

Національна Академія наук України  
Інститут геофізики ім. С.І. Суботіна

На правах рукопису

Кондратенко Олександр Юрійович

УДК 622.692.4

КЕРУВАННЯ ОБВАЛЕННЯМ ПЛАСТІВ НЕРОЗЧИННИХ ПОРІД ПРИ  
СПОРУДЖЕННІ ПІДЗЕМНИХ ЄМНОСТЕЙ В КАМ'ЯНИХ СОЛЯХ

Спеціальність 05.15.13 – Трубопровідний транспорт, нафтогазосховища

Дисертація на здобуття наукового ступеня

кандидата технічних наук

*Всі примірники дисертації ідентичні за змістом.*  
*Зовнішній секретар спеціалізованої ради*  
*Д 20.057.04* *М.Д. Пилипів!*  
*27.09.2010р.*

Науковий керівник

Нагорний Володимир Петрович,

доктор технічних наук,

професор

*Згідно з підписом М.Д. Пилипіва*  
*Зовнішній секретар*  
*27.09.2010р.* *В.Б. Буршток*

Київ 2010

## ЗМІСТ

ВСТУП .....	5
РОЗДІЛ 1. СУЧАСНИЙ СТАН БУДІВНИЦТВА ПІДЗЕМНИХ СХОВИЩ У КАМ'ЯНИХ СОЛЯХ.....	11
1.1. Сучасний стан і досвід будівництва підземних сховищ у кам'яних солях.....	11
1.2. Аналіз гірничо-геологічних умов соляних басейнів України.....	18
1.3. Аналіз досліджень з обвалення нерозчинних відкладів міцних гірських порід.....	21
Висновки до розділу .....	30
РОЗДІЛ 2. ТЕОРЕТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО- ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПЛАСТІВ ПІД ДІЄЮ НАВАНТАЖЕНЬ.....	33
2.1. Статичне навантаження горизонтального пласта постійної товщини .....	33
2.2. Напружено-деформований стан оголеного пласта під дією вибухового навантаження .....	37
2.3. Обвалення кільцевих пластів статичними та динамічними навантаженнями .....	42
2.4. Вплив сил рівномірного стискання в горизонтальній площині пласта на його обвалення .....	49
Висновки до розділу .....	54
РОЗДІЛ 3. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО- ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ НЕРОЗЧИННИХ ПЛАСТІВ ПІД ДІЄЮ ЗОВНІШНІХ НАВАНТАЖЕНЬ .....	55
3.1. Методика експериментальних досліджень напружено- деформованого стану моделей пластів .....	55
3.1.1. Дослідний стенд та структура вимірювальної схеми .....	55
3.1.2. Конструкція тензометричного датчика деформації .....	58
3.1.3. Градування вимірювальних каналів .....	59
3.2. Планування експерименту та обробка експериментальних даних .	61

3.3. Дослідження напружено-деформованого стану в моделях пластів під дією статичних навантажень .....	64
3.4. Вибухове навантаження моделей пластів .....	70
Висновки до розділу .....	79
<b>РОЗДІЛ 4. РОЗРОБКА МЕТОДІВ ТА ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ РУЙНУВАННЯ НЕРОЗЧИННИХ ПЛАСТІВ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІД ЧАС СПОРУДЖЕННЯ ЄМНОСТЕЙ У КАМ'ЯНИХ СОЛЯХ .....</b>	
4.1. Методи руйнування нерозчинних пластів .....	80
4.2. Розробка технологічних схем руйнування нерозчинних пластів ...	81
4.3. Вибір режимів взаємодії зарядів ВР та конструкція торпеди .....	84
4.4. Розрахунок параметрів вибухового навантаження під час обвалення нерозчинних пластів .....	87
Висновки до розділу .....	95
<b>РОЗДІЛ 5. ВПРОВАДЖЕННЯ РОЗРОБЛЕНИХ ТЕХНОЛОГІЙ І ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ РОБІТ .....</b>	
5.1. Самообвалення нерозчинних відкладів .....	97
5.2. Примусове обвалення оголених пластів .....	105
5.3. Інтенсифікація спорудження підземних сховищ у кам'яних солях на початковій стадії розмивання ємностей .....	109
Висновки до розділу .....	112
<b>ВИСНОВКИ .....</b>	<b>114</b>
<b>СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ .....</b>	<b>117</b>
Додаток А. «Акт внедрения взрывного метода обрушения нерастворимых пластов при выщелачивании подземной емкости на скв. 3Э»...	131
Додаток Б. «Расчет экономического эффекта от внедрения метода взрывного обрушения нерастворимых пластов при выщелачивании подземной емкости на скв. 3Э» .....	133
Додаток В. «Акт внедрения интенсификации подземного выщелачивания хранилищ на скв. 6Э и 7Э».....	135

Додаток Д. «Расчет экономической эффективности от внедрения метода интенсификации подземного выщелачивания хранилищ на скв. 6Э и 7Э».....	137
Додаток Е. «Акт внедрения интенсификации подземного выщелачивания хранилищ на скв. 1А и 3А».....	139
Додаток Ж. «Расчет экономической эффективности от внедрения метода интенсификации подземного выщелачивания хранилищ на скв. 1А и 3А»...	141
Додаток З. «Метрологічні характеристики засобів вимірювання напружено-деформованого стану пластів під час їх навантаження».....	143

## ВСТУП

### **Актуальність теми.**

Забезпеченість сховищами та наявність їх резервного парку значною мірою сприяє ефективності функціонування об'єктів нафтогазової промисловості. Останніми роками широкого розвитку набуло підземне зберігання нафти, нафтопродуктів, природних та зріджених газів. Переваги підземних сховищ перед наземними та заглибленими досить вагомими: низькі капітальні та експлуатаційні витрати, підвищена безпека та екологічна чистота, в 30...70 разів менша потреба в земельних ділянках. Будівництво великих підземних ємностей (об'ємом 100 тис.м<sup>3</sup> і більше) найбільш поширене у кам'яносоляних структурах. При цьому основною технологією спорудження є формування каверн шляхом розмивання соляного масиву через бурові свердловини. Однак існуюча технологія має серйозний недолік. Майже завжди спорудження підземних ємностей здійснюється в складних гірничо-геологічних умовах, коли в соляному масиві є пласти (прошарки) міцних гірських порід (вапняків, ангідритів, аргілітів, пісковиків тощо). Загальний вміст нерозчинних відкладів може сягати 20...30%. Екрануючи поверхню розмивання, нерозчинні відклади суттєво ускладнюють вибір оптимальної схеми розмивання ємності та різко знижують ефективність робіт. Технологічними настановами допускається наявність у робочій зоні розмивання нерозчинних пластів товщиною до 2,5м, оскільки вважається, що пласти такої товщини здатні до самообвалення у разі досягнення контуру розмиву проектних значень. Проте оголення пласта, як правило, не досягає проектного контуру ємності, а товщина пластів може значно перевищувати 2,5м. У таких умовах можливе самообвалення лише тріщинуватих не соляних відкладів, у яких тріщини заповнені пухким матеріалом. У більшості ж випадків потрібне примусове обвалення пластів, але існуючі рекомендації придатні лише для умов, що рідко застосовуються в практиці розмивання сховищ.

Таким чином, розробка нових ефективних методів примусового обвалення нерозчинних відкладів міцних гірських порід під час спорудження підземних сховищ у кам'яних солях є актуальною задачею як з наукового, так і з практичного погляду.

### **Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.**

Обраний напрям досліджень з керування обваленням пластів нерозчинних порід під час розмивання підземних ємностей у кам'яносоляних структурах тісно пов'язаний з державними програмами:

1. Дослідження та розробка динамічних методів дії на породний масив при розробці корисних копалин геотехнологічними методами (№ ДР 01.86.002531, 1986-1990 р.р.);

2. Дослідження впливу напруженого стану середовищ на масообмінні процеси (№ ДР 01.94U017257, 1994-1998 р.р.);

3. Створення геомеханічної моделі літосфери в зв'язку з розвитком мінерально-сировинної бази України (№ ДР 0102U002241, 2002-2006 р.р.);

4. Розробка наукових основ деформування нелінійних, нерівноважних геофізичних середовищ та технологій видобутку енергоносіїв (№ ДР 0105U000045, 2005-2009 р.р.).

Дисертація виконана в рамках бюджетної тематики Інституту геофізики ім. С. І. Суботіна НАН України і ряду господарських договорів.

### **Мета і задачі дослідження.**

Метою дисертаційної роботи є дослідження умов і розробка рекомендацій з обвалення нерозчинних пластів під час спорудження підземних ємностей у кам'яних солях.

Здійснення поставленої мети досягається шляхом вирішення наступних задач:

теоретичного дослідження напружено-деформованого стану нерозчинних оголених пластів гірських порід під дією примусових навантажень;

експериментального дослідження розподілу напружень і деформацій в моделях нерозчинних пластів під час їх зовнішнього навантаження;

розробки технологій обвалення нерозчинних пластів під час спорудження підземних ємностей у кам'яних солях;

впровадження розроблених технологій обвалення нерозчинних пластів в промислових умовах.

**Об'єкт дослідження** – процес обвалення оголених пластів нерозчинних порід під час розмивання ємностей в кам'яносоляних структурах.

**Предмет дослідження** – закономірності напружено-деформованого стану оголених пластів нерозчинних порід під час їх зовнішнього навантаження.

**Методи дослідження:**

- аналіз літературних даних з дослідження процесу обвалення нерозчинних відкладів гірських порід під час розмивання ємностей у кам'яносоляних структурах;

- теоретичні дослідження руйнування твердих середовищ вибухом;

- експериментальні дослідження в лабораторних умовах напружено-деформованого стану моделей оголених нерозчинних пластів під дією різного виду зовнішніх навантажень;

- застосування методів математичної статистики під час обробки результатів експериментальних досліджень.

**Наукові положення, що захищаються в дисертації:**

1. Основні положення теорії вигину тонких пластин можуть бути застосовані для аналізу напружено-деформованого стану оголених нерозчинних пластів не тільки під дією статичних навантажень, але й динамічних, у тому числі вибухових навантажень.

2. Розроблено граничні умови, що дають змогу визначати параметри навантаження для примусового обвалення оголених нерозчинних пластів.

**Наукова новизна одержаних результатів:**

1. Вперше виявлено закономірності, що характеризують зв'язок напружено-деформованого стану нерозчинних оголених пластів з параметрами

статичного і динамічного навантаження. Характер напружень в оголоному пласті під час навантаження змінюється вздовж його радіусу – від стискання у центрі пласта до точки, де напруження стають рівними нулю з подальшою появою напружень розтягування і їх зростання аж до контуру защемлення пласта;

2. Вперше з'ясовано, що навантаження, необхідне для обвалення оголоного нерозчинного пласта, збільшується з підвищенням товщини пласта і міцності його породи на розрив, зростанням віддалі від заряду до пласта і зменшується зі зростанням радіусу його оголення. Наявність гірського тиску призводить до зменшення на 5...10% величини руйнівного навантаження під час обвалення оголених пластів на глибинах від 0,7 до 1,5 км;

3. Винайдено нові розрахункові формули з визначення параметрів навантаження, що є розвитком теоретичних досліджень з примусового обвалення нерозчинних пластів під час спорудження підземних ємностей в кам'яних солях.

### **Практичне значення отриманих результатів.**

Практична цінність роботи полягає в розробці ефективної технології обвалення нерозчинних відкладів гірських порід, для чого:

винайдено формули та розроблено номограми з визначення необхідного навантаження для обвалення пластів;

розроблено рекомендації з ефективного впровадження вибухових робіт при обваленні нерозчинних пластів під час спорудження підземних ємностей у кам'яних солях.

Опрацьовані технології обвалення нерозчинних відкладів гірських порід пройшли дослідно-промислову перевірку та успішно впроваджені на будівництві значних за об'ємами підземних сховищ на комбінаті «Неман» (Білорусія) та ДП «Астраханьгазпром» (Росія).

### **Особистий внесок здобувача.**

У наукових працях, опублікованих у співавторстві, конкретний особистий внесок здобувача наступний:



виконано теоретичні дослідження напружено-деформованого стану пластів під дією вибухового навантаження [129];

розроблено дослідний стенд для моделювання процесу навантаження нерозчинних оголених пластів [145];

розроблено методику експериментальних досліджень напружено-деформованого стану та проведені модельні експерименти з руйнування моделей таких пластів під дією навантажень [139];

визначено умови обвалення нерозчинних пластів [126];

наведено розрахунок параметрів короткоуповільненого вибуху [141];

наведено аналіз результатів інтенсифікації процесу розмивання солей під час будівництва ємностей [146];

визначено умови обвалення кільцевих пластів під час розмивання підземних ємностей у кам'яних солях [130];

виконано порівняння експериментальних даних з руйнування нерозчинних пластів з теоретичними дослідженнями [138];

наведено аналіз даних щодо поширеності підземних сховищ у кам'яних солях у різних регіонах [25];

запропоновано використання вибухового навантаження для обвалення оголених нерозчинних пластів [109];

розроблено елементи технології примусового обвалення нерозчинних пластів [140];

розроблено формули для розрахунку параметрів зарядів під час обвалення оголених нерозчинних пластів [142];

зроблено аналіз результатів модельних експериментів з розподілу напружень у пласті під дією навантажень [132].

### **Апробація результатів дисертації.**

Результати досліджень, викладених у дисертаційній роботі, оприлюднені на галузевій нараді при комбінаті «Неман» (м. Мозир, 1988 р.), на науково-технічних нарадах у виробничих об'єднаннях «Оренбурггазпром» (м. Оренбург, 1989 р.), «Астраханьгазпром» (м. Астрахань, 1989, 1990 р.р.),

«Мангишлакнафта» (м. Актау, 1991 р.), на науково-технічному семінарі кафедри спорудження трубопроводів і сховищ ІФДТУНГ (м. Івано-Франківськ, 1986, 2000 р.р.), на науково-технічних радах інститутів «АстраханьНДПГаз» (м. Астрахань, 1989, 1990 р.р.) та «Укргазпроект» (м. Київ, 1991 р.), на школі-семінарі з вибухових явищ (м. Алушта, 1991, 1992 р.р.), на X Міжнародній конференції з механіки гірських порід (м. Москва, 1993 р.), на наукових семінарах Відділення геодинаміки вибуху Інституту геофізики ім. С.І. Субботіна НАН України (м. Київ, 1995, 1998, 2010 р.р.).

### **Публікації.**

За темою дисертаційної роботи опубліковано 13 наукових праць, з яких 9 – у наукових фахових виданнях, 3 – у препринтах та 1 – у тезах доповіді на міжнародній науковій конференції.

## РОЗДІЛ 1

СУЧАСНИЙ СТАН БУДІВНИЦТВА ПІДЗЕМНИХ СХОВИЩ У КАМ'ЯНИХ  
СОЛЯХ1.1. Сучасний стан і досвід будівництва підземних сховищ у кам'яних  
солях

Останнім часом у світовій практиці будівництва ємностей широкого поширення набули підземні сховища багатоцільового призначення для зберігання нафти, газу, продуктів їх переробки тощо), що споруджуються у відкладах гірських порід. Вони є пожежо- та вибухобезпечними, характеризуються незначними розмірами відведених під будівництво земельних ділянок і незначними капітальними та експлуатаційними витратами. Про значні обсяги практичного використання підземних сховищ різного типу свідчать дані, наведені в працях [1–11]. Якщо до середини минулого століття подібні підземні сховища використовувались лише в Швеції та США, то в подальшому такі споруди почали будувати у ФРН, Канаді, Франції, Великобританії, Норвегії, Фінляндії, Бельгії, Італії [12]. В табл. 1.1 наведено дані про обсяги будівництва підземних сховищ у розвинутих країнах [13–14]. Дані табл. 1.1 свідчать про те, що спорудженню підземних сховищ за кордоном приділяється велика увага.

Підземні сховища шахтного типу широко використовуються у Франції, Швеції, Норвегії, Фінляндії та інших країнах. Наприклад, у Франції під підземне сховище вуглеводнів переобладнана залізорудна шахта загальним об'ємом 5,0млн.м<sup>3</sup> [15]. У Шотландії підземне сховище сирої нафти об'ємом 3,5млн.м<sup>3</sup> успішно функціонує в скельних породах. Вважається, що будівництво шахтних підземних сховищ є рентабельним, якщо їх об'єм перевищує 20...25 тис. м<sup>3</sup> [16].

## Об'єми підземних сховищ за кордоном у стійких гірських породах

Країна	Об'єм, тис.м <sup>3</sup>		Продукт зберігання
	у солях	у сховищах шахтного типу	
США	200000	2000	Зріджені вуглеводні, природний газ, нафтопродукти
ФРН	40000	–	Зріджені гази, природний газ, нафтопродукти
ВЕЛИКО-БРИТАНІЯ	14200	–	Зріджені гази, природний газ, сира нафта, нафтопродукти
КАНАДА	10000	–	Зріджені гази, природний газ, нафтопродукти
ФРАНЦІЯ	10000	8200	Сира нафта, нафтопродукти, зріджені гази, природний газ,
ФІНЛЯНДІЯ	–	4500	Нафта
ШВЕЦІЯ	–	3000	Нафта
НОРВЕГІЯ	–	1400	Нафта

Найбільше поширення (понад 80%) мають підземні сховища, які споруджуються у покладах кам'яної солі (табл. 1.2), що обумовлено їх високими техніко-економічними показниками порівняно з іншими типами сховищ та великим поширенням родовищ кам'яної солі в нафтогазодобувних регіонах, місцях споживання вуглеводнів та захоронення промислових відходів. При цьому параметри підземних сховищ змінюються в широких межах: об'єм одиничного сховища – від 5,0 до 100 тис.м<sup>3</sup> і більше; максимальний об'єм багатокамерного сховища сягає 1,5...5,5 млн.м<sup>3</sup>; діаметр однієї смності – 30...50 метрів при висоті 100–150 м. Мінімальна потужність

пласта кам'яної солі, в якому ще можна спорудити ємність, становить 10,0м. Глибина спорудження підземних сховищ в основному 100 – 800 м, а в деяких випадках перевищує 1500 м.

Таблиця 1.2

## Підземні сховища газу у кам'яних солях

Країна	Кількість ПСГ		Сумарний об'єм активного газу, млн. м <sup>3</sup>	Сумарний відбір газу, млн. м <sup>3</sup> / на добу
	ПСГ, що експлуатуються	ПСГ, що будуються та проектуються		
США	26	21	2550	283
НІМЕЧЧИНА	13	12	4500	160
КАНАДА	5	2	200	80
ФРАНЦІЯ	3	1	800	50
ВЕЛИКО-БРИТАНІЯ	1	-	500	40
ДАНІЯ	1	-	300	10.8
ПОЛЬЩА	-	1	-	-
ВІРМЕНІЯ	1	-	240	10
БІЛОРУСЬ	1	-	200	20
РОСІЯ	-	-	-	-
УКРАЇНА	-	-	-	-

У США ведеться будівництво великих нафтосховищ у солях поблизу Мексиканської затоки. Об'єм найбільшого сховища 10,0 млн.м<sup>3</sup>. Потужність соляної товщі змінюється від 500 до 1000 м. Згідно з даними [17] резервуарний парк підземних сховищ у США в солях складає 2000,0 млн.м<sup>3</sup> зі щорічним приростом 6,5%. Потужним газосховищем у США є підземне сховище «Уїлсон», введене в експлуатацію в 1981 р. Сховище побудоване в соляному куполі на глибині 1200 м і має дві ємності загальним об'ємом 142,0 млн.м<sup>3</sup> [18], що забезпечує закачування і відбір газу відповідно 6,5 і 17,0 млн.м<sup>3</sup> на добу.

В районі м. Маноски (Франція) 36 ємностей споруджено методом розмивання і дають змогу ефективно зберігати сиру нафту, дизельне паливо, бензин, лігроїн. Сім ємностей використовують для зберігання природного газу [19]. Компанія «Ельф-Юніон» при нафтопереробному заводі продуктивністю 5,0 млн.т/рік у м. Тарванфіль окрім наземного парку об'ємом 720 тис.м<sup>3</sup>

побудувала підземне сховище об'ємом 1,9 млн. м<sup>3</sup> для мазуту та 600 тис.м<sup>3</sup> для бензину і газоліну.

У 1990 р. загальний об'єм підземних сховищ у ФРН складав 40,0 млн.м<sup>3</sup>, а число каверн – 80, з них 32 – використовуються як газові сховища [20]. Підземні ємності поблизу м. Вільгельмсхафена (загальним об'ємом 17,0 млн. м<sup>3</sup>) закладено на глибині 1000м і дають змогу забезпечити роботу нафтопереробних заводів ФРН протягом 90 діб [14].

У Швеції в підземне будівництво сховищ вкладається 10% від загальних витрат на будівельні роботи, 60% підземного будівництва це спорудження підземних сховищ нафти і газу [16].

В Норвегії в м. Монгштанді компанія «Норчик Гідро» має в своєму розпорядженні сховище об'ємом більше 1,0 млн. м<sup>3</sup>, у складі якого функціонують камери об'ємом 100...180 тис. м<sup>3</sup>.

У країнах СНД і в Україні найбільш поширеним є геотехнологічний метод розмивання сховищ у кам'яних солях. У працях [7, 8, 15, 21,] пропонуються методи керованого розмивання соляного масиву. Існує нормативний документ, що регламентує процеси проектування і будівництва підземних сховищ [22]. Зараз методом розмивання споруджено більше ніж 5,0 млн. м<sup>3</sup> підземних ємностей у кам'яних солях [16]. Серед відомих – Єрванське, Оренбурзьке, комбінат «Неман» та інші підземні ємності мають у своєму складі каверни об'ємом 100 тис. м<sup>3</sup> і більше.

Останніми роками були спроби створити підземні ємності спеціальними методами у покладах кам'яної солі з використанням потужних вибухів [7, 13], але застосування цієї технології не набуло широкого застосування.

Слід відзначити, що підземні сховища інтенсивно використовуються також для поховання відходів промислових підприємств. Таке підземне поховання відходів вважається найбільш ефективним методом захисту навколишнього середовища. З цією метою в США використовується 273 полігони [23]. За підрахунками американських спеціалістів 66% великих міст США і Канади потребують підземних резервуарів для поховання токсичних

відходів виробництв. Вартість будівництва найбільш рентабельних резервуарів становить від 25 тис. до 1,5 млн. доларів [24], а вартість зберігання 1м<sup>3</sup> рідких відходів виробництв сягає 12,5...25,0 центів [23].

Під час застосування геотехнологічного методу розмивання соляного масиву через бурові свердловини найчастіше використовується циркуляційна схема, яка передбачає закачування прісної води по одній колоні труб, а видавлювання розсолу на поверхню – по іншій. Залежно від технічних можливостей, конкретних гірничо-геологічних умов, форми та об'єму ємності застосовуються різні технологічні методи їх розмивання: прямоточний, протитечійний, комбінований, з гідроврубом, ступеневий тощо [25].

У разі використання прямоточного методу вода подається через центральну робочу колону, а розсіл видавлюється по міжтрубному простору. У зв'язку з подачею свіжої води безпосередньо на вибій свердловини, найбільш інтенсивно розширюється нижня зона свердловини з поступовим зменшенням її діаметру по висоті, що призводить у початковий період розмивання до утворення ємності грушоподібної форми [26].

У разі розмивання кам'яної солі протитечійним методом вода подається по обсадній трубі, а відбір розсолу здійснюється по робочій колоні. За такої схеми розмивання утворюється камера конусної форми з вершиною, спрямованою вниз. Нові порції води сприяють інтенсивному вилуговуванню солі в зоні стелини, в подальшому розсіл опускається нижче, і вилуговування солі здійснюється вже менш інтенсивно, а на вибої через високу концентрацію розсолу розмивання ємності практично немає. Діаметр основи конуса за рік розмивання може досягти 75...90 м, що може призвести до обвалення порід і обривання труб. За даними розсолопромислів строк служби свердловини у разі застосування протитечійного методу розмивання сховища не перевищує чотирьох-п'яти років.

Переваги прямоточного і протитечійного методів розмивання – проста схема та невелика витрата металу, оскільки застосовується лише двоколонна система труб. Основний недолік – неможливість одержувати камери стійкої

форми, але елементи цих методів наявні майже у всіх більш досконалих схемах розмивання ємностей.

Широке застосування мають методи керованого розмивання, які дають змогу одержувати найбільш стійкі підземні камери у вигляді еліпсоїду обертання (з гідроврубом, ступеневий, комбінований). Процес вилуговування корегується за допомогою рідкої або газової речовини («нерозчинника»), який запобігає довільному розчиненню кам'яної солі [27].

Для розмивання способом гідроврубу, запропонованого професором П.А. Кулле [28], у свердловину опускають три колони: обсадну та дві експлуатаційні. «Нерозчинник» подається по міжтрубному простору і робочою колоною, вода – по простору між робочими колонами, а розсіл піднімається на поверхню по внутрішній робочій колоні. Спочатку створюються умови для підтримання розчинника на постійному рівні, для чого в камеру одночасно з водою вводиться «нерозчинник», що прикриває стелину камери від розмивання. Таким чином, навколо свердловини формується горизонтальна виробка, так званий гідровруб. Після його утворення шляхом вилуговування знизу вверх формують циліндричну камеру потрібних розмірів.

У разі ступеневого вилуговування після утворення гідроврубу подальше вилуговування соляного покладу здійснюється ступенями знизу вверх. Це досягається тим, що рівень «нерозчинника» піднімається на певну висоту, низ камери на деякий час консервується насиченим розсолем, а вода для розмивання подається на новий рівень. Застосування зазначеного методу для розмивання ємностей необхідної форми пов'язане з чималими труднощами, особливо під час формування купольної частини. Для формування куполу в певний момент необхідно обмежити розвиток камери в сторони та поступово зводити його до нуля, що досягається зменшенням кількості подачі води. Це різко сповільнює процес розмивання ємностей і призводить до збільшення тривалості спорудження сховищ.

Для спорудження підземних ємностей у покладах кам'яної солі найбільш широко застосовується комбінований метод вилуговування сховищ [29].



Розмивання комбінованим методом проходить у два етапи. На першому етапі формування ємності відбувається знизу вгору. При цьому спочатку розмивається гідровруб і створюються сприятливі умови для осідання нерозчинних включень у нижню частину камери без ускладнення розмивання на всіх наступних стадіях. Потім розмивається ще одна чи декілька ступенів знизу вгору до одержання камери певних розмірів. На другому етапі верхню і нижню частини ємності формують назустріч одна одній: верхню частину – зверху вниз, нижню – знизу вгору. На переході із розмивання по схемі знизу вгору рівень «нерозчинника» піднімається до стелі майбутньої ємності та змінюється рівень подачі води в камеру. Подальше вилуговування здійснюється з періодичним нагнітанням «нерозчинника», що забезпечує формування верхньої частини камери на протитечійному режимі. Перевагою комбінованого методу є можливість формування камер проектної форми і розмірів, стійких в умовах великих гірських тисків.

Останнім часом розробляються нові технології спорудження підземних резервуарів у кам'яній солі без застосування «нерозчинника» для її формування. У роботі [30], як обмежувач розвитку виробки вгору, пропонується використовувати цілик кам'яної солі, що розроблюється у межах проектного контуру, замість «нерозчинника», що традиційно застосовується. Така технологія впроваджена на Астраханському ГКР.

Окреме місце в практиці розмивання сховищ посідає спорудження резервуарів у пластах кам'яної солі малої потужності, де будівництво ємностей лише через вертикальні свердловини стає неможливим. У таких умовах застосовуються технології спорудження резервуарів тунельного типу довжиною до 500 м. Підземний резервуар споруджується через похилу свердловину, причому горизонтальна частина свердловини повинна пройти по підшві соляного пласта [31, 32].

Практика показує, що безперебійне функціонування системи видобування–переробка–транспортування–споживання може бути забезпечене в тому випадку, коли на тонну продукції забезпечується 0,3...0,4 м<sup>3</sup> місткості

сховищ [33]. Цим можна пояснити ту увагу, яка приділяється спорудженню різноманітних резервуарів у промислово розвинутих країнах.

Питання забезпечення України своїм резервуарним парком стоїть як ніколи гостро, оскільки для безперебійного функціонування промисловості та задоволення життєвих потреб місткість сховищ повинна становити не менше ніж 25,0 млн.м<sup>3</sup>, у тому числі для нафти і нафтопродуктів – 12,0 млн.м<sup>3</sup>, для природного та зрідженого газу – 8,0 млн.м<sup>3</sup>, для поховання промислових відходів – 5,0 млн.м<sup>3</sup>.

Незважаючи на переваги простоти реалізації геотехнологічного методу розмивання сховищ, суттєвим недоліком розглянутих вище традиційних циркуляційних схем розмивання є майже повна відсутність активних засобів обвалення нерозчинних відкладів міцних гірських порід, що значно знижує техніко-економічні показники об'єктів будівництва, особливо в складних гірничо-геологічних умовах. Крім того, спроба залишити в камері розмивання нерозчинні пласти може призвести до аварійного виходу сховища з експлуатації зі значними втратами продуктів зберігання, тому питання обвалення нерозчинних відкладів має досить велике значення під час спорудження підземних ємностей в кам'яних солях методом вилуговування.

## 1.2. Аналіз гірничо-геологічних умов соляних басейнів України

Щодо наявності покладів кам'яної солі, придатних для спорудження підземних ємностей, Україна посідає досить вигідне положення.

Основними критеріями придатності родовищ кам'яної солі для спорудження підземних резервуарів є потужність та конфігурація покладів, що визначають геометрію, об'єм та глибину розташування сховища. Від умов залягання, фізико-хімічних констант родовища кам'яної солі, структурних особливостей покладів, вмісту та характеру розташування в них нерозчинних включень залежить вибір схем та прийомів спорудження підземних резервуарів.

Аналіз геологічної будови верхньої частини земної кори території України щодо пошуку майданчиків під будівництво нафтогазосховищ методом вилуговування кам'яної солі показує, що в країні можна виділити декілька перспективних соляних басейнів [34].

Дніпровсько-Донецький соляний басейн, що приурочений до Дніпровсько-Донецької западини. Смуга розвитку верхньодевонських відкладів, з якими пов'язана галогенна формація, має ширину 100–120 км, що простягається від м. Ніжина в південно-східному напрямку на 450–500 км. Пластовий поклад ускладнений куполами та штоками. Його виявлено буровими свердловинами. На решті території соляна товща залягає практично на недосяжних для буріння глибинах. Центральна частина соляного купола перекрита шаром ангідрито-гіпсових порід, потужність якого місцями сягає 50 м, зменшуючись від центра до периферії. Частіше безпосередньо на соляному масиві лежить товща брекчії (кепрок), складена, як правило, уламками тих порід, які поширені і в самій соляній товщі. Потужність товщі брекчії коливається від кількох метрів до 200 м і більше.

За геолого-гідрогеологічними умовами, вимогам спорудження підземних ємностей відповідають такі родовища кам'яної солі: Поздняківське, Солоницьке, Яцинівсько-Логовиківське, Ісаківське, Ромоданівське, Лейківське, Петрово-Роменське, Ново-Санжарське, Розпашнівське, Краснознам'янське, Гасенківське, Каплинцевське, Жержевське, Самаринське, Раменське, Синевське, Миронівське, Білевське, Колонтаївське, Берекське, Бригадирівське, Розовеньківське, Олексіївське, Сфремівське, Павлівське, Медведківське, Литвинівське, Карайкозівське, Химорябушинське, Бурамське, Івангородське, Дмитріївське, Ніжинське, Співаковське.

Вони характеризуються невеликою глибиною залягання солі – до 800 м від поверхні землі. Найчастіше це 200–400 м при значній потужності соляної товщі.

Соляний басейн Передкарпатського крайового прогину простягається вузькою смугою вздовж зовнішньої зони Карпат. Загальна довжина прогину не

менше 700 км, з них у межах України – 280–300 км. Ширина прогину 20–40 км. Район соленакопичення охоплює Львівську, Івано-Франківську та Чернівецьку області.

Солепроявлення приурочені до нижньої частини міоценових відкладів. Кам'яна сіль родовищ виявлена у вигляді галіту та соляних глин (зубер тощо). Найбільш поширений зубер, – порода брекчійоподібної або конгломератоподібної текстури, яка складається з уламків, шматків або цілих глиб теригенних порід, зцементованих кам'яною сіллю. Вміст галіту в зубері сягає 75%, нерозчинного залишку – до 18%. Порода на 90–95% складена тонкодисперсним пелітовим матеріалом, сильно перем'ята та розсланцьована. Чиста кам'яна сіль зустрічається у різних за потужністю та якістю пластах і лінзах. Потужність значних за розмірами лінз сягає десятків і навіть сотень метрів. Вміст галіту в кам'яній солі сягає 80–90%, нерозчинного залишку від 4 до 20%.

Геолого-гідрогеологічні умови окремих потужних лінз кам'яної солі задовольняють вимогам спорудження підземних резервуарів. До них належать солі Калуш-Голинської групи родовищ (сіль залягає на глибині 45–250 м, потужність лінз 300–600 м) та Стебниківського родовища (потужність пласта 1000–1500 м, глибина залягання покрівлі 50–100 м).

Закарпатський соляний басейн розташований у Закарпатській області. Соляні породи належать до тисенської серії відкладів середнього міоцену та репрезентовані терєблинською соляною свитою, яка залягає на глибині 3–75 м у соляних штоках та ядрах антикліналей, що виведені на поверхню інтенсивним складкоутворенням. Виділяються нижній (теригенний) та верхній (галогенний) відділи. Нижній відділ складений чергуванням аргілітів, алевролітів та пісковиків. Верхній відділ, у свою чергу, поділяється на нижній горизонт (до 50м), з чистої кам'яної солі, та верхній (250–300м), з кам'яної солі з невеликим вмістом глиняного матеріалу та ангідриту.

Для будівництва підземних резервуарів підходять Округле, Терєблинське, Олександрівське, Данилівське, Боронівське, Солотвинське та

Нересницьке родовища, покрівля кам'яної солі яких знаходиться на глибині від 3 до 75 м.

Соляний басейн Бахмутської котловини знаходиться в межах Донецької та Луганської областей. В геолого-структурному розрізі басейну солепроявлення належать до відкладів нижньопермського віку. Соляна товща потужністю 350–400 м складається з пластів кам'яної солі, гіпсу, ангідриту та глини. В соляній товщі виділяються 18–25 пластів кам'яної солі, що залягають на глибині 110–200 м. Найпотужніші з них – підбрянцівський (30 м), брянцівський (40 м) та надбрянцівський (25 м). Кам'яна сіль в них щільна, крупнокристалічна, сіра або злегка сірувата з тонкими прошарками глиняно-ангидритових порід, за рахунок чого загальний вміст нерозчинного залишку складає 0,16–6,4%.

