

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

**В.П. Нагорный, В.М. Глоба, И.И. Денисюк**

**ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ДОБЫЧЕ ПРИРОДНЫХ  
УГЛЕВОДОРОДОВ, СТРОИТЕЛЬСТВЕ  
МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ  
И ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ**

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

**Киев – 2009**

**Взрывные работы при добыче природных углеводородов, строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ / В.П.Нагорный, В.М.Глоба, И.И. Денисюк;** под редакцией В.П. Нагорного; НАН Украины, Институт геофизики им. С.И. Субботина. – Киев, 2009. – С. 330, ил. 127, табл. 72, библиограф. 184.

ISBN 978-966-02-5314-8

Рассмотрены теоретические основы разрушения пластовых отложений горных пород взрывом. Исследовано их поведение при импульсном нагружении с применением амплитудно-частотных спектров. Приведены результаты экспериментальных исследований напряженно-деформированного состояния горных пород при динамическом нагружении.

Изложены физико-механические свойства горных пород, разрушаемых взрывом, при добыче природных углеводородов, строительстве трубопроводов и подземных газонефтехранилищ. Приведены методы и технологии взрывных работ, отмечена специфика проведения их в скальных, мерзлых и водонасыщенных породах. Рассмотрены общие принципы расположения и расчета зарядов, даны рекомендации по выбору оптимальных параметров и организации взрывных работ.

Приведены технико-экономические показатели эффективности применения технологий с использованием энергии взрыва.

Для научных и инженерно-технических работников, аспирантов и студентов, занимающихся вопросами использования энергии взрыва на объектах нефтегазовой промышленности.

**Вибухові роботи при видобутку природних вуглеводнів, будівництві магістральних трубопроводів і підземних сховищ / В.П.Нагорний, В.М.Глоба, І.І.Денисюк;** за редакцією В.П. Нагорного; НАН України, Інститут геофізики ім. С.І. Субботіна. – Київ 2009. – С. 330, іл. 127, табл. 72, бібліограф. 184.

Розглянуті теоретичні основи руйнування пластових відкладів гірських порід вибухом. Досліджена їх поведінка при імпульсному навантаженні із застосуванням амплітудно-частотних спектрів. Викладені результати експериментальних досліджень напружено-деформованого стану гірських порід при динамічному навантаженні.

Приведені фізико-механічні властивості гірських порід, що руйнуються вибухом, при видобутку природних вуглеводнів, будівництві трубопроводів і підземних газонефтохранилищ. Викладені методи та технології вибухових робіт, відзначена специфіка проведення їх в скельних, мерзлих і водонасичених породах. Розглянуті загальні принципи розташування та розрахунку зарядів, дані рекомендації щодо вибору оптимальних параметрів і організації вибухових робіт.

Приведені техніко-економічні показники ефективності застосування технологій з використанням енергії вибуху.

Для наукових і інженерно-технічних працівників, аспірантів і студентів, які займаються питаннями використання енергії вибуху на об'єктах нафтогазової промисловості.

Рекомендовано до друку Робочою секцією геодинаміки вибуху Вченої ради Інституту геофізики ім.С.І.Субботіна НАН України (протокол № 4 від 30 червня 2009 р.)

ISBN 978-966-02-5314-8

© Інститут геофізики ім. С.І. Субботина. – Киев, 2009.

© В.П. Нагорный, В.М. Глоба., И.И. Денисюк

## Введение

Добыча природных жидких и газообразных ископаемых, строительство магистральных трубопроводов и подземных хранилищ для транспортировки и хранения углеводородов составляют основу сырьевой базы топливно-энергетического комплекса, химической переработки и производства минеральных удобрений.

В условиях растущих потребностей в углеводородном сырье одним из важных направлений научно-технического процесса в горной индустрии является разработка прогрессивных технологий, связанных с динамическим, в том числе взрывным воздействием на горные породы.

В скважинной геотехнологии применение взрывных работ позволяет улучшить проницаемость пластов-коллекторов нефти и газа в призабойной зоне скважин, состояние которой значительно ухудшается в процессе длительной работы скважин.

Строительство магистральных трубопроводов, особенно в условиях скальных, мерзлых, обводненных участков и болот, требует применения прогрессивных технологий с применением взрывных работ, позволяющих повысить темпы строительства.

Наземные и заглубленные металлические и железобетонные резервуары имеют существенные недостатки: высокая стоимость строительства и эксплуатационных расходов, значительные металлозатраты, зависимость температурного режима резервуаров от атмосферных условий, высокая взрыво- и пожароопасность, большая площадь застройки и др.

Подземные хранилища обладают высокими технико-экономическими показателями. Преимущества их заключаются в низких капитальных (в три раза меньших, чем для наземных резервуаров) и эксплуатационных (в два раза меньших) затрат, повышенной безопасности, в 30-70 раз уменьшенной потребности в земельных отводах для строительства.

В настоящее время накоплен значительный опыт строительства подземных хранилищ для нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов. Подземные хранилища сооружают в отложениях каменной соли, непроницаемых или практически непроницаемых горных породах (гипс, ангидрит, гранит и др.), отработанных шахтах.

При строительстве подземных хранилищ шахтного типа 100% всех выработок – вскрывающих и выработок-емкостей проходится взрывным способом.

В последнее время широко применяются подземные хранилища, образованные в пластичных породах камуфлетными взрывами.

Практика показывает, что применение энергии взрыва на первоначальной стадии строительства емкостей в каменных солях позволяет значительно ускорить процесс ведения размывочных работ при сооружении хранилищ. Кроме того, при наличии в зоне проектного контура размыва емкости нерастворимых отложений прочных пород применение взрывных работ позволяет успешно решить задачу самообрушения и принудительного обрушения нерастворимых пластов в процессе размыва емкостей.

Передовой опыт и результаты исследований в области совершенствования методов ведения взрывных работ при добыче углеводородов, строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ освещены далеко не полно и в основном лишь в периодических изданиях.

В книге проанализированы и обобщены материалы по использованию энергии взрыва для интенсификации работы скважин по добыче углеводородного сырья, строительства магистральных трубопроводов и подземных хранилищ. Приведены рекомендации по выбору оптимальных параметров и методов ведения взрывных работ, систематизированы и даны рекомендации по проектированию взрывных работ в соответствии с «Техническими правилами ведения взрывных работ», «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и другими инструктивными указаниями.

Материал, изложенный в книге, является результатом исследований, проведенных в Отделении геодинамики взрыва Института геофизики им. С.И. Субботина НАН Украины на протяжении последних 25 лет.

При написании книги обобщены результаты исследований, проведенные Научно-исследовательским институтом по строительству магистральных трубопроводов, НИИпромгазом, МГИ, Челябинским политехническим институтом (Россия), Ивано-Франковским национальным техническим университетом нефти и газа и Институтом геофизики НАН Украины.

Авторы выражают благодарность докт.техн.наук А.В. Михалюку за постоянное внимание, проявленное к исследованиям и участие в обсуждении их результатов.

Авторы признательны Т.Я. Бондарь за подготовку компьютерной верстки книги.

## Раздел 1

### **СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИИ ГОРНЫХ ПОРОД, РАЗРУШАЕМЫХ ВЗРЫВОМ, ПРИ ДОБЫЧЕ ПРИРОДНЫХ УГЛЕВОДОРОДОВ, СТРОИТЕЛЬСТВЕ МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ И ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ**

Природные углеводороды (нефть, газ) добывают с применением метода скважинной геотехнологии. Однако, в процессе длительной эксплуатации добывающих скважин фильтрационные свойства пород-коллекторов нефти и газа в призабойных зонах пластов (ПЗП) ухудшаются из-за кольматации каналов фильтрации различного вида асфальтосмолистыми соединениями, парафином и механическими примесями, что сопровождается снижением дебита скважин. В таких ситуациях применение энергии взрыва дает возможность создать в ПЗП искусственные каналы фильтрации, в результате чего увеличивается приток углеводородов к забою скважин и повышается степень извлечения их из недр.

При строительстве магистральных трубопроводов выполняется большой объем земляных работ, по трудоемкости составляющих в летний период 18%, а в зимний – до 30% общего объема работ. Высокие темпы строительства магистральных трубопроводов требуют повышения производительности труда, комплексного применения передовой техники, технологии и организации взрывных работ.

Для сооружения подземных хранилищ используются, как правило, плотные породы: каменная и калийные соли, гипсы, ангидриты, глины, глинистые сланцы, мергели, известняки, доломиты, граниты, гнейсы и др. В некоторых случаях хранилища сооружаются и в проницаемых породах с искусственной герметизацией стенок выработок – емкостей. При этом взрывные работы широко применяются при сооружении технологических выработок и хранилищ шахтного типа, сооружении подземных емкостей в пластичных породах камуфлетными взрывами, строительстве подземных хранилищ в каменных солях со сложными горно-геологическими условиями.

Эффективность разрушения горных пород взрывом во многом определяется их свойствами, которые учитываются при расчете и выборе параметров взрывных работ.

## 1.1. Основные свойства горных пород, влияющие на эффективность разрушения их взрывом

Ниже рассматриваются свойства горных пород применительно к условиям производства взрывных работ на объектах нефтегазового комплекса (скважины, магистральные трубопроводы, подземные хранилища). Наибольшее значение имеют плотность, твердость, пластичность, вязкость, устойчивость, прочностные характеристики, пористость, хрупкость, разрыхляемость, трещиноватость. Определяющее значение также имеют абразивность, буримость и взрываемость.

На износ инструмента при бурении и выбор величины осевого усилия, частоты вращения бурового инструмента главным образом влияют твердость, абразивность и вязкость горных пород. Показатели твердости, абразивности и вязкости горных пород приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1. Показатели твердости, абразивности и вязкости

Порода	Твердость по отскоку	Показатель абразивности	Вязкость, Па·с
Гранит	116–114	58–72	1,4
Базальт	88	25	2,2
Песчаник	52	30	1,1
Сланец	52	2	1,1
Доломит	50	1	1,0
Известняк мраморизованный	50	1	1,0
Известняк	40	1	1,0
Мрамор	40	1	0,7

В табл. 1.2 приведены показатели временных сопротивлений сжатию, растяжению и сдвигу некоторых горных пород.

Пластические свойства в значительной мере определяют дробимость горных пород. С увеличением пластичности пород эффективность процессов бурения и взрывания снижается. В табл. 1.3 приведены значения коэффициента пластичности пород, наиболее часто встречающихся при сооружении магистральных трубопроводов и строительстве подземных хранилищ.

Показатели общей пористости некоторых пород (%) следующие: 0–40 песчаники; 1–40 алевриты; 5–20 аргиллиты; 40–55 лёссы; 0–35 известняки; 2–35 доломиты; 0,6–19 базальты. Наибольшей пористостью обычно характеризуются рыхлые обломочные породы, наименьшей – плотные осадочные, магматические и метаморфические породы.

**Таблица 1.2. Показатели временных сопротивлений сжатию, растяжению и сдвигу**

Порода	Предел прочности, МПа		
	на сжатие	на растяжение	на сдвиг
Глина	6,5–10,5	0,1–0,2	0,4
Известняк	45–120	11–12	7–18
Мрамор	60–190	6–16	24–30
Песчаник	35–150	3–10	23
Диабаз	158	13,4	11
Доломит	78,4	11	–
Ангидрид	101,6	18	10
Гипс	20,2	5	0,9
Базальт	30–40	15	17,5–46

**Таблица 1.3. Значения коэффициента пластичности горных пород**

Порода	Коэффициент пластичности
Глины сланцевые	1,7–2,0
Аргиллиты и глинистые сланцы	1,3–3,3
Песчаники мелкозернистые	1,7–3,0
Кварцит	1,0
Алевролиты	1,5–2,4
Известняки пористые	7,0
Известняки плотные	2,5–4,5
Гипсы	1,8–3,7
Ангидриты	2,1–4,3
Каменная соль	3,4–3,8

Кусковатость взорванной породы при сооружении полок и траншей в скальных породах и выход негабарита в основном зависят от трещиноватости горных пород. Трещиноватость недопустима в породах, в которых создаются подземные газонефтехранилища.

Удельный расход взрывчатого вещества (ВВ) зависит от плотности горных пород. Показатели плотности и коэффициента разрыхления пород приведены в табл. 1.4.

Колебания плотности сыпучих и рыхлых пород объясняются их различной влажностью, а твердых – степенью трещиноватости. Наибольшим коэффициентом разрыхления характеризуются твердые, вязкие и абразивные породы.

**Таблица 1.4. Показатели плотности и коэффициента разрыхления**

Порода	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Коэффициент разрыхления
Песок	1400–2000	1,6–1,95
Глина	1400–2500	1,2–2,1
Известняки	1200–2500	1,5–2,7
Сланцы	1400–1600	2,3–2,6
Песчаники	1250–1500	1,8–2,5

Показатель устойчивости обычно характеризуется углом естественного откоса, т. е. углом, при котором откос полки или стенки траншеи находится в устойчивом состоянии. Величина его для различных пород меняется от 0 до 80<sup>0</sup>. Величина угла естественного откоса зависит от угла внутреннего трения, силы сцепления, плотности, влажности и других характеристик грунта. Влажность и угол естественного откоса при сооружении траншей имеют наибольшее значение. В зависимости от этих характеристик определяется допустимая крутизна откосов в траншеях. Значения углов естественного откоса для различных грунтов приведены в табл. 1.5.

**Таблица 1.5. Значения углов естественного откоса**

Грунт	Угол естественного откоса (градус) для грунта		
	сухого	влажного	мокрого
Гравий	40	40	35
Песок:			
крупный	30	32	27
средний	28	35	25
мелкий	45	35	15
Суглинок	50	40	30
Растительная земля	40	35	25
Торф без корней	40	25	19
Скальный грунт	80	75	70

Крутизна откосов зависит не только от состояния грунтов, но и от срока службы земляного сооружения. При строительстве трубопроводов траншеи являются временным сооружением, так как после опускания труб их засыпают. Это дает возможность придавать стенкам траншеи (в связных грунтах нормальной влажности) вертикальное положение. Устойчивость пород имеет существенное значение при выборе методов ведения взрывных работ.

Каждая из рассмотренных характеристик горных пород служит для

ориентировочной относительной оценки эффективности бурения и взрывания. Для более полной характеристики горной породы с точки зрения взрывных работ введены понятия крепость, буримость и взрываемость. Эти свойства определяются совместным влиянием рассмотренных выше механических характеристик пород.

## 1.2. Классификации горных пород

Наиболее распространенным критерием крепости, используемым при проектировании взрывных работ, является крепость по шкале проф. М.М.Протождьяконова, характеризующая прочность горных пород на раздавливание при одноосном сжатии. Классификация горных пород проф. М.М. Протождьяконова приведена в табл. 1.6.

Таблица 1.6. Крепость пород по М.М. Протождьяконову

Крепость по шкале проф.М.М. Протождьяконова	Степень крепости	Типичные горные породы	Кoeffициент крепости $f$
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Менее крепкие, нежели указанные выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор	10
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Породы средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник, мягкий конгломерат	4
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированные галька и хрящ, каменистый грунт	2
VIa	Довольно мягкие породы	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, сплывавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкие наносы, глинистый грунт	1,0
VIIa	То же	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8
VIII	Землистые породы	Растительная земля. Торф. Легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3

Классификация проф. М.М. Протодяконова широко применяется для ориентировочной оценки крепости пород и при укрупненных проектно-сметных расчетах.

Для оперативного нормирования и проектирования взрывных работ при строительстве магистральных трубопроводов и хранилищ разработаны и применяются ряд других классификаций, в основу которых положены буримость и взрываемость горных пород.

Степень трудности бурения шпуров и скважин в горных породах характеризуется их буримостью, определяемой скоростью внедрения бурового инструмента в породу.

В качестве показателя буримости принято время бурения 1,0 м шпура при стандартных условиях бурения. Характеристика бурового инструмента: диаметр головки бура – 42 мм, форма лезвия бура – крестовая, угол заострения лезвия –  $90^{\circ}$ , длина штанги – 1,0 м, давление сжатого воздуха 0,45 МПа. Глубина бурения – до 1,0 м. Показатели, характеризующие буримость различных пород, приведены в табл. 1.7.

**Таблица 1.7. Показатели буримости горных пород**

Породы	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Время бурения 1,0 м шпура легким ручным бурильным молотком, мин
Известняк мягкий пористый, песчаник выветрившийся, сланцы глинистые	1500 –2600	4,2 – 5,6
Ангидрит, доломит мягкий пористый, известняк и песчаник слабые, сланцы крепкие, глубинные породы среднезернистые выветрившиеся	2200 –2800	5,6 – 6,4
Известняк, доломит и песчаник плотные, сланцы окварцованные, изверженные породы мелкозернистые выветрившиеся	2400 –2800	7,6 – 10,2
Известняк крепкий, доломит плотный, песчаник кремнистый или на кварцевом цементе, кварцит сланцевый, глубинные крупнозернистые неветрившиеся породы, излившиеся слабыветрившиеся породы	2600 –2900	10,2 – 12,9
Известняк плотный окварцованный, доломит крепкий, глубинные среднезернистые породы со следами выветривания	2600 –3000	13,9 – 19,0
Сланцы кремнистые, кварцит без сланцеватости, глубинные мелкозернистые неветрившиеся породы, излившиеся породы без следов выветривания	2600 –3000	19,0 – 25,3
Сланцы кремнистые, кремьень, кварцит мелкозернистый, изверженные мелкозернистые породы, не затронутые выветриванием	2600 –3200	25,3 и более

Классификация пород по взрываемости основана на величине удельного расхода ВВ при стандартных условиях взрывания. Числовым показателем взрываемости является величина стандартного ВВ в

килограммах, необходимого для образования воронки взрыва радиусом  $r = 1,0$  м при глубине заложения заряда 1,0 м (табл. 1.8).

Таблица 1.8. Классификация пород по взрываемости

Породы	Удельный расчетный расход ВВ для зарядов рыхления, кг/м <sup>3</sup>	Расчетный расход аммонита № 6ЖВ для зарядов нормального выброса, кг/м <sup>3</sup>
Песок	–	1,5–1,7
Песок плотный или влажный	–	1,2–1,3
Суглинок тяжелый	0,35–0,4	1,0–1,15
Глины крепкие	0,35–0,4	1,0–1,15
Лёсс	0,3–0,45	0,9–1,3
Мел	0,25–0,3	0,8–0,95
Гипс	0,35–0,45	1,0–1,3
Известняк-ракушечник	0,5–0,6	1,5–1,75
Опоки, мергель	0,35–0,45	1,0–1,0
Туфы трещиноватые, пемза плотная тяжелая	0,45–0,5	1,3–1,5
Конгломерат и брекчии на известковом цементе	0,4–0,5	1,5–1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, мергель	0,4–0,5	1,15–1,4
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	0,45–0,6	1,3–1,7
Известняк, песчаник	0,45–0,7	1,3–2,1
Гранит, гранодиорит	0,5–0,7	1,5–2,15
Базальт, андезит	0,6–0,75	1,75–2,3
Кварцит	0,5–0,6	1,5–1,75
Порфирит	0,7–0,75	2,10–2,15

При ведении взрывных работ на строительстве полок в горных условиях эффективность взрывных работ зависит, в первую очередь, от равномерного дробления горной массы, которая определяется трещиноватостью пород. В связи с этим, наряду с крепостью пород, определяющим фактором при выборе параметров взрывных работ является степень трещиноватости пород. Основным классификационным признаком степени трещиноватости принято среднее расстояние между трещинами.

Для практических целей пользуются классификацией пород по трещиноватости, приведенной в табл. 1.9.

Таблица 1.9. Классификация пород по трещиноватости

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Удельная трещиноватость, м <sup>1</sup>	Средний диаметр отдельных трещин, м	Содержание (%) в массиве отдельностей размером крупнее, м		
				0,3	0,7	1,0
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	Более 10	До 0,1	До 10	Близко к 0	Нет
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	2-10	0,1–0,5	10–70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	1–2	0,5–1,0	70–100	30–80	5–40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0–0,65	1,0–1,5	100	80-90	40–80
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	Менее 0,65	Свыше 1,5	100	100	100

В условиях болот взрывные работы обычно проводятся на участках, представленных торфами различной мощности, плотности и степени разложения с подстилающими минеральными грунтами, глинами, суглинками, водонасыщенными песками. Болота можно разделить на открытые, слабозалесенные и сильнозалесенные. По степени обводненности они разделяются на болота с затопленной (открытое зеркало воды) и незатопленной поверхностью. При выборе конструкции и расчете массы заряда, типа бурильной машины, методов взрывных работ учитываются влажность, плотность и зольность торфа, а также тип болот. При установлении типа болот используется классификация, приведенная в табл.1.10.

Таблица 1.10. Классификация типа болот

Типы болот	Характеристика болот
I	Целиком заполненные торфом, допускающие работу и неоднократный проход специальной техники с удельным давлением на грунт $1,96 \cdot 10^4 - 7,8 \cdot 10^4$ Па, проход обычной техники при помощи щитов либо дорог, обеспечивающих снижение удельного давления на поверхность залежи до $1,96 \cdot 10^4$ Па
II	Целиком заполненные торфом, допускающие работу и проход строительной техники только при помощи щитов, саней либо дорог, обеспечивающих снижение удельного давления на поверхность залежи до $0,98 \cdot 10^4$ Па
III	Заполненные растекающимся торфом и водой с плавучей торфяной коркой (сплавиной) и без сплавин, допускающие работу только специальной техники на понтонах или обычной техники с плавучих средств

### 1.3. Геологические и горнотехнические условия строительства подземных хранилищ

Перспективность подземного хранения нефтепродуктов и сжиженных газов зависит, в первую очередь, от геологических, гидрогеологических и горнотехнических условий залегания горных пород. При оценке районов для строительства подземных газонефтехранилищ необходимо учитывать особенности геологического строения территории.

Сооружение подземных емкостей имеет свою специфику. Выбор методов создания подземных емкостей размывом солей через буровые скважины зависит от мощности отложений каменной соли, структурных характеристик залежи, условий ее залегания, физико-химических свойств соляного тела, содержания и размещения в нем нерастворимых включений.

Подземные емкости могут быть построены в залежах каменной соли любого строения: пластовых, пластово-линзообразных, купольных и штоковых. При этом соляные купола и штоки, как правило, обеспечивают возможность сооружения многокамерных хранилищ большого объема.

Месторождения каменной соли широко распространены по всей территории стран СНГ, занимают значительные площади и образуют ряд соленосных бассейнов. Соляные отложения залегают на разных глубинах. В Средней Азии, на Украине и в Прикаспийской низменности нередки выходы отдельных соляно-купольных структур непосредственно на поверхность [1]. В основных районах распространения залежей каменной соли благоприятно увязываются такие экономико-географические факторы, как близость к потребителям моторных топлив, удобство транспортных связей, наличие источников энерго- и водоснабжения.

Литологический состав соляной толщи и чистота каменной соли являются решающими условиями, определяющими возможность сооружения подземных хранилищ методом размыва. Нормативными документами установлено, что содержание рассеянных нерастворимых примесей не должно превышать 20%, иначе усложняется процесс управляемого выщелачивания и получения надежной формы подземной емкости [2]. Наличие и распределение в соляной толще включений нерастворимых пород существенно влияет на выбор технологии образования подземных емкостей методом размыва.

При сооружении подземных хранилищ в солях иногда встречаются сплошные выдержанные прослои нерастворимых пород (гипсы, ангидриты, доломиты и др.), затрудняющие технологию размыва и эксплуатацию емкости. Исходя из практики создания хранилищ, мощность таких прослоев не должна превышать одного, двух метров. Для разрушения нерастворимых прослоев большой мощности разработаны

различные методы, в том числе и взрывной [3].

Минимальная мощность соляного тела, в котором может быть построена камера с длинной вертикальной осью, составляет 20-25 м. Применяется также технология создания емкостей туннельного типа [4], расширяющая диапазон пригодных по мощности соляных залежей. Наименьшая мощность соляных пластов при строительстве хранилищ туннельного типа составляет пять метров.

Как правило, месторождения каменной соли в странах СНГ имеют значительную мощность. Самыми мощными являются соленосные отложения в Республике Беларусь (до двух-трех километров), Волго-Эмбинского (более двух километров) и Южно-Уральского (до одного километра) бассейнов в Российской Федерации [5].

Важный параметр эксплуатации подземных хранилищ – минимально допустимая глубина залегания подземных емкостей, которая определяется, в первую очередь, давлением паров хранимого продукта. Эта величина устанавливается с учетом того, что одна атмосфера максимального рабочего давления продукта в хранилище должна уравниваться давлением толщи пород, расположенной над емкостью не менее шести метров.

Ориентировочно расчет глубины заложения хранилища ( $H$ ) осуществляется при условии, что избыточное давление в хранилище ( $P_{изб}$ ) ниже горного ( $P_{горн}$ ). Оно позволяет предохранить стенки хранилища от разрушения под действием внутреннего давления

$$P_{изб} < P_{горн} = \rho_{г.п} gH,$$

где  $\rho_{г.п}$  – средняя плотность вышележащих горных пород, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>.

При выборе участка и решения вопросов о пригодности соляной толщи для строительства хранилища оценивается общее геологическое состояние месторождения с целью установления нарушенных зон, карстовых явлений. При этом прежде всего определяется глубина и выдержанность залегания, мощность соляного тела и его однородность, обводненность месторождения. Герметичность хранилища может быть нарушена неблагоприятными тектоническими условиями: сбросами, сдвигами, слоистым строением соленосных толщ и т. д. Только всесторонний анализ результатов разведки дает возможность сделать заключение о степени герметичности подземного хранилища, повышающей его эксплуатационную надежность.

Одним из важных факторов является наличие источника водоснабжения, необходимого для проведения технологии размыва и

удаления образующегося рассола (утилизация или сброс).

Хранение нефтепродуктов и сжиженных газов в подземных емкостях шахтного типа практически осуществимо, где на определенной глубине имеются мощные устойчивые отложения естественно непроницаемых горных пород или пород, поддающихся герметизации с помощью сравнительно несложных инженерных мероприятий. Горные породы считаются пригодными для сооружения нефтехранилищ, если они не фильтруют хранимый продукт, не содержат включений, влияющих на кондицию этого продукта, устойчивы к горному давлению и допускают исключение крепи.

Диапазон горных пород, в которых могут быть созданы шахтные хранилища, довольно широк. По литологическому составу к породам, пригодным для строительства, отнесены гипсы, ангидриты, мергели, плотные известняки, доломиты, граниты, глины и другие с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протоdjeяконова  $f = 2-10$ . При этом наиболее приемлемы гипсо-ангидритовые породы, характеризующиеся хорошей устойчивостью в горных выработках.

Не рекомендуется строить подземные емкости шахтным способом под мощными (более 40,0 м) ледниковыми отложениями, содержащими обычно водонесущие пески и гравий, а также под кровлей из аллювиальных пород, требующих обязательного сплошного крепления. Породы, вмещающие каменный уголь, газ и нефть, не могут быть рекомендованы для размещения в них подземных емкостей, так как им всегда сопутствуют пористые газопроницаемые структуры. В соответствии с требованиями, данные геологических и гидрогеологических изысканий должны быть предельно уточнены с помощью бурения разведочных скважин.

Глубина заложения подземного хранилища шахтного типа определяется, в первую очередь, наличием достаточно мощного пласта непроницаемой горной породы, пригодной для сооружения емкости.

Глубина заложения емкостей для светлых нефтепродуктов определяется при условии максимально возможного приближения их к земной поверхности. Так, на глубине 20 м избыточное давление должно быть около 0,3 МПа, что в данных емкостях обеспечит условия хранения без потерь от испарения при «малых дыханиях».

Глубина заложения кровли емкостей хранилищ сжиженного газа ( $H$ ) определяется по формуле [6]

$$H = K \frac{P_{вн}}{\gamma_{ср}}, \text{ м}, \quad (1.1)$$

где  $K$  – коэффициент запаса прочности покрывающих пород, равный 1,2–1,5;  $P_{\text{вн}}$  – максимально возможное давление сжиженного газа внутри емкостей, т/м<sup>2</sup>;  $\gamma_{\text{ср}}$  – средневзвешенная плотность покрывающих горных пород, кг/м<sup>3</sup>

$$\gamma_{\text{ср}} = \frac{\sum(H\gamma)}{\sum(H)} = \frac{H_1\gamma_1 + H_2\gamma_2 + \dots + H_n\gamma_n}{H_1 + H_2 + \dots + H_n},$$

где  $H_1, H_2, \dots, H_n$  – мощность отдельных пластов, слагающих покрывающую толщу пород, м;  $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$  – плотность пластов горных пород, слагающих покрывающую толщу, кг/м<sup>3</sup>.

Глубина заложения подземных емкостей зависит от их назначения. Для сжиженных газов бутана и пропана, хранящихся под давлением, наиболее удобнейшая глубина равна 30-60 и 80-100 м, соответственно.

Таким образом, шахтные хранилища могут сооружаться в любых водоупорных породах (осадочных, магматических или метаморфических), химически инертных к углеводородам, имеющим мощность не менее 15 м и необходимую глубину залегания. Слабоуплотненные, рыхлые, макропористые и трещиноватые, кавернозные плотные породы практически не пригодны для создания хранилищ.

Результаты анализа особенностей геологического строения различных районов СНГ свидетельствуют о широком распространении водоупоров, соответствующих предъявляемым требованиям. Наиболее детально исследована европейская часть стран СНГ, для которой ощущается наибольшая потребность в крупных хранилищах углеводородных топлив. Достаточно изучены экранирующие свойства сульфатно-карбонатных отложений, широко развитых на этой территории.

Сульфатные образования обнаружены в центральных районах европейской части стран СНГ. Глубина их залегания - от 200 м на юге до 350 м на севере. Мощность разрезов с преобладающими гипсоангидритовыми породами составляет 28–70 м [7]. На юго-западе Русской платформы в западных областях Украины имеются гипсоангидритовые отложения мощностью 20–40 м. Они залегают непосредственно на поверхности и погружены на глубину до 100 м и более.

На европейской территории стран СНГ прослеживаются также карбонатные и карбонатно-глинистые породы, локальные участки которых при достаточной мощности и глубине залегания могут быть использованы для создания подземных хранилищ. Кристаллические породы Украинского массива также благоприятны для размещения шахтных хранилищ ниже

трещиноватой обводненной зоны, которая распространена здесь на глубину 100-200 м.

Азиатская часть стран СНГ изучена значительно слабее, однако и здесь на обширнейших площадях (за исключением Западно-Сибирской низменности) обнаружены мощные массивы сульфатных, карбонатных, глинистых и кристаллических пород различного возраста.

Таким образом, геологическое строение основных промышленных районов стран СНГ достаточно благоприятно для расширения строительства подземных газонефтехранилищ шахтного типа.

Подземные емкости, формируемые методом камуфлетных взрывов, сооружаются в пластичных породах – глинах, суглинках и других глинистых породах. Наибольшее практическое значение имеют крупные пластовые залежи глин и глинистых пород морского происхождения, выдержанные по мощности, однородности строения, минералогическому составу и условиям залегания на значительных площадях. Эффективны также наиболее крупные и выдержанные в литологическом отношении толщи глин, суглинков и других глинистых пород континентального происхождения, хотя наличие каменистых, песчаных, органических и других включений, неоднородность сложения, слоистость и т. п. делают их менее пригодными для образования подземных емкостей [6].

Четвертичные, третичные и другие глинистые породы в меньшей степени подвержены процессам изменения и поэтому, как правило, более приемлемы для создания хранилищ. Они залегают преимущественно в верхних частях осадочных пород на доступных для освоения глубинах.

При строительстве подземных емкостей способом камуфлетных взрывов используются толщи, в которых можно выделить «рабочую часть» мощностью не менее 18–20 м. Глубины залегания «рабочей части» геологического разреза в зависимости от назначения подземных хранилищ должны составлять для жидких нефтепродуктов – от 20 до 120 м и более; для сжиженных газов – от 60 до 150 м и более; для жидких удобрений – от 20 до 50 м; для вредных отходов производства – от 100 до 120 м.

Таким образом, учет всех вышеперечисленных требований, предъявляемых к горным породам, геологическим и горно-техническим условиям их залегания, дает возможность обоснованно выделить в исследуемых районах перспективные территории, благоприятные для строительства подземных хранилищ жидких углеводородов.

#### 1.4. Свойства горных пород, определяющие их пригодность для создания подземных газонефтехранилищ

Надежность подземных газонефтехранилищ определяется их герметичностью, прочностью и долговечностью. Исходя из требований, предъявляемых к подземным емкостям, естественные породные массивы, окружающие выработки хранилища, должны быть практически непроницаемыми для хранимых продуктов, а слагающие их горные породы – прочными, устойчивыми, обеспечивающими сооружение и эксплуатацию выработок-емкостей, как правило, без крепи, химически нейтральными к хранимым продуктам. Оценка пригодности горных пород для создания подземных хранилищ производится в процессе исследований свойств горных пород.

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

Основными показателями физико-механических свойств горных пород, пригодных для сооружения подземных газонефтехранилищ, принято считать прочностные характеристики горных пород, а также их реологические особенности. Подробное описание методов испытаний пород на одноосное сжатие, растяжение, сдвиг и изгиб дано в работах Л.И.Барона и др. [8], К.В.Руппенейта [9], В.В.Ржевского и Г.Я.Новика [10], А.И.Спивака [11]. Физико-механические свойства соляных пород рассмотрены в работе [12].

В табл. 1.11 приведены показатели пределов прочности пород на сжатие, растяжение и изгиб.

Таблица 1.11. Показатели пределов прочности пород на сжатие  $\sigma_{сж}$ , растяжение  $\sigma_p$  и изгиб  $\sigma_{изг}$

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

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

Для прочностных расчетов подземных емкостей необходимо знание не только физико-механических, но и деформационных свойств горных пород, важнейшими из которых являются модуль Юнга и коэффициент Пуассона. В табл. 1.12 приведены значения этих показателей для некоторых горных пород [13].

Таблица 1.12. Модуль Юнга и коэффициент Пуассона горных пород

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

В настоящее время существуют различные гипотезы определения прочности материалов и, в том числе, горных пород, анализ которых приведен в работах [14,15,16].

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

При испытании горных пород в объемном напряженном состоянии с целью получения прочности и исходных данных для паспорта прочности разработаны экспериментальные установки и методики проведения испытаний [17,18,19].

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

$$\tau = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi + \tau_1, \quad (1.2)$$

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

Значения угла внутреннего трения для соляных пород приведены в табл. 1.13 [12].

Из (1.2) видно, что  $\varphi$  – это коэффициент пропорциональности между нормальным и касательным напряжениями при разрушении породы. Показатель  $\tau_1$  называется сцеплением горной породы и количественно равен пределу прочности породы на срез при отсутствии нормальных напряжений.

**Таблица 1.13. Значение угла внутреннего трения**

Месторождения	Породы	$\varphi$ , град
Яр-Бишкадакское	Каменная соль	36
Старобинское:	Каменная соль	33
	Сильвинит	31

Породы, пригодные для строительства подземных газонефтехранилищ, характеризуются большой пластичностью, т.е. способностью к необратимым деформациям. Для определения и количественной оценки пластичности горных пород при статических нагрузках используются различные методы и аппаратура. Л.А. Шрейнером разработан прибор УМП-3, работа которого основана на вдавливании цилиндрического штампа с плоским основанием в породу [15].

Показатели пластичности некоторых горных пород приведены в табл. 1.14 [10].

**Таблица 1.14. Показатели пластичности горных пород**

Породы	$K_{пл}$
Глины сланцевые	1,7–2,0
Известняки	2,5–4,5
Гипсы	1,8–3,7
Ангидриты	2,1–4,3
Каменная соль	3,4–4,2

#### **1.4.2. Реологические свойства горных пород**

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

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

В работе [20] приведены результаты лабораторных испытаний деформаций ползучести образцов каменной соли и карналлита с поперечным сечением  $0,10 \times 0,10$  м. При длительных исследованиях образцов каменной соли и нагрузке, составляющей 88% от разрушающей, уже через 30 дней кривая ползучести входит в прогрессирующую ползучесть, а через 86 дней образец разрушается.

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

По мнению А.Н.Ставрогина [16], атмосферная влага, проникая в тело образца сильвинита, ослабляет межатомные связи, в результате чего процесс ползучести протекает более интенсивно. Исследования влияния режима и скорости нагружения на деформации ползучести проводились в два этапа: при плавном нагружении и при разной скорости нагружения. Испытания образцов каменной соли при постоянной скорости нагружений позволили установить, что если нагрузка составляет более 60% от разрушающей ( $\sigma_{сж} = 28,0$  МПа), развиваются деформации прогрессирующей ползучести, при этом образец разрушается. Вторая серия образцов каменной соли была изучена при разной скорости нагружения – от 0,35 до 2,8 МПа·сут. Полученные результаты свидетельствуют о том, что значения продольных деформаций ползучести и времени до разрушения образца в значительной степени зависят от скорости нагружения. Так, при скорости нагружения 2,8 МПа·сут образцы разрушались через 9 суток, а при скорости 0,35 МПа·сут – на 73 сутки.

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

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

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

Предел длительной прочности горных пород определяется при испытаниях образцов на сжатие или изгиб. Для этого фиксируют время от начала нагрузки образца до его разрушения при конкретном уровне напряжения. Затем по результатам серии испытаний при различных нагрузках строят кривую длительной прочности в координатах напряжение – время, по которой и определяют значение  $\sigma_{дл}$ . По опубликованным данным [15], пределом длительной прочности следует считать напряжение, не вызывающее разрушения образца в течение 1000 ч.

И.Х. Габдрахимов [21], учитывая нелинейный характер деформации соляных пород Верхнекамского месторождения при длительных нагрузках, отмечает, что при напряжении  $\sigma_t = (0,7 - 0,9)\sigma_{сж}$  испытание образцов заканчивается разрушением в течение небольшого промежутка времени. Для пород, имеющих фиксированное значение  $\sigma_{дл}$ , предложено выражение [21]

$$\lim \sigma_{дл} = \frac{\sigma_{сж}}{1 + B}, \quad (1.3)$$

где  $B$  – реологический параметр материала.

В работе [15] отмечено, что при сжатии каменной соли в границах (14,0–22,0) МПа, значения длительной прочности составляют  $\sigma_{дл} = (0,6 - 0,75)\sigma_{сж}$ .

А.Н.Ставрогин [16] на основании экспериментальных исследований длительной прочности сильвинита установил зависимость времени  $\tau$  до разрушения от величины приложенного напряжения  $\sigma$

$$\tau = \tau_0 e^{-\alpha\sigma}, \quad (1.4)$$

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

Между длительной прочностью глин и временем приложения нагрузки  $t$  существует следующая эмпирическая зависимость [10]

$$\sigma_{\text{дл}} = \sigma_0 \ln \frac{A}{t}, \quad (1.5)$$

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

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

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

### 1.4.3. Проницаемость горных пород

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

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

$$K = \frac{10^3 \bar{Q} \mu l}{\Delta p F}, \quad (1.6)$$

где  $\bar{Q}$  – расход газа при атмосферном давлении,  $\text{см}^3/\text{с}$ , приведенный к среднему давлению ( $P_{\text{ср}}$ ) газа в образце,  $P_{\text{ср}} = (P_1 + P_2)/2$

$$\bar{Q} = \frac{2Q P_0}{P_1 + P_2}, \quad (1.7)$$

$P_0$  – атмосферное давление,  $\text{кгс}/\text{см}^2$ ;  $P_1$  – давление газа на входе в образец,  $\text{кгс}/\text{см}^2$ ;  $P_2$  – давление газа на выходе из образца,  $\text{кгс}/\text{см}^2$ ;  $\mu$  – динамическая вязкость газа, сП;  $l$  – длина образца породы, см;  $\Delta p$  – перепад давления по длине образца,  $\text{кгс}/\text{см}^2$ ;  $F$  – площадь сечения образца,  $\text{см}^2$ .

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

перпендикулярно напластованию. Их боковая поверхность покрывается парафином, бекелитовым лаком или клеем БФ-2 для устранения микродефектов, образующихся при изготовлении. Подготовленные образцы высушиваются до постоянной массы при 105<sup>0</sup>С (гипс – при 50<sup>0</sup>С). Испытания проводятся на установке УИПК-1 [5].

Большая работа по исследованию проницаемости горных пород с целью оценки их пригодности для подземных хранилищ проведена в НИИПромгазе (Россия) [7]. В частности, здесь были определены количественные показатели проницаемости горных пород перспективных площадей [22]. Так, абсолютная проницаемость для ангидрита составляет  $3,5 \cdot 10^{-4}$  (параллельно напластованию) и  $2,1 \cdot 10^{-4}$  (перпендикулярно напластованию); для гипса –  $9,04 \cdot 10^{-2}$ ; для доломита –  $1,98 \cdot 10^{-2}$  (параллельно напластованию) и  $9,37 \cdot 10^{-3}$  Д (перпендикулярно напластованию).

В Ивано-Франковском национальном техническом университете нефти и газа изучалась проницаемость соляных пород Прикарпатья с целью установления их пригодности для строительства газонефтехранилищ [23,24]. Исследования проводили на экспериментальной установке. Образцы соляных пород представляли собой керны диаметром 43 и высотой 35 мм. После тщательной обработки поверхности образец помещали в камеру давления, где с помощью резиновой манжеты осуществлялся гидрообжим образца. В качестве рабочего агента использовался инертный газ. Испытаниями установлено, что проницаемость соляных пород зависит от их минерального состава. Основным компонентом, влияющим на проницаемость пород, являются глинистые частицы. Калийные соли, характеризующиеся высоким содержанием глинистых частиц, связывают между собой другие компоненты породы (сильвинит, галлит, ангидрит, каинит). Проницаемость калийных и каменных солей при всестороннем давлении (11–15) кгс/см<sup>2</sup> составляет: для сильвинита 0,272–0,608; для каинита – 0,130; для каинит-лангбейнита 0,0102; для каменной соли (0,00144–0,0348) мД.

Установлена зависимость проницаемости от всестороннего давления (рис.1.1). Из рис.1.1 видно, что наименьшей проницаемостью обладают каменные соли и каинит-лангбейниты, наибольшей – соляные глины и сильвинитовые породы, однако и они при всестороннем давлении (200–300) кгс/см<sup>2</sup> являются породами с низкой проницаемостью.

Располагая данными о проницаемости пород и ее изменении с глубиной залегания пласта или залежи, можно оценить пригодность месторождений для строительства хранилищ. Так, надежный экран для нефтепродуктов – породы с проницаемостью <10<sup>-1</sup> мД. Значит, калийные

соли – практически непроницаемые породы – могут быть использованы для сооружения в них подземных газонефтехранилищ.

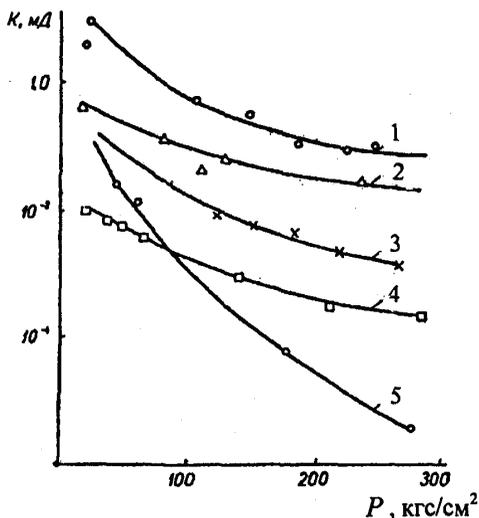


Рис. 1.1. Зависимость газовой проницаемости  $K$  от всестороннего давления  $P$  для разных типов пород:  
 1 – соляная глина; 2 – сильвинит; 3 – каинит; 4 – каинит-лангбейнит;  
 5 – каменная соль

Исследования зависимости проницаемости цилиндрических образцов плотных пород от характера внешней нагрузки свидетельствуют о том, что влияние радиального сжатия на изменение проницаемости во много раз превосходит влияние торцевого сжатия (табл.1.15).

Помимо внешнего давления, на проницаемость оказывает значительное воздействие давление  $P_{\phi}$  фильтрующего флюида. Данные, приведенные в работе [7], показывают, что при повышении  $P_{\phi}$  на 30 кгс/см<sup>2</sup> при  $\Delta P = const$  проницаемость гипсов увеличивается в 1,2–5 раза. Авторы объясняют это явление тем, что при повышении давления газа происходит как частичная разгрузка породы от внешнего давления и, соответственно, увеличение ее общего объема, так и сокращение объема твердой фазы за счет сжатия отдельных ее частиц под действием внешнего и внутреннего давлений.

Наряду с напряженно-деформированным состоянием на проницаемость пород в определенной степени влияет также температура. Результаты исследований, проведенных НИИПромгазом [7] для различных по литологии пород, показывают, что этот фактор не имеет большого значения при строительстве шахтных хранилищ, т.к. глубина их заложения незначительная и температура на этих глубинах не превышает 12–15<sup>0</sup>С.

**Таблица 1.15. Относительное уменьшение проницаемости горных пород в зависимости от характера внешней нагрузки [7]**

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

Решение вопросов пригодности пород и технологии строительства газонефтехранилищ обуславливает необходимость определения проницаемости не только в лабораторных, но и непосредственно в условиях естественного залегания пород, т.е. в массиве. Для этих целей разработаны различные приборы, принцип которых заключается в следующем. В шпур нагнетается под давлением флюид (жидкость или газ). Шпур тщательно герметизируется [25]. По перепаду давления и расходу флюида рассчитывается коэффициент проницаемости из уравнения

$$K = \frac{Q\mu}{4\pi r_0 (P_0 - P_1)}, \quad (1.8)$$

где  $K$  – коэффициент проницаемости, мД;  $Q$  – расход несжимаемого флюида, см<sup>3</sup>/с;  $\mu$  – динамическая вязкость флюида, сП;  $r_0$  – радиус шпура, см;  $P_0$  – давление флюида в шпуре, кгс/см<sup>2</sup>;  $P_1$  – давление флюида на

контуре сферы его распространения в массиве, кгс/см<sup>2</sup> (в практических расчетах принимается равным атмосферному).

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

$$K = \frac{Q_{am} P_{am} \mu}{2\pi r_0 (P_0^2 - P_i^2)}, \quad (1.9)$$

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

#### ***1.4.4. Структура порового пространства и экранирующая способность горных пород***

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

Известно, что проницаемость горных пород зависит от наличия открытой пористости. Однако, как отмечено в работе [26], непосредственной зависимости между открытой пористостью и проницаемостью, без учета структуры порового пространства пород, не существует. Установлено, что на изменение проницаемости пород-коллекторов решающее воздействие оказывают размеры поровых каналов [27].

Для изучения структуры порового пространства труднопроницаемых пород В.И. Черкашенинов и В.Б. Сохранский применяют метод нагнетания ртути в глубоко вакуумированные образцы пород под высоким давлением [27].

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

$$r_{эк} = \frac{2\sigma \cos \theta}{P_k}, \quad (1.10)$$

где  $r_{эк}$  – эквивалентный радиус пор;  $\sigma$  – поверхностное натяжение ртути на границе с воздухом;  $\theta$  – краевой угол смачивания ртути;  $P_k$  – капиллярное давление.

Обычно угол смачивания пород ртутью принимается равным 140°, поверхностное натяжение – 4,8·10<sup>-5</sup> кгс/см<sup>2</sup>. Тогда уравнение (1.10) принимает вид

$$r_{\text{эк}} = \frac{7,5677}{P_{\text{прив}}}, \quad (1.11)$$

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

Таким образом, обработка данных опытов сводится к вычислению эквивалентных радиусов пор по формуле (1.10), а также к расчету объема пор образца по формуле

$$V = \frac{K \Delta R - \Delta V}{M}, \quad (1.12)$$

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

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

Для изучения структуры порового пространства пород была подобрана партия образцов с различной проницаемостью – от  $10^{-5}$  до десятых долей миллидарси. В результате проведенных исследований получены соответствующие порограммы распределения пор по размерам [27].

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

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

перемещается под действием гравитационных сил или вытесняется при перепадах давления (что наблюдается в процессе эксплуатации хранилищ), непригодны для строительства подземных емкостей.

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

Для установления экранирующей способности различных по составу и проницаемости пород определялись условия прорыва нефтепродуктов и газа через водонасыщенное поровое пространство. НИИПромгазом исследовались сульфатные (гипсы, ангидриты) и карбонатные (доломиты, известняки) породы с абсолютной проницаемостью  $10^{-1}$ – $10^{-5}$  мД. Структура порового пространства этих пород, изученная методом ртутной порометрии, характеризуется наличием пор диаметром (0,016–13,0) мкм [28]. Анализ условий прорыва осуществляется при давлениях углеводородных жидкостей до 15, газа – до 75 кгс/см<sup>2</sup>.

Экспериментальные исследования позволили получить эмпирическую зависимость [28]

$$P_{\text{пр}} = 0,98(1/K)0,4, \quad (1.13)$$

где  $P_{\text{пр}}$  – давление прорыва газа через водонасыщенную породу, кгс/см<sup>2</sup>;  $K$  – абсолютная проницаемость пород по газу, мД. Эмпирический коэффициент 0,98 имеет размерность поверхностного натяжения. Найденная зависимость дает возможность расчетным путем находить приближенную величину давления прорыва газа через водонасыщенную породу, когда известна абсолютная проницаемость.

Рассмотренные свойства плотных пород, а также данные по вытеснению из них воды углеводородными жидкостями и газом положены в основу оценочной классификации плотных пород по экранирующей способности, разработанной НИИПромгазом (табл.1.16).

В соответствии с классификацией определяется пригодность пород для хранения жидких и газообразных углеводородов при избыточных давлениях в емкостях до 70 кгс/см<sup>2</sup>. Так, породы I и II классов (с высокой и повышенной экранирующей способностью) можно использовать для сооружения хранилищ углеводородов различных видов при следующих давлениях в емкости для: нефтепродуктов (<1,0), бутана (<5,0), пропана (<15,0), этана (<40,0), этилена

Таблица 1.16. Оценочная классификация плотных пород по экранирующей способности [7]

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

$<(40,0-70,0)$  кгс/см<sup>2</sup>. Породы III класса (со средней экранирующей способностью) пригодны для хранения всех перечисленных продуктов, за исключением этилена; IV класс пород (с пониженной экранирующей способностью) предусматривает возможность строительства хранилищ для пропан-бутановых смесей и нефтепродуктов. В породах V класса могут храниться только углеводороды бутанового ряда и нефтепродуктов.

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

#### ***1.4.5. Изменение свойств горных пород при длительном их контакте с нефтепродуктами***

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

Влияние долговременного контакта углеводородов на проницаемость горных пород и их физико-механические свойства изучалась на примере известняков, доломитов, ангидритов и гипсов [29]. Образцы цилиндрической формы (длина – 50,0, диаметр – 30,0 мм) помещались в среду дизельного топлива (как наиболее агрессивного из нефтепродуктов) