект Вернадського, 34/1