Для спорудження підземних резервуарів можуть бути використані Адамівське, Артемівське та Слав'янське родовища.

Переддобружська соляна площа (територія гирла р. Дунай) також перспективна для спорудження підземних сховищ. Потужність пластів кам'яної солі знаходиться в межах 30–60 м. Сіль залягає на глибинах від 300 до 700 м. Сіль досить чиста. Потужність покладів і гірничо-геологічні умови залягання солі дають змогу споруджувати сховища з об'ємом одиничних ємностей до 75,0 тис. м<sup>3</sup>.

### 1.3. Аналіз досліджень з обвалення нерозчинних відкладів міцних гірських порід

Для спорудження сховищ вертикального типу методом вилуговування кам'яної солі, залежно від їх ємності, соляні поклади повинні бути потужністю 100–200 м. Масиви чистої солі такої потужності в надрах зустрічаються вкрай рідко. Як правило, в соляних покладах існує кілька прошарків несоляних гірських порід – ангидрит, доломіт, пісковик, вапняк тощо, що призводить до значних ускладнень під час спорудження підземних сховищ методом

вилуговування (розмивання) кам'яної солі. Відповідно до технологічних регламентів [35] допускається наявність в робочій зоні розмивання сховищ нерозчинних прошарків потужністю до 2,5 м, оскільки передбачається, що прошарки такої товщини за достатнього оголення можуть обвалюватись по всьому периметру камери вилуговування. У той же час самочинні зрушення та місцеве саморуйнування таких прошарків, що обумовлено повзучістю під дією масових сил або нерівномірним заповненням сховища в процесі експлуатації, можуть призвести до порушень нормальної роботи технологічних колон та аварійного виходу сховища з режиму експлуатації.

Поведінці гірських порід під дією навантажень здавна приділялась велика увага. Розвиток інженерної справи потребував систематичного вивчення гірських порід як середовища, здатного до деформування. Накопичення фактичного матеріалу та його теоретичного обґрунтування, в свою чергу, призвело до виникнення самостійної науки – механіки гірських порід. Високий сучасний рівень цієї науки став можливим завдяки працям вітчизняних і закордонних вчених, які сприяли становленню та розвитку цілого ряду наукових напрямів, що відрізняються не тільки колом задач та областю використання їх результатів, але й арсеналом теоретичних та експериментальних методів досліджень. Одне з найважливіших місць у цьому ряду посідає вивчення деформування та руйнування гірських порід під дією навантаження, без знання яких важко уявити обґрунтоване проектування та виконання будівельних чи гірничо-технологічних робіт.

Значний внесок в розвиток цього напрямку внесли В.В. Ржевський, А.Н. Ставрогін, М.М. Протодьяконов, Г.І. Баренблатт, С.А. Христианович, І.Т. Селезов, Г.М. Кузнецов, В.З. Партон, Г.Р. Ірвін, Е.О. Орован, Х. Бок, В.Ф. Брейс, Д.Т. Грігс та інші вчені.

З розвитком технології підземного будівництва ємностей методом вилуговування кам'яної солі через бурову свердловину постає питання руйнування нерозчинних прошарків у зоні розмивання.

У [36] розглядається саморуйнування прошарку нерозчинних порід постійної товщини, тобто можливість будівництва підземної порожнини в кам'яній солі, що містить нерозчинний пласт. Розрахунок здійснюється на базі теорії «граничних прогинів» [37]. Згідно з цією теорією, пропонується співвідношення для визначення товщини прошарку, який самостійно руйнується під час спорудження сховища:

$$h \leq \frac{0,15L^2 \rho}{\sigma_p},$$

де  $h$  – потужність прошарку;

$L$  – еквівалентний прогин камери вилуговування;

$\rho$  – питома вага породи прошарку;

$\sigma_p$  – границя міцності породи пласта на розрив, Па.

У праці [38] розглядається питання встановлення умов саморуйнування пласта змінної товщини. Автор робить висновок, що для пласта змінної товщини критичною точкою є точка затиснення, де потужність пласта є мінімальною. Граничні навантаження тут виникають набагато раніше, ніж у пласта постійної товщини.

Один із методів примусового руйнування нерозчинного пласта розглядається в [39]. Руйнування пласта передбачається силами гідростатичного стовпа рідини, що знаходиться над пластом, який не зруйнувався самостійно. До недоліків методу слід віднести досить складну технологію робіт з ізоляції стелини прошарку.

Не знайшов широкого застосування метод обвалення нерозчинних пластів, який ґрунтується на використанні енергії газоповітряної суміші, що подається в камеру над прошарком [40]. Тут також потрібне проведення ізоляційних робіт, що веде до сповільнення темпів спорудження сховищ.

Інструктивні матеріали [23] регламентують порядок визначення максимально допустимого діаметра резервуарів залежно від властивостей солей. При цьому допускається можливість спорудження сховищ у покладах

кам'яної солі, що вміщують до 35% нерозчинних включень. Проте самообвалення нерозчинних пластів можливе у разі досягнення певного радіуса оголення пласта під час розмивання сховища, що не завжди можливо.

Найбільш перспективним вбачається метод примусового руйнування нерозчинних прошарків в зоні вилуговування кам'яної солі із застосуванням енергії вибуху вибухової речовини.

Дія вибуху в гірських породах є складною науковою проблемою і звертає на себе велику увагу як вчених, так і виробників.

Найбільш широко вивчені прикладні питання механіки гірських порід з точки зору гірничої справи та будівництва і, зокрема, з проблеми їх руйнування під впливом вибуху та удару, і якій присвячені фундаментальні дослідження А.В. Мельникова, Ф.А. Баума, Г.І. Покровського, О.Є. Власова, С.С. Григоряна, Г.М. Ляхова, О.Н. Ханукаєва, Ф.І. Кучерявого, О.О. Вовка, К.Н. Ткачука, Б.М. Кутузова, В.М. Родіонова, В.М. Мосинця, В.О. Боровикова, Е.І. Єфремова, М.Ф. Друкованого, В.М. Коміра, Г.І. Чорного та інших вчених.

Теоретичні питання дії вибуху в гірських породах викладено в роботах [41–46], де приведені співвідношення з визначення параметрів вибухових робіт для досягнення оптимального ступеня подрібнення гірських порід.

Широке визнання у вчених отримали моделі вибуху, коли середовище умовно поділяється на окремі зони, і поведінка гірської породи в цих зонах описується різними рівняннями залежно від характеру руйнування [47–49]. У працях [50–55] стверджується, що основну роль на першому етапі руйнування середовища під час вибуху заряду відіграє хвильовий процес, другий етап руйнування в основному визначається поршневою дією продуктів детонації. Моделювання дії вибуху і методики лабораторних експериментів в різних умовах розглянуто в роботах [56–60]. Прикладним питанням вибуху під час розробки корисних копалин, будівництві доріг, тунелів, дамб тощо присвячені роботи [61–64].

Досить поширеним серед дослідників дії вибуху в гірських породах є трактування того, що зміна фізичного стану гірських порід під час вибухів



пов'язана з їх переходом у граничний стан. Тому існуючі методи вибухових робіт спрямовані передусім на те, щоб забезпечити найбільш оптимальний режим переходу порід в граничний стан. У цьому напрямі найбільш поширеними є методи, що ґрунтуються на керуванні амплітудно-частотними характеристиками імпульсу вибуху [65] і регулюванні швидкості та тривалості вибухового навантаження [66–69]. Найбільш рівномірний розподіл енергії вибуху та збільшення розміру зони вибухового руйнування в масиві досягається застосуванням вибухових речовин зі зниженими детонаційними характеристиками [70–72]. Досить успішно керування часовими параметрами вибухових імпульсів здійснюється шляхом застосування різних конструкцій зарядів (заряди з повітряними та інертними, кільцевими та радіальними проміжками, оболонками з рідиною тощо [73–78]. Одним із найбільш відомих та ефективних методів керування дією вибуху в гірських породах є застосування короткоуповільненого підривання зарядів [79–85].

Енергія вибуху знаходить досить широке застосування і в свердловинній геотехнології. Останнім часом її з успіхом застосовують під час освоєння родовищ корисних копалин – нафти, газу, тощо. На вибухових технологіях базуються методи очистки фільтрів водозабірних свердловин. У свердловинній геотехнології запроваджуються методи торпедування свердловин з метою підвищення їх продуктивності, які базуються на розуцільненні гірських порід у привибійній зоні продуктивних пластів.

Слід зауважити, що розглянуті методи керування вибухом при геотехнологічних методах розробки корисних копалин мають досить обмежене застосування, що пов'язано з особливостями дії зарядів вибухових речовин у свердловинах. Для обробки привибійних зон свердловин, з метою забезпечення гідродинамічного зв'язку свердловини з пластом, застосовуються кумулятивна та кульова перфорації [86, 87]. Роботи з розриву пласта для підвищення дебіту свердловин виконуються з використанням порохових генераторів тиску типу «ПГДБК» і акумуляторів тиску [88]. З цією ж метою використовують торпеди з детонуючого шнура типу «ТДШ», а інколи, коли можливості інших методів

вичерпані, застосовують фугасні торпеди типу «ТШТ» [89, 90]. В останньому варіанті йдуть на ризик можливих ушкоджень колони, що змушує застосовувати під час проведення таких робіт спеціальних гасителів вибухових хвиль [91].

Усі розглянуті вище вибухові методи не розглядають особливостей напружено-деформованого стану, що характеризується параметром Лоде, або відношенням  $\sigma_3/\sigma_1$ , де  $\sigma_3$  і  $\sigma_1$  – найменше і найбільше головні напруження. Проте відомо, що поведінка та властивості гірських порід (їх розуцільнення і знеміцнення) суттєво залежать від нерівномірності напруженого стану [92–98]. Значний внесок у вивчення явища розуцільнення гірських порід під час їх навантаження зробили О.М. Ставрогін, В.М. Ніколаєвський, А.В. Михалюк, А.Б. Фадєєв, Н.Н. Павлова, Є.В. Лодус, У.Ф. Брейс, Ж.Д. Байерлі, М.Д. Зобек, С.О. Мюрелл, Ж.Р. Райс та інші вчені.

Експериментально підтверджено, що гірські породи можуть під час стиснення розуцільнювати свою структуру залежно від різниці головних навантажень [99–103]. У зв'язку з цим, вибухова обробка нерозчинних відкладів в режимі нерівномірного навантаження є доцільною з точки зору зниження міцності порід, що сприяє самостійному обваленню нерозчинних відкладів у процесі розмивання ємностей у кам'яних солях.

Щодо вибухового руйнування оголених нерозчинних прошарків, які з'являються у процесі розмивання ємностей, то одними з перших у цьому напрямі були праці вчених Івано-Франківського національного технічного університету нафти і газу В.М. Глоби, Л.Ф. Петряшина, В.В. Желтухова [104]. В роботі [104] стверджується, що руйнування пласта настає тоді, коли тиск на фронті вибухової хвилі перевищить критичне напруження  $\sigma_{кр}$  породи прошарку, яке береться рівним міцності породи на розрив. Вважається, що зона вибухового руйнування у прошарках не перевищує 5,0 м. Проте це твердження подається бездоказово. Пропонується також підривати два заряди, один з яких знаходиться всередині прошарку, а другий – на деякій відстані від нього [105]. Заряд всередині прошарку пропонується підривати з деяким уповільненням

відносно підривання віддаленого від прошарку заряду. Результати експериментальних досліджень виявили доцільність руйнування прошарків енергією вибуху.

Після закінчення будівництва підземного резервуару у формації кам'яної солі, що виконують шляхом розчинення частини сольового масиву водою, яку подають через бурову свердловину, форма підземного резервуару часто має дефекти, обумовлені як геологічними, так і технічними факторами. До геологічних відноситься різна розчинність солі по інтервалах, а до технічних – порушення технологічного режиму подання розчинника – води та аварійні зупинки процесу. Ці дефекти призводять до неправильної форми резервуару, що робить його нестійким до гірського тиску, у результаті чого відбуваються вивали зі стінок і зі стелевої ділянки. Вивали із стінок можуть спричинити гідроудари з викидами частини нафтопродуктів на поверхню, а вивали з стелевої ділянки можуть привести до обриву обсадної колони і тим самим до виходу підземного резервуару з експлуатації. Таким чином, є нагальна потреба у коригуванні форми підземного резервуару. В роботі [106] пропонується спосіб, який відрізняється тим, що додатково виконується обробка поверхні підземного виробітку лінійними короткоповільненими вибухами.

На важливість питання обвалення нерозчинних відкладів під час спорудження ємностей у кам'яних солях звертають увагу автори [105, 107, 108]. Так, у праці [107] підкреслюється, що проблема інтенсифікації будівництва підземних сховищ у солях потребує розроблення методів, які дали б змогу керувати фізичним станом і руйнуванням несоляних порід. Автори роботи [107] також стверджують, що прошарки товщиною до 2,5 м, наявність яких у зоні розмивання сховища допускається нормами [35], не завжди здатні до самообвалення, оскільки оголення пласта може бути і не двостороннім, а, що часто буває, одностороннім.

Для усунення карнизоподібних виступів в процесі формування проектного контуру ємності пропонується застосовувати установку для

вибухової обробки таких виступів на стінах підземних резервуарів у формаціях кам'яної солі [109].

Підземні сховища газу у кам'яній солі мають унікальні властивості: циклічна робота, у деяких випадках до 20 циклів на рік та висока продуктивність по відборі газу. Саме ці якості стали основою по використанню ПСГ у кам'яній солі для покриття екстремальних пікових навантажень газоспоживання, для газопостачання у надзвичайних обставинах при природних катастрофах, для компенсування короткотермінових коливань газоспоживання, для запобігання штрафів за розбалансування магістральних газопроводів, для місцевої стратегії закупівель поза періодами пікових навантажень або закачування газу у кінці тижня після підвищеного газоспоживання протягом тижня з урахуванням щомісячних або добових коливань ціни на газ. Саме тому в останні роки у розвинених зарубіжних країнах зберігається стійка тенденція до пріоритетного використання ПСГ у кам'яній солі для покриття пікових навантажень газоспоживання [110].

В роботі [111] приведена система нормативних документів та звід правил з проектування і будівництва підземних сховищ газу, нафти та продуктів їх переробки.

Питанню спорудження підземних ємностей у кам'яних солях потужними кауфлетними вибухами присвячена робота [112].

В роботах [113, 114] дається теоретичне обґрунтування руйнування прошарків за допомогою вибуху зарядів вибухової речовини. При цьому аналіз напруженого стану пласта під дією вибухового навантаження здійснюється із застосуванням рівняння Софі Жермен, виведення якого наведено в [115]. Вибухове руйнування нерозчинного пласта розглянуто також у роботі [116]. У цій роботі прогнозування зони вибухового руйнування здійснюється шляхом застосування при обрахунках зонної моделі руйнування гірських порід під час вибуху.

Деякі технологічні рішення щодо спорудження підземних сховищ у кам'яній солі за наявності нерозчинних відкладів наведено в роботі [117].

Автор підкреслює, що процес утворення форми резервуарів в умовах соляних порід складної будови характеризується асиметричним розвитком. У контурах виробок з'являються небажані карнизи та перегородки з нерозчинних порід. Для подолання негативного впливу прошарків нерозчинних порід на процес формування ємностей запропоновано метод гідроімпульсної дії.

Руйнування оголеного пласта вибуховим навантаженням – це фактично процес взаємодії ударної хвилі (УХ) з перешкодою. Питання взаємодії ударних хвиль з перешкодами, що деформуються і знаходяться у рідині чи на її поверхні, викликають великий інтерес в ряді областей сучасної науки і техніки. Задачі, що стосуються цієї проблеми (гідропружної взаємодії), можуть бути найрізноманітнішими як з точки зору механічної поведінки перешкоди, так і з точки зору їх математичного формулювання і розв'язку.

У випадку, коли розглядається задача гідропружності для слабких ударних хвиль, що поширюються в ідеальній (нев'язкій) рідині, рух середовища можна описати одним хвильовим рівнянням акустичного наближення. Загальні закономірності поширення ударних хвиль у рідині, а також питання, пов'язані з визначенням меж застосування акустичної теорії, викладені в монографії Б. В. Замишляєва та Ю. С. Яковлева [118].

Теорія взаємодії УХ з різними заглибленими в рідину твердими тілами, пластинами, оболонками тощо (перешкодами) почала інтенсивно розвиватись на початку 50-х років минулого століття. Падіння нестационарної хвилі тиску на абсолютно жорстку і нерухому площину вивчали багато вчених. Деякі результати досліджень наведено в роботах [119–124]. Однак застосування результатів цих робіт на практиці обвалення нерозчинних відкладів під час спорудження підземних ємностей є досить складним, в основному через особливості деформування гірських порід під дією навантаження, у тому числі нерівномірного.

## Висновки до розділу

Спорудженню підземних сховищ приділяється велика увага в промислово розвинутих країнах у зв'язку з необхідністю безперебійного функціонування об'єктів нафтогазового комплексу та погіршенням екологічних умов, що пов'язано з постійним зростанням об'ємів токсичних, шкідливих та інших відходів підприємств, які підлягають похованню.

Основною технологією спорудження великих підземних сховищ за кордоном є розмивання ємностей у кам'яних солях геотехнологічним методом, а наявність в Україні п'яти соляних басейнів сприяє будівництву підземних ємностей різного об'єму.

Критичний аналіз сучасного стану досліджень з обвалення нерозчинних відкладів міцних гірських порід дає змогу зробити такі висновки.

1. Інструктивні норми допускають розмивання ємностей у кам'яних солях за наявності в контурі розмивання нерозчинних прошарків гірських порід товщиною до 2,5 м.

2. Самообвалення таких відкладів можливе тільки в умовах оголення пластів до певного радіуса, що рідко буває в практиці робіт, тим більше що існує потреба в обваленні пластів товщиною і більше 2,5м, особливо під час спорудження ємностей у складних гірничо-геологічних умовах.

3. Технології примусового обвалення нерозчинних пластів з використанням енергії вибуху газоповітряної суміші та сил гідростатичного стовпа рідини над пластом не знайшли широкого застосування через великий об'єм ізоляційних робіт, що веде до сповільнення темпів спорудження сховищ і збільшення вартості їх будівництва.

4. Найбільш перспективним методом обвалення нерозчинних відкладів під час будівництва ємностей у солях є метод, що передбачає застосування енергії вибуху.

5. Відомі методи керування енергією вибуху в умовах геотехнологічних свердловин обмежено застосовуються, що пов'язано зі специфікою дії зарядів ВР у глибоких свердловинах.

6. В існуючих технологічних схемах обвалення нерозчинних відкладів не використовується перспективний напрям розуцільнення та знеміцнення гірських порід у разі нерівномірного їх навантаження.

7. Існуючі теоретичні дослідження поведінки пластів під дією примусових навантажень не перевірені експериментальними результатами, що робить сумнівною надійність деяких методів примусового обвалення нерозчинних відкладів. Тому велике значення мають експериментальні методи досліджень, що є перевіркою різного роду наближених теорій.

8. Майже немає інформації з експериментального дослідження напружено-деформованого стану затиснутих по контуру кругових перешкод (гірських порід) під дією різного виду навантажень.

9. Багато досліджень проведено з метою деформування елементів конструкцій, а не їх руйнування.

10. Дослідження руйнування нерозчинних пластів у технології вилуговування кам'яної солі під час будівництва підземних сховищ носять епізодичний характер і ґрунтуються, як правило, на теоретичному доробку.

11. Під час розроблення методів керування енергією вибуху зміну фізичного стану порід, як правило, пов'язують з їх переходом у граничний стан, що супроводжується різними формами руйнування. Разом з тим, численні дослідження показують, що механічна поведінка гірських порід і незворотна зміна їх фізико-механічних властивостей суттєво залежать від виду напружено-деформованого стану масиву під час його навантаження. Особливо це проявляється під час високої нерівномірності напруженого стану, що супроводжується значним розуцільненням гірського масиву. Це може бути використано для зниження міцності порід нерозчинних пластів під час самостійного руйнування чи примусового їх обвалення в камері розмивання

ємності під час спорудження підземних сховищ у кам'яних солях у складних гірничо-геологічних умовах.

12. Через те, що немає ефективних технологічних схем руйнування нерозчинних прошарків у зоні розмивання підземних ємностей значна кількість соляних структур, які могли б бути придатними для будівництва сховищ, оцінюється як безперспективна і не використовується у народному господарстві.

Таким чином, для ефективного керування руйнуванням нерозчинних пластів під час спорудження підземних ємностей у кам'яних солях необхідно теоретично і експериментально дослідити поведінку порід та їх напружено-деформований стан під впливом навантажень і на цій основі розробити промислову технологію їх обвалення в процесі спорудження підземних сховищ, що і обумовило вибір теми дисертаційної роботи. Викладене вище визначило задачі дисертаційної роботи, які зазначено у вступі.



## РОЗДІЛ 2

ТЕОРЕТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ  
ПЛАСТІВ ПІД ДІЄЮ НАВАНТАЖЕНЬ

## 2.1. Статичне навантаження горизонтального пласта постійної товщини

В результаті вилуговування кам'яної солі в масиві утворюється ємність радіусом  $R$ , в якій досить часто залишається пласт нерозчинних порід постійної товщини  $h$  (рис. 2.1). Очевидно, що руйнування пласта під дією навантаження відбудеться у тому випадку, коли напруження, що в ньому виникають, досягнуть руйнівних величин.

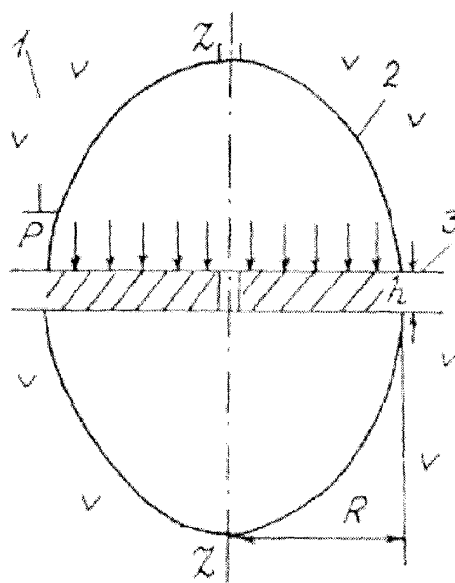


Рис. 2.1. Схема до обрахунку напружено-деформованого стану нерозчинного пласта під дією статичного навантаження:

$1$  – кам'яна сіль;  $2$  – контур сховища;  $3$  – нерозчинний пласт;  
 $h$  і  $R$  – товщина та радіус оголення пласта;  $P$  – інтенсивність статичного навантаження

Для розв'язання поставленої задачі вважаємо, що:

нерозчинний пласт є суцільним, однорідним, пружним, ізотропним шаром породи, що має відмінний від нуля опір руйнуванню;

товщина пласта значно менша від радіуса його оголення;

сила, що діє на пласт, припускається такою, що його напружено-деформований стан має статичний (квазістатичний) характер;

для аналізу напружено-деформованого стану можуть бути застосовані основні положення теорії вигину тонких пластин.

Якщо навантаження  $P$ , що діє на круглий пласт, розподілене симетрично осі  $ZZ$  (а розглядається саме така умова) то деформації та напруження, що виникають у пласті, будуть також симетричними. В циліндричній системі координат рівняння кута повороту нормалі  $\varphi$  до серединної поверхні пласта має вигляд [125]

$$r \frac{\partial^2 \varphi}{\partial r^2} + \frac{\partial \varphi}{\partial r} - \frac{\varphi}{r} = -\frac{qr}{D}, \quad (2.1)$$

де  $D = \frac{E}{12(1-\nu^2)}$  – жорсткість пласта на вигин;  $E$  та  $\nu$  – модуль Юнга та коефіцієнт Пуассона породи;  $q$  – поперечна сила, що діє в напрямку осі  $ZZ$ .

Розв'язок рівняння (2.1) подаємо у вигляді [125]:

$$\varphi = C_1 r + \frac{C_2}{r} - \frac{1}{Dr} \int_0^r \left[ r \int q dr \right] dr, \quad (2.2)$$

де  $C_1$  та  $C_2$  – довільні постійні інтегрування, які визначаються з граничних умов.

Поперечну силу  $q$  знаходимо з виразу

$$q = \frac{1}{r} \int_0^r P r dr, \quad (2.3)$$

де  $P$  – тиск, що залежить тільки від координати  $r$ .

При рівномірно розподіленому навантаженні  $P$  з виразу (2.3) отримаємо

$$q = \frac{Pr}{2}. \quad (2.4)$$

З урахуванням (2.4) із співвідношення (2.2) знаходимо

$$\varphi = C_1 r + \frac{C_2}{r} - \frac{Pr^3}{16D}. \quad (2.5)$$

Визначимо постійні інтегрування  $C_1$  та  $C_2$ . Для випадку жорсткого затиснення контуру пласта, (що притаманне задачі, яка розглядається) кут повороту  $\varphi$  в центрі пласта ( $r = 0$ ) повинен бути рівним нулю. Це можливо за умови  $C_2 = 0$ .

На контурі пласта, де  $r = R$ , кут повороту  $\varphi$  також дорівнює нулю, звідки

$$C_1 = \frac{PR^2}{16D}. \quad (2.6)$$

Таким чином

$$\varphi = \frac{Pr}{16D}(R^2 - r^2). \quad (2.7)$$

Знаючи  $\varphi$ , можна легко знайти розподіл напружень у пласті.

Знаходимо згинальні моменти  $M_r$  та  $M_\theta$ :

$$\begin{aligned} M_r &= \frac{P}{16} [R^2(1 + \nu) - r^2(3 + \nu)]; \\ M_\theta &= \frac{P}{16} [R^2(1 + \nu) - r^2(1 + 3\nu)]. \end{aligned} \quad (2.8)$$

На контурі пласта при  $r = R$

$$(M_r)_{r=R} = -\frac{PR^2}{8}; \quad (M_\theta)_{r=R} = -\nu \frac{PR^2}{8}; \quad (2.9)$$

В центрі пласта, де  $r = 0$

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = \frac{PR^2}{16}(1 + \nu). \quad (2.10)$$

Із виразів (2.9), (2.10) видно, що найбільшим є момент  $(M_r)_{r=R}$ .

Відомо [125], що

$$\sigma_r = \frac{12M_r}{h^3} z. \quad (2.11)$$

Таким чином, найбільші напруження передбачаються на контурі защемлення пласта при  $z = \pm h/2$ .

Найбільш небезпечними є напруження розтягування, максимальна величина яких при  $r = R$  і  $z = h/2$  дорівнює [126]

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \frac{PR^2}{h^2}. \quad (2.12)$$

Якщо розглядати випадок саморуйнування пласта (без зовнішнього навантаження), то з формули (2.12) випливає

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \frac{\gamma R^2}{h}, \quad (2.13)$$

де  $\gamma$  – питома вага породи пласта.

Сумісна дія зовнішнього навантаження  $P$  та власної ваги пласта відповідає умові

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \left[ \frac{R^2}{h^2} (\gamma h + P) \right]. \quad (2.14)$$

Якщо навантаження  $P$  забезпечується за рахунок тиску стовпа рідини над пластом, то з виразу (2.14) отримуємо

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \frac{R^2}{h^2} (\gamma h + \gamma_p h_p), \quad (2.15)$$

де  $\gamma_p$  та  $h_p$  – питома вага та висота стовпа рідини, відповідно.

Формули (2.12–2.15) дають змогу визначити граничні статичні навантаження на оголений пласт під час його руйнування.

Як видно з (2.12), руйнування нерозчинного пласта відбудеться тоді, коли  $\sigma_r^{\max}$  досягне рівня границі міцності породи пласта на розрив  $\sigma_p$ , (оскільки опір гірських порід при розтягуванні по абсолютній величині у 8 – 10 разів менший ніж під час стиснення) звідки граничне навантаження  $P_r$  дорівнює

$$P_r = \frac{4}{3} \left( \frac{h}{R} \right)^2 \sigma_p. \quad (2.16)$$

Якщо розглядається питання саморуйнування пласта, то з (2.13) знаходимо, що максимальна товщина пласта при цьому

$$h_{\max} = \frac{3\gamma R^2}{4\sigma_p}. \quad (2.17)$$

Загальне урахування зовнішнього розподіленого навантаження інтенсивності  $P$  і власної ваги пласта товщиною  $h$  відповідає умові

$$P_r = \frac{4}{3} \left( \frac{h}{R} \right)^2 \sigma_p - \gamma h. \quad (2.18)$$

У випадку, коли рівномірно розподілене навантаження забезпечується шляхом подачі рідини зверху на пласт товщиною  $h$ , необхідна висота стовпа рідини визначається з виразу

$$h_p = \frac{1}{\gamma_p} \left[ \frac{4}{3} \left( \frac{h}{R} \right)^2 \sigma_p - \gamma h \right]. \quad (2.19)$$

З виразів (2.16) та (2.18) видно, що навантаження, яке необхідне для руйнування пласта, різко збільшується із збільшенням товщини пласта та міцності породи на розтягування і зменшується із збільшенням радіуса оголення пласта.

2.2. Напружено-деформований стан оголеного пласта під дією вибухового навантаження

Якщо дія розглянутого в підрозділі 2.1 статичного тиску (див. рис. 2.1) не забезпечує руйнування пласта, то в якості навантаження може бути використана енергія вибуху заряду. Вважатимемо, що вибухова дія має квазістатичний характер; при цьому тип вибухової речовини обирається таким чином, щоб задовольнити умову

$$V_p t_+ \gg h, \quad (2.20)$$

де  $V_p$  – швидкість вибухової хвилі в пласті;  $t_+$  – тривалість дії тиску.

У разі виконання умови (2.20) (при цьому, як зазначено в роботі [127], час дії імпульсу тиску приблизно втричі перевищує час проходження вибухової хвилі по товщині пласта) можна не враховувати перебіг хвильових процесів по товщині пласта, що дає змогу і в цьому випадку для аналізу напружено-деформованого стану нерозчинних пластів під дією навантаження застосовувати теорію вигину тонких пластин.

Припустимо, що пласт, який підлягає руйнуванню, залягає горизонтально і поділяє камеру вилуговування на дві частини, одна з яких заповнена рідиною (вода, розсіл). Джерело навантаження розміщується під пластом у рідині (рис. 2.2). У цьому випадку пласт сприймає навантаження по всій поверхні, що контактує з рідиною.

Запропонований у [110, 111] розв'язок задачі з обвалення пластів базується на розподілі прогинів в області оголення і зводиться до розв'язування рівняння четвертого порядку, відомого з теорії пружності як рівняння Софі Жермен [115].

Якщо розв'язок задачі з руйнування пласта шукати, оцінюючи кут повороту  $\varphi$  нормалі до серединної площини пласта, то порядок вихідного рівняння можна понизити до другого.

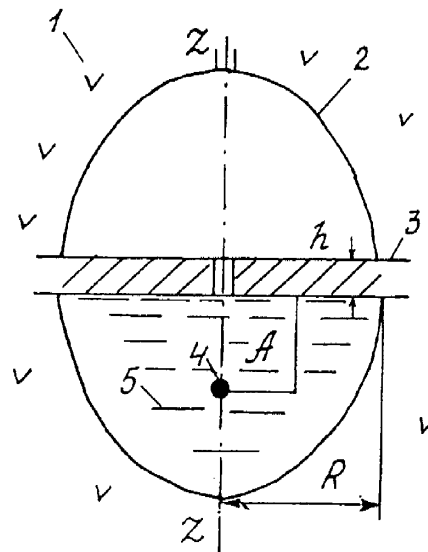


Рис. 2.2. Схема до обрахунку напруженого стану нерозчинного пласта у разі вибуху заряду квалістатичної дії:

1 – кам'яна сіль; 2 – контур сховища; 3 – нерозчинний пласт; 4 – заряд ВР;  
5 – рідина;  $h$  і  $R$  – товщина і радіус оголення пласта;  $A$  – віддаль від заряду до підшови пласта

Беручи до уваги, як і в підрозділі 2.1, що навантаження на пласт симетричне відносно осі  $ZZ$ , рівняння кута повороту  $\varphi$  і в цьому випадку має вигляд (2.1), де  $P$  – квалістатичне навантаження.

Примусове навантаження на пласт забезпечуємо вибухом заряду вибухової речовини (ВР), що опускається в нижню частину ємності на віддаль  $A$  від заряду до нижньої поверхні пласта. В результаті вибуху пласт зазнає сумісної дії вибухової хвилі та гідропотоку. При  $A > 7r_3$  ( $r_3$  – радіус заряду) гідравлічний потік невеликий, і для схеми розміщення заряду, наведеної на рис. 2.2, вибухове навантаження на пласт має вигляд [128]

$$P(r) = kr_3^\mu (A^2 + r^2)^{-\mu/2}, \quad (2.21)$$

де  $k$  і  $\mu$  – експериментальні коефіцієнти, що характеризують затухання вибухових хвиль у рідині, в якій підривається заряд.

Значення поперечної сили знаходимо із співвідношення (2.3), при цьому тиск  $P(r)$  визначається згідно з (2.21).

Підставивши (2.21) у вираз (2.3) і виконавши інтегрування, одержимо

$$q = \frac{kr_3^\mu}{r} \left[ \frac{(A^2 + r^2)^{1-\mu/2} - A^{2-\mu}}{2-\mu} \right] \quad (2.22)$$

і, як наслідок, рівняння (2.1) зводиться до вигляду

$$\frac{\partial^2 \varphi}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{d\varphi}{dr} - \frac{\varphi}{r^2} = -\frac{k}{D} \frac{kr_3^\mu}{r} \left[ \frac{(A^2 + r^2)^{1-\mu/2} - A^{2-\mu}}{2-\mu} \right]. \quad (2.23)$$

Розв'язок рівняння (2.23) знайдемо у вигляді суми розв'язків однорідного рівняння

$$\frac{\partial^2 \varphi}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{d\varphi}{dr} - \frac{\varphi}{r^2} = 0 \quad (2.24)$$

і часткового розв'язку рівняння (2.23).

Для розв'язання рівняння (2.24) введемо заміну змінної  $r = e^t$ . При цьому співвідношення (2.24) зводиться до рівняння

$$\frac{d^2 \varphi}{dt^2} - \varphi = 0, \quad (2.25)$$

характеристичне рівняння якого має вигляд

$$S^2 - 1 = 0. \quad (2.26)$$

Коренями рівняння (2.26) є:  $S_1 = 1$ ,  $S_2 = -1$ , а відтак, загальний розв'язок рівняння (2.24) має вигляд

$$\varphi_0 = C_1 e^t + C_2 e^{-t} = C_1 r + C_2 / r. \quad (2.27)$$

Для знаходження часткового розв'язку рівняння (2.23) розкладаємо в ряд вираз  $(A^2 + r^2)^{1-\mu/2}$ . Кількість членів в ряду для забезпечення необхідної точності результату залежить від відношення  $r/A$ . Аналіз показує, що при  $r/A = 0,5 \dots 1,5$  врахування чотирьох членів розкладу дає змогу зменшити похибку у визначенні результату до 1%. З урахуванням цього

$$(A^2 + r^2)^{1-\mu/2} = a_0 + a_1 \left(\frac{r}{A}\right)^2 + a_2 \left(\frac{r}{A}\right)^4 + a_3 \left(\frac{r}{A}\right)^6, \quad (2.28)$$

де

$$a_0 = A^{2-\mu}; \quad a_1 = \frac{1}{2}(2-\mu)A^{2-\mu}; \quad a_2 = -\frac{1}{8}(2-\mu)A^{2-\mu}; \quad a_3 = \frac{1}{48}\mu(4-\mu^2)A^{2-\mu}. \quad (2.29)$$

З урахуванням виразів (2.28) і (2.29) частковий розв'язок рівняння (2.23) має вигляд

$$\varphi_r = -\frac{B}{D} \left( \frac{1}{8} \frac{a_1 r^3}{A^2} + \frac{1}{24} \frac{a_2 r^5}{A^4} + \frac{1}{48} \frac{a_3 r^7}{A^6} \right), \quad (2.30)$$

де

$$B = (kr_3^\mu) / (2-\mu). \quad (2.31)$$

Таким чином, загальним розв'язком рівняння (2.23) є

$$\varphi = C_1 r + \frac{C_2}{r} - \frac{B}{D} \left( \frac{1}{8} \frac{a_1 r^3}{A^2} + \frac{1}{24} \frac{a_2 r^5}{A^4} + \frac{1}{48} \frac{a_3 r^7}{A^6} \right). \quad (2.32)$$

Визначимо постійні інтегрування  $C_1$  та  $C_2$ .

Так як і вище,  $C_2 = 0$ , оскільки в центрі пласта (при  $r = 0$ )  $\varphi$  повинен дорівнювати нулю.

На контурі заземлення при  $r = R$  кут повороту нормалі  $\varphi$  також дорівнює нулю, звідки з (2.32) знаходимо

$$C_1 = \frac{B}{D} \left[ \frac{1}{8} a_1 \left(\frac{R}{A}\right)^2 + a_2 \left(\frac{R}{A}\right)^4 + \frac{1}{48} a_3 \left(\frac{R}{A}\right)^6 \right]. \quad (2.33)$$



Отже, в кінцевому підсумку

$$\varphi = \frac{B}{D} \left[ \frac{1}{8} \frac{a_1}{A^2} (R^2 r - r^3) + \frac{1}{24} \frac{a_2}{A^4} (R^4 r - r^5) + \frac{1}{48} \frac{a_3}{A^6} (R^6 r - r^7) \right]. \quad (2.34)$$

Знаючи  $\varphi$ , за відомими формулами [125] знаходимо згинальні моменти

$$M_r = B \left\{ \frac{a_1}{8A^2} \left[ (R^2 - 3r^2) + \nu(R^2 - r^2) \right] + \frac{a_2}{24A^4} \left[ (R^4 - 5r^4) + \nu(R - r) \right] + \frac{a_3}{48A^6} \left[ (R^6 - 7r^6) + \nu(R^6 - r^6) \right] \right\}; \quad (2.35)$$

$$M_\theta = B \left\{ \frac{a_1}{8A^2} \left[ (R^2 - r^2) + \nu(R^2 - 3r^2) \right] + \frac{a_2}{24A^4} \left[ (R^4 - r^4) + \nu(R^4 - 5r^4) \right] + \frac{a_3}{48A^6} \left[ (R^6 - r^6) + \nu(R^6 - 7r^6) \right] \right\}. \quad (2.36)$$

На контурі пласта при

$$(M_r)_{r=R} = -B \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]; \quad (2.37)$$

$$(M_\theta)_{r=R} = -\nu B \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]. \quad (2.38)$$

У центрі пласта при  $r = 0$

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = B(1 + \nu) \left[ \frac{a_1}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{24} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{48} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]. \quad (2.39)$$

З виразів (2.37)–(2.39) знаходимо, що максимальним є момент  $M_r$  на контурі зацемлення пласта, отже, і напруження тут також максимальні. Зазначимо, що перевага віддається максимальним напруженням розтягування, які діють на контурі затиснення нижньої поверхні пласта, де вони дорівнюють

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6kr_c^\mu}{(2 - \mu)h^2} \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]. \quad (2.40)$$

Обвалення нерозчинного пласта відбудеться тоді, коли максимальне напруження розтягування досягне динамічної границі міцності породи пласта

на розрив, при цьому мінімальний радіус заряду, необхідного для руйнування пласта, становить [129]

$$r_3 = \left\{ \frac{(2 - \mu)h^2 \sigma_p}{6k \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]} \right\}^{1/\mu}. \quad (2.41)$$

З виразу (2.41) видно, що необхідне для руйнування пласта навантаження різко зростає із збільшенням товщини пласта та міцності його породи на розрив, а також із зростанням віддалі від заряду до пласта і зменшується із збільшенням розмірів зони його оголення.

### 2.3. Обвалення кільцевих пластів статичними та динамічними навантаженнями

Розглянемо примусове обвалення близьких до кругових кільцевих пластів, що утворюються у процесі розмивання емностей за часткового випадання породи пласта в осад. Визначимо умови, за яких стається обвалення таких пластів.

У цьому випадку, як і в підрозділі 1.1, рівняння кута повороту  $\varphi$  нормалі до серединної поверхні пласта і розв'язок цього рівняння запишемо у вигляді (2.1) і (2.2) відповідно.

Припустимо, що на кільцевий пласт діє рівномірно розподілене навантаження  $P$  (рис. 2.3).

Визначимо поперечну силу. Для цього з пласта виділимо кільце, що має зовнішній  $r$  і внутрішній  $a$  радіуси і складемо рівняння його рівноваги:

$$q2\pi r - \int_r^a 2\pi r dr = 0, \quad (2.42)$$

з якого знаходимо

$$q = 0,5P \left( r - \frac{a^2}{r} \right). \quad (2.43)$$

З урахуванням (2.43) співвідношення (2.2) після інтегрування має вигляд

$$\varphi = -\frac{Pr^3}{16D} + \frac{Pa^2r}{8D}(2\ln r - 1) + C_1r + \frac{C_2}{r}. \quad (2.44)$$

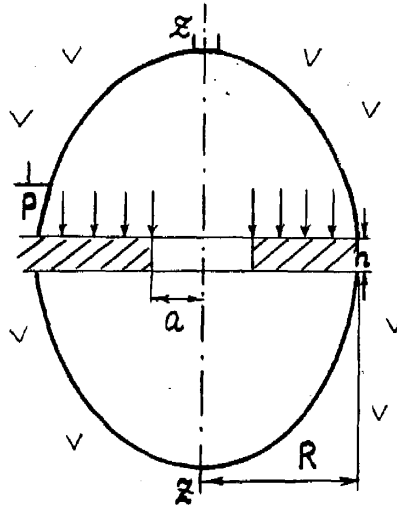


Рис. 2.3. Схема до обчислення напруженого стану кільцевого пласта при статичному навантаженні

Сталі інтегрування  $C_1$  та  $C_2$  знаходимо з граничних умов на внутрішньому і зовнішньому контурах пласта.

Для випадку, що розглядається, кут повороту нормалі  $\varphi$  на зовнішньому контурі зацемлення пласта (як і раніше) дорівнює нулю, тобто

$$(\varphi)_{r=R} = 0. \quad (2.45)$$

Крім того, очевидно, що на внутрішньому контурі пласта при  $r = a$  момент  $M_r = 0$ , отже

$$\left( \frac{\partial \varphi}{\partial r} + \nu \frac{\varphi}{r} \right)_{r=a} = 0. \quad (2.46)$$

Задовольняючи граничні умови (2.45) і (2.46), з (2.44) знаходимо

$$C_1 = P \left[ \frac{R^2}{16D} + \frac{a^2}{8D}(2\ln R - 1) - \frac{T}{R^2FD} \right]; \quad (2.47)$$

$$C_2 = \frac{T}{FD}; \quad (2.48)$$

$$T = a^2 \left[ \frac{(2 \ln a - 1)(1 + \nu)}{8} - \frac{3 + \nu}{16} + \frac{1}{4} \right] + (1 + \nu) \left[ \frac{R^2}{16} - \frac{a^2}{8} (2 \ln R - 1) \right]; \quad (2.49)$$

$$F = \frac{1 + \nu}{R^2} + \frac{1 - \nu}{a^2}. \quad (2.50)$$

З урахуванням (2.47)–(2.50) розв'язок (2.44) набуває вигляду

$$\varphi = P \frac{r}{16D} (R^2 - r^2) + \frac{a^2 r}{4D} \ln \frac{r}{R} + \frac{T}{FD} \left( \frac{1}{r} - \frac{r}{R^2} \right). \quad (2.51)$$

Знаючи  $\varphi$ , легко визначити розподіл напружень в пласті. Згинальні моменти  $M_r$  і  $M_\theta$  одержуємо з виразів

$$M_r = P \left\{ \frac{R^2 - 3r^2}{16} + \frac{a^2}{4} \left( 1 + \ln \frac{r}{R} \right) - \frac{(R^2 + r^2)T}{r^2 R^2 F} + \right. \\ \left. + \nu \left[ \frac{R^2 - r^2}{16} + \frac{a^2}{4} \ln \frac{r}{R} + \frac{(R^2 - r^2)T}{r^2 R^2 F} \right] \right\}; \quad (2.52)$$

$$M_\theta = P \left\{ \frac{R^2 - r^2}{16} + \frac{a^2}{4} \ln \frac{R}{r} + \frac{(R^2 - r^2)T}{r^2 R^2 F} + \right. \\ \left. + \nu \left[ \frac{R^2 - 3r^2}{16} + \frac{a^2}{4} \ln \frac{r}{R} - \frac{(R^2 + r^2)T}{r^2 R^2 F} \right] \right\}. \quad (2.53)$$

На контурі пласта при  $r = R$  з (2.52)–(2.53) маємо

$$(M_r)_{r=R} = -P \left\langle \frac{R^2}{8} - a^2 \left\{ \frac{1}{4} - 2T \left[ a^2(1 + \nu) + R^2(1 - \nu)^{-1} \right] \right\} \right\rangle; \quad (2.54)$$

$$(M_\theta)_{r=R} = -\nu P \left\langle \frac{R^2}{8} - a^2 \left\{ \frac{1}{4} - 2T \left[ a^2(1 + \nu) + R^2(1 - \nu)^{-1} \right] \right\} \right\rangle. \quad (2.55)$$

При  $r = a$

$$(M_r)_{r=a} = P \left\{ \frac{R^2}{16} + \frac{a^2}{4} \left( \ln \frac{a}{R} + \frac{1}{4} \right) + \nu \left[ \frac{R^2}{16} + \frac{a^2}{4} \left( \ln \frac{a}{R} - \frac{1}{4} \right) \right] - \right. \\ \left. - T \left[ R^2 + a^2 - \frac{\nu(R^2 - a^2)}{a^2(1 + \nu) + R^2(1 - \nu)} \right] \right\}; \quad (2.56)$$

$$(M_{\theta})_{r=a} = P \left\{ \frac{R^2}{16} + \frac{a^2}{4} \left( \ln \frac{a}{R} - \frac{1}{4} \right) + \nu \left[ \frac{R^2}{16} + \frac{a^2}{4} \left( \ln \frac{a}{R} + \frac{1}{4} \right) \right] + T \left[ R^2 - a^2 - \frac{\nu(R^2 - a^2)}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\}. \quad (2.57)$$

Аналіз виразів (2.54)–(2.57) показує, що найбільшим є момент  $(M_r)_{r=R}$ . Беручи до уваги вираз (2.11), визначаємо, що найбільші радіальні напруження  $\sigma_r$  будуть на контурі защемлення пласта при  $Z = \pm \frac{h}{2}$ .

Найбільш небезпечними є напруження розтягування, максимальна величина яких при  $r = R$  і  $Z = \frac{h}{2}$  дорівнює

$$(\sigma_r)_{\max} = \frac{6P}{h^2} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\}. \quad (2.58)$$

Якщо розглядається випадок самообвалення пласта (без зовнішніх навантажень), то з виразу (2.58) впливає

$$(\sigma_r)_{\max} = \frac{6\gamma}{h} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\}, \quad (2.59)$$

де  $\gamma$  – питома вага породи пласта.

А отже, обвалення пласта відбудеться тоді, коли максимальне напруження розтягування досягне значення, яке рівне межі міцності породи пласта на розтягування  $\sigma_p$ , звідки граничне навантаження [130]

$$P_r = \frac{\sigma_p h^2}{6 \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\}}. \quad (2.60)$$

Як приклад, для горизонтального пласта з параметрами  $R = 20$  м;  $h = 4$  м;  $\rho = 2500$  кг/м<sup>3</sup>;  $\sigma_p = 30 \cdot 10^5$  Па;  $\nu = 0,275$  необхідне для його обвалення навантаження складає  $1,6 \cdot 10^5$  Па, тоді для кільцевого пласта, внутрішній радіус

якого  $a = 6$  м, обвалення можливе лише при навантаженні, що дорівнює  $1,77 \cdot 10^5$  Па.

Під час самообвалення пласта з (2.59) визначасмо, що максимальна товщина пласта в цьому випадку складає

$$h_{\max} = \frac{6\gamma}{\sigma_p} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\} \quad (2.61)$$

Якщо розглянуте навантаження  $P$  не забезпечує обвалення пласта, то в якості примусової дії на пласт можна використати вибух заряду ВР (рис. 2.4). При цьому, як раніше в підрозділі 2.2, вважатимемо, що вибухове навантаження на пласт має квазістатичний характер і під час розрахунку напруженого стану пласта може бути застосована теорія вигину тонких пластин.

Під час вибухового навантаження виду (2.21) з рівняння (2.42) знаходимо

$$q = \frac{kr_{\xi}^{\mu}}{r} \left[ \frac{(A^2 + r^2)^{(2-\mu)/2} - (A^2 + a^2)^{(2-\mu)/2}}{2 - \mu} \right]. \quad (2.62)$$

Використовуючи розклад (2.28) і виконавши інтегрування в (2.2), отримуємо

$$\varphi = C_1 r + \frac{C_2}{r} - \frac{B}{D} \left( K_1 (2 \ln r - 1) \frac{r}{4} + \frac{a_1 r^3}{8A^2} + \frac{a_2 r^5}{24A^4} + \frac{a_3 r^7}{48A^6} \right), \quad (2.63)$$

де  $B$  визначається виразом (2.31), а  $K_1$  має вигляд

$$K_1 = A^{2-\mu} - (A^2 + a^2)^{(2-\mu)/2} \quad (2.64)$$

Як і раніше, сталі інтегрування  $C_1$  і  $C_2$  визначаємо з граничних умов (2.45), (2.46), задовольняючи які, отримуємо

$$C_1 = \frac{B}{D} \left[ \frac{K_1 (2 \ln R - 1)}{4} + K_2 \right] - \frac{C_2}{R^2}; \quad (2.65)$$

$$C_2 = \frac{B}{K_5 D} (L_1 + \nu L_2), \quad (2.66)$$

$$\begin{aligned} \text{де } L_1 &= \frac{K_1}{2} \left( \ln \frac{R}{a} - 1 \right) + K_2 - K_3; & L_2 &= \frac{K_1}{2} \ln \frac{R}{a} + K_2 - K_4; \\ K_2 &= \frac{a_1 R^2}{8A^2} + \frac{a_2 R^4}{24A^4} + \frac{a_3 R^6}{48A^6}; & K_3 &= \frac{3a_1 a^2}{8A^2} + \frac{5a_2 a^4}{24A^4} + \frac{7a_3 a^6}{48A^6}; \\ K_4 &= \frac{a_1 a^2}{8A^2} + \frac{a_2 a^4}{24A^4} + \frac{a_3 a^6}{48A^6}; & K_5 &= \frac{R^2 + a^2 - \sqrt{R^2 - a^2}}{a^2 R^2}, \end{aligned} \quad (2.67)$$

де  $a_1, a_2, a_3$  визначаються виразами (2.29).

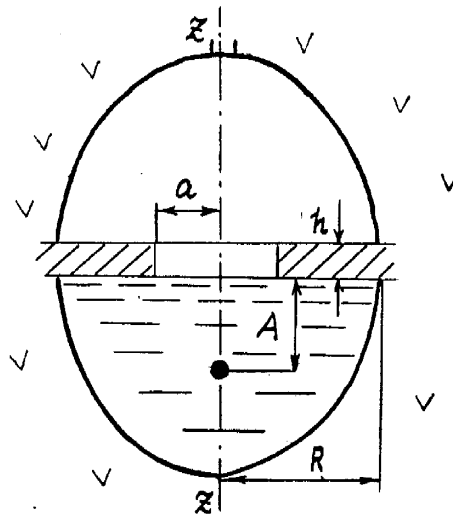


Рис. 2.4. Схема до обрахунку напруженого стану кільцевого пласта під час вибухового навантаження

З урахуванням (2.65)–(2.67) вираз (2.63) має вигляд

$$\begin{aligned} \varphi &= \frac{B}{D} \left\{ \left[ \frac{K_1}{4} (2 \ln r - 1) + K_2 \right] r - \frac{L_1 + \nu L_2}{K_5} \left( \frac{r}{R^2} - \frac{1}{r} \right) \right\} - \\ &\quad - \frac{r}{4} K_1 (2 \ln r - 1) \frac{a_1 a^2}{8A^2} - \frac{a_2 r^5}{24A^4} + \frac{a_3 a^7}{48A^6}. \end{aligned} \quad (2.68)$$

З урахуванням (2.68) визначаємо згинальні моменти  $M_r$  і  $M_\theta$

$$M_r = B \left\{ \frac{K_1}{2} \left( \ln \frac{R}{r} - 1 \right) + K_2 - \frac{R^2 r^2 (L_1 + \nu L_2)}{K_5 (R^2 + r^2)} - \frac{3a_1 r^2}{8A^2} - \frac{5a_2 r^4}{24A^4} - \frac{7a_3 r^6}{48A^6} + \right. \quad (2.69)$$

$$\begin{aligned}
& + \nu \left[ \frac{K_1}{2} \ln \frac{R}{r} + K_2 - \frac{R^2 r^2 (L_1 + \nu L_2)}{K_5 (R^2 - r^2)} - \frac{a_1 r^2}{8A^2} - \frac{a_2 r^4}{24A^4} - \frac{a_3 r^6}{48A^6} \right]; \\
M_\theta = B & \left\{ \frac{K_1}{2} \ln \frac{R}{r} - 1 + K_2 - \frac{R^2 r^2 (L_1 + \nu L_2)}{K_5 (R^2 - r^2)} - \frac{a_1 r^2}{8A^2} - \frac{a_2 r^4}{24A^4} - \frac{a_3 r^6}{48A^6} + \right. \\
& \left. + \nu \left[ \frac{K_1}{2} \ln \frac{R}{r} - 1 + K_2 - \frac{R^2 r^2 (L_1 + \nu L_2)}{K_5 (R^2 - r^2)} + \frac{3a_1 r^2}{8A^2} + \frac{a_2 r^4}{24A^4} + \frac{7a_3 r^6}{48A^6} \right] \right\}. \quad (2.70)
\end{aligned}$$

На контурі пласта при  $r = R$

$$(M_r)_{r=R} = -B \left[ \frac{a_1 R^2}{4A^2} + \frac{a_2 R^4}{6A^4} + \frac{a_3 R^6}{8A^6} + \frac{K_1}{2} + \frac{2(L_1 + \nu L_2)}{K_5 R^2} \right]; \quad (2.71)$$

$$(M_\theta)_{r=R} = -\nu B \left[ \frac{a_1 R^2}{4A^2} + \frac{a_2 R^4}{6A^4} + \frac{a_3 R^6}{8A^6} + \frac{K_1}{2} + \frac{2(L_1 + \nu L_2)}{K_5 R^2} \right]. \quad (2.72)$$

При  $r = a$

$$\begin{aligned}
(M_r)_{r=a} = B & \left\{ \frac{K_1}{2} \left[ \ln \frac{R}{a} (1 + \nu) - 1 \right] + K_2 (1 + \nu) - K_3 - K_4 \nu - \right. \\
& \left. - \frac{L_1 + \nu L_2}{K_5} \left[ \frac{1 + \nu}{R^2} + \frac{1 - \nu}{a^2} \right] \right\}; \quad (2.73)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
(M_\theta)_{r=a} = \frac{B}{2} & \left\{ \frac{K_1}{2} \left[ \ln \frac{R}{a} (1 + \nu) - \nu \right] + K_2 (1 + \nu) - K_3 \nu - K_4 - \right. \\
& \left. - \frac{L_1 + \nu L_2}{K_5} \left[ \frac{1 + \nu}{R^2} + \frac{1 - \nu}{a^2} \right] \right\}. \quad (2.74)
\end{aligned}$$

Аналіз виразів (2.71)–(2.74) показує, що найбільшим є момент  $(M_r)_{r=R}$ . Найбільш небезпечними є напруження розтягування, максимальна величина яких при  $r = R$ ,  $Z = \frac{h}{2}$  складає

$$(\sigma_r)_{\max} = \frac{6B}{h^2} \left[ \frac{a_1 R^2}{4A^2} + \frac{a_2 R^4}{6A^4} + \frac{a_3 R^6}{8A^6} + \frac{K_1}{2} - \frac{2(L_1 + \nu L_2)}{K_5 R^2} \right]. \quad (2.75)$$



При досягненні  $(\sigma_r)_{\max}$  динамічної межі міцності породи пласта на розрив  $\sigma_{r,d}$  відбудеться обвалення пласта, при цьому мінімальний радіус заряду з урахуванням (2.75) складає [130]

$$r_c = \left\{ \frac{(2-\mu)h^2\sigma_{d,a}}{6k \left[ \frac{a_1 R^2}{4A^2} + \frac{a_2 R^4}{6A^4} + \frac{a_3 R^6}{8A^6} + \frac{K_1}{2} + \frac{2(L_1 + \nu L_2)}{K_5 R^2} \right]} \right\}. \quad (2.76)$$

Із виразів (2.75) і (2.76) видно, що необхідне для обвалення кільцевого пласта навантаження зростає зі збільшенням товщини пласта і міцності породи на розрив, збільшенням радіуса внутрішнього контуру пласта і віддалі від заряду до пласта і зменшується із збільшенням радіуса оголення пласта.

Таким чином, в результаті дослідження напружено-деформованого стану оголених пластів під дією різного виду навантажень визначено співвідношення, що дає змогу визначити необхідне навантаження на пласт для його примусового обвалення. Дія газового пухиря, що утворюється під час підривання вибухової речовини в рідині, не береться до уваги, оскільки вважається, що досягнення максимальних напружень у пласті під дією вибухового навантаження пов'язується з дією тиску вибухової хвилі, а не пульсацій газового пухиря, амплітуда тиску в яких значно менша.

#### 2.4. Вплив сил рівномірного стискання в горизонтальній площині пласта на його обвалення

У попередніх розділах напружено-деформований стан пластів під дією навантажень розглянуто без урахування сил стискання в горизонтальній площині. Проте спорудження підземних сховищ у кам'яносоляних структурах ведеться переважно на глибинах 500...1200 м, тому у разі обвалення нерозчинних пластів необхідно оцінювати вплив сил, обумовлених гірським тиском які діють у горизонтальній площині пласта. Величина цих сил зростає із збільшенням глибини закладання сховища і визначається за формулою [131]

$$N = \xi \rho g h,$$

де  $\xi$  – коефіцієнт бокового тиску, що дорівнює

$$\xi = \frac{\nu}{1 - \nu},$$

де  $\nu$  – коефіцієнт Пуассона породи.

Ці сили призводять до зміни напружено-деформованого стану оголених пластів, а також до зміни умов їх руйнування. Оцінимо кількісно вплив сил, що діють у горизонтальній площині пласта, на величину навантаження, що призводить до його руйнування.

Розглянемо оголений пласт, що знаходиться під сумісною дією статичного навантаження  $P$  і сил рівномірного стискання  $N$ , що діють в горизонтальній площині пласта (рис. 2.5). З урахуванням прийнятих вище допущень рівняння (2.1) можна представити у вигляді [115]:

$$\frac{d^2\varphi}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{d\varphi}{dr} \left( \frac{K^2}{R^2} - \frac{1}{r^2} \right) \varphi = -\frac{q}{D}, \quad (2.77)$$

$$\text{де } K^2 = \frac{NR^2}{D}, \quad (2.78)$$

а  $N$  – сила, що діє в горизонтальній площині оголеного пласта.

Розв'язок рівняння (2.77), згідно з [115], можна представити у вигляді

$$\varphi = C_1 J_1 \left( \frac{K_r}{R} \right) + \varphi_0, \quad (2.79)$$

де  $J_1$  – функція Бесселя 1-го роду першого порядку;  $\varphi_0$  – частинний розв'язок рівняння (2.77).

Постійна інтегрування  $C_1$  визначається граничними умовами.

В якості частинного розв'язку може бути

$$\varphi_0 = \frac{Pz}{2N}. \quad (2.80)$$

Із урахуванням умов жорсткого защемлення контуру пласта загальний розв'язок рівняння (2.77) може бути представлений у вигляді

$$\varphi = \left( \frac{PRJ_1\left(\frac{K}{R}\right)}{2NJ_1(K)} \right) - \frac{Pr}{2N}. \quad (2.81)$$

Розклавши функцію  $J_1$  в ряд і отримавши перші два члени розкладу (з точністю до 0,3%), маємо

$$\varphi = \left( \frac{Pr(R^2 - r^2)}{2D(8 - K^2)} \right). \quad (2.82)$$

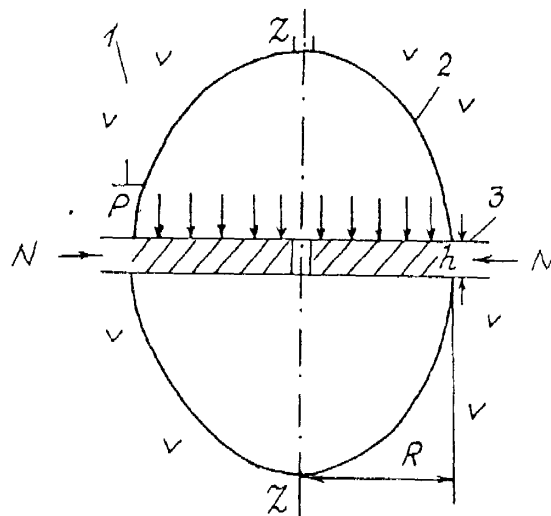


Рис. 2.5. Схема до обрахунку напружено-деформованого стану нерозчинного пласта:

1 – кам'яна сіль; 2 – контур сховища; 3 – нерозчинний пласт;  $h$  і  $R$  – товщина і радіус оголення пласта;  $P$  – сила статичного навантаження;  $N$  – сила, що діє в горизонтальній площині пласта.

Згинальні моменти  $M_r$  і  $M_\theta$  дорівнюють

$$M_r = \frac{P}{2(8 - K^2)} [R^2(1 + \nu) - r^2(3 + \nu)];$$

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

На контурі пласта маємо

$$(M_r)_{r=R} = \frac{PR^2}{8-K^2} ; \quad (2.83)$$

$$(M_\theta)_{r=R} = -\nu \frac{PR^2}{8-K^2} . \quad (2.84)$$

В центрі пласта

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = \frac{PR^2(1+\nu)}{2(8-K^2)} . \quad (2.85)$$

Аналіз виразів (2.83)–(2.85) показує, що найбільшим по величині в розглянутому випадку є момент  $(M_r)_{r=R}$ .

Зважаючи на це, найбільші напруження виникають на контурі заземлення поверхні пласта, а їх величина визначається виразом

$$(\sigma_r)_{\max} = \frac{6PR^2}{(8-K^2)h^2} . \quad (2.86)$$

Коли  $\sigma_r$  досягне значення, рівного міцності породи пласта на розрив  $\sigma_p$ , відбудеться обвалення пласта. З формули (2.86) знаходимо

$$P = \frac{h^2\sigma_p(8-K^2)}{6R^2} . \quad (2.87)$$

З виразу (2.87) видно, що необхідне для обвалення пласта навантаження зростає зі збільшенням товщини пласта і межі міцності порід пласта на розрив і зменшується із збільшенням радіуса його оголення.

Чисельні розрахунки за формулами (2.16) і (2.87) для умов обвалення оголених пластів, що найчастіше зустрічаються в практиці, показали наступне. При вихідних параметрах пластів  $R = 20,0$  м;  $h = 4,0$  м;  $E = 1,3 \cdot 10^{10}$  Па;  $\nu = 0,3$ ;  $\sigma_p = 80 \cdot 10^5$  Па необхідне рівномірно розподілене навантаження для обвалення пласта без урахування сил, діючих у його горизонтальній площині, складає  $4,267 \cdot 10^5$  Па. На глибині 1000 м, де  $N = 256 \cdot 10^5$  Па, необхідне навантаження для обвалення пласта повинно бути  $4,195 \cdot 10^5$  Па, а на глибині 5000 м при  $N = 1420 \cdot 10^5$  Па – всього  $3,868 \cdot 10^5$  Па. Це свідчить про те, що в межах доцільних

глибин закладання підземних сховищ у кам'яних солях, сили, обумовлені гірським тиском, що діють в горизонтальній площині, відносно слабо впливають на величину критичних навантажень під час обвалення пластів. А саме, дія таких сил в умовах розмивання підземних сховищ глибокого закладання призводить до деякого зменшення (до 5...10%) величини граничного навантаження, необхідного для обвалення пластів [132].

Інколи нерозчинні пласти залягають під деяким кутом нахилу  $\beta$  відносно горизонтальної площини. Визначимо умови, за яких відбувається самообвалення таких пластів.

Вертикальна  $P_z$  і радіальна  $P_r$  складові навантаження, обумовлені власною вагою пласта, в цьому випадку складають

$$P_z = \gamma h \cos \beta;$$

$$P_r = \gamma h \sin \beta,$$

де  $\gamma$  – питома вага породи пласта.

Беручи до уваги, що складова сили, яка діє в горизонтальній площині, не суттєво впливає на прогин пласта, вважатимемо, що самообвалення похилого пласта визначається переважно дією вертикальної складової  $P_z$  (при цьому похибка результату, як показує аналіз розрахунків не перевищує 1%).

Таким чином, з формули (2.12) знаходимо

$$(\sigma_r)_{\max} = \frac{3}{4} \frac{\gamma R^2}{h} \cos \beta,$$

звідки визначаємо максимальну товщину пласта під час його самообвалення

$$(h)_{\max} = \frac{3}{4} \frac{\gamma R^2}{\sigma_p} \cos \beta.$$

Отже, із збільшенням кута нахилу пласта і міцності породи на розрив, товщина пласта, який самостійно обвалюється, зменшується. Збільшення питомої ваги породи і радіуса оголення пласта супроводжується збільшенням граничного значення товщини пласта.

## Висновки до розділу

Проведені теоретичні дослідження з обвалення різного виду оголених нерозчинних пластів під час спорудження підземних ємностей у кам'яних солях дають змогу визначити напружений стан таких пластів під дією статичних і квазістатичних навантажень з урахуванням сил, що обумовлені гірським тиском і діють у горизонтальній площині пластів.

Аналіз напружень, які діють в оголеному пласті, показує, що найбільші напруження виникають на контурі защемлення пласта, і обвалення пласта настає тоді, коли на контурі його защемлення напруження досягають граничних значень, рівних міцності породи пласта на розрив.

Вплив сил, що обумовлені гірським тиском і діють в горизонтальній площині пласта, на величину граничних навантажень невеликий і в інтервалі доцільних глибин закладання підземних сховищ оцінюється величиною, що не перевищує 5...10% руйнівного навантаження у бік його зменшення.

На основі аналізу напружено-деформованого стану пластів під дією навантажень різного виду визначено граничні умови обвалення оголених пластів, різних по формі та геометрії розташування в ємності розмивання.

## РОЗДІЛ 3

### ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ НЕРОЗЧИННИХ ПЛАСТІВ ПІД ДІЄЮ ЗОВНІШНІХ НАВАНТАЖЕНЬ

#### 3.1. Методика експериментальних досліджень напружено-деформованого стану моделей пластів

Методика дослідження параметрів деформування моделей оголених пластів під дією статичних і квазістатичних навантажень розроблена у відділенні геодинаміки вибуху Інституту геофізики ім. С.І. Суботіна НАН України за участю автора і затверджена в головному відділенні метрології технічного центру НАН України.

Результати вимірювань, згідно з даною методикою, використовуються для визначення поля деформацій у моделях нерозчинних пластів.

Вимірювання лінійних деформацій виконується методом тензометрії. Метод ґрунтується на реєстрації величини відхилення променя гальванометра при зміні електричного струму в ланцюгу тензорезистор – гальванометр залежно від величини електричного опору під час деформування зовнішнім навантаженням моделі, на яку наклеєні тензорезистори.

Застосування цієї методики забезпечує виконання вимірювань лінійної деформації в діапазоні від мінус 3000 до плюс 3000 млн<sup>-1</sup> з похибкою, що не перевищує 13,0%.

##### 3.1.1. Дослідний стенд та структура вимірювальної схеми.

Для моделювання процесу навантаження і руйнування оголених пластів нерозчинних порід під дією статичних і квазістатичних навантажень у Відділенні геодинаміки вибуху Інституту геофізики ім. С.І. Суботіна НАН

України за участю автора розроблений і впроваджений в дію дослідний стенд, який складається з дослідної камери, гідросистеми, системи контрольно-вимірювальної та реєструючої апаратури, комплексу засобів градування, ліній зв'язку. Схему дослідного стенду наведено на рис. 3.1.

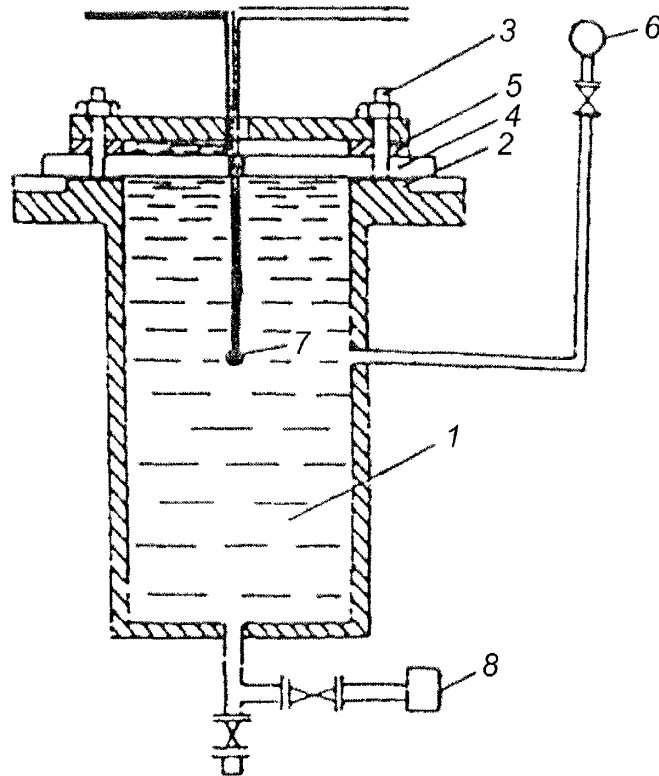


Рис. 3.1. Схема дослідного стенду з вивчення напружено-деформованого стану моделей оголених пластів:

1 – рідина; 2 – нижній фланець; 3 – шпилька; 4 – модель пласта; 5 – верхній фланець; 6 – манометр; 7 – заряд вибухової речовини; 8 – гідронасос

Дослідна камера являє собою циліндричний резервуар із стінками 0,035 м, радіусом 0,2 м, висотою 0,7 м і об'ємом  $1,4 \cdot 10^{-1} \text{ м}^3$ . Верхня торцева частина камери обладнана фланцями, між якими під час проведення дослідів розміщується модель; 16 шпилькових з'єднань дають змогу жорстко з'єднати модель з камерою. Камера випробувана статичним тиском  $2 \cdot 10^7 \text{ Па}$ .



Для наповнення дослідної камери рідиною (вода, розсіл) і проведення досліджень зі статичного навантаження моделей передбачена гідросистема, до складу якої входять вхідний і вихідний патрубкі та гідравлічний насос НР-15.

В комплект контрольно-вимірювальної та реєструючої апаратури входять:

електромеханічний світло-променевий 10-канальний осцилограф Н-115; підсилювачі типу «Топаз-3-01» з блоками живлення «Агат».

Для перетворення механічних деформацій матеріалів в електричні сигнали використовуються тензометричні перетворювачі КФ-5.

Метрологічні характеристики засобів вимірювання наведено в додатку 3.

Електрична блок-схема вимірювань зображена на рис. 3.2. Чутливим елементом у схемі є тензометричний датчик деформацій (поз. 1). Зі зміною вихідного неелектричного параметра робочого тензорезистора (бази) у вимірювальній діагоналі моста виникає струм розбалансу, що характеризує величину цієї зміни. Струм розбалансу надходить до входу тензопідсилювача «Топаз-3-01» (поз. 2), підсилюється і у вигляді керуючого сигналу гальванометра надходить до осцилографа Н-115 (поз. 3). Сюди ж надходять сигнали по іншим каналам з генератора синусоїдальних коливань (поз. 4) частотою 1 кГц, а також сигнал «0» вибуху. Світлові промені гальванометрів, керовані електричними сигналами з тензодатчиків, фіксуються на світлочутливому папері.

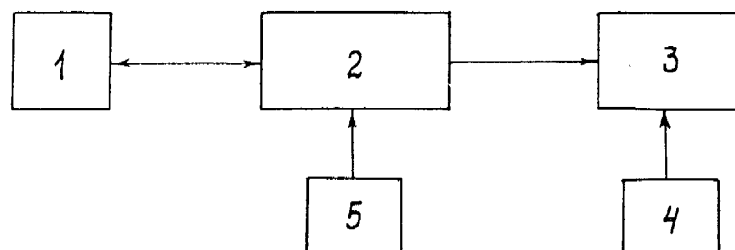


Рис. 3.2 Структура блок-схеми вимірювань:

1 – тензометричний тензодатчик деформацій; 2 – тензопідсилювач;

3 – осцилограф; 4 – генератор; 5 – блок живлення

### 3.1.2. Конструкція тензометричного датчика деформації.

Конструкція тензометричного датчика деформації (ТДД) зображена на рис. 3.3. Тензодатчик складений по мостовій схемі і працює на постійному струмі. Тензорезистори  $R_{1p}$ ,  $R_{2к}$ ,  $R_{3p}$  та  $R_{4к}$  складають плечі електричного моста.

Тензорезистори  $R_{1p}$  та  $R_{3p}$  – робочі,  $R_{2к}$  та  $R_{4к}$  – термокомпенсаційні. Реалізація цієї схеми (2 робочих резистора) дає змогу збільшити чутливість вимірювального каналу в два рази. Струм індикації, що вимірюється в точках  $A$  і  $B$ , визначається за формулою

$$J_i = \frac{U}{R_0(2R_i + R_0)} \Delta R,$$

де  $U$  – напруга в схемі живлення;  $R_0$  – електричний опір тензорезистора КФ-5 у вихідному стані;  $\Delta R$  – приріст опору робочого тензорезистора під час деформування;  $R_i$  – опір робочого тензорезистора під час деформування.

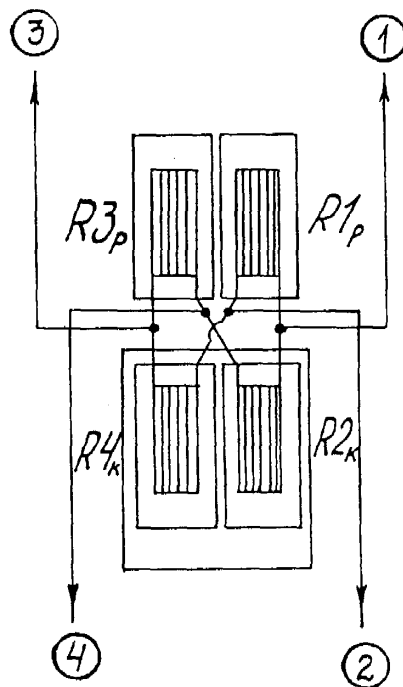


Рис. 3.3. Конструкція тензометричного датчика деформацій:

$R_{1p}$ ,  $R_{3p}$  – робочі резистори;  $R_{2к}$ ,  $R_{4к}$  – термокомпенсаційні резистори

У схемі моста вимірювальний прилад (міліамперметр «Топаз-3-01») служить індикатором наявності розбалансу моста. Схема моста при цьому балансується за допомогою додаткового потенціометра (в схемі «Топаз-3-01»), який підключається до одного з плечей моста.

Робочі тензорезистори  $R1_p$  та  $R3_p$  наклеюються на модель у точці вимірювань відповідно до вимог «Технічної інструкції з наклеювання тензорезисторів КФ-4 і КФ-5». Термокомпенсаційні тензорезистори  $R2_k$  та  $R4_k$ , які не деформуються, наклеюються еластичним клеєм типу «Момент-1» на монтажні колодки і розміщуються на моделі поряд з робочими, з'єднуючись з ними відповідно до схеми рис. 3.3. Живлення ТДД і зв'язок з вимірювальним приладом виконується за допомогою чотирьохжильного кабелю марки «ПЕЛШО».

### 3.1.3. Градування вимірювальних каналів.

З метою уникнення випадкових похибок у процесі вимірювання деформацій, під час градування тензометричних датчиків деформацій використовується метод наскрізного електричного градування вимірювального каналу, який ґрунтується на шунтуванні робочих тензорезисторів ТДД електричним опором відомого номіналу.

Відомо [133], що коефіцієнт чутливості тензорезистора визначається за формулою

$$K = \frac{\Delta R / R_0}{\Delta L / L}, \quad (3.1)$$

де  $R_0$  – опір тензорезистора, Ом;  $L$  – номінальна база тензорезистора, м;

$\Delta R$  – зміна опору електричного кола під час підключення шунта, Ом;

$\Delta L$  – зміна бази тензорезистора.

Із (3.1) отримуємо

$$\Delta L = \frac{\Delta R / R_0}{K} L. \quad (3.2)$$

Для прикладу розглянемо тензометричний датчик деформації, зібраний по мостовій схемі з тензорезисторів КФ-5П1-10-400. Параметри тензорезистора:

номінальна база – 0,01 м,

електричний опір – 400 Ом,

коефіцієнт чутливості –  $K = 2,17$  (сертифікатна характеристика).

Визначимо  $\Delta R$  під час шунтування тензорезистора електричним опором відомого номіналу ( $R_{ш} = 40$  кОм). Загальний опір кола

$$R_{\text{заг}} = \frac{R_0 R_{\text{ш}}}{R_0 + R_{\text{ш}}}. \quad (3.3)$$

При зазначених параметрах  $R_{\text{заг}} = 396,0396$  Ом.

Отже

$$\Delta R = R_0 - R_{\text{заг}} = 400,0 - 396,0396 \text{ Ом}. \quad (3.4)$$

З урахуванням (3.4)

$$\Delta L = \frac{3,9604 \cdot 0,01}{400 \cdot 2,17} = 4,5627 \cdot 10^{-5} \text{ м}.$$

Градування вимірювального каналу полягає у побудові графіка залежності відхилення променя гальванометра від зміни бази (деформації) робочих тензорезисторів і виконується на моделі, яка підготовлена для дослідів.

Відмічаючи нульове положення променя збалансованого моста, одночасно паралельно двом робочим тензорезисторам  $R1_p$  та  $R3_p$  підключають резистори по 40 кОм. При цьому на екрані осцилографа спостерігається відхилення світлового променя від нульового положення на конкретну для кожного датчика величину. Вимірюючи величину відхилення променя, знаходять деформації датчика (тобто моделі), що відповідає кожному міліметру відхилення променя.

Повернемося до зазначеного прикладу. В результаті шунтування робочих тензорезисторів ТДД електричним опором по 40 кОм кожний, промінь гальванометра відхилився на 360 мм. Знаючи, що таке відхилення відповідає

деформації  $4,5627 \cdot 10^{-5}$  м, знаходимо, що кожному міліметру відхилення променя відповідає деформація  $1,27 \cdot 10^{-7}$  м. Подібні операції виконуються для кожного тензометричного каналу з конкретним тензодатчиком. Деформація  $\varepsilon$  визначається за формулою

$$\varepsilon = SA \quad (3.5)$$

де  $S$  – чутливість конкретного вимірювального каналу;  $A$  – амплітуда відхилення променя на осцилограмі.

### 3.2. Планування експерименту та обробка експериментальних даних.

Основна мета експерименту – перевірка теоретичних положень (підтвердження робочої гіпотези). Експеримент повинен бути проведений по можливості з мінімальними витратами матеріалів та коштів за найвищого рівня достовірності отриманих результатів.

Одним з важливих етапів у експериментальних дослідженнях напружено-деформованого стану моделей оголених пластів під дією навантажень є обробка результатів вимірювань.

Використання раціональних методів обробки результатів вимірювань повинно звести до мінімуму вплив помилок на кінцевий результат. Грубі помилки, що виникають через несправність вимірювальної апаратури, чи то помилки в роботі експериментатора, повинні бути відкинуті ще до початку математичної обробки результатів вимірювань.

Уникнути випадкових помилок неможливо, але за допомогою теорії ймовірності та методів математичної статистики можливо урахувати їх вплив на оцінку дійсного значення вимірюваної величини [134–135].

Під час обробки експериментальних даних існує ризик не повністю здобути інформацію, отриману під час експерименту, або ж зробити неправильні висновки, що не витікають з експерименту. Статистичні методи обробки результатів дослідів дають змогу не переступити розумної межі ризику.

Найбільш поширена статистична обробка полягає у визначенні середньої арифметичної величини, середнього квадратичного відхилення та коефіцієнта варіації.

Середня арифметична величина  $\bar{X}$  – це сума значень будь-якого з показників  $X_i$ , поділена на їх кількість. Якщо всі показники (після виключення «відскоків») взяті до розрахунку, то середнє арифметичне визначається за формулою

$$\bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n X_i. \quad (3.6)$$

Середнє квадратичне відхилення  $\sigma$  – це міра коливання показників і розраховується як середня квадратична величина відхилення варіантів від їх середнього арифметичного

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (\bar{X} - X_i)^2}. \quad (3.7)$$

Середнє квадратичне відхилення має ту ж розмірність, що й сам показник.

Коефіцієнт варіації  $K_v$  – це відносна (безрозмірна) величина, що характеризує змінність ознак; розраховується як відношення абсолютних значень середнього квадратичного відхилення  $\sigma$  до середньої арифметичної величини показника  $\bar{X}$ , тобто

$$K_v = \frac{\sigma}{\bar{X}} \quad (3.8)$$

Коефіцієнт варіації виражається як в долях одиниці, так і у відсотках.

Найменше число паралельних експериментів  $N_{\min}$  для одержання результатів із заданою точністю  $m$  визначається за формулою [136]

$$N = \alpha_{\text{ст}}^2 \frac{K_v^2}{m^2} \quad (3.9)$$

де  $\alpha_{\text{ст}}$  – коефіцієнт Ст'юдента, значення якого відомі і наведено, зокрема, в роботі [137].

У гірничій науці прийнято вважати розрахунки точними, коли вони належать до першого класу точності, де  $m$  не менше 5...10%. Для робіт, пов'язаних із вивченням напружено-деформованого стану гірських порід, рекомендується брати показник надійності результату рівним 0,9, а коефіцієнт варіації  $K_v = 5...10\%$ . Зважаючи на зазначене, мінімальна кількість експериментів

$$N_{min} = 2,13^2 \frac{10^2}{10^2} \approx 4,4$$

Тобто – 5 за одних і тих же умов. Цей висновок було покладено в основу планування кількості експериментів.

Сумарна похибка вимірювань під час проведення експериментів визначалась за формулою [101]

$$\sum \delta = \delta_a + \delta_d + \delta_0 + \delta_{ман} + \delta_{ш},$$

де  $\delta_a$  – похибка гальванометра осцилографа (може бути прийнята рівною 1,0%);  $\delta_d$  – похибка під час тарування датчика;  $\delta_0$  – похибка, обумовлена нелінійністю амплітудно-частотної характеристики вимірювального каналу (може бути взята рівною 3,5%);  $\delta_i$  – похибка установлення датчика (беремо  $\delta_i = 2,0\%$ ).

Сумарна похибка датчика

$$\delta_d = \delta_0 + \delta_{ман} + \delta_{ш},$$

де  $\delta_0 = \Delta A / A_{min}$ ;  $\delta_0$  – похибка обробки амплітуд осцилограм;  $\Delta A$  – абсолютна похибка вимірювань амплітуд;  $A_{min}$  – мінімально допустима величина амплітуди осцилограми;  $\delta_{ман}$  – похибка вимірювань манометром ( $\delta_{ман} = 2,5\%$ );  $\delta_{ш}$  – похибка, що вноситься шунтом ( $\delta_{ш} = 2,0\%$ ).

Враховуючи, що  $\Delta A = 10^{-4}$  м, і  $A_{min} = 10^{-2}$  м, отримуємо:

$$\delta_0 = 1,0\%; \quad \delta_d = 5,5\%.$$

Отже, сумарна похибка вимірювань складає

$$\sum \delta = 13,0\%.$$

### 3.3. Дослідження напружено-деформованого стану в моделях пластів під дією статичних навантажень

В експериментах використовувались моделі зі сплаву АМГ-6 і сталі Ст3. При цьому для моделей, виготовлених із сплаву АМГ-6:

товщина  $h = 0,025$ ; радіус  $R = 0,25$  м; модуль Юнга  $E = 0,7 \cdot 10^{11}$  Па; коефіцієнт Пуассона  $\nu = 0,32$ ; питома вага  $\rho = 2790$  кг/м<sup>3</sup>;

із сталі Ст. 3:

$h = 0,013$  м;  $R = 0,25$  м;  $E = 2,1 \cdot 10^{11}$  Па;  $\nu = 0,28$ ;  $\rho = 7800$  кг/м<sup>3</sup>.

Під час підготовки моделі пласта до експериментів на зовнішній її поверхні були встановлені тензометричні датчики деформації типу КФ-5 за схемою, що наведена на рис. 3.4. Датчики №№ 1–5 призначались для вимірювання радіальної складової деформації  $\varepsilon_r$ , датчики №№ 6–10 – для тангенціальної  $\varepsilon_\theta$ . Місця розташування тензодатчиків на моделі наведено в табл. 3.1.

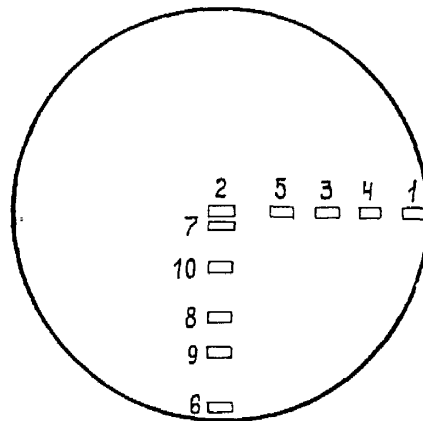


Рис. 3.4. Схема розташування тензометричних датчиків деформацій на моделях:

1–5 – для вимірювань радіальної складової деформації; 6–10 – для вимірювань тангенціальної складової деформації



Місця розташування тензодатчиків на моделі

Номер тензодатчика	Відстань від центру моделі	
	Абсолютна, м	Відносна, м
1,6	0,225	0,90
2,7	0,010	0,04
3,8	0,125	0,50
4,9	0,162	0,65
5,10	0,063	0,25

Градуювання вимірювальних каналів виконувалось згідно з вимогами підрозділу 3.1.3. Чутливості вимірювальних каналів з першого по дев'ятий були, відповідно: 1,52; 1,63; 1,57; 1,30; 1,27; 1,57; 1,69; 1,34;  $1,62 \cdot 10^{-4} \text{ мм}^{-1}$ .

Перед початком досліджень камера дослідного стенду заповнювалась рідиною. Потім модель пласта жорстко затискалась за допомогою шпилькових з'єднань між фланцями.

Статичне навантаження здійснювалось в межах від 2,0 до  $6,0 \cdot 10^5$  Па. Тиск у камері контролювався за допомогою зразкового манометра.

Знаючи чутливість вимірювальних каналів і вимірюючи амплітуду відхилення променя гальванометра по кожному каналу, за формулою (3.5) розраховувались деформації  $\varepsilon_r$  і  $\varepsilon_\theta$  вимірювального елемента. За відомими співвідношеннями [125]

$$\begin{aligned}\sigma_r &= \frac{E}{1-\nu^2}(\varepsilon_r + \nu\varepsilon_\theta); \\ \sigma_\theta &= \frac{E}{1-\nu^2}(\varepsilon_\theta + \nu\varepsilon_r); \end{aligned} \tag{3.10}$$

(де  $E$  і  $\nu$  – модуль Юнга і коефіцієнт Пуассона матеріалу моделі) визначали напруження  $\sigma_r$  і  $\sigma_\theta$  на зовнішній поверхні моделі.

Деформації, що визначені експериментально та величини напружень, які розраховані за допомогою співвідношень (3.10), що виникають в моделі пласта із сплаву АМГ-6 під дією статичних навантажень, наведено в табл. 3.2.

Результати експериментальних досліджень напружено-деформованого стану моделей зі сплаву АМГ-6 і сталі Ст. 3 наведено на рис. 3.5 і 3.6. Тут же наведено порівняння експериментальних даних з теоретичними розрахунками (суцільні криві) за одних і тих же параметрів, що характеризують як пласт, так і навантаження. Як бачимо, збіг результатів не перевищує 10...15% [138].

Таблиця 3.2

Результати експериментальних вимірювань при статичному навантаженні моделі пласта із сплаву АМГ-6

№№ датчика	Навантаження, $P \cdot 10^{-5}$ , Па	Відхилення променя, $A \cdot 10^3$ , м	Деформація $\varepsilon_{r(\theta)} \cdot 10^{-4}$	Напруження $\sigma_{r(\theta)} \cdot 10^{-5}$ , Па
1	2	3,8	-5,83	-62,7
	3	4,8	-7,25	-74,1
	4	7,14	-10,78	-110,8
	5	9,15	-13,74	-141,3
	6	13,48	-20,35	-209,3
2	2	4,7	7,60	86,50
	3	7,5	12,21	135,30
	4	10,2	17,10	192,60
	5	13,5	21,99	282,90
	6	16,0	26,06	320,00
3	2	2,0	3,14	33,7
	3	3,5	5,50	60,5
	4	5,2	8,12	76,2
	5	6,67	10,48	99,6
	6	9,1	14,15	135,7
4	2	0	0	14,9
	3	0	0	23,7
	4	0	0	33,7
	5	0	0	38,9
	6	0	0	47,4

Продовження табл. 3.2

5	2	2,7	3,6	40,3
	3	3,8	5,5	63,45
	4	6,5	9,3	123,5
	5	8,4	12,1	180,4
	6	11,3	16,4	243,46
6	2	3,3	4,22	-5,2
	3	4,5	7,18	-8,0
	4	6,5	9,50	-9,7
	5	8,5	11,82	-12,9
	6	10,5	14,38	-14,1
7	2	5,8	8,2	90,8
	3	10,8	14,53	144,5
	4	14,8	19,9	196,7
	5	19,0	25,48	268,8
	6	23,3	31,3	309,7
8	2	5,6	9,38	56,39
	3	11,5	19,48	70,3
	4	18,1	30,46	129,0
	5	21,1	35,45	150,1
	6	25,0	42,15	192,3
9	2	5,0	8,34	32,69
	3	8,5	12,58	49,3
	4	12,5	18,39	67,5
	5	14,0	21,34	78,3
	6	24,9	38,63	130,3
10	2	3,61	5,83	66,04
	3	5,86	9,48	105,1
	4	7,67	12,87	142,8
	5	10,2	17,10	192,3
	6	12,32	20,67	254,3

Теоретичний розрахунок напружень виконувався за формулами [125]:

$$\sigma_r = 6M_r / h^2, \quad \sigma_\theta = 6M_\theta / h^2,$$

де

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

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

Аналіз кривих на рис. 3.5 і 3.6 показує, що зі збільшенням навантаження на модель радіальна і тангенціальна складові напружень  $\sigma_r$  і  $\sigma_\theta$  зростають, проте характер напружень змінюється впродовж радіуса пласта. На зовнішній поверхні моделі пласта максимальні напруження розтягування спостерігаються в центрі моделі. Із збільшенням відстані від центру ці напруження зменшуються аж до нуля з подальшою появою напружень стискування і зростанням їх аж до контуру защемлення моделі [139].

Зважаючи на те, що на зовнішній поверхні (покрівлі) моделі пласта напруження симетричні тим, що діють на його підшві, але з протилежним знаком і ту обставину, що міцність гірських порід на розрив на порядок менша, ніж на стискання, критичними точками, де виникають граничні навантаження на пласт, є точки контуру защемлення нижньої поверхні (підшви) пласта.

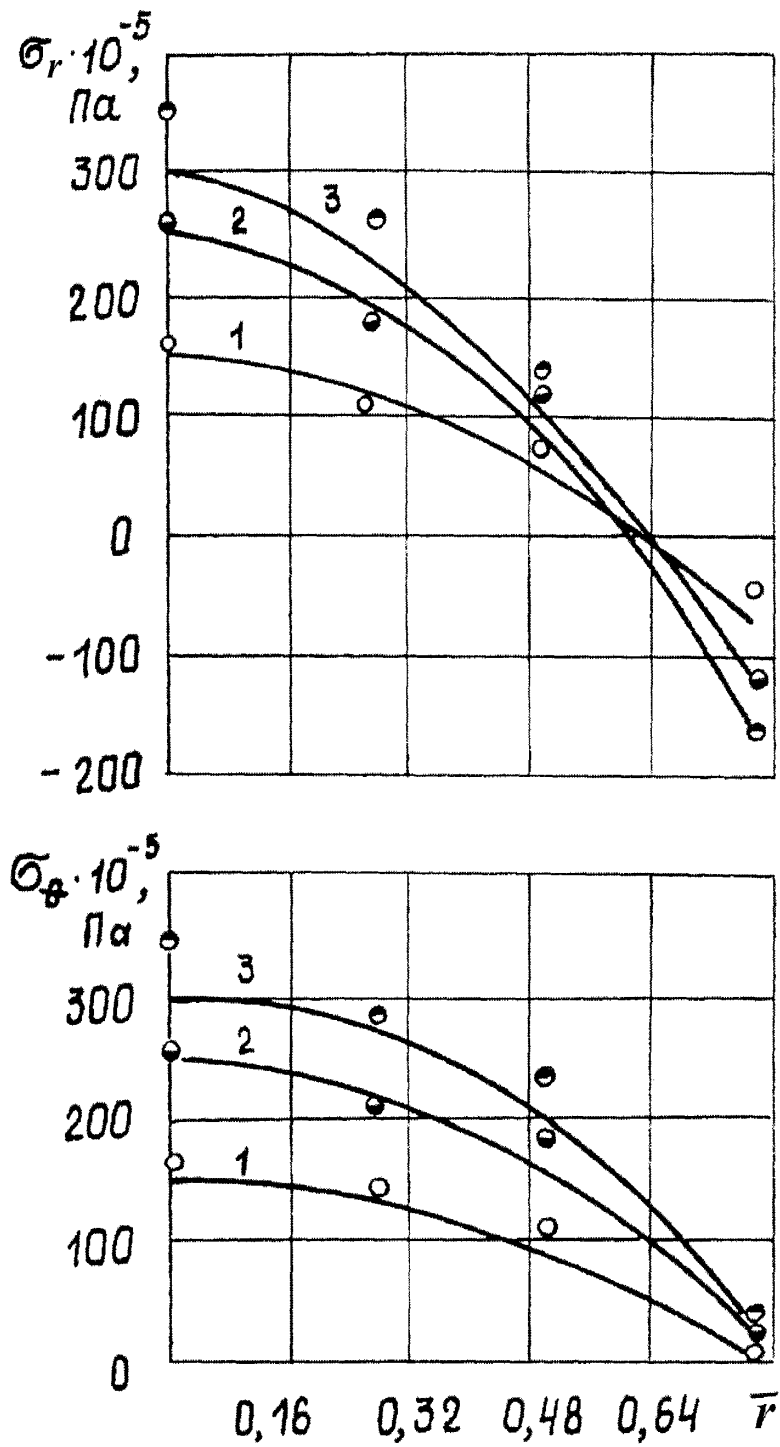


Рис. 3.5. Розподіл напружень  $\sigma_r$  і  $\sigma_\theta$  вздовж радіуса на зовнішній поверхні моделі пласта із сплаву АМГ-6:  
 1-3 –  $P = 3 \cdot 10^5$ ;  $5 \cdot 10^5$ ;  $6 \cdot 10^5$  Па

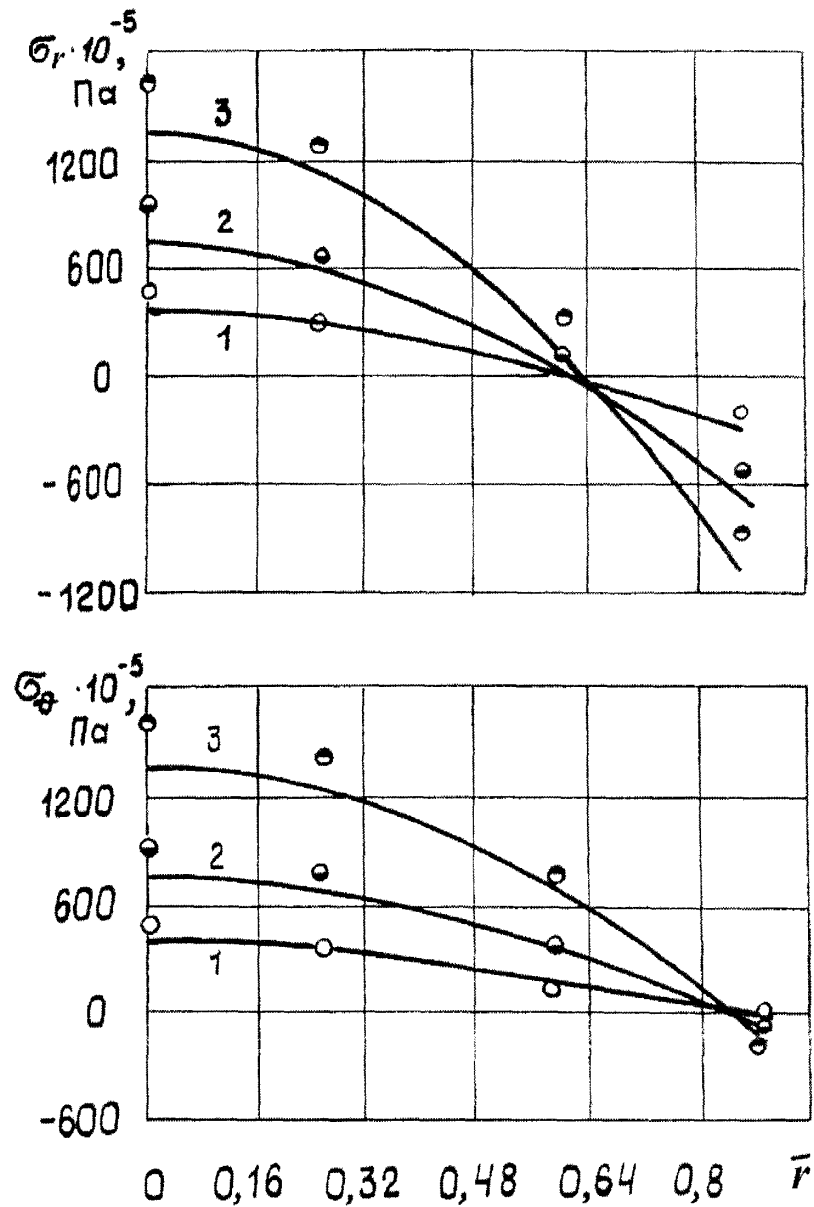


Рис. 3.6. Розподіл напружень  $\sigma_r$  і  $\sigma_\theta$  вздовж радіуса на зовнішній поверхні моделі пласта із сталі Ст. 3:  
1–3 –  $P = 2 \cdot 10^5; 4 \cdot 10^5; 6 \cdot 10^5$  Па

#### 3.4. Вибухове навантаження моделей пластів

Вибухове навантаження моделей оголених пластів здійснювалось у двох режимах: режимі квазістатичного навантаження та режимі імпульсної дії.

Під час дослідження особливостей напружено-деформованого стану моделей у разі квазістатичного навантаження застосовувались, як і у випадку статичного навантаження, моделі з сплаву АМГ-6 і сталі Ст. 3. Геометрія

моделей та характеристики їх матеріалу були такими ж, як і при статичному навантаженні.

Квазістатичне навантаження на пласт створювалось шляхом підривання зарядів димного (чорного) пороху масою  $3 \cdot 10^{-3} \dots 9 \cdot 10^{-3}$  кг в камері дослідного стенда, заповненого рідиною (водою). Такі маси зарядів застосовувались для того, щоб навантаження, яке створювалось від дії зарядів ВР не викликало залишкових деформацій в моделях, тобто навантаження не перевищували межі пружності матеріалу моделей.

Швидкість навантаження знаходилась у межах  $3,5 \cdot 10^8 \dots 2,5 \cdot 10^{10}$  Па/с, тривалість імпульсу тиску  $t_+$  під час вибуху таких зарядів складала  $(1,38 \dots 1,43) \cdot 10^{-1}$  с. Очевидно, що в цьому випадку довжина вибухової хвилі  $\lambda$  значно перевищує товщину моделі (в  $10^3$  і більше разів). Це дає змогу вважати, що в результаті вибуху порохового заряду пласт зазнає квазістатичного навантаження.

Основна мета досліджень полягала у визначенні поля деформацій в моделях під впливом квазістатичного навантаження. Розміщення датчиків на моделях залишилось таким же, як і в умовах експерименту зі статичного навантаження моделей.

Градуювання вимірювальних каналів виконувалось двома способами – електричним і з використанням статичного навантаження моделей на дослідному стенді за допомогою гідравлічної системи.

Градуювання статичним навантаженням полягало в ступінчастому підвищенні тиску в камері дослідного стенда (із закріпленою на ній моделлю) з одночасним безперервним записом осцилограм відхилення променів гальванометрів осцилографа. Отримавши залежність відхилення променя гальванометра від тиску рідини на модель і беручи до уваги криву градування  $A = f(\varepsilon_{r,\theta})$ , можна побудувати графіки залежності  $\varepsilon_{r,\theta} = f(P)$ , що й було використано під час інтерпретації результатів експериментів.

Експерименти виконувались за такою схемою. Робоча камера дослідного стенда заповнювалась водою. В камері з рідиною розміщували заряд димного

(чорного) пороху на відстані  $A = 0,5$  м від нижньої поверхні (підшви) моделі під її центром. Заряди формувались у скляних колбах. Потім модель за допомогою шпилькових з'єднань жорстко затискалась по контуру, при цьому особлива увага зверталась на надійність контакту моделі з поверхнею рідини. Спосіб підривання зарядів – електричний.

Характерна осцилограма деформування моделей наведена на рис. 3.7.

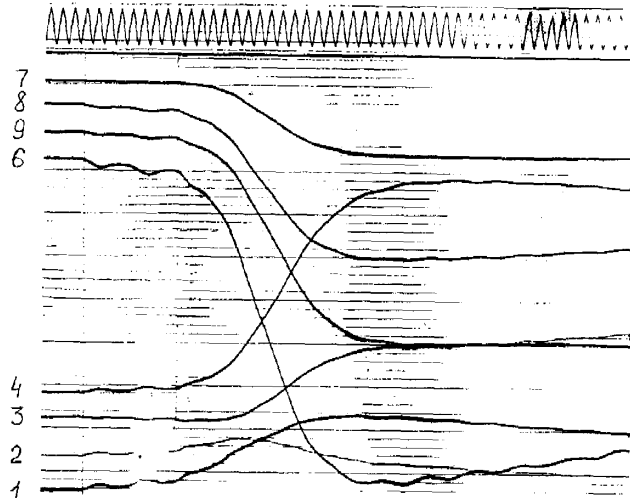


Рис. 3.7. Характерна осцилограма деформування моделі пласта із сталі Ст. 3

під час її навантаження вибухом заряду димного пороху:

1–4 – радіальні деформації; 6–9 – тангенціальні деформації

Розрахунок радіальних та тангенціальних напружень за результатами вимірювань деформацій проводився згідно із зазначеними залежностями (3.10).

Результати експериментальних досліджень наведено на рис. 3.8 (суцільні криві побудовані на підставі теоретичних досліджень).

Аналізуючи результати, можна дійти висновку, що напруження, які виникають у моделях, розподіляються відповідно до закону теорії вигину тонких пластин. На поверхні моделі (покрівлі), яка протилежна поверхні, до якої прикладене навантаження (підшви), максимальні напруження розтягнення виникають у центрі моделі. Із збільшенням відстані від центру, напруження зменшуються до нуля і далі, змінюючи знак на протилежний, знову зростають за абсолютною



величиною. На контурі затиснення фіксуються максимальні напруження стискання.

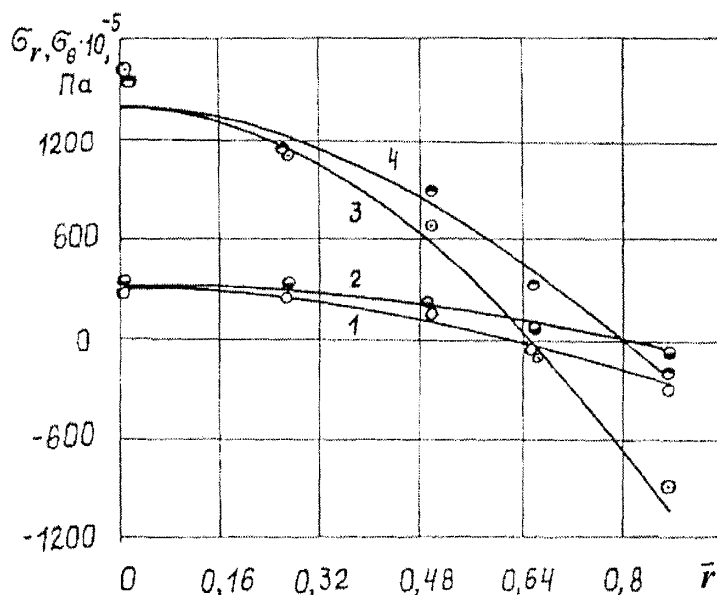


Рис. 3.8. Розподіл напружень вздовж радіуса на зовнішній поверхні моделі пласта під час вибуху порохового заряду масою  $9 \cdot 10^{-3}$  кг:  
(пласт із сплаву АМГ-6: 1 –  $\sigma_r$ ; 2 –  $\sigma_\theta$ ;  
пласт із сталі Ст. 3: 3 –  $\sigma_r$ ; 4 –  $\sigma_\theta$ )

З рис. 3.8 видно, що збіг теоретичних і експериментальних результатів знаходиться в межах 10...15%. Зіставлення результатів рис. 3.5, 3.6 і 3.8 показує, що якісні (геометричні) характеристики розподілу напружень вздовж радіуса пласта співпадають.

Результати досліджень статичного та квазістатичного навантаження моделей із сплаву АМГ-6 і сталі Ст. 3, що були проведені на дослідному стенді, підтвердили аналітичні дослідження з визначення напружень у затиснених по контуру тонких пластинах, згідно з якими максимальні напруження виникають на контурі защемлення. Тому руйнування оголених пластів слід очікувати саме на контурі камери вилуговування.

Цілком зрозуміло, що викликає інтерес руйнування пластів імпульсними навантаженнями, а це, в свою чергу, порушує питання про дослідження

розподілу деформацій та напружень у зацемлених по контуру пластах під дією навантажень, які створюються підриванням бризантних ВР, що широко використовуються у практиці вибухових робіт у свердловинах.

З метою порівняння процесу деформування пласта квазістатичними та імпульсними навантаженнями умови експериментів в обох випадках залишались незмінними, тобто експерименти проводились на дослідному стенді із застосуванням моделі зі сплаву АМГ-6, яка досліджувалась в умовах квазістатичного навантаження.

Навантаження на модель здійснювалось за допомогою заряду бризантної ВР. Заряд підривався у воді під пластиною на відстані 0,5 м від нижньої її поверхні. Маса заряду в експериментах залишалась незмінною і становила  $1,52 \cdot 10^{-3}$  кг. Характерний вигляд осцилограми, що відображає розвиток процесу деформації пластини в точці  $X = 0,04R$  (де  $R$  – радіус пластини), наведений на рис. 3.9. В інших точках моделі радіальні та тангенціальні складові головних деформацій змінюються у часі аналогічним чином.

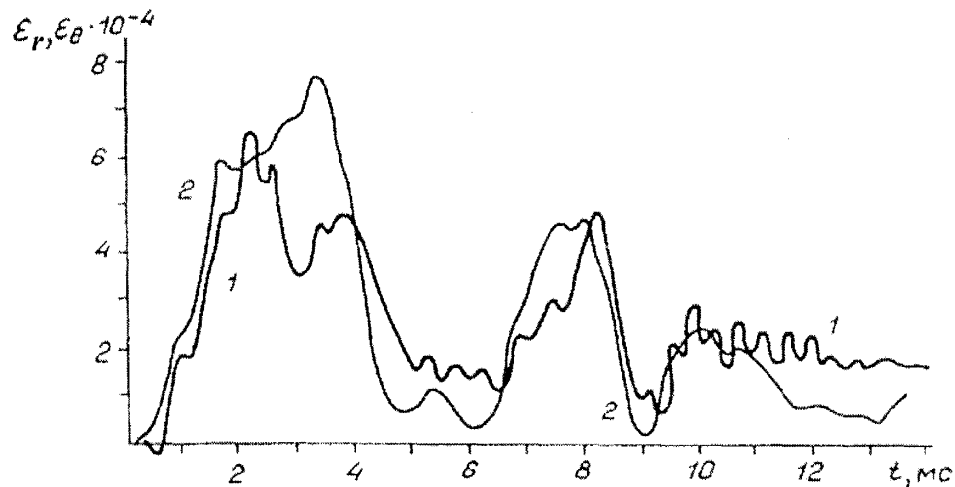


Рис. 3.9. Характерна осцилограма процесу зміни деформації моделі пласта під час імпульсного навантаження:

1 – радіальна деформація; 2 – тангенціальна деформація

Аналізуючи осцилограми, можна дійти висновку, що з приходом прямої падаючої хвилі ( $t = 3 \cdot 10^{-4}$  с) пластини відхиляється від положення рівноваги в

бік дії навантаження. В подальшому зростання радіальних і тангенціальних деформацій триває до  $(3...3,5) \cdot 10^{-3}$  с, що значно перевищує час дії прямої ударної хвилі.

Пояснення тривалості збільшення деформацій під впливом дії тільки прямої падаючої хвилі і руху моделі по інерції не є досить повним, адже на осцилограмах є характерний спад ( $t = 2 \cdot 10^{-3}$  с), а потім спостерігається збільшення величини деформацій. Це збільшення можна пояснити дією на модель відображених хвиль від дна та стінок камери стенда. Коли інтенсивність навантаження зрівняється з пружними силами пластини, пластина під дією останніх починає рух у зворотному напрямку ( $t = (3,5...5,0) \cdot 10^{-3}$  с).

«Натикаючись» на рідину в камері, рух пластини гальмується ( $t = (4,5...6,0) \cdot 10^{-3}$  с) і збуджує в рідині хвилю стиснення, яка, в свою чергу, відбиваючись від дна камери, ще раз напружує пластину ( $t = (6,5...7,0) \cdot 10^{-3}$  с). Цим пояснюється другий пік деформації на осцилограмі. Отже під впливом вибуху заряду бризантної ВР в камері дослідного стенда пластина (модель пласта) навантажується, як мінімум, тричі. Кількість коливань залежить від інтенсивності вибухового навантаження, а також від пружних властивостей матеріалу моделі. При цьому максимальні деформації виникають у пластині під впливом першого навантаження.

Особливий інтерес з точки зору руйнування затиснених по контуру кругових пластів викликає характер розподілу деформацій вздовж радіуса моделі. Аналіз кривих, наведених на рис. 3.10, показує, що максимальні деформації на зовнішній поверхні зафіксовано в центрі пластини і по контуру затиснення. Максимальні деформації, обумовлені силами розтягування, спостерігаються в центрі моделі. Зі збільшенням відстані від центра моделі, деформації розтягування зменшуються, падаючи до нуля, а потім, змінюючи знак, зростають по абсолютній величині. На контурі затиснення зафіксовано максимальні деформації, обумовлені силами стискання. Для визначення

напружень у пластині скористаємося співвідношеннями (3.10). Розподіл напружень вздовж радіуса на поверхні моделі наведено на рис. 3.11.

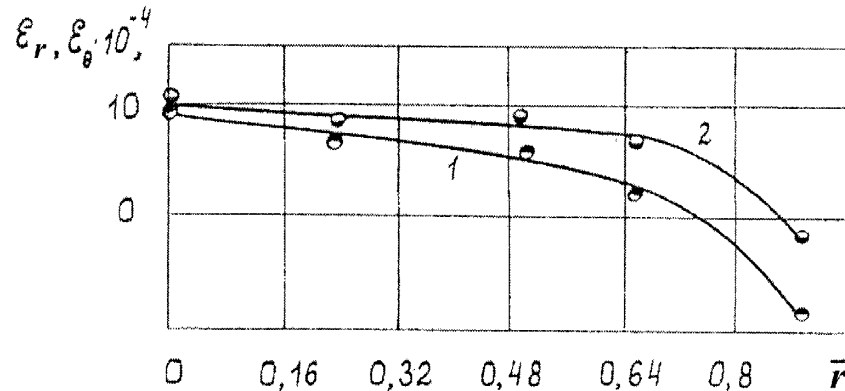


Рис. 3.10. Зміна деформацій під час імпульсного навантаження на зовнішній поверхні моделі пласта:

1 – радіальна деформація; 2 – тангенціальна деформація

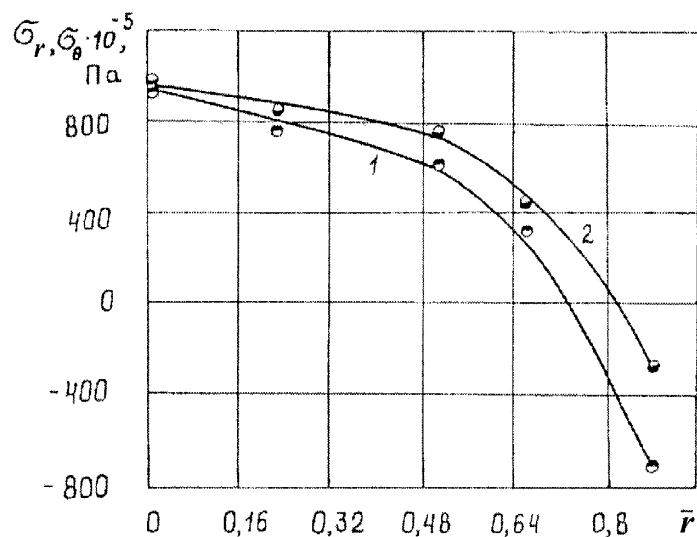


Рис. 3.11. Розподіл напружень впродовж радіуса на зовнішній поверхні затисненої по контуру моделі пласта під дією імпульсного навантаження:

1 – радіальне напруження; 2 – тангенціальне напруження

Як видно з рис. 3.10 і 3.11 напруження і деформації вздовж радіуса пласта в якісному плані розподіляються згідно з теоретичними дослідженнями, наведеними в розділі 2. Таким чином, для визначення критичних навантажень і

в цьому випадку можуть бути застосовані розрахунки в квазістатичній постановці.

Для перевірки надійності теоретичних розрахунків параметрів вибуху були проведені також дослідження руйнування затиснених по контуру моделей пластів із гіпсо-цементної суміші під дією вибуху порохового заряду.

В якості моделей пластів використовувались гіпсо-цементні плити товщиною  $h = 0,02...0,04$  м і розміром в плані  $0,5 \times 0,5$  м. Виготовлялись плити з суміші гіпсу – 96% і цементу – 4%. Властивості матеріалу виготовлених модельних плит були такими: щільність  $\rho = 1520...1560$  кг/м<sup>3</sup>; швидкість поздовжньої хвилі  $C_p = 3091...3156$  м/с; модуль Юнга  $E = (12...14) \cdot 10^9$  Па; коефіцієнт Пуассона  $\nu = 0,29...0,33$ .

Маса зарядів, що підривались, становила  $5 \cdot 10^{-3} ... 9 \cdot 10^{-3}$  кг.

Порядок виконання експериментальних робіт був таким. До початку вибухових робіт в центрі пласта вибурювали отвір для електропроводів системи підривання зарядів. Після заповнення камери дослідного стенду рідиною модель пласта жорстко затискалась по контуру і знову проводилось доливання рідини так, щоб вона з'явилась в отворі в центрі моделі. Далі в отвір моделі опускався заряд на відстань  $A = 0,5$  м від нижньої поверхні моделі. Потім здійснювався електричний підриг заряду. Оцінка результатів вибуху здійснювалась візуально по наявності тріщин, що утворились у моделі, після її вибухового навантаження.

Аналіз результатів вибухового навантаження моделей показав. Вибух заряду масою  $8 \cdot 10^{-3}$  кг не призвів до появи видимих тріщин в моделі товщиною 0,04 м. Такий же результат було одержано і за спроби зруйнувати пласт товщиною 0,024 м вибухом зарядів масою  $3 \cdot 10^{-3} ... 5 \cdot 10^{-3}$  кг. Плити залишились цілими. Разом з тим, заряд масою  $9 \cdot 10^{-3}$  кг став гранично мінімальним для руйнування плити товщиною 0,024 м. В результаті такого вибуху плита покрилася густою сіткою тріщин, а найбільше проявилися тріщини впродовж

контуру затиснення пласта, що свідчить про те, що тут діяли максимальні напруження (рис. 3.12).

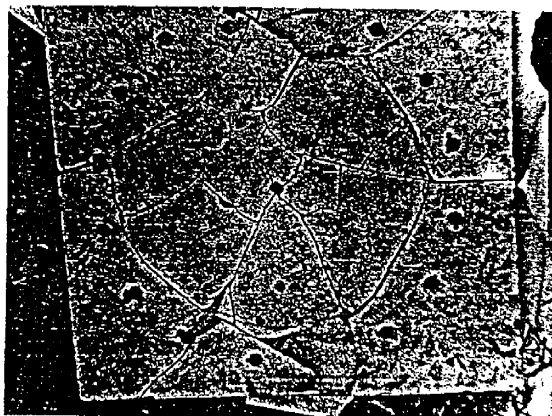


Рис. 3.12. Руйнування гіпсо-цементної моделі пласта товщиною 0,024 м під дією вибуху заряду димного пороху масою  $9 \cdot 10^{-3}$  кг

Теоретичний розрахунок маси заряду за формулою (2.41) визначив, що для руйнування пласта товщиною 0,024 м необхідно підірвати заряд радіусом  $r_3 = 0,013$  м. При насипній щільності пороху  $\rho_{BP} = 1000$  кг/м<sup>3</sup>;  $k = 94,3 \cdot 10^5$  Па;  $\mu = 1,13$ ;  $\sigma_p = 80 \cdot 10^5$  Па це відповідає масі заряду  $m = 9,9 \cdot 10^{-3}$  кг.

Порівняння теоретичних розрахунків з результатами експериментальних досліджень по руйнуванню пластів показує, що розрахункова маса заряду відрізняється від фактично граничної не більше, ніж на 10%. Це дає змогу дійти висновку про достатню надійність як розроблених теоретичних методів визначення параметрів вибухового навантаження, так і способів руйнування пластів, що були застосовані.

## Висновки до розділу

Із застосуванням спеціального стенда виконані експериментальні дослідження напружено-деформованого стану моделей оголених пластів під дією різного виду навантажень (статичного, квазістатичного та вибухового).

З'ясовано, що зі збільшенням навантаження на модель пласта радіальна та тангенціальна складові напружень зростають, проте характер напружень змінюється впродовж радіуса пласта – від стискання в центрі пласта до точки, де напруження стають рівними нулю з подальшою появою напружень розтягування і їх зростанням аж до контуру затиснення пласта, де вони мають максимальне значення.

Збіг теоретичних розрахунків з експериментальними даними в межах 10...15% свідчить про достатню надійність застосованих способів руйнування нерозчинних пластів і розробленого теоретичного методу розрахунку параметрів навантаження. Зазначене може бути використано як фізична основа для розробки ефективних технологій руйнування нерозчинних пластів під час спорудження підземних ємностей у кам'яних солях в складних гірничо-геологічних умовах.

## РОЗДІЛ 4

### РОЗРОБКА МЕТОДІВ ТА ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ РУЙНУВАННЯ НЕРОЗЧИННИХ ПЛАСТІВ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІД ЧАС СПОРУДЖЕННЯ ЄМНОСТЕЙ У КАМ'ЯНИХ СОЛЯХ

#### 4.1. Методи руйнування нерозчинних пластів

На основі проведених теоретичних та експериментальних досліджень поведінки гірських порід під час дії навантажень різного виду розроблено методи руйнування нерозчинних пластів у зоні розмивання ємностей в кам'яних солях у складних гірничо-геологічних умовах. Розроблені методи доцільно поділити на три групи.

До першої групи належать методи, які базуються на саморуйнуванні (самообваленні) нерозчинних пластів. Головна ідея таких методів в тому, що у разі досягнення зоною оголення пласта проектних розмірів останній обвалюється під впливом сили, обумовленої власною вагою пласта. Умова саморуйнування оголеного пласта визначається співвідношенням (2.88).

Для сховищ радіусом 15,0...20,0 м згідно з інструкцією [35] допускається наявність у масиві солі прошарків нерозчинних порід потужністю до 2,5 м, але практика розмивання сховищ показує, що в більшості випадків потрібне примусове обвалення пластів, оскільки зона оголення пласта рідко коли досягає проектних значень. У таких випадках для досягнення умов самообвалення пласта необхідно зменшити  $\sigma_p$  породи, якою утворений пласт, або ж додатково його навантажити. Головний недолік першої групи методів – у разі неконтрольованого саморуйнування пласта можливе обривання технологічних колон.

До другої групи методів належать методи руйнування оголених пластів статичним навантаженням. Найпростішим видом такого навантаження є



гідростатичний тиск шару рідини на пласт, який забезпечить необхідне навантаження.

Мінімальна висота шару рідини для обвалення пласта визначається виразом (2.19).

Впровадження методів другої групи ускладнюється застосуванням технологій гідроізоляції верхньої та нижньої порожнин для забезпечення необхідного прогину пласта в бік вільної від рідини поверхні. Треба мати також на увазі обмеженість можливостей методу, пов'язану з тим, що верхня частина ємності не завжди може вмістити необхідну кількість рідини, щоб забезпечити виконання умови обвалення пласта.

Найбільш перспективні – методи третьої групи, методи керованого руйнування нерозчинних пластів під дією імпульсних навантажень. Вони поділяються на два класи. Перший клас ґрунтується на розущільненні і знеміцненні породи пласта для досягнення умов його самообвалення. Другий – пов'язується з вибуховим обваленням оголених нерозчинних пластів. Якщо методи першого класу використовуються як до початку, а в разі необхідності і в процесі виконання робіт з розмивання ємності, то методи другого класу застосовуються лише за наявності оголення пласта в процесі розмивання.

Таким чином, при виборі методу руйнування нерозчинного прошарку в зоні вилуговування кам'яної солі необхідно брати до уваги гірничо-геологічні умови будівництва, геометричні характеристики та фізико-механічні властивості породи пласта, а також технічні та технологічні можливості підприємства, яке веде роботи зі спорудження сховищ [140].

#### 4.2. Розробка технологічних схем руйнування нерозчинних пластів

Наявність нерозчинного прошарку гірських порід у зоні будівництва підземної ємності методом вилуговування кам'яної солі ускладнює регламент виконання робіт. При цьому в технологію формування ємності включається

суттєвий елемент – руйнування нерозчинного пласта в зоні розмивання ємності.

Технологічна схема виконання робіт з руйнування нерозчинних прошарків гірських порід залежить від обраного методу їх руйнування.

Технологічна схема № 1. Розуцільнення нерозчинного прошарку до початку технологічного процесу розмивання ємності.

Якщо геометричні параметри пласта (його радіус і товщина) не можуть забезпечити виконання умови самообвалення пласта, то необхідно виконати попереднє розуцільнення породи пласта для зменшення її характеристики  $\sigma_p$  до такого рівня, щоб забезпечити виконання умови (2.88). Разом з цим до початку технологічного процесу вилуговування необхідно виконати комплекс робіт з підготовки свердловини до проведення вибухових робіт, зокрема:

звільнити свердловину від технологічних колон та внутрішнього обладнання;

встановити спуско-підйомне обладнання із запасом кабелю, достатнього для робіт на всіх глибинах;

обладнати майстерню для підготовки торпед;

геофізичними методами уточнити геологічний розріз свердловини, в т.ч. інтервал залягання нерозчинного прошарку та узгодити відмітки кабелю спуско-підйомного механізму з характерними відмітками геолого-геофізичного розрізу свердловини;

підтримувати рівень води у свердловині на 100...150 м вищим, ніж відмітка глибини поверхні пласта, в якому планується виконання вибухових робіт.

Безпосередньо перед проведенням вибухових робіт виконується шаблонування свердловини для перевірки можливості доставки заряду в заданий інтервал. Якщо шаблонування пройшло без ускладнень, у свердловину опускають заряд ВР і підривають його.

Результати вибухових робіт контролюються геофізичними методами, які виконуються після проведення вибухових робіт, а також даними спостережень за ходом розмивання ємності.

Технологічна схема № 2. Руйнування оголеного пласта в камері вилуговування статичним навантаженням.

В практиці підземного спорудження ємностей методом вилуговування кам'яної солі бувають випадки, коли в результаті розмивання ємності оголений нерозчинний пласт, що повинен відповідно до проектних даних самостійно обвалитися, зберігає рівновагу і не руйнується. Для обвалення такого пласта може бути застосована технологічна схема, яка базується на методі статичного навантаження пласта шаром рідини, яку закачують поверх пласта.

Ця технологічна схема може бути використана за умови, що пласт характеризується низькою водопроникністю.

Для руйнування оголеного нерозчинного пласта статичним навантаженням шару рідини необхідно:

- провести відкачування технологічного розсолу з порожнини ємності;
- встановити гідроізоляційний пакер (цементний міст) у свердловині в інтервалі пласта;
- перевірити порожнину над пластом на герметичність;
- закачати воду (розсіл) у порожнину поверх пласта.

Коли навантаження на пласт сягне критичної величини, пласт обвалиться у нижню частину ємності.

Технологічна схема № 3. Руйнування оголеного пласта в камері вилуговування з використанням енергії вибухових речовин.

У випадку, коли з тих чи інших причин неможливо гідроізолювати надпластову та підпластову порожнини ємності, або надпластова порожнина за своїми геометричними параметрами не може прийняти необхідної кількості рідини для обвалення оголеного нерозчинного пласта рекомендується технологічна схема обвалення прошарку, яка ґрунтується на методі руйнування

оголеного пласта нерозчинних порід з використанням енергії вибухової речовини.

Роботи з обвалення пласта виконують у такій послідовності:

відкачують рідину з порожнини над пластом;

свердловину звільняють від технологічних колон і внутрішнього обладнання;

встановлюють спуско-підйомне обладнання і виконують комплекс геофізичних робіт з уточнення параметрів пласта та місця його знаходження;

виконують шаблонування і перевіряють можливість доставки заряду ВР у порожнину під пластом;

опускають заряд ВР під пласт в заповнену рідиною порожнину ємності і підривають заряд;

перевіряють результат торпедування за допомогою методу ультразвукової локації.

Різноманітність гірничо-геологічних умов будівництва та технічних можливостей підприємств обумовлює вибір технологічної схеми руйнування нерозчинних пластів. Надати перевагу тій чи іншій з наведених схем неможливо без знання конкретних умов, в яких споруджується сховище. Рішення про застосування технологічної схеми приймається у кожному конкретному випадку технічною радою підприємства і безпосередніми виконавцями робіт. Безпосередні виконавці робіт – спеціалізована геофізична партія, яка має всі необхідні засоби – підйомники, геофізичні прилади, вибухові речовини тощо.

#### 4.3. Вибір режимів взаємодії зарядів та конструкція торпеди

Як було з'ясовано в роботі [97], змінюючи вид навантаження на гірську породу, можна керувати її фізико-механічними властивостями, зокрема, розущільнювати структуру масиву і зменшувати міцність порід, що особливо важливо у разі досягнення умови самообвалення нерозчинних відкладів під час

спорудження підземних сховищ у кам'яносоляних структурах. Керувати напруженим станом породи під час вибуху можна за рахунок суперпозиції вибухових хвиль від кількох зарядів ВР, що підриваються в режимі короткоуповільненого вибуху. При цьому інтервал сповільнення підривання зарядів повинен бути таким, щоб забезпечити максимальну часову тривалість напруженого стану високої нерівномірності з показником  $\zeta = \frac{\sigma_3}{\sigma_1}$  не меншим ніж 0,1...0,13 [99].

Типова картина зміни напружень  $\sigma_1$  і  $\sigma_3$  в масиві під час вибуху одиночного заряду в гірській породі представлена на рис. 4.1. Аналіз зміни показника нерівномірності навантаження  $\zeta$  під час вибуху двох зарядів показав, що найбільш доцільними з точки зору створення в масиві тривалого стану високої нерівномірності є дві схеми взаємодії зарядів [99]. Перша – підривання другого заряду здійснюється тоді, коли компонента  $\sigma_1$  першого заряду досягає максимального значення. Під час застосування другої схеми – другий заряд підривається в момент переходу компоненти  $\sigma_3$  першого заряду в область від'ємних значень. Як зазначено в [99], головною перевагою другої схеми є утворення в результаті суперпозиції хвильових процесів двогорбої конфігурації сумарного імпульсного навантаження, що дає змогу використовувати ефект зменшення міцності порід при послідовних навантаженнях. У першій же схемі нерівномірність напруженого стану підвищується у 2...3 рази, що свідчить про високу ефективність методу, метою якого є розущільнення структури порід [99].

Необхідна суперпозиція хвильових процесів під час вибуху зарядів ВР у геотехнологічній свердловині здійснюється застосуванням спеціальної торпеди, конструкція якої розроблена в Інституті геофізики НАН України. Схема торпеди, що має два заряди, представлена на рис. 4.2. Можливе також поєднання на зазначеній основі трьох, чотирьох та більше зарядів. Необхідний час сповільнення підривання зарядів в торпеді реалізується відрізком

детонуючого шнура відповідної довжини, що намотується по спіралі на циліндр (дерев'яний стрижень), розташований в проміжку між зарядами.

Крок спіралі детонуючого шнура підбирається, виходячи з умови виключення прямої передачі детонації до другого заряду по рідині в свердловині. Для дотримання цієї вимоги необхідно, щоб довжина проміжку між зарядами  $L$  визначалась умовою

$$L = l_{\text{ш}} h_{\text{в}} / l_{\text{в}},$$

де  $l_{\text{ш}}$  – довжина відрізка детонуючого шнура;  $l_{\text{в}}$  і  $h_{\text{в}}$  – довжина і крок витка спіралі.

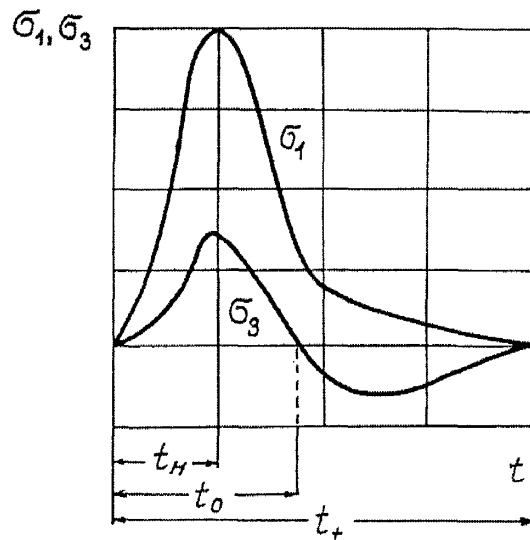


Рис. 4.1. Загальний вигляд зміни головних напружень  $\sigma_1$  і  $\sigma_3$  під час вибуху одиночного заряду в гірській породі:

$t_r$  – час зростання  $\sigma_1(t)$  до максимального значення;  $t_0$  – час існування додатної фази  $\sigma_3(t)$ ;  $t_+$  – тривалість дії імпульсу вибуху

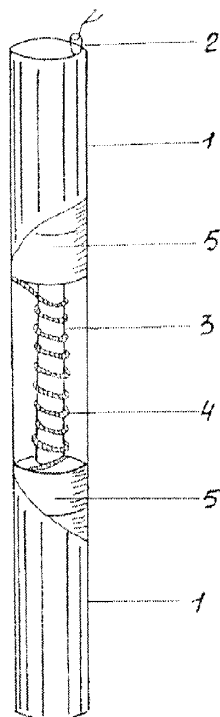


Рис. 4.2. Схема конструкції торпеди:

1 – корпус; 2 – електродетонатор; 3 – стрижень; 4 – детонуючий шнур;  
5 – вибухова речовина

Підривання торпеди здійснюється електричним способом. Всі елементи торпеди розміщують у спеціальній оболонці (корпус торпеди), яка забезпечує цілісність торпеди під час доставки її в розрахунковий інтервал. Верхня головка торпеди має отвір для закріплення торпеди на геофізичному кабелі. В потрібний інтервал обробки торпеда опускається на геофізичному кабелі з допомогою спуско-підйомних механізмів.

#### 4.4. Розрахунок параметрів вибухового навантаження під час обвалення нерозчинних пластів

Керування обваленням нерозчинних відкладів міцних гірських порід необхідне не тільки для інтенсифікації технологічного процесу розмивання емностей, але й для запобігання аварійним ситуаціям, що пов'язано із самовільним обваленням несоляних порід і можливим руйнуванням технологічних колон. Вибухові роботи на кожному сховищі виконуються за

індивідуальним проектом з урахуванням гірничо-геологічних умов району спорудження, конструкцій і якості цементажу технологічних свердловин, забезпечення їх герметичності.

Для складання проекту вибухових робіт з обвалення нерозчинних пластів необхідно мати дані про геологічний розріз свердловини, про фізико-механічні властивості солей та нерозчинних відкладів, про конструкцію свердловини, про виконані роботи в процесі розмивання сховища і дані про конфігурацію та об'єм сформованої камери на даному етапі. Крім цього, потрібно мати дані про наявність в районі спорудження сховищ спеціалізованих геофізичних партій, які виконують роботи в свердловинах; їх можливості та забезпеченість необхідними вибуховими матеріалами, механізмами та каротажними станціями тощо.

Під час виконання вибухових робіт для розуцільнення і зменшення міцності нерозчинних відкладів з подальшим їх саморуйнуванням у процесі спорудження ємності відповідно до проектного контуру сховища обирається необхідна глибина вибухової обробки масиву  $h_n$ . На підставі лабораторних досліджень керового матеріалу нерозчинних відкладів визначаються оптимальні умови імпульсного навантаження масиву: амплітудні характеристики  $\sigma_1$  і  $\sigma_3$  імпульсної дії та нерівномірності напруженого стану  $\xi$ .

Границя поширення тріщин розривання  $r_p$ , що визначає зовнішню межу зони макроруйнуючої дії в масиві під час вибуху заряду, визначається формулою [99]

$$r_p = r_z \sqrt{\frac{2P_0 - P_a + \sigma_p}{(\sigma_p + P_a)}}, \quad (4.1)$$

де  $r_z$  – радіус заряду;  $P_0$  – початковий тиск продуктів детонації;  $P_a$  – гірський тиск у зоні вибуху;  $\sigma_p$  – границя міцності породи на розрив.

Розмір зони розуцільнення породи визначаємо за формулою [141]

$$L = h_i - r_p = \frac{2}{3} V_p t_+,$$



де  $V_p$  – швидкість поздовжніх хвиль у нерозчинній породі;  $t_+$  – час дії імпульсу тиску на віддалі  $r$  від центру вибуху [99]

$$t_+ = a_+ \sqrt[\xi]{Q} + b_+ r, \quad (4.2)$$

де  $a_+$  і  $b_+$  – експериментальні коефіцієнти;

$\xi$  – показник симетрії вибуху (для плоскої симетрії  $\xi = 1$ ; для осьової –  $\xi = 2$ ; для центральної –  $\xi = 3$ ).

Загальна маса заряду для розуцільнення нерозчинної породи в інтервалі вибухової обробки  $h_n$  складає [142]

$$Q = \left[ \frac{3(h_i - r_p) - 2V_p b_+ h_i}{2a_+ V_p} \right]. \quad (4.3)$$

Стосовно зменшення міцності порід у разі нерівномірного навантаження, то відносна величина руйнуючого напруження  $\sigma_1$  за показника нерівномірності навантаження  $\zeta$  визначається формулою [99]

$$\sigma_1 = \frac{2C_0 \exp(\zeta B) \cos \varphi}{1 - \zeta - (1 + \zeta) \sin \varphi}, \quad (4.4)$$

де  $B$  – експериментальний коефіцієнт;

$\varphi$  – кут внутрішнього тертя гірської породи;

$C_0$  – величина зчеплення у нерозчинній породі при одноосному напруженому стані.

Порівнюючи  $\sigma_1$  із значенням динамічної міцності породи пласта на розрив  $\sigma_{\delta, \bar{a}}$ , визначають необхідну кількість послідовних нерівномірних навантажень, при кожному із яких відбувається зменшення величини  $\sigma_1$ , яке проводиться доти, доки не буде виконана умова  $\sigma_1 < \sigma_{\delta, \bar{a}}$ , при досягненні якої відбувається саморуйнування пласта в процесі розмивання ємності.

Для створення в масиві потрібної нерівномірності напруженого стану заряд вибухової речовини торпеди масою  $Q$  поділяється на дві (або декілька)

частин. Інтервал сповільнення підривання одного заряду відносно іншого для розглянутої вище першої схеми взаємодії зарядів складає [99]

$$\Delta t = (a_0 - a_i)Q^{1/\xi} + (b_0 - b_i)r, \quad (4.5)$$

де  $a_0$  і  $a_n$ ,  $b_0$  і  $b_n$  – експериментальні коефіцієнти, значення яких для деяких типів гірських порід наведено в [99].

Для другої схеми (рис. 4.1)

$$\Delta t = t_0. \quad (4.6)$$

У разі примусового обвалення оголених нерозчинних пластів необхідна маса заряду, згідно виразу (2.41), визначається формулою

$$Q = \frac{4}{3} \pi \rho_{AD} \left\{ \frac{(2 - \mu) h^2 \sigma_{\delta, \ddot{a}}}{6k \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]} \right\}^{3/\mu}, \quad (4.7)$$

де  $\rho_{AD}$  – густина вибухової речовини;

інші позначення ті ж самі, що і в формулі (2.41).

Допустима маса заряду у разі дотримання умови стійкості та герметичності основної колони встановлюється так.

На підставі аналізу даних кавернограм свердловини та якості цементажу визначається мінімальна товщина цементного каменю в найбільш небезпечному перерізі основної колони

$$H = \frac{d_{cv} - d_m}{2}, \quad (4.8)$$

де  $d_{cv}$  – діаметр свердловини після буріння;  $d_m$  – діаметр обсадної труби в небезпечному перерізі основної колони.

Допустимий тиск  $P_\delta$  обсадної труби на цементний камінь визначається за формулою

$$P_\delta = \frac{k_\delta \sigma_{p.k} (b^2 - a^2) + 2P_2 b^2}{a^2 + b^2}, \quad (4.9)$$

де  $\sigma_{p,k}$  – границя міцності цементного каменю на розрив;  $b$  і  $a$  – зовнішній і внутрішній радіус цементного каменю;  $k_a$  – коефіцієнт динамічності навантаження;  $P_z$  – гірський тиск у зоні небезпечного перерізу

$$P_z = \frac{\nu}{1-\nu} \gamma H,$$

де  $\nu$  – коефіцієнт Пуассона породи в зоні небезпечного перерізу;  $H$  – відстань від вибою свердловини до небезпечного перерізу;  $\gamma$  – середня питома вага порід, що залягають вище небезпечного перерізу

$$\gamma = \frac{\sum \gamma_i m_i}{\sum m_i},$$

де  $\gamma_i$  і  $m_i$  – питома вага і товщина порід.

Радіальне переміщення  $U$  внутрішньої поверхні цементного каменю за тиску  $P_\partial$  дорівнює

$$U = \frac{1-\nu_{\hat{e}}}{E_{\hat{e}}} \frac{a^2 P_a - b^2 P_b}{b^2 - a^2} a + \frac{1+\nu_{\hat{e}}}{E_{\hat{e}}} \frac{ab^2 (P_a - P_b)}{b^2 - a^2} a, \quad (4.10)$$

де  $P_a$  і  $P_b$  – внутрішній і зовнішній тиск на цементний камінь (приймаємо  $P_a = P_\partial$ ;  $P_b = P_z$ );  $\nu_{\hat{e}}$  і  $E_{\hat{e}}$  – коефіцієнт Пуассона і модуль Юнга цементного каменю.

Граничний тиск  $P_{zp}$  в обсадній трубі визначається з умови, що радіальні переміщення внутрішньої поверхні цементного каменю і зовнішньої стінки обсадної труби викликають напруження в цементному камені, які досягають свого граничного значення

$$U = \frac{1-\nu_m}{E_m} \frac{a_m^2 P_{zp} - b_m^2 P_\partial}{b_m^2 - a_m^2} b_m^2 + \frac{1+\nu_m}{E_m} \frac{a_m^2 b_m (P_{zp} - P_\partial)}{b_m^2 - a_m^2}, \quad (4.11)$$

де  $a_m$  і  $b_m$  – внутрішній і зовнішній радіуси обсадної труби;  $\nu_m$  і  $E_m$  – коефіцієнт Пуассона і модуль Юнга матеріалу обсадної труби.

Визначивши  $P_{zp}$ , порівнюємо його величину з максимальним тиском в трубі  $P_m$ , за якого вона (труба) переходить в текучий стан [143].

Якщо  $P_0 \geq P_{ад}$ , то виконуються умови збереження цілісності цементного каменю і обсадної труби.

В іншому випадку, коли  $P_m < P_{зр}$ , то величина тиску в трубі, обмежується значенням  $P_{зр}$ .

Тиск  $P$  у вибуховій хвилі, що розповсюджується в рідині по стовбуру свердловини, на відстані  $r$  від центру заряду визначається формулою

$$P = P_0 (r / r_0)^\alpha, \quad (4.12)$$

де  $P_0$  і  $\alpha$  – коефіцієнти, визначені експериментально, що характеризують затухання вибухових хвиль (для розсолу згідно з даними [86]  $P_0 = 891 \cdot 10^5$  Па;  $\alpha = 0,13$ ).

Визначивши  $P$  у місці небезпечного перерізу, порівнюємо його величину з величиною граничного тиску в обсадній трубі  $P_{гр}$ .

Якщо

$$P < P_{гр}, \quad (4.13)$$

то допустима маса заряду береться рівною потрібній масі  $Q$  і вибух виконується без застосування гасіїв амплітуди вибухових хвиль.

Коли умова (4.13) не виконується, то вибух заряду масою  $Q$  може призвести до руйнування основної колони. У такому випадку необхідно застосовувати локалізатори дії вибуху, що зменшують тиск вибухової хвилі у небезпечному перерізі колони до безпечного рівня. Локалізатори дії вибуху, які ґрунтуються на дроселюванні рідини через отвори в корпусі гасія, дають можливість до 50-ти разів зменшити тиск у вибуховій хвилі. До 10-ти разів зменшують амплітуду хвиль гасіїв, виконані у вигляді піщано-цементних циліндрів, в яких містяться вакуумні балони. Їх принцип дії ґрунтується на турбулізації потоку під час руйнування вакуумних балонів. Слід зазначити, що наявність жорсткого корпусу у першого з розглянутих гасіїв до певної міри не виключає можливості удару по башмаку колони, застосування ж другого виду гасіїв пов'язано з деякими складнощами у їх виготовленні, а також забрудненням свердловини.

Досить простими у виготовленні і експлуатації є локалізатори у вигляді еластичних оболонок, наповнених піском (рис. 4.3) [91]. Такий гасій, встановлений на віддалі 1,0...2,0 м від заряду, зменшує амплітуду вибухової хвилі до двох разів. У разі необхідності встановлюється декілька гасіїв на віддалі 1,0 м один від одного. Закріплюються такі гасії на геофізичному кабелі: верхня точка – жорстке кріплення, нижня точка – напівжорстке, що дає змогу оболонці до певної міри ковзати по кабелю.

Під час обвалення оголених пластів вибухом заряду у рідині, квазістатичність навантаження на пласт досягається, коли задовольняється умова

$$\theta \geq \frac{k_1 k_2 h}{0,368 V_p}, \quad (4.14)$$

де  $\theta$  – постійна часу спаду тиску вибухової хвилі в рідині;  $h$  – товщина пласта;  $V_p$  – швидкість поздовжніх хвиль у породі пласта;  $k_1$  – коефіцієнт, що характеризує максимальну похибку вимірювань амплітуди вибухової хвилі (можна взяти  $k_1=0,05...0,1$ );  $k_2$  – коефіцієнт квазістатичності навантаження (беремо  $k_2$  не менше ніж 10).

Для пластів товщиною 1,5...3,5 м значення  $\theta$ , що забезпечує квазістатичність навантаження на пласт, знаходиться у межах  $(1,4...3,2) \cdot 10^{-3}$  с.

У разі застосування вибухових речовин з меншими значеннями  $\theta$  необхідно сумарний заряд розділити на два або декілька зарядів і підірвати один заряд відносно іншого з таким уповільненням, щоб створити під час вибуху послідовності зарядів необхідне квазістатичне навантаження. При цьому застосовується конструкція торпеди, що наведена на рис. 4.2. Можливе також використання ВР з низькими детонаційними характеристиками, а також зарядів з повітряними та інертними оболонками, комбінованих зарядів, вибух яких створює навантаження, близьке до квазістатичного.

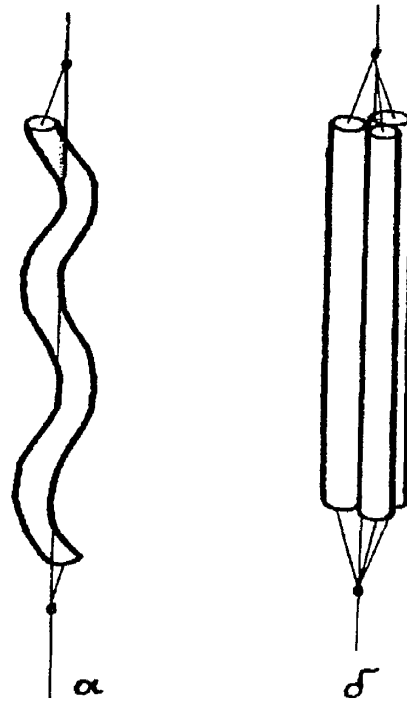


Рис. 4.3. Гасії амплітуди вибухових хвиль

Для практичного визначення параметрів навантаження, необхідного для обвалення оголеного пласта під дією вибуху заряду вибухової речовини в рідині, побудовано графіки, які наведено на рис. 4.4.

З рис. 4.4 видно, що радіус необхідного заряду для обвалення нерозчинного пласта збільшується з підвищенням міцності породи на розрив ( $\sigma_p$ ), товщини пласта ( $h$ ) і зменшується із зростанням радіуса оголення пласта ( $R$ ), і відношення  $R/A$ .

Всі вибухові роботи необхідно виконувати у певній послідовності дотримуючись вимог Єдиних правил безпеки при вибухових роботах та Правил технічної експлуатації механізмів і пристроїв, а також Технічної інструкції з прострільно-вибухових робіт у свердловинах.

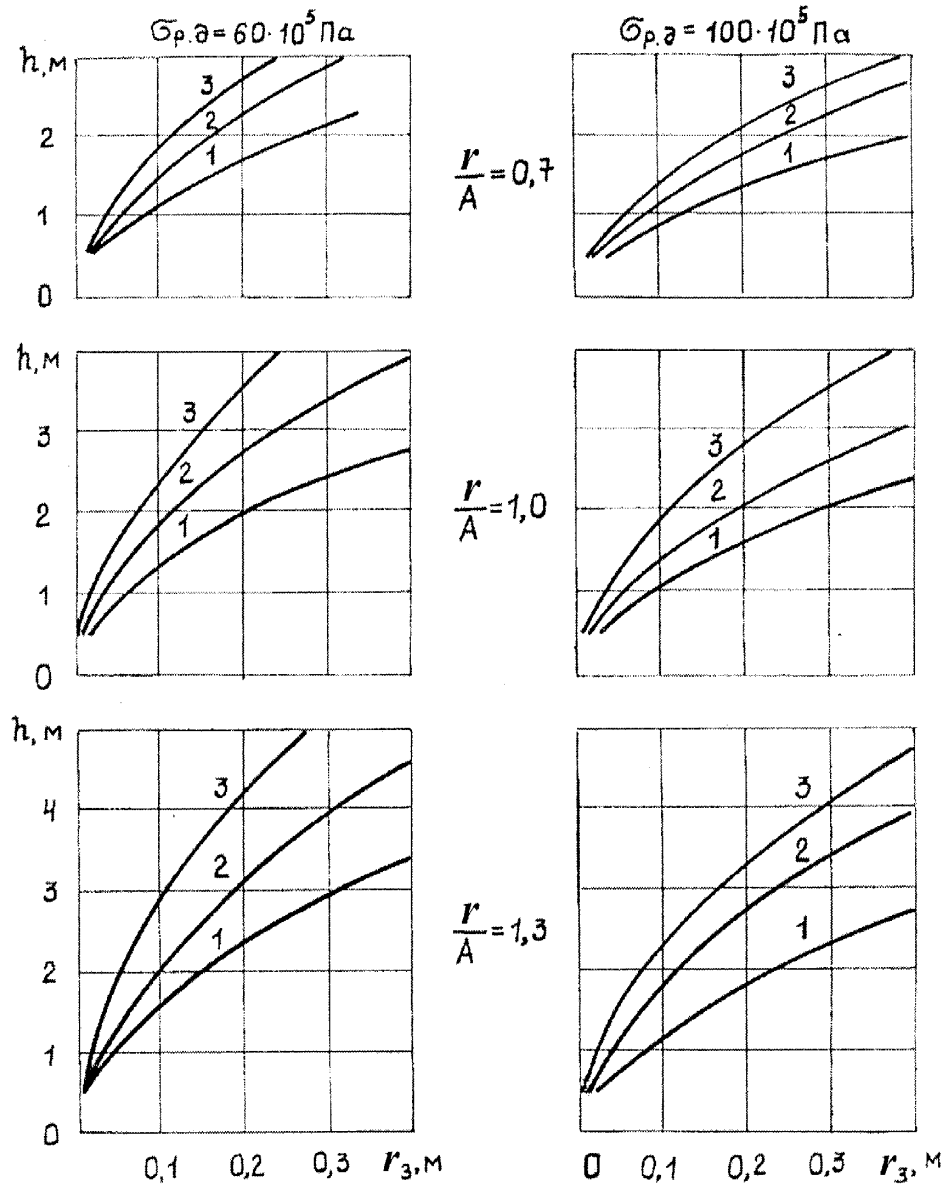


Рис. 4.4. Графіки для визначення мінімального радіуса заряду під час обвалення оголеного пласта товщиною  $h$  і радіусом  $R$ :  
 $A$  – відстань від заряду до пласта; 1–3 –  $R = 5, 10, 20$  м

#### Висновки до розділу

Розроблено методи руйнування нерозчинних прошарків під час спорудження підземних сховищ у кам'яносоляних структурах складної геологічної будови методом вилуговування, основу яких складає самообвалення нерозчинних відкладів, обвалення нерозчинних прошарків статичним навантаженням і вибухове руйнування несоляних порід.

Розроблено технологічні схеми руйнування нерозчинних пластів, виявлено можливості їх застосування під час спорудження ємностей у кам'яних солях методом виуговування.

Керування напружено-деформованим станом породи досягається за рахунок суперпозиції вибухових хвиль від кількох зарядів, що підриваються з деяким уповільненням вибуху одного заряду відносно іншого. Рекомендовано дві схеми взаємодії зарядів у торпеді, що забезпечує максимальну часову тривалість напруженого стану високої нерівномірності.

Приведено розрахунок параметрів вибухового навантаження під час обвалення нерозчинних пластів як у режимі розущільнення і знеміцнення їх структури з подальшим самообваленням в процесі розмивання ємності, так і під час примусового обвалення пластів вибухом заряду вибухової речовини у рідині.

Розроблено співвідношення з визначення величини гранично допустимого тиску в обсадній колоні свердловини і проведено аналіз умов, за яких необхідно застосовувати запропоновані гасії амплітуди вибухових хвиль під час виконання робіт з руйнування нерозчинних пластів.

Запропоновано конструкцію торпеди для підривання зарядів ВР в уповільненому режимі, приведено графіки для визначення мінімального радіуса заряду для обвалення оголеного пласта.



## РОЗДІЛ 5

ВПРОВАДЖЕННЯ РОЗРОБЛЕНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ТА ЕКОНОМІЧНА  
ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ РОБІТ

## 5.1. Самообвалення нерозчинних відкладів

Вище зазначалось, що досить часто технологічний процес розмивання сховищ у кам'яних солях ускладнюється наявністю в проектному контурі розмивання ємності нерозчинних пластів та прошарків міцних гірських порід, що часом унеможливує проведення подальших робіт з розмивання сховища в необхідному технологічному режимі, що суттєво знижує економічні показники об'єктів будівництва. Прогнозні оцінки самообвалення нерозчинних відкладів згідно з рекомендаціями [35] часто не підтверджуються, в основному через неможливість досягнення необхідного радіуса оголення пласта і задоволення умов його самообвалення. У таких випадках постає необхідність руйнування нерозчинних відкладів гірських порід значно раніше, ніж радіус оголення пласта досягне значень, достатніх для його самообвалення. При цьому ефективно застосовувати торпедування свердловини в інтервалі залягання нерозчинних відкладів для зменшення міцності несоляних порід до рівня, що забезпечує їх саморуйнування в процесі розмивання сховища.

Розглянемо досвід торпедування свердловин під час спорудження сховищ у кам'яних солях у складних геологічних умовах. Розроблені вибухові технології обвалення нерозчинних відкладів впроваджені під час спорудження підземних ємностей на свердловинах комбінату «Неман» (Білорусія). Свердловини комбінату закладені з метою спорудження підземних сховищ методом розмивання. Глибина свердловин 1000...1100 м. За підрахунками перспективною зоною для спорудження підземних сховищ є інтервал кам'яної солі в межах глибин 920...1100 м. Соляний масив у зоні спорудження сховищ представлений світло-сірою і темно-сірою сіллю, в прошарках – чистою,

дрібно- і середньозернистою. За результатами досліджень кернавого матеріалу, солі, що підлягають вилуговуванню в межах проектного контуру сховища, характеризуються фізико-механічними властивостями: міцність на одноосне стискання  $\sigma_0 = 164 \cdot 10^5$  Па, модуль Юнга  $E = 3,13 \cdot 10^{10}$  Па, коефіцієнт Пуассона  $\nu = 0,264$ , кут внутрішнього тертя  $\varphi = 31^\circ$ , величина зчеплення  $C = 48 \cdot 10^5$  Па. У проектній зоні розмивання деяких свердловин містяться прошарки нерозчинних порід (ангідрит, аргіліт, мергель) потужністю до 4,0 і більше метрів.

Розглянемо результати торпедування св. ІАЕ в межах гідроврубу якої розміщуються нерозчинні прошарки з кутом падіння  $60 \dots 70^\circ$  (рис. 5.1). Пласт ангідриту потужністю до 2,5 м розташований в інтервалі 973–983 м, пласт аргіліту потужністю до 2,0 м – в інтервалі 962–967 м. Фізико-механічні властивості порід нерозчинних пластів такі: ангідрит –  $E = 1,32 \cdot 10^{10}$  Па;  $\sigma_0 = 350 \cdot 10^5$  Па;  $\rho = 2810$  кг/м<sup>3</sup>;  $\nu = 0,26$ ; аргіліт –  $E = 1,24 \cdot 10^{10}$  Па;  $\sigma_0 = 320 \cdot 10^5$  Па;  $\rho = 2540$  кг/м<sup>3</sup>;  $\nu = 0,28$ .

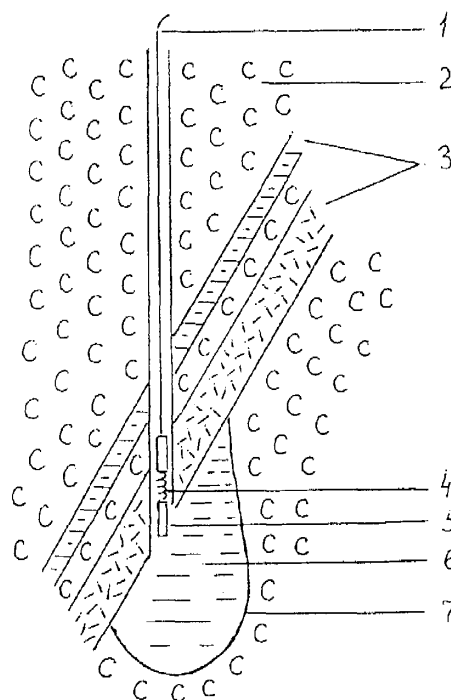


Рис. 5.1. Схема торпедування св. ІАЕ:

1 – геофізичний кабель; 2 – сіль; 3 – нерозчинний пласт; 4 – детонуючий шнур;  
5 – торпеда; 6 – розсіл; 7 – контур ємності

Свердловина обсаджена напрямною трубою діаметром 0,53 м до глибини 20 м, кондуктором діаметром 0,426 м до глибини 250 м і обсадними трубами діаметром 0,324 м до глибини 912,2 м. Марка сталі обсадних труб – «Д», товщина стінок –  $1,2 \cdot 10^{-2}$  м. Під час цементажу затрубного простору використовувався тампонажний цемент згідно з ГОСТ 1581-78 Здолбунівського цементного заводу. Міцність цементного каменю на стискання не перевищує 13МПа.

Всі обсадні колони зацементовані до устя. Герметичність колон перевірялась під тиском 10 МПа. Усі колони герметичні.

Спорудження підземного сховища методом вилуговування кам'яної солі на свердловині ІАЕ здійснювалося відповідно до штатного регламенту. Ємність об'ємом  $4423,0 \text{ м}^3$  була розмита за 136 діб. При цьому було витрачено  $113,0 \text{ тис. м}^3$  прісної води. Витрати води за годину розмивання ємності склали  $40,0 \text{ м}^3$ , концентрація солі в розсолі не перевищувала 35...50 г/л. Форма ємності у зазначений період розмивання мала вигляд, представлений на рис. 5.1. При цьому максимальний радіус оголення пласта не перевищував 8,9 м, а максимальна глибина сформованої за цей період ємності була в межах 12,0...12,2 м. Таким чином, наявність у зоні розмивання ємності двох нерозчинних пластів призводила до занадто низької концентрації розсолу. Постало питання про примусове обвалення нерозчинних пластів. Відповідно до експериментально визначених особливостей поведінки гірських порід під час динамічних навантажень була обрана фізична основа інтенсифікації розмивання сховища – розущільнення і знеміцнення нерозчинних прошарків гірських порід під дією короткоуповільненого вибуху зарядів вибухової речовини.

Умови торпедування св. ІАЕ. Гірський тиск на глибині підривання торпед складає  $75,8 \cdot 10^5$  Па.

Зовнішня межа макроруйнувань під час вибуху заряду гексогену становить

$$r_p = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot 1,57 \cdot 10^{10} - 75,8 \cdot 10^5 + 2 \cdot 44,0 \cdot 10^5}{2(44,0 \cdot 10^5 + 75,8 \cdot 10^5)}} = 12,52 r_\zeta.$$

де  $P_0 = 1,57 \cdot 10^{10}$  Па – початковий тиск продуктів детонації гексогену.

При швидкості повздовжніх хвиль у ангідриті ( $V_p$ ) 2660 м/с і експериментальних коефіцієнтах  $a_+ = 7,38 \cdot 10^{-5}$  с/кг<sup>1/3</sup>;  $b_+ = 4,74 \cdot 10^{-4}$  с/м [99], необхідна маса заряду для знеміцнення породи пласта потужністю ( $h_n$ ), що дорівнює 10,2 м складає

$$Q = \left[ \frac{3(10,2 - 12,52r) - 2 \cdot 2660 \cdot 4,74 \cdot 10^{-4} \cdot 10,2}{2 \cdot 7,38 \cdot 10^{-5} \cdot 2660} \right] = 8,6 \text{ кг.}$$

Розглянемо пласт, що підлягає руйнуванню, як пластину середньої товщини, жорстко защемлену по контуру оголення.

Беручи до уваги те, що міцність гірських порід на розрив значно менша, ніж на стискання, самообвалення пласта визначаємо міцністю породи пласта на розрив  $\sigma_p$ . При цьому умова самообвалення пласта має вигляд

$$3\gamma R^2 \cos \beta \geq 4h\sigma_p, \quad (5.1)$$

звідки з урахуванням фактичних розмірів оголеного пласта необхідне значення  $\sigma_p$  для самообвалення пласта складає  $3,74 \cdot 10^5$  Па. Порівнюючи це значення з фактичною міцністю породи пласта на розрив  $\sigma_p = 15 \cdot 10^5$  Па, визначаємо характер і кількість імпульсних навантажень для зменшення міцності породи пласта до необхідного рівня, що забезпечить його самообвалення.

Експериментальними дослідженнями з'ясовано, що під час послідовного навантаження порід з показником нерівномірності ( $\zeta$ ), що дорівнює 0,1, характеристики міцності порід зменшуються в 4 і більше разів [99]. Зважачучи на це, для виконання умови самообвалення пласта (5.1) необхідна дворазова вибухова обробка нерозчинного пласта в режимі нерівномірного навантаження при показнику  $\zeta$  що не менший ніж 0,1.

Застосовуємо схему торпедування, яка передбачає підривання другого заряду відносно першого в момент переходу значення напруження  $\sigma_3$  від дії

першого заряду в область від'ємних значень. За маси кожного із зарядів у торпеді 4,3 кг короткоуповільнений режим підривання зарядів відповідно до обраної схеми їх взаємодії, забезпечувався при значенні  $\Delta t = 4,5 \cdot 10^5$  с.

Аналіз кавернограм показав, що найбільш вразливою ділянкою обсадної колони до дії вибухової хвилі є інтервал глибин 870...890 м, де товщина цементного каменю складає  $4,3 \cdot 10^{-3}$  м.

Допустимий тиск на цементний камінь при  $P_2 = 68,0 \cdot 10^5$  Па в межах небезпечного перерізу основної колони складає

$$P_o = \frac{2 \cdot 16,5 \cdot 10^5 (0,2^2 - 0,162^2) + 2 \cdot 68 \cdot 10^5 \cdot 0,2^2}{0,2^2 + 0,162^2} = 89,05 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Радіальне переміщення внутрішньої поверхні цементного каменю складає

$$U = \frac{1 - 0,25}{2 \cdot 10^5} \frac{0,162^2 \cdot 89,05 \cdot 10^5 - 0,2^2 \cdot 68 \cdot 10^5}{0,2^2 - 0,162^2} \cdot 0,162 + \\ + \frac{1 + 0,25}{2 \cdot 10^5} \frac{0,162 \cdot 0,2^2 (89,05 - 68,0) \cdot 10^5}{0,2^2 - 0,162^2} = 4,49 \cdot 10^{-5} \text{ м.}$$

Граничний тиск  $P_{gp}$  в обсадній трубі визначається з умови

$$\frac{1 - 0,28}{2,1 \cdot 10^6} \cdot \frac{0,151^2 \cdot P_{gp} - 0,162^2 \cdot 89,05 \cdot 10^5 \cdot 0,162^2}{0,162^2 - 0,151^2} \cdot 0,162 + \\ + \frac{1 + 0,28}{2,1 \cdot 10^6} \cdot \frac{0,151^2 \cdot 0,162^2 (89,05 - P_{gp}) \cdot 10^5}{0,162^2 - 0,151^2} = 4,49 \cdot 10^{-5} \text{ м.} \quad (5.2)$$

Розв'язуючи рівняння (5.2) відносно  $P_{gp}$ , одержуємо

$$P_{gp} = 142,9 \cdot 10^5.$$

Згідно з [143] максимальний тиск  $P_m$  в трубі діаметром 324 м сталі марки «Д» з товщиною стінки 12,0 мм, за якого вона переходить в текучий стан, складає  $107 \cdot 10^5$  Па.

Порівнюючи значення  $P_m$  і  $P_{gr}$ , доходимо висновку, що навантаження від вибуху на основну колону в небезпечному перерізі колони не повинно перевищувати  $107 \cdot 10^5$  Па.

Використовуючи формулу (4.12), визначаємо тиск у вибуховій хвилі на рівні небезпечного перерізу колони

$$P = 891 \cdot 10^5 (100/0,105)^{-0,13} = 368,2 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Оскільки значення  $P$  в 3,44 разу перевищує допустимий тиск на рівні небезпечного перерізу в основній колоні, то підриг заряду ВР масою 8,6 кг у св. ІАЕ необхідно здійснювати із застосуванням гасіїв вибухових хвиль.

Торпедування св. ІАЕ. Для торпедування св. ІАЕ використовувались дві торпеди (маса заряду в кожній торпеді 8,6 кг). Заряд торпеди поділявся на дві рівновеликі частини масою по 4,3 кг кожна. Короткоуповільнений режим підригання зарядів в торпеді забезпечувався відрізком ДШ довжиною 2,9 м. Для зменшення амплітуди тиску вибухових хвиль вздовж стовбуру свердловини до безпечного рівня застосовувались два локалізатори дії вибуху у вигляді гумових оболонок, заповнених піском (див. рис. 4.3).

Вибухові роботи виконувались у такій послідовності. Спочатку опускалась одна торпеда в інтервал вибухової обробки та здійснювалось її підригання, потім виконувались роботи з доставки другої торпеди та її підригання. Застосовувались торпеди, конструкція яких приведена на рис. 4.2. Корпуси торпед виготовлювали у вигляді труби з тонкостінного алюмінію. Проміжок, де розміщувався детонуючий шнур для забезпечення уповільненого підригання зарядів у торпеді, дорівнював 1,0 м.

Результати торпедування. Результати торпедування оцінювались за даними геофізичних досліджень і зміною концентрації розсолу [144, 145]. Аналіз результатів локації після підригання торпед показав, що діаметр свердловини в ангідритовій і аргілітовій товщі збільшився на 1,0 м. Під час застосування традиційних методів вибухових робіт для одержання такого ефекту потрібно було б підірвати заряд масою 270 кг, що значною мірою ускладнило б технологію вибухових робіт, а захист основної колони

свердловини після підривання заряду такої маси взагалі б став проблематичним.

Після виконання робіт з торпедування свердловини були проведені геофізичні дослідження на її герметичність. Результати досліджень показали, що основна колона після торпедування свердловини є герметичною.

Найбільш важливим результатом торпедування стала зміна технологічних характеристик процесу розмивання ємності. Внаслідок збільшення діаметра свердловини в зоні її розмивання і, як наслідок, суттєвого підвищення циркуляції розчинника, концентрація розсолу підвищилась майже в 10 разів (до 250...310 г/л), ставши практично граничною, і зберігалась на цьому рівні практично протягом всього подальшого періоду розмивання ємності (календарний час – 213 днів, з них чистий час розмивання 75,8 днів). За цей час було подано 94,3 м<sup>3</sup> розчинника, питома витрата якого знизилась в 3,25 рази і склала 8,2 м<sup>3</sup> на 1,0 м<sup>3</sup> ємності. Повторна ультразвукова локація показала, що нерозчинні відклади по мірі їх оголення самостійно обвалювались і на кінцевому етапі формування ємності радіус зони руйнування нерозчинних пластів досяг 10,0 м. Таким чином, розушільнення і знеміцнення породи нерозчинних відкладів призвело до їх самообвалення в межах проектного контуру ємності в процесі її розмивання [144, 145].

В результаті виконаних робіт стало можливим спорудити ємність заданого об'єму, при якому чистий час спорудження ємності зменшився на 100 днів. Крім цього, отримано економію 1,4 млн. кВт/год електроенергії. Загальний економічний ефект від впровадження розробленої технології склав 254,2 тис. крб. (у цінах 1994 р.). Необхідно зазначити, що впроваджена технологія на св. ІАЕ може застосовуватись як до початку розмивання сховищ, так і в процесі їх спорудження, коли постає необхідність обвалення нерозчинних відкладів для розмивання сховища в необхідному технологічному режимі.

Планові строки спорудження підземного сховища об'ємом 100,0 тис. м<sup>3</sup> по традиційній технології розмивання за наявності в межах проектного контуру ємності двох нерозчинних пластів наведено в табл. 5.1.

Таблиця 5.1

Планові строки спорудження підземного сховища за традиційною технологією при наявності в зоні розмивання двох нерозчинних пластів

Місяці	1...5	6...10	11...15	16...20	21...25	26...30
Види робіт						
Буріння свердловини						
Кріплення свердловини		—				
Розмивання ємності			—			
Підіймання колон				—		
Руйнування 1-го пласта вибухом				—		
Опускання колон				—		
Розмивання ємності				—		
Підіймання колон				—		
Руйнування 2-го пласта вибухом				—		
Опускання колон				—		
Розмивання ємності				—	—	—

Фактичні строки спорудження ємності під час застосування рекомендованої технології попереднього вибухового розуцільнення і знеміцнення нерозчинних відкладів для подальшого їх самообвалення в процесі розмивання ємності наведено в табл. 5.2.

Таблиця 5.2

Фактичні строки спорудження ємності при застосуванні рекомендованої технології розуцільнення і знеміцнення нерозчинних відкладів міцних гірських порід

Місяці	1...5	6...10	11...15	16...20
Види робіт				
Буріння свердловини				
Кріплення свердловини		—		
Розуцільнення і знеміцнення нерозчинних порід вибухом		—		
Розмивання ємності		—	—	—



Зіставлення даних табл. 5.1 і 5.2 показує, що впровадження розробленої технології обвалення нерозчинних відкладів дає змогу різко зменшити кількість необхідних технологічних операцій і скоротити на 25...30% строки розмивання ємностей в кам'яних солях у складних гірничо-геологічних умовах.

Технологічні показники спорудження ємності на св. 9Е із застосуванням рекомендованої технології порівняно з показниками за традиційної технології розмивання ємності на св. 4Е наведено в табл. 5.3.

Таблиця 5.3

## Показники розмивання ємностей

№ пп	Показники	Одиниця виміру	Св. 4Е	Св.9Е
1	Загальний об'єм камери розмивання в зоні дії вибуху	тис. м <sup>3</sup>	–	17,2
2	Фактична подача розчинника	м <sup>3</sup> /год	61,7...64,5	33,3...38,9
3	Швидкість розмивання	м <sup>3</sup> /год	2,1...3,5	5,5...7,5
4	Тривалість розмивання	доба	666	461
5	Скорочення чистого часу розмивання	доба	–	205
6	Витрата розчинника	м <sup>3</sup>	487000	170000
7	Економія розчинника	м <sup>3</sup>	–	317000
8	Економія електроенергії	млн. кВт/год	–	3,78

## 5.2. Примусове обвалення оголених пластів

У практиці розмивання сховищ у кам'яних солях в складних гірничо-геологічних умовах можливі ситуації, коли оголений з обох боків нерозчинний пласт не обвалюється самостійно і при цьому не має можливості (в основному через недостатній об'єм камери над пластом) для його обвалення тиском шару

рідини. В такій ситуації виконують примусове обвалення нерозчинних відкладів шляхом підривання заряду в нижній частині ємності, попередньо відкачавши рідину над пластом для забезпечення прогину пласта у бік вільної поверхні. За такої схеми здійснювалось обвалення нерозчинного пласта під час розмивання ємності на св. 3Е (рис. 5.2).

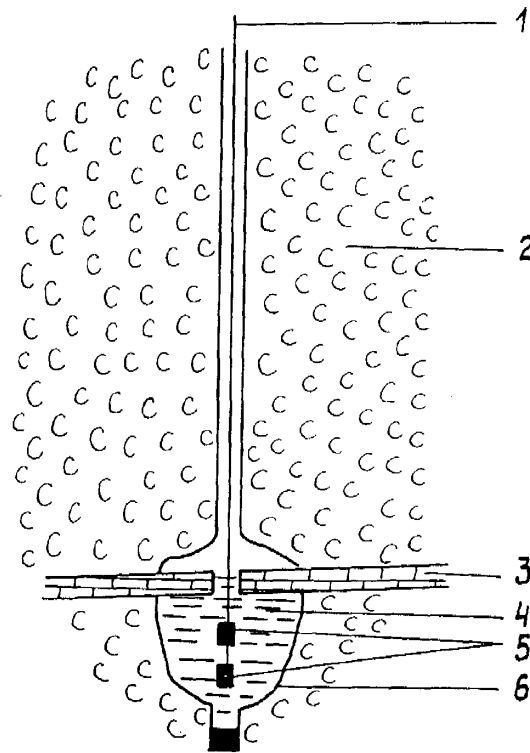


Рис. 5.2. Схема торпедування св. 3Е:

1 – геофізичний кабель; 2 – сіль; 3 – нерозчинний пласт; 4 – розсіл; 5 – торпеда;  
6 – контур ємності

Глибина св. 3Е складає 1050,0 м. Кам'яна сіль зустрічається на глибині 885,0 м. В інтервалі глибин 975,0...995,0 м розміщуються прошарки алевроліту темно-сірого, дрібнозернистого. Характеристики алевроліту:  $E = 1,3 \cdot 10^{10}$  Па;  $\sigma_0 = 340 \cdot 10^5$  Па;  $\rho = 2000$  кг/м<sup>3</sup>;  $\nu = 0,3$ .

Спорудження ємності на св. 3Е на етапі гідроврубів і 1-го ступеня розмивання відбувалось у відповідності з технологічним режимом. При цьому в кінці етапу гідроврубів концентрація розсолу складала 151 г/л з підвищенням

її до 200 г/л під час розмивання на етапі 1-го ступеня. Коли об'єм камери досяг 9,2 тис.м<sup>3</sup> концентрація розсолу почала зменшуватись і досягла рівня 120...130 г/л, що призвело до погіршення ефективності робіт. При подальших роботах з розмивання на етапі 1-го ступеня оголився нерозчинний пласт алевроліту товщиною 1,7 м і радіусом оголення 6,1 м. Розрахунки показують, що самообвалення пласта алевроліту такої товщини можливе лише за радіусу оголення, не меншому ніж 17,0 м. З урахуванням цього факту і низьких показників розмивання ємності було прийнято рішення про вибухове обвалення нерозчинного пласта.

Конструкція св. 3Е. До глибини 20 м свердловина обсаджена напрямом діаметром 0,53 м, до глибини 250 м – кондуктором діаметром 0,426 м, до глибини 912,2 м – обсадною трубою марки сталі «Д» і діаметром 0,324 м при товщині стінки  $1,2 \cdot 10^{-2}$  м. Всі обсадні труби зацементовані до устя. Під час цементажу застосовувався тампонажний цемент Здолбунівського цементного заводу (ГОСТ 1581-78). Міцність на стискання цементного каменю не перевищує  $130 \cdot 10^5$  Па. Цементний камінь основної колони опресований тиском  $100 \cdot 10^5$  Па, свердловина герметична.

Умови торпедування св.3Е. Найбільш небезпечним перерізом з точки зору руйнування основної колони є ділянка в межах глибин 870...890 м, де товщина цементного каменю складає  $4,3 \cdot 10^{-2}$  м. Допустимий тиск  $P_a$  обсадної труби на цементний камінь у небезпечному перерізі колони (інтервал у межах 870...890 м) з урахуванням характеристик міцності цементного каменю і обсадної труби складає  $115 \cdot 10^5$  Па. З іншого боку, такий тиск на цементний камінь зі сторони обсадної труби виникає тоді, коли зовнішня стінка обсадної труби (як і внутрішня стінка цементного кільця) переміщується на відстань  $9,2 \cdot 10^{-4}$  м, при цьому тиск  $P_{zp}$  в обсадній трубі становить  $917,2 \cdot 10^5$  Па. Зіставляючи значення  $P_{zp}$  з максимально допустимим тиском  $P_o$  в обсадній трубі доходимо висновку, що під час торпедування свердловини амплітуда

вибухової хвилі в місці небезпечного перерізу основної колони не повинна перевищувати  $115,4 \cdot 10^5$  Па.

Розрахунок маси заряду, необхідної для обвалення нерозчинного пласта, виконувався згідно з формулою (4.7). При значеннях  $h = 1,7$  м;  $\sigma_{p,d} = 76,8 \cdot 10^5$  Па;  $A = 5,0$  м;  $R = 6,1$  м;  $k = 533 \cdot 10^5$  Па;  $\mu = 1,13$ ;  $\rho_{BP} = 1700$  кг/м<sup>3</sup>, отримуємо

$$Q = 4,19 \cdot 1700 \left[ \frac{(2 - 1,13) 1,7^2 76,8 \cdot 10^5}{6 \cdot 533 \cdot 10^5 0,441 \cdot 1,22^2 - 0,083 \cdot 1,22^4 + 0,0325 \cdot 1,22^6} \right] = 17,8 \text{ кг.}$$

Торпедування св. 3Е. Перед виконанням вибухових робіт камеру над пластом звільнили від розсолу, а в нижню, заповнену розсолом, опустили торпеду на відстань 5,0 м від нижньої поверхні пласта. Сумарний заряд торпеди був розділений на дві частини масою по 8,9 кожна. Підривання зарядів було здійснено в режимі короткоуповільненого вибуху з показником  $\Delta t = 1,22 \cdot 10^{-3}$  с, що забезпечувало квазістатичність навантаження пласта при  $t_+ = 4 \cdot 10^{-3}$  с на рівні його підосви. Зважаючи на те, що перед торпедуванням виконуються роботи з відкачування рідини з камери над пластом, локалізатори дії вибуху в цьому випадку не застосовувались, оскільки повітряна подушка над пластом зменшує амплітуду вибухової хвилі до безпечного рівня.

Результати торпедування. Аналіз даних локації після торпедування свердловини показав, що під дією вибухового навантаження відбулось обвалення нерозчинного пласта алевроліту по контуру його защемлення, що дало змогу підвищити концентрацію розсолу до рівня 280 г/л. В кінцевому підсумку впровадження рекомендованої технології дало можливість сформувати сховище об'ємом 100,0 тис. м<sup>3</sup> у межах проектного контуру і скоротити період спорудження ємності на св. 3Е на 99 днів з економічним ефектом в розмірі 484,0 тис. крб. (в цінах 1990 р) [144, 145].

Техніко-економічні показники впровадження рекомендованої технології обвалення нерозчинних відкладів міцних гірських порід під час спорудження сховищ на свердловинах комбінату «Неман» наведено в додатках А, Б, В і Д.

### 5.3. Інтенсифікація спорудження підземних сховищ у кам'яних солях на початковій стадії розмивання ємностей

Одним із суттєвих недоліків існуючої традиційної технології спорудження підземних сховищ у кам'яних солях методом розмивання через бурові свердловини, крім відсутності активних методів обвалення нерозчинних пластів міцних гірських порід, є низька ефективність робіт на початковій стадії розмивання ємностей у період формування гідровруб. При цьому концентрація розсолу рідко коли перевищує 20...40 г/л, що призводить до перевитрати розчинника та енергетичних ресурсів і суттєво знижує ефективність будівельних робіт [146].

Аналіз відомого рівняння Нойєса–Уїтнея кінетики розчинення кам'яної солі [29] показує, що підвищення концентрації розсолу в початковий період розмивання ємності можна досягнути шляхом збільшення поверхні взаємодії розчинника і соляного масиву, що можливо реалізувати, використовуючи здатність вибуху створювати в твердому середовищі штучну тріщинуватість. Під час вибуху, особливо в режимі короткоуповільненого підривання, як стверджується в роботі [99], розмір зони гідравлічно зв'язаної підвищеної проникності в оброблюваному вибухом гірському масиві зростає в 3..5 разів, що позитивно відбивається на зростанні поверхні розчинення під час розмивання сховища в кам'яній солі.

Розглянемо досвід впровадження робіт по застосуванню короткоуповільненого підривання під час інтенсифікації розмивання сховища на св. 3А ДП «Астраханьгазпром».

За даними геофізичних досліджень св. 3А, кам'яна сіль зустрічається тут на глибині 634 м. Глибина свердловини – 900 м. Фізико-механічні властивості солей такі:  $\sigma_0 = 22,7$  МПа;  $E = 3,17 \cdot 10^4$  МПа;  $\nu = 0,275$ ;  $\varphi = 31^\circ$ ;  $V_p = 4179$  м/с;  $\rho = 2150$  кг/м<sup>3</sup>.

Згідно з проектними даними зоною закладення сховища на св.3А є інтервал 700...800 м, гідровруб повинен бути в межах глибин 775...800 м.

Конструкція св.3А. До глибини 49,5 м свердловина обсаджена напрямною трубою діаметром 0,53 м, до глибини 166,8 м – кондуктором діаметром 0,426 м, до глибини 704,47 м – обсадними трубами марки сталі «Е» діаметром 0,324 м при товщині стінок  $1,2 \cdot 10^{-2}$  м. Під час цементажу застосовувався тампонажний цемент Новоросійського цементного заводу (ГОСТ 1581–78). Міцність на стискання цементного каменю не перевищує  $130 \cdot 10^5$  Па.

Аналіз кавернограм показав, що найбільш вразливою ділянкою щодо дії вибуху на основну колону св. 3А є інтервал 703...704 м, де товщина цементного каменю складає  $4,55 \cdot 10^{-2}$  м.

Допустимий тиск  $P_0$  обсадної труби на цементний камінь в небезпечному перерізі (згідно з розрахунками за формулою (4.9)) складає  $85,97 \cdot 10^5$  Па.

Граничний тиск в основній колоні визначаємо з умови, що радіальне переміщення зовнішньої стінки обсадної труби повинно бути таким, як і внутрішньої поверхні цементного каменю при тиску  $P_0$ . Радіальне переміщення  $U$  цементного каменю при  $P_0 = 85,97 \cdot 10^5$  Па складає величину  $3,85 \cdot 10^{-5}$  м, при цьому тиск в обсадній трубі –  $132,9 \cdot 10^5$  Па.

Згідно з даними [143] максимальний тиск у трубі діаметром 0,324м марки сталі «Е» при товщині стінки  $1,2 \cdot 10^{-2}$  м не повинен перевищувати  $355 \cdot 10^5$  Па.

Отже, для збереження цілісності цементного каменю граничний тиск в основній колоні не повинен перевищувати  $132,9 \cdot 10^5$  Па.

При значеннях  $P_0 = 1,57 \cdot 10^5$  Па;  $P_e = 67,264 \cdot 10^5$  Па;  $\sigma_p = 13,12 \cdot 10^5$  Па величина границі поширення тріщин розривання під час вибуху заряду згідно з формулою (4.1) становить

$$r_p = 14,31r_3.$$

При значеннях  $a_+ = 1,17 \cdot 10^4$  с/кг<sup>1/3</sup>;  $b_+ = 2,192 \cdot 10^{-4}$  с/м [99] загальна маса заряду  $Q$  для розущільнення соляного масиву в інтервалі вибухової обробки  $h_n = 7,4$  м відповідно до формули (4.7) становить 10 кг.

Оскільки відстань від осередку вибуху до небезпечного перерізу основної колони становить 71...72 м, то за формулою (4.12) тиск від вибуху розрахункового заряду в небезпечному перерізі складає  $544 \cdot 10^5$  Па.

Оскільки граничний тиск у небезпечному перерізі колони не повинен перевищувати  $132,9 \cdot 10^5$  Па, під час торпедування свердловини № 3А необхідно застосовувати засоби захисту свердловини, що дасть змогу знизити тиск у вибуховій хвилі до рівня, який не перевищує граничне значення тиску в небезпечному перерізі.

Торпедування свердловини №3А. Торпедування свердловини в межах глибин 775...800 м здійснювалось по чергово двома торпедами: центр першої торпеди знаходився на глибині 793 м, другої – 782 м. Кожна торпеда складалась з двох зарядів масою по 5,0 кг кожний. Короткоуповільнений режим підривання зарядів здійснювався з допомогою відрізків ДШ довжиною 5,2 м. Для гасіння ударних хвиль, що поширюються по стовбуру свердловини, застосовували локалізатори у вигляді еластичних оболонок, наповнених піском (див. рис. 4.3). Еластичною оболонкою служила резинова камера.

Кількість гасіїв амплітуди вибухових хвиль до безпечного рівня в небезпечному перерізі основної колони (з урахуванням того, що постановка одного гасія знижує амплітуду вибухової хвилі у два рази) визначали згідно з виразами

$$544,05 \cdot 10^5 \text{ Па} : 2 = 277,025 \cdot 10^5 \text{ Па};$$

$$277,025 \cdot 10^5 \text{ Па} : 2 = 138,51 \cdot 10^5 \text{ Па};$$

$$138,51 \cdot 10^5 \text{ Па} : 2 = 69,25 \cdot 10^5 \text{ Па}.$$

Наведені розрахунки вказують на те, що якщо перший локалізатор дії вибуху гасить амплітуду хвилі в небезпечному перерізі колони до рівня  $277,025 \cdot 10^5$  Па, другий – до  $138,51 \cdot 10^5$  Па, то уже третій локалізатор гасить амплітуду до  $69,25 \cdot 10^5$  Па, що майже в два рази менше порівняно з граничним тиском у небезпечному перерізі.

Таким чином, для необхідного гасіння амплітуди вибухових хвиль під час підривання кожної із двох торпед достатня постановка трьох таких

захисних пристроїв, що і було виконано під час торпедування св. 3А. Розміщувались гасії над торпедою і кріпились до геофізичного кабелю. Перший гасій розміщувався на відстані 1,0 м над торпедою, інші два – на відстані 1,0 м один від одного.

Результати торпедування. В результаті торпедування свердловини підвищилась проникність соляного масиву в привибійній зоні свердловини. При цьому збільшилась загальна обмінна поверхня розмивання, що сприяло підвищенню ефективності розмивання ємності (за рахунок підвищення концентрації розсолу) при економії об'єму розчинника, електроенергії та інших ресурсів. За рахунок інтенсифікації розмивання час спорудження ємності на св. 3А зменшився на 210 діб порівняно з штатним регламентом розмивання.

Розрахунок параметрів вибухових робіт під час торпедування св.1А проводився за схемою, аналогічною для св.3А. Торпедування соляного масиву в області гідроврубу дало змогу скоротити час спорудження ємності на св.1А на 219 діб.

З урахуванням витрат на проведення вибухових робіт сумарний економічний ефект від впровадження розробленого методу інтенсифікації розмивання ємностей на св. 1А і св.3А складає 504,2 тис. крб. (у цінах 1990 р., додатки Е і Ж).

### Висновки до розділу

Під час спорудження підземних сховищ у кам'яних солях у складних гірничо-геологічних умовах за наявності в межах проектного контуру сховища нерозчинних пластів міцних гірських порід рекомендується (як перед початком, а в разі необхідності і в процесі розмивання ємності) виконання вибухових робіт з розущільнення і знеміцнення породи нерозчинних відкладів, що створює умови для їх самостійного обвалення в процесі розмивання ємності, чим забезпечується підвищення в 3...4 рази концентрації розсолу і зниження строків спорудження ємностей.



У разі появи в зоні розмивання сховищ оголених пластів, характеристики яких не забезпечують їх самообвалення, необхідне виконання вибухових робіт для примусового обвалення таких пластів по контуру оголення, що дає змогу підвищити ефективність розмивання сховищ і в результаті споруджувати ємності проектних розмірів.

Застосування рекомендованих технологій вибухового обвалення нерозчинних відкладів під час спорудження ємностей у складних гірничо-геологічних умовах дає значне скорочення строків будівництва, зменшення витрати матеріалів і електроенергії, що в цілому підвищує техніко-економічні показники об'єктів будівництва.

Вибуховий метод розуцільнення структури порід може з успіхом використовуватися і для підвищення ефективності проведення робіт з розмивання ємностей в кам'яних солях на етапі формування гідроврубів, що дає змогу скоротити строки спорудження ємностей об'ємом 100,0 тис. м<sup>3</sup> на 210...219 діб зі значною економією енергетичних та матеріальних ресурсів.

## ВИСНОВКИ

У дисертаційній роботі теоретично та експериментально досліджено поведінку пластів нерозчинних порід під дією навантажень під час розмивання підземних ємностей в кам'яних солях і запропоновано нові підходи щодо вирішення наукового завдання з керування їх обваленням, що має суттєве значення в галузі спорудження підземних сховищ у кам'яносоляних структурах.

Основні наукові та практичні результати, висновки і рекомендації, одержані під час теоретичних і експериментальних досліджень, а також впровадження розробок у промисловість такі.

1. Основною технологією спорудження великих підземних сховищ у кам'яносоляних структурах є розмивання ємностей через бурові свердловини. Проте, майже завжди у межах проектного контуру розмивання є пласти нерозчинних міцних порід, які суттєво знижують ефективність робіт з розмивання ємностей. У більшості випадків необхідно здійснювати заходи з примусового обвалення нерозчинних відкладів. Відомі ж методи самообвалення та примусового обвалення нерозчинних пластів не знайшли широкого застосування через значні обсяги трудомістких робіт, що знижують темпи спорудження сховищ. Одним з напрямів інтенсифікації розмивання підземних ємностей у кам'яних солях є примусове руйнування нерозчинних відкладів із застосуванням енергії вибуху.

2. Основні положення теорії вигину тонких пластин можуть бути застосовані для аналізу напружено-деформованого стану оголених нерозчинних пластів не тільки внаслідок статичних навантажень, але й квазістатичних та імпульсних (вибухових).

3. Теоретично визначено та експериментально підтверджено, що розподіл напружень в оголеному пласті під час його навантаження змінюється вздовж радіуса пласта: від стискання в центрі пласта до точки, де напруження

стають рівними нулю з появою у подальшому напружень розтягування і їх зростанням аж до контуру защемлення пласта.

4. На основі теоретичних досліджень напружено-деформованого стану оголених пластів під дією навантажень розроблено граничні умови їх примусового обвалення.

5. З'ясовано, що необхідне для обвалення оголеного нерозчинного пласта навантаження збільшується з підвищенням товщини і міцності породи пласта на розтягування, зростанням віддалі від заряду до пласта і зменшується зі зростанням радіуса його оголення. Наявність гірського тиску під час обвалення оголених пластів призводить до зниження на 5...10% величини руйнуючого навантаження на глибинах від 0,7 до 1,5 км.

6. Розроблено нові методи та технології обвалення нерозчинних відкладів під час спорудження підземних ємностей у кам'яних солях у складних гірничо-геологічних умовах, при цьому:

досягнення умов самообвалення нерозчинних відкладів реалізується через зменшення міцності порід під час навантаження їх енергією вибуху;

примусове обвалення оголеного пласта досягається за рахунок підривання заряду в рідині під пластом і створення необхідного прогину пласта в бік вільної поверхні.

7. Розроблено нормативну документацію по вибухово-прострільним роботам під час розмивання підземних ємностей у кам'яних солях.

8. Запропоновані методи і технології пройшли промислову перевірку, що показала їх високу ефективність під час спорудження підземних сховищ у кам'яних солях. Запропоновані технології мають ресурсозберігаючу спрямованість, а їх впровадження дасть змогу зменшити на 25...30% строки розмивання сховищ і зменшити в 1,5...2,0 рази об'єми розчинника та зекономити електроенергію в межах 3,78 млн. кВт/год в розрахунку на одне сховище.

9. Достовірність результатів дисертаційної роботи підтверджується: використанням фундаментальних положень механіки суцільних середовищ,

механіки гірських порід, механіки вибуху в гірських породах, що мають загальнонаукове значення; використанням сучасних приладів і апаратури для реєстрації швидкоплинних процесів; застосуванням під час проведення експериментальних досліджень атестованої методики проведення дослідів; задовільним збігом теоретичних досліджень і лабораторних експериментів (розбіжність не перевищує 15...20%); збігом досліджених закономірностей з результатами праць інших вчених; дослідно-промисловою перевіркою та впровадженням результатів роботи в конкретних умовах спорудження підземних сховищ у кам'яносоляних структурах.

10. Результати досліджень впроваджені під час спорудження значних за об'ємами підземних сховищ у кам'яних солях на комбінаті «Неман» (Білорусія) та ДП «Астраханьгазпром» (Росія). Загальний підтверджений економічний ефект від впровадження результатів досліджень в народне господарство складає 1495,6 тис. крб. (у цінах 1990 р.).

11. Результати досліджень дисертаційної роботи можуть бути використані організаціями підприємствами та установами нафтогазового комплексу, де спорудження та експлуатація об'єктів здійснюється із застосуванням геотехнологічного методу через бурові свердловини.

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Афанасьева В. А. Сооружение резервуаров для хранения нефти и нефтепродуктов / В. Афанасьева, Н. Бобрицкий. – М.: Недра, 1981. – 190 с.
2. Едигаров С. Г. Проектирование и эксплуатация нефтебаз и газохранилищ / С. Едигаров, С. Бобровский. – М.: Недра, 1975. – 254 с.
3. Суворов А. Р. Сооружение крупных резервуаров / А. Суворов, К. Лямин. – М.: Недра, 1979. – 264 с.
4. Власов А. В. Подземные хранилища нефти и нефтепродуктов. Обзорная информация / А. Власов, Р. Щербаков. // Транспорт и хранение нефти нефтепродуктов. – 1983. – Вып. 13. – С. 17–41.
5. Старков М. В. Подземное хранение нефти, нефтепродуктов и углеводородного сырья за рубежом / М. В. Старков // Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья. – 1983. – №2. – С. 37–49.
6. Гофман-Захаров П. М. Проектирование и сооружение подземных резервуаров-нефтегазохранилищ / П. М. Гофман-Захаров – Киев: Будівельник, 1973. – 244 с.
7. Задора Г. И. Подземное хранение газов и углеводородных жидкостей в непроницаемых горных породах / Задора Г. И. – М.: МИНХиГП, 1976. – 101 с.
8. Bergman M. S. Geoplanning – the Key to Successful Underground Construction / Bergman M. S. – Underground Space: 1977. Vol. 2, № 2. – P. 43–47.
9. Compilation of Industrial and Municipal Injection Wells in the United States. – Washington: US Environmental Protection Agency, 1974. – Vol. 1, №2. – P. 103–105.
10. Каримов М. Ф. Эксплуатация подземных хранилищ газа / Каримов М. Ф. – М.: Недра, 1981. – 248 с.
11. Справочник по разработке соляных месторождений / [Пермяков Р. С., Ковалев О. В., Пинский В. Л. и др.] – М.: Недра, 1986. – 212 с.
12. Глоба В. М. Сооружение подземных газонефтехранилищ / Глоба В. М. – М.: ВНИИОНГ, 1978. – 87 с.

13. Мазуров В. А. Подземные нефтегазохранилища в отложениях каменной соли / Мазуров В. А. – М.: Недра, 1982. – 212 с.
14. Сохранский В. Б. Подземные газохранилища шахтного типа / В. Сохранский, В. Черкашенинов. – М.: Недра, 1978. – 206 с.
15. Подземное хранение углеводородных топлив / [Азеев В. С., Серегин Е. П., Стрюк Н. В. и др.] – М.: ЦНИИТЭнергехим, 1978. – 61 с.
16. Гаев А. Я. Подземные резервуары / Гаев А. Я., Щугорев В. Д., Бутолин А. П. – М.: Недра, 1986. – 219 с.
17. Власов А. В. Современное состояние и перспективы развития нефтебазового хозяйства за рубежом / Власов А. В., Бакиров Н. С., Вахитов В. Ш. – М.: ВНИИОЭНГ, 1977. – 54 с.
18. Oil and Gas J. – 1983. – Vol. 81, № 9. – P. 50–51; №18. – P. 83; № 20. – P. 40–41; № 21. – P. 23; Vol. 80, № 46. – P. 97–103.
19. Лагъери Р. Хранение жидких углеводородов и природного газа в соляных кавернах в Маноске, Франция / Р. Лагъери, Р. Кляйненберг // Подземное хранение газа. – М.: ВНИИГАЗ. – 1995. – С. 76.
20. Рихтер Г. Реконструкция немецких сооружений подземного хранилища газа / Г. Рихтер, Х. Кретцшмар // Подземное хранение газа. – М.: ВНИИГАЗ. – 1995. – С. 65–66.
21. Стукалова Н. К. Научные исследования при проектировании, строительстве и эксплуатации подземных хранилищ углеводородов в отложениях каменной соли / Н. Стукалова, Г. Вилков // Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья. – 1977. – № 6. – С. 15–21.
22. Подземные хранилища нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов / СНиП 2.11.04-85. – М.: Стройиздат, 1985. – 42 с.
23. Гаев А. Я. Подземное захоронение сточных вод на предприятиях газовой промышленности / Гаев А. Я. – М.: Недра, 1981. – 167 с.
24. Foster I. W. Natures' tectonic wasterbasket / Foster I. W. // Publ. Works 1971. Vol. 102, № 10, P. 65–67.

25. Нагорный В.П. Обо всем, что под землей (добывается, сооружается, размещается) / В.П. Нагорный, В. М. Глоба – К.: ЭССЕ, 2010. – 205 с.

26. Глоба В. М. Сооружение подземных газонефтехранилищ / Глоба В. М. – Львов: Вища школа, 1982. – 148 с.

27. Федоров Б. Н. Формообразование подземных емкостей выщелачиванием в отложениях каменной соли с использованием газообразного нерастворителя / Б. Н. Федоров // Газовая промышленность, 1967, № 2. – С. 19–23.

28. Кулле П. А. Разработка месторождений соли подземным выщелачиванием / Кулле П. А. – Тр. ВНИИГ, 1949, Вып. 20. – 154 с.

29. Иванцов О. М. Хранение сжиженных углеводородных газов / Иванцов О. М. – М.: Недра, 1973. – 233 с.

30. Малюков В. П. Строительство подземных резервуаров в каменной соли без применения нерастворителя для их формирования / В. Малюков, А. Позняков // Подземное хранение газа. – М.: ВНИИГАЗ, 1995. – С. 97–98.

31. Мазуров В. А. Создание подземных емкостей в пластах соли малой мощности / В. А. Мазуров, Ю. С. Васюта, А. В. Колосов // Газовая промышленность, 1969, № 6. – С. 14–16.

32. Васюта В. С. О создании резервуара тоннельного типа в пластах каменной соли малой мощности / В. С. Васюта // Подземное хранение газа. – М.: ВНИИГАЗ, 1995. – С. 152–153.

33. Глоба В. М. Спорудження нафтобаз і сховищ / Глоба В. М. – К.: Віпол, 1994. – 199 с.

34. Краткая объяснительная записка к карте соленосных площадей, пригодных для сооружения подземных хранилищ. – К.: Ин-т «Союзгазпроект», 1983. – 20 с.

35. Инструкция по проведению геологоразведочных работ при проектировании и строительстве подземных хранилищ нефти, нефтепродуктов, сжиженных и природных газов в каменной соли. – Л.: Изд-во ВНИГРИ, 1979. – 45 с.

36. Белоцерковский Е. А. О создании подземных хранилищ жидких углеводородов в соляных пластах, содержащих прослой нерастворимых пород / Е. Белоцерковский, Г. Белоцерковская // Нефтяное хозяйство, № 12, 1967. – С. 21–24.

37. Слесарев В. Д. Механика горных пород и рудничное крепление / Слесарев В. Д. – Л.: Углетехиздат, 1949. – 281 с.

38. Нагорный В. П. Самообрушение нерастворимого пласта при геотехнологических процессах в каменной соли / В. П. Нагорный // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ., 1987, №5. – С. 107–110.

39. Царенков Ю. В. Метод обрушения пропластков нерастворимых пород в подземной емкости / Ю. В. Царенков // Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1979, № 5. – С. 11–15.

40. Глоба В. М. Буровзрывные работы при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ / Глоба В. М. – М.: Недра, 1984. – 238 с.

41. Мельников Н. В. Энергия взрыва и конструкция заряда / Н. Мельников, Л. Марченко – М.: Недра, 1964. – 186 с.

42. Григорян С. С. Об основных представлениях динамики грунтов / С. С. Григорян // Прикл. математика и механика, 1960, Т. 24, № 6. – С. 1070–1075.

43. Кузнецов В. М. Математические модели взрывного дела / Кузнецов В. М. – Новосибирск: Наука, 1977. – 104 с.

44. Лаврентьев М. А. Проблемы гидродинамики и их математические модели / М. Лаврентьев, Б. Шабат – М.: Наука, 1973. – 416 с.

45. Ляхов Г. М. Основы динамики взрывных волн в грунтах и горных породах / Ляхов Г. М. – М.: Недра, 1974. – 190 с.

46. Власов О. Е. Основы теории действия взрыва / Власов О. Е. – М.: Военно-инж. акад. им. В. В. Куйбышева, 1957. – 362 с.

47. Механический эффект подземного взрыва / [Родионов В. Н., Адушкин В. В., Костюченко В. В. и др.] – М.: Недра, 1971. – 217 с.



48. Баум Ф. А. Физика взрыва / Баум Ф. А., Станюкович К. П., Шехтер Б. И. – М.: Физматгиз, 1960. – 704 с.
49. Механическое действие камуфлетного взрыва / [Бовт А. Н., Ловецкий Е. Е., Селяков В. И. и др.] – М.: Недра, 1990. – 181 с.
50. Покровский Г. И. Действие удара и взрыва в деформируемых средах / Г. Покровский, И. Федоров – М.: Промстройиздат, 1957. – 276 с.
51. Ханукаев А. Н. Энергия поля напряжений при разрушении пород взрывом / Ханукаев А. Н. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 200 с.
52. Кучерявый Ф. И. Разрушение горных пород / Ф. Кучерявый, Ю. Кожушко – М.: Недра, 1972. – 238 с.
53. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / Мосинец В. Н. – М.: Недра, 1976. – 270 с.
54. Разрушение горных пород энергией взрыва / [Ефремов Э. И., Кравцов В. С., Мячина Н. И. и др.] – К.: Наук. думка, 1987. – 259 с.
55. Кутузов Б. Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород / Кутузов Б. Н. – М.: Недра, 1973. – 312 с.
56. Боровиков В. А. Моделирование действия взрыва при разрушении горных пород / В. Боровиков, И. Ванягин – М.: Недра, 1990. – 226 с.
57. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах / [Комир В. М., Гейман Л. М., Кравцов В. С. и др.] – М.: Недра, 1972. – 215 с.
58. Родионов В. Н. О подобии процесса дробления при взрывах разного масштаба / В. Н. Родионов // Механизм разрушения горных пород взрывом. – К.: Наук. думка, 1971. – С. 107–112.
59. Демидюк Г. П. О методике лабораторного моделирования взрыва / П. Демидюк, С. Смирнов // Взрывное дело, 1960, № 50/7. – С. 58–62.
60. Насонов И. Д. Моделирование горных процессов / Насонов И. Д. – М.: Недра, 1978. – 294 с.
61. Основы динамики грунтов и ее практическое применение / [Вовк А. А., Черный Г. И., Смирнов А. Г. и др.] – К.: Наук. думка, 1968. – 204 с.

62. Вовк А. А. Динамика водонасыщенных грунтов / Вовк А. А., Смирнов А. Г., Кравец В. Г. – К.: Наук. думка, 1977. – 202 с.

63. Вовк А. А. Действие взрыва в грунтах / Вовк А. А., Черный Г. И., Кравец В. Г. – К.: Наук. думка, 1973. – 208 с.

64. Вовк А. А. Взрывные работы в сложных горно-геологических условиях / Вовк А. А., Ткачук К. Н., Гоблер М. А. – К.: Наук. думка, 1980. – 280 с.

65. Друкованый М. Ф. Действие взрыва в горных породах / Друкованый М. Ф., Комир В. М., Кузнецов В. М. – К.: Наук. думка, 1973. – 183 с.

66. Крюков Г. М. Запаздывание разрушения и увеличение прочности горных пород при динамическом нагружении / Г. Крюков, М. Горбонос // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ., 1978, №1. – С. 41–47.

67. Артемов В. Г. Влияние скорости нагружения на прочность пород / В. Артемов, П. Лыхин // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ., 1968, № 2. – С. 100–103.

68. Ставрогин А. Н. Механические свойства горных пород при различных видах напряженного состояния и широкой вариации скоростей деформирования / А. Ставрогин, Е. Лодус // Физические свойства горных пород при высоких давлениях и температурах. – Тбилиси: Мецниереба, 1974. – С. 274–278.

69. Эйгелес Р. М. Механические и прочностные свойства пород в условиях высокого давления при малых временных воздействиях / Р. М. Эйгелес, Е. И. Королько, Ю. А. Боксерман // Физические свойства горных пород при высоких термодинамических параметрах. – К.: Наук. думка, 1971. – С. 211–213.

70. Демидюк Г. П. О параметрах ВВ в связи с проектированием взрывов с заданной степенью дробления / Г. П. Демидюк // Взрывное дело, 1968, № 65/22. – С. 252–268.

71. Влияние типа взрывчатых веществ на характер разрушения / М. Ф. Друкованый, В. М. Комир, В. С. Кравцов [та ін.] // Изв. вузов. Горн.журн., 1968, № 9. – С. 74–79.

72. Вовк А. А. Влияние свойств взрывчатых веществ на результаты взрывов в грунтах / А. А. Вовк, Г. И. Черный, А. В. Михалюк // Физика горения и взрыва, 1971, №7. – С. 446–450.

73. Баум Ф. А. К вопросу оценки эффективности действия взрыва зарядов с воздушными промежутками / Ф. А. Баум // Взрывное дело, 1964, № 51/14. – 48–52.

74. Боровиков В. А. О влиянии кольцевого зазора, заполненного кварцевым песком, на параметры волны напряжений при взрыве удлиненных зарядов / В. А. Боровиков // Изв. вузов. Горн. журн., 1975, № 11. – С. 64–68.

75. Rice J. R. On the stability of dilatant hardening for saturated rock masses / Rice J. R. – J. Geophys. Res., 80, № 11, P. 1531–1536.

76. Родионов В. Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде / Родионов В. Н. – М.: ИГД им. Скочинского, 1962. – 30 с.

77. Мельников Н. В. Методы повышения коэффициента полезного использования энергии взрыва / Н. Мельников, Л. Марченко. – М.: Изд-во ИГД АН СССР, 1967.– 54 с.

78. Акаев М. С. К теории действия скважинных зарядов с воздушными промежутками / М. С. Акаев // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ., 1965, № 6. – С. 64–70.

79. Зуб Н. И. Короткозамедленное взрывание открытых шпуров на открытых разработках / Н. Зуб, А. Бруякин // Горн. журн., 1970, № 11. – С. 53–57.

80. Кучерявый Ф. И. Короткозамедленное взрывание на карьерах / Кучерявый Ф. И., Друкованый М. Ф., Гаск Ю. В. – К.: Техніка, 1966. – 267 с.

81. Покровский Г. И. Теоретические предпосылки короткозамедленного взрывания / Г. И. Покровский // Короткозамедленное взрывание. – Л.: Углетехиздат, 1958. – С. 5–12.

82. Egge H. J. Fidspringing (Gesteinsprengen) / Egge H. J. – Tekn. ukelb., 1967, № 10, P. 193–194.
83. Deffet L. La fragmentation dans le tir a court-retard / L. Deffet, J. Demarque. – Explosifs, 1954, 7, № 3, P. 83–89.
84. Друкованый М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах / Друкованый М. Ф. – М.: Недра, 1973. – 415 с.
85. Баранов Л. В. Экспериментальные исследования короткозамедленного взрывания / Л. В. Баранов // Изв. вузов. Горн. журн., 1961, № 8. – С. 126–132.
86. Краткий справочник по прострелочно-взрывным работам / Под ред. Н. Г. Григоряна. – М.: Недра, 1990. – 206 с.
87. Фридляндер Л. Я. Прострелочно-взрывная аппаратура и ее применение в скважинах / Фридляндер Л. Я. – М.: Недра, 1985. – 198 с.
88. Ловля С. А. Прострелочно-взрывные работы в скважинах / Ловля С. А. – М.: Недра, 1987. – 213 с.
89. Прострелочные и взрывные работы в скважинах / [Григорян Н. Г., Ловля С. А., Шахназаров Г. Г. и др.]. – М.: Недра, 1992. – 302 с.
90. Прострелочно-взрывная аппаратура / [Фридляндер Л. Я., Афанасьев В. А., Воробьев Л. С. и др.]. – М.: Недра, 1990. – 277 с.
91. Чуриков В. А. Динамика скважин при взрыво-прострелочных работах / Чуриков В. А., Колодий В. И., Черевко М. А. – К.: Наук. думка, 1994. – 174 с.
92. Николаевский В. Н. Механические свойства горных пород. Деформация и разрушение / Николаевский В. Н., Лившиц Л. Д., Сизов Н. А. // Итоги науки и техники. Сер. Механика деформируемого твердого тела, 1978, Т. 11. – С. 123–250.
93. Brace W.F. Electrical resistivity changes in saturated rocks during fracture and fractional sliding / W. Brace, A. Orange. – J. Geophys. res., 1968, 73, № 4, P. 1433–1445.
94. Микроструктурные и микротекстурные изменения в осадочных породах, деформированных при различных объемно-напряженных состояниях

и температурах / Павлова Н. И., Юрель Г. Н., Кобышева Р. А. и др. // Физические свойства пород при высоких давлениях и температурах. – Тбилиси: Мецниереба, 1974. – С. 268–270.

95. Ставрогин А. Н. Исследование предельных состояний и деформации горных пород / А. Н. Ставрогин // Изв. АН СССР. Физика Земли, 1969, № 12. – С. 3–17.

96. Будников В. А. О дилатансии в горных породах / В. Будников, М. Бакиев // Узб. геолог. журнал. – 1975. – №6. – С. 39–42.

97. Михалюк А. В. Горные породы при неравномерных динамических нагрузках / Михалюк А. В. – К.: Наук. думка, 1980. – 153 с.

98. Фадеев А. Б. Прочность горных пород в условиях одноосного и всестороннего сжатия / А. Б. Фадеев // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ., 1969, № 3. – С. 51–58.

99. Михалюк А. В. Торпедирование и импульсный гидроразрыв пластов / Михалюк А. В. – К.: Наук. думка, 1986. – 196 с.

100. Алексеев А. Д. Разрушение горных пород в объемном поле сжимающих напряжений / Алексеев А. Д., Рева В. Н., Рязанцев Н. А. – К.: Наук. думка, 1989. – 164 с.

101. Поведение грунтов под действием импульсных нагрузок / [Вовк А. А., Замышляев Б. В., Евтерев Л. С. и др.]. – К.: Наук. думка, 1984. – 284 с.

102. Ставрогин А. Н. Механические свойства горных пород при объемных напряженных состояниях и разных скоростях деформирования / А. Ставрогин, Е. Певзнер // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ., 1974, № 5. – С. 3–9.

103. Чирков С. Е. Прочности горных пород при трехосном неравномерном сжатии / С. Е. Чирков // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ., 1976, № 1. – С. 11–17.

104. Петряшин Л. Ф. Разрушение взрывом нерастворимых пропластков при сооружении хранилищ в соляных отложениях / Петряшин Л. Ф.,

Глоба В. М., Желтоухов В. В. // Строительство трубопроводов, 1977, № 9 – С. 35–41.

105. Михалюк А. В. Проблемы и перспективы использования энергии взрыва для интенсификации горных и горно-строительных работ геотехнологическими методами / А. В. Михалюк // Взрывные работы в геотехнологии. – К.: Наук. думка, 1991. – С. 3–21.

106. Деклараційний патент на корисну модель 6966 Україна, МПК F42D3/04. Спосіб створення підземних резервуарів у формаціях кам'яної солі / Р.М. Говдяк, В.П. Нагорний, Л.К. Дубровський та ін. Заявлено: 08.04.2005. Опубліковано: 16.05.2005. Бюл. № 5.

107. Давыдов В. М. Опыт строительства подземных емкостей в каменной соли / Давыдов В. М., Дубровский Л. К., Нечаев Ю. А. // Взрывные работы в геотехнологии. – К.: Наук. думка, 1991. – С. 87–93.

108. Метод интенсификации начальной стадии подземного выщелачивания солей и других соединений / [Михалюк А. В., Нагорный В. П., Чуриков В. А., Яцков А. В., Кондратенко А. Ю.]. – К.: 1989. – 3 с. (Препринт/АНУССР, Ин-т геофизики).

109. Деклараційний патент на корисну модель 6967 Україна, МПК F42D3/04. Установка для вибухової обробки карнизоподібних виступів на стінах підземних резервуарів у формаціях кам'яної солі / Р.М. Говдяк, В.П. Нагорний, Л.К. Дубровський та ін. Заявлено: 08.04.2005. Опубліковано: 16.05.2005. Бюл. № 5.

110. Казарян В.А. Подземное хранение углеводородов в солевых отложениях / Казарян В.А. – Ижевск: Ин-т компьютерных исследований, 2006. – 464 с.

111. Подземные хранилища газа, нефти и продуктов их переработки: СП 34-106-98 – Издание официальное. – М.: Госстрой России: ГУПЦПП, 2000. – 41 с.

112. Шишиц И.Ю. Создание подземных емкостей в каменных солях мощными камуфлетными взрывами / Шишиц И.Ю. – М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2006. – 82 с.

113. Некоторые методы обрушения упруго-хрупких пластов при строительстве хранилищ в соляных массивах / Михалюк А. В, Демченко Л. А., Лобода Н. И. и др. // Горные породы при динамических нагрузках. – К.: Наук. думка, 1989. – С. 68–73.

114. Нагорный В. П. Обрушение нерастворимых пластов при выщелачивании подземных хранилищ / Нагорный В. П. – К.: 1990. – 38 с. (Препр. АН УССР, Ин-т геофизики).

115. Тимошенко С. П. Пластины и оболочки / С. Тимошенко, С. Войновский-Кригер. – М.: Изд-во физ.-мат. литер., 1963. – 635 с.

116. Бабаков В. А. Задача о взрывном разрушении пласта горной породы / В. А. Бабаков // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ., 1986, № 6. – С. 115–117.

117. Вольгин В. В. Технологические решения по сооружению подземных резервуаров для природного газа в каменной соли, осложненной пропластками труднорастворимых пород / В. В. Вольгин // Подземное хранение газа. – М.: ВНИИГАЗ, 1995. – С. 36–97.

118. Замышляев Б. В. Динамические нагрузки при подводном взрыве / Б. Замышляев, В. Яковлев. – Л.: Судостроение, 1967. – 371 с.

119. Гузь А. Н. Гидроупругость систем оболочек / Гузь А. Н., Кубенко В. Д., Бабаев А. Э. – К.: Изд-во «Вища школа», 1984. – 206 с.

120. Афанасьев Е. Ф. Отражение волны давления от плоскости с деформируемой частью в виде мембраны / Е. Ф. Афанасьев // Инж. журн., 1961, № 1, № 12. – С. 158–163.

121. Рахматуллин Х. А. Решение задачи об отражении звуковых волн от жесткой плоскости, имеющей деформируемую часть / Х. А. Рахматуллин // Прикл. мат. и мех., 1954, 18, № 5. – С. 543–584.

122. Пищик М. Ф. Напряжения, возникающие в круглой пластинке при подводном взрыве / М. Ф. Пищик // Тр. Юбил. научн.-техн. конф. Ленинград. электротехн. ин-та, Ч. 1. – Новгород: 1971. – С. 99–106.

123. Галиев Ш. У. Нелинейное взаимодействие ударной волны в жидкости с деформируемым телом / Ш. У. Галиев // VI Междун. симп. по нелинейн. акуст. – М.: 1975. – С. 70–73.

124. Галиев Ш. У. Динамика взаимодействия элементов конструкций с волной давления в жидкости / Галиев Ш. У. – К.: Наук. думка, 1977. – 261 с.

125. Феодосьев В. И. Соппротивление материалов / Феодосьев В. И. – М.: Наука, 1970. – 543 с.

126. Нагорный В. П. Разрушение нерастворимых пластов при строительстве подземных хранилищ в каменной соли / В. Нагорный, А. Кондратенко // Моделирование динамики деформируемых сред. – К.: Наук. думка, 1993. – С. 107–118.

127. Численное моделирование волновых процессов в ограниченных средах / [Галиев Ш. У., Бабич Ю. Н., Жураховский С. В. и др.]. – К.: Наук. думка, 1989. – 197 с.

128. Штамповка взрывом / Под ред. М. А. Анучина. – М.: Машиностроение, 1973. – 152 с.

129. Нагорный В. П. Исследование взрывного обрушения нерастворимых пластов при строительстве подземных емкостей в соли / В. П. Нагорный, А. Ю. Кондратенко, Н. Н. Пекарь // Взрывные работы в геотехнологии. – К.: Наук. думка, 1991. – С. 37–44.

130. Нагорный В. П. Обрушение кольцевых пластов при выщелачивании подземных хранилищ / В. П. Нагорный, В. М. Глоба, А. Ю. Кондратенко // Изв. вузов. Горн. журн., 1998, № 1–2. – С. 27–32.

131. Ломтадзе В. Д. Инженерная геология / Ломтадзе В. Д. – Л.: Недра, 1964. – 510 с.



132. Нагорный В. П. Обрушение нерастворимых пластов при выщелачивании подземных хранилищ / В. Нагорный, А. Кондратенко // Труды X Междун. конф. по механике горных пород. – М.: РАН, 1993. – С. 38.

133. Электрические измерения неэлектрических величин / [Турчин А. М., Новицкий П. В., Левшина Е. С. и др.]. – Л.: Энергия, 1975. – 576 с.

134. Зайдель В. Н. Ошибки измерений физических величин / Зайдель В. Н. – Л.: Наука, 1974. – 107 с.

135. Свешников А. А. Основы теории ошибок / Свешников А. А. – Л.: Изд-во Ленингр. ун-та, 1972. – 122 с.

136. Пустыльник Е. М. Статистические методы анализа и обработки наблюдений / Пустыльник Е. М. – М.: Наука, 1968. – 288 с.

137. Сидоренко В. М. Основы научных исследований / В. Сидоренко, И. Грушко. – Харьков: Изд-во «Вища школа», 1970. – 199 с.

138. 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.

139. Нагорный В. П. Напряженно-деформированное состояние заземленных по контуру пластов под действием статической нагрузки / В. Нагорный, А. Кондратенко // Деформируемые среды при импульсных нагрузках. – К.: Наук. думка, 1992. – С. 76–81.

140. Технология взрывного обрушения нерастворимых отложений при выщелачивании подземных емкостей в солях / [Михалюк А. В., Нагорный В. П., Кондратенко А. Ю. и др.]. – К.: 1990. – 3 с. (Препр. / АН УССР, Ин-т геофизики им. С.И. Субботина).

141. Розуцільнення порід у привибійній зоні пластів під дією імпульсних навантажень / [Глоба В. М., Нагорний В. П., Куль А. Й., Кондратенко О. Ю.]. – Нафт. і газова пром-сть, 1997, № 5. – С. 20–21.

142. Временная инструкция по взрыво-прострелочным работам при размыве подземных хранилищ / [Михалюк А. В., Нагорный В. П.,

Кондратенко А. Ю. и др.]. – К.: 1991. – 19 с. (Препр. / АН УССР, Ин-т геофизики им. С. И. Субботина).

143. Иогансен К. В. Спутник буровика / Иогансен К. В. – М.: Недра, 1981. – 189 с.

144. Михалюк А. В. Взрывные работы при строительстве подземных хранилищ в каменной соли методом размыва / Михалюк А. В., Нагорный В. П. – К.: 1995. – 26 с. (Препр. / НАН Украины, Ин-т геофизики им. С. И. Субботина).

145. В.П. Нагорный, В.М. Глоба. // Сооружение и эксплуатация подземных хранилищ углеводородов в отложениях каменной соли. – К.: ЭССЕ. 2010. – 176 с.

146. Глоба В. М. Інтенсифікація спорудження підземних сховищ в кам'яних солях // Глоба В. М., Нагорний В. П., Кондратенко О. Ю. [та ін.]. – Нафтова і газова промисловість, 1998, №5. – С. 42–43.

## Додаток А

"УТВЕРЖДАЮ"

ЗАМ. ДИРЕКТОРА ИНСТИТУТА

ГЕОФИЗИКИ ИМ. С. И. СУББОТИНА

АН УКРАИНЫ, доктор физ.-мат. наук

В. А. ЛАНИЩЕНКО

" 30 " 06 1993г.

"УТВЕРЖДАЮ"

ДИРЕКТОР КОМБИНАТА

"НЕМАН"

Н. Н. ПЕКАРЬ

" 28 " 07 1993г.

## А К Т

внедрения взрывного метода обрушения нерастворимых  
пластов при выщелачивании подземной емкости на скв. 3Э

Мы, комиссия в составе: от Института геофизики АН Украины,  
зав.отделом Михалюк А.В., зав.отделом Нагорный В.П., научный сот-  
рудник Кондратенко А.Ю.; от комбината "Неман" директор  
комбината "Неман" Пекарь Н.Н.

составили настоящий Акт в том, что при строительстве подземного  
хранилища на скв. 3Э был внедрен метод обрушения нерастворимых  
пластов, наличие которых в камере размыва препятствовало выще-  
лачиванию хранилища в пределах проектного контура.

Метод обрушения разработан и предложен Отделением геодина-  
мики взрыва ИГФ АН Украины. Сущность метода заключается в подрыве  
торпед, масса зарядов и режим взрывания которых в торпедах опре-  
деляются с учетом обрушения нерастворимых пластов в пределах  
расчетного контура взрывной обработки.

Торпедирование скважин выполнено в интервале 977-980 м.

Суммарная масса зарядов в торпеде 17,8 кг /два равновели-  
ких заряда по 8,9 кг каждый/. Интервал замедления взрывания

- 2 -

зарядов в торпед е осуществлялся посредством отрезка III длиной 1,95 м. Общее количество торпед - 2.

После проведения взрывов были проведены наблюдения за состоянием скважины. В результате установлено, что под влиянием взрывной обработки имело место обрушение нерастворимых отложений в пределах расчетного контура / 6 м/, что позволило получить камеру требуемой формы объемом 100000 м<sup>3</sup>, увеличить концентрацию рассола до 230 г/л и сократить период строительства емкости на 99 дней.

Экономический эффект от предложенного метода взрывного обрушения нерастворимых пластов при выщелачивании подземной емкости на скв. ЗЭ составляет 484000 руб. /в ценах 1990 г./.

Расчет экономического эффекта прилагается.

Зав.отделом, п.т.н.

*Михалюк* А.В.МИХАЛЮК

Зав.отделом, к.т.н.

*Нагорный* В.П.НАГОРНЫЙ

Научн.сотрудник

*Кондратенко* А.Ю.КОНДРАТЕНКО

## Додаток Б

"УТВЕРЖДАЮ"

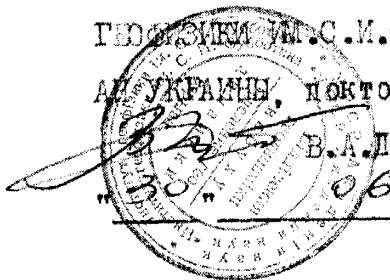
ЗАМ. ДИРЕКТОРА ИНСТИТУТА

ГЕОФИЗИКИ ИМ. С. М. СУББОТИНА

АК. УКРАИНЫ, доктор физ.-мат. наук

В. А. ЛАНИЛЕНКО

"30" \_\_\_\_\_ 06 1993г.



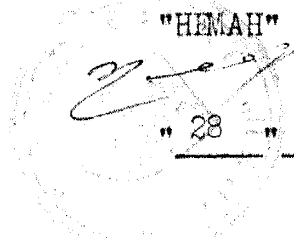
"УТВЕРЖДАЮ"

ДИРЕКТОР КОМБИНАТА

"НИМАН"

Н. Н. ПЕКАРЬ

"28" \_\_\_\_\_ 07 1993г.



## РАСЧЕТ

экономического эффекта от внедрения метода взрывного обрушения нерастворимых пластов при выщелачивании подземной емкости на скв. 3Э

В результате торпедирования в области залегания нерастворимых пластов на скв. 3Э произошло их обрушение, что позволило получить камеру объемом  $100000 \text{ м}^3$ .

Без обрушения нерастворимого пласта на этой скважине можно было бы получить камеру объемом не более  $70000 \text{ м}^3$ . Увеличение объема полученной камеры привело к снижению удельных капитальных затрат. При удельных капитальных затратах на строительство  $1,0 \text{ м}^3$  емкостей объемом  $70000 \text{ м}^3$  и  $100000 \text{ м}^3$  равных 18,59 руб. и 14,82 руб., соответственно, экономический эффект от увеличения объема построенной емкости составляет

$$/18,59 - 14,82/ \cdot 100000 = 377000 \text{ руб.}$$

В результате торпедирования произошло также увеличение концентрации рассола до 280 г/л уже на этапе формирования I ступени камеры, а согласно регламента размыва по традиционному способу /без применения торпедирования/ такая концентрация достигается по окончании отработки III ступени. Это способствовало сокращению времени размыва емкости на 99 суток и снижению удельных затрат

- 2 -

при строительстве емкости по 13,75 руб.

Экономический эффект от сокращения сроков строительства емкости составляет

$$/14,82 - 13,75/ \cdot 100000 = 707000 \text{ руб.}$$

Суммарный экономический эффект от внедрения метода взрывного обрушения нерастворимых пластов при выщелачивании подземной емкости на скв. 3Э в ценах 1990 г. составляет

$$377000 + 107000 = 484000 \text{ руб.}$$

Расчет составили:

Зав.отделом, к.т.н.

*В.П. Нагорный* В.П.НАГОРНЫЙ

Научный сотрудник

*А.Ю. Кондратенко* А.Ю.КОНДРАТЕНКО

Экономист I категории

*Г.В. Букур* Г.В.БУКУР

## Додаток В

"УТВЕРЖДАЮ"

ЗАМ. ДИРЕКТОРА ИНСТИТУТА

ГЕОФИЗИКИ ИМ. С. И. СУББОТИНА

АН УКРАИНЫ доктор физ.-мат. наук

В. А. ДАНИЛЕНКО

"30" 06 1993г.



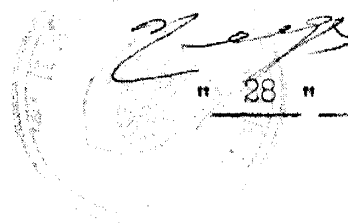
"УТВЕРЖДАЮ"

ДИРЕКТОР КОМБИНАТА

"НЕМАН"

Н. Н. ПЕКАРЬ

" 28 " 07 1993г.



## А К Т

внепрения метода интенсификации подземного  
выщелачивания хранилищ на скв. 69 и 79

Мы, комиссия в составе: от Института геофизики АН Украины зав.отделом Михалюк А.В., зав.отделом Нагорный В.П., научн.сотрудник Кондратенко А.Ю.; от комбината "Неман" директор комбината "Неман" Пекарь Н.Н.

составили настоящий Акт в следующем.

В феврале и ноябре 1990 г. на скв. 79 и 69, соответственно, было осуществлено торпедирование околоствольного пространства в области гидровруба с целью интенсификации подземного выщелачивания хранилищ.

Конструкция и режим взрывания зарядов в торпедах разработаны и предложены Отделением геодинамики взрыва ИГФ АН Украины. Задачей взрывных работ было создание в обрабатываемом массиве, включающем соленосные отложения и нерастворимые пропластки известняка и гипс-ангидритового материала, зоны искусственной трещиноватости, способствующей ускорению процесса размыва хранилищ.

Торпедирование скв. 69 и 79 осуществлено в интервале глубин 935,0-955,0 м. Применяемые торпеды состояли из двух равновеликих

- 2 -

зарядов массой по 3,2 кг /скв.69/ и 3,6 кг /скв. 79/ каждый. Расстояние между отдельными частями торпеды, где размещается отрезок ДШ для создания ультракороткозамедленного режима взрыва зарядов в торпедо, принимался равным 0,5-0,6 м для сохранения сферической формы расхождения взрывной волны.

В каждой скважине было взорвано по две торпеды. Для гашения взрывных волн по стволу скважины применялись средства защиты скважины в виде резиновых оболочек с песком, устанавливаемых над торпедой.

В результате торпедирования в зоне взрывной обработки в соли и нерастворимых пропластках создана искусственная трещиноватость, способствующая ускорению выщелачивания хранилищ и сокращению сроков строительства емкостей.

Экономический эффект от внедрения метода интенсификации подземного выщелачивания хранилищ на скв. 69 и 79 составляет 507363 руб. /в ценах 1990 г./.

Расчет экономического эффекта прилагается.

Зав.отделом, д.т.н.

*А.В.Михалюк*  
А.В.МИХАЛЮК

Зав.отделом, к.т.н.

*В.П.Нагорный*  
В.П.НАГОРНЫЙ

Научный сотрудник

*А.Ю.Кондратьенко*  
А.Ю.КОНДРАТЬЕНКО



## Додаток Д

"УТВЕРЖДАЮ"

ЗАМ. ДИРЕКТОРА ИНСТИТУТА

ГЕОФИЗИКИ ИМ. С. И. СУББОТИНА

АН УКРАИНЫ, доктор физ.-мат. наук

В.А. ДАНИЛЕНКО

" 30 "

06

1993г.

"УТВЕРЖДАЮ"

ДИРЕКТОР КОМБИНАТА

"НЕМАН"

Н.Н. ПЕКАРЬ

" 28 "

07

1993г.

## РАСЧЕТ

экономической эффективности от внедрения метода интенсификации подземного выщелачивания хранилищ на скв. 69 и 79

Для повышения эффективности выщелачивания подземных хранилищ на скв. 69 и 79 было осуществлено торпедирование соляных отложений и нерастворимых пропластков известняка и гипс-ангидристового материала на участке гидроруба. Схема монтажа торпед и режим взрывания зарядов разработаны и предложены Отделением геодинамики взрыва ИГФ АН Украины.

В результате выполненных работ получены искусственная трещиноватость и повышение проницаемости околоствольного массива в зоне взрывной обработки, что привело к увеличению концентрации рассола и сокращению сроков строительства емкостей, экономии электроэнергии, воды и других материалов.

Согласно плано-экономическим показателям интегральная стоимость разрыва  $1,0 \text{ м}^3$  хранилища на скв. 69 и 79 составляет 8,2 руб.

- 2 -

Общая стоимость хранилища объемом 85000 м<sup>3</sup>, сооруженного без применения работ по торпедированию гидровруба, составляет

$$8,2 \cdot 85000 = 697000 \text{ руб.}$$

Усредненные затраты на I сутки технологического процесса по размыву емкости составляют

$$697000 : 527 = 1322,6 \text{ руб/сут.},$$

где 527 – время размыва емкости, сут.

За счет интенсификации размыва сроки строительства емкости 6Э сократились на 205 суток, емкости 7Э – на 196 суток.

Экономический эффект от интенсификации процесса выщелачивания составляет

$$\text{Скв. 6Э} \quad 1322,6 \cdot 205 = 271133 \text{ руб.}$$

$$\text{Скв. 7Э} \quad 1322,6 \cdot 196 = 259230 \text{ руб.}$$

С учетом затрат на производство взрывных работ на скв. 6Э и 7Э в сумме 23000 руб. суммарный экономический эффект от внедрения метода интенсификации подземного выщелачивания хранилищ на скв. 6Э и 7Э в ценах 1990 г. составляет

$$271133 + 259230 - 20000 = 507363 \text{ руб.}$$

Расчет составили:

Зав.отделом, к.т.н.

*В.П. Нагорный* В.П. НАГОРНЫЙ

Экономист I категории

*Г.В. Букур* Г.В. БУКУР

## Додаток Е

УТВЕРЖДАЮ

ЗАМ. ДИРЕКТОРА ИНСТИТУТА  
ГЕОФИЗИКИ ИМ. С. И. СУББОТИНА  
АН УКРАИНЫ, доктор физ.-мат. наук  
В. А. ДАНИЛЕНКО

" 04 " 06 1993 г.

УТВЕРЖДАЮ

ПРЕДСЕДАТЕЛЬ  
кооперативно-арендного  
предприятия по строительству  
скважин ГП Астраханьгазпром  
Г. М. ДУГНИСТЫЙ

" 06 " 06 1993 г.

## А К Т

внедрения метода интенсификации подземного  
выщелачивания хранилищ на скв. I А и З А

Мы комиссия в составе: от Института геофизики АН Украины зав. отделом Нагорный В. П., зав. лабораторией Лысок Н. А., научн. сотрудник Кондратенко А. Ю.; от кооперативно-арендного предприятия по строительству скважин ГП "Астраханьгазпром" зам. председателя Пономаренко Д. В. составили настоящий Акт в следующем.

В период с мая по июль 1991 г. на скважинах I А и З А были выполнены работы по торпедированию участков гидроруба с целью увеличения общей обменной поверхности размыва и ускорения процесса выщелачивания емкостей.

Сущность метода заключается в подрыве торпед, реализующих создание в окружающем массиве нагрузок, способствующих увеличению зоны искусственной трещиноватости. Конструкция и метод взрывания зарядов в торпедо предложены Отделением геодинамики взрыва ИГи АН Украины.

- 2 -

Торпедирование скв. I А выполнено в интервале 881-894 м, скв. З А - в интервале 775-800 м. Суммарная масса зарядов в торпедо 15,0 кг для скв. I А и 10,0 кг для скв. З А.

Общее количество торпед - 4 /по две торпеды на скважину/. Гашение взрывной волны вне области торпедирования осуществлялось применением средств защиты скважин, разработанных в ИГФ АН Украины. Ультракороткозамедленное взрывание зарядов в торпедах осуществлялось с помощью отрезков детонирующего шнура.

В результате торпедирования повысилась проницаемость призабойных зон скважин, увеличилась общая обменная поверхность размыва, что способствовало повышению эффективности выщелачивания емкостей и уменьшению "чистого" времени размыва.

Экономический эффект от предложенного метода интенсификации подземного выщелачивания емкостей на скв. I А и З А составляет

504242 руб.

Расчет экономического эффекта прилагается.

От Института геофизики  
АН Украины:

зав. отделом, к.т.н.

*В.П. Нагорный* В.П. НАГОРНЫЙ

зав. лабораторией, к.т.н.

*Н.А. Лысюк* Н.А. ЛЬСЮК

научный сотрудник

*А.Ю. Кондратенко* А.Ю. КОНДРАТЕНКО

От кооперативно-арендного  
предприятия по строительству  
скважин ГП Астраханьгазпром:

зам. председателя

Д.В. ПОНОМАРЕНКО



## Додаток Ж

УТВЕРЖДАЮ

ЗАМ. ДИРЕКТОРА ИНСТИТУТА

ГЕОФИЗИКИ ИМ. С. И. СУББОТИНА

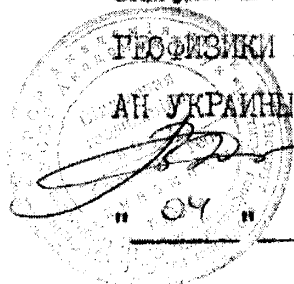
АН УКРАИНЫ, доктор физ.-мат. наук

В. А. ДАНИЛЕНКО

" 04 "

06

1993 г.



УТВЕРЖДАЮ

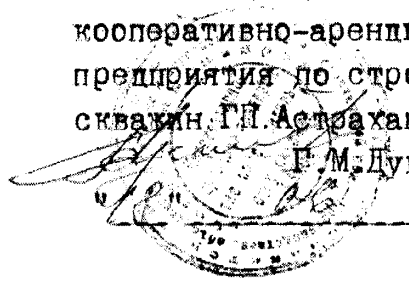
ПРЕДСЕДАТЕЛЬ

кооперативно-арендного  
предприятия по строительству

скважин Г. П. Астраханьгазпром

Г. М. Дугнистый

1993 г.



## РАСЧЕТ

экономической эффективности от внедрения метода  
интенсификации подземного выщелачивания хранилищ  
на скв. I А и З А

В целях повышения эффективности размыва емкостей на скв. I А и З А было произведено торпедирование участков гидровруба. Конструкция и способ взрывания зарядов в торпелах предложены Отделением геодинамики взрыва ИГФ АН Украины.

В результате выполненных работ повысилась проницаемость призабойных зон скважин, увеличилась общая величина обменной поверхности, что способствовало интенсификации размыва емкостей за счет увеличения концентрации рассола, сокращения времени размыва, экономии объема воды, электроэнергии и других ресурсов.

Для экономической оценки эффективности выполненных работ были использованы планово-экономические показатели процессов размыва на скв. I А и З А. Согласно этим показателям интегральная стоимость размыва 1 м<sup>3</sup> хранилища составляет 8,5 руб.

- 2 -

Общая стоимость хранилища объемом 100000 м<sup>3</sup>, сооруженного без применения взрывных работ, составляет

$$8,5 \cdot 100000 = 850\,000 \text{ руб.}$$

Усредненные затраты на 1 сутки технологического процесса по размыву емкости составляют

$$850\,000 : 670 = 1268,6 \text{ руб/сут}$$

где 670 - время размыва емкости, сут.

За счет интенсификации размыва "чистое" время строительства емкости I А сократилось на 219 суток, емкости З А - на 210 суток.

Экономический эффект от интенсификации процесса выщелачивания составляет

$$\text{Скв. I А } 1268,6 \cdot 219 = 277836 \text{ руб.}$$

$$\text{Скв. З А } 1268,6 \cdot 210 = 266406 \text{ руб.}$$

С учетом затрат на производство взрывных работ на скв. I А и З А в сумме 40000 руб. суммарный экономический эффект от внедрения метода интенсификации процесса выщелачивания емкостей на скв. I А и З А составляет

$$277836 + 266406 - 40000 = 504242 \text{ руб.}$$

От Института геофизики  
им.С.И.Субботина АН Украины  
зав.отделом, к.т.н.

*В.П.* В.П.НАГОРНЫЙ

экономист I категории

*Г.В.* Г.В.БУЖУР

От кооперативно-арендного  
предприятия по строительству  
скважин ГП Астраханьгазпром  
зам.председателя

Д.В.ПОНОМАРЕНКО



## Додаток 3

## Метрологічні характеристики засобів вимірювання напружено-деформованого стану пластів при їх навантаженні

№№ пп	Найменування засобів вимірювання	Метрологічні характеристики	Тип перетворення величин
1	2	3	4
1.	Тензометричний давач деформацій	Типорозмір КФ5П1-10-400. Діапазон деформацій, що вимірюються від мінус 3000 до плюс 3000 млн <sup>-1</sup> . Граничне відносне відхилення електричного опору в партії від номіналу, не більше ±1,0%. Максимальний струм живлення – 30 мА. Середнє значення чутливості при нормальній температурі: від 2,0 до 2,3.	Перетворення механічних величин (деформація, приріст електричного опору Ом).
2.	Тензопісилювач «Топаз-3-01»	Діапазон вхідних напружень від 0 до 40 мВ. Діапазон коефіцієнта підсилення: від 2 до 20. Крутизна підсилення – (2,5±0,8) мА/мВ. Діапазон частот реєстрації: від 0 до 10 <sup>5</sup> Гц. Похибка – не більше 1,5%.	Підсилення електричного сигналу (В).
3.	Осцилограф Н-115	Число каналів – 12 Швидкість руху фотострічки: від 0,5 до 10 000 мм/с. Діапазон частот реєстрації: від 0 до 10 <sup>-4</sup> Гц. Гранична швидкість	Перетворення електричного сигналу (В) в кутове

## Продовження додатку 3

1	2	3	4
		запису: із ртутною лампою на фотострічці «УФ67» – 2 000 м/с; із ртутною лампою на фотострічці із хімічним проявленням чутливістю 800 од. – 2600 м/с.	відхилення світлового променя і його реєстрація на світлочутливій стрічці.
4.	Генератор ГЗ-63.	Діапазон частот реєстрації: від 0,001 до 10 000 Гц. Умовна похибка по частоті в усьому можливому діапазоні частот генератора не перевищує $\pm 2\%$ .	Одержання відміток часу на осцилограмах.
5.	Джерело живлення «Агат»	Діапазон вихідних напружень: від 0 до 30 В.	Забезпечення живлення тензопідсилювача «Топаз 3-01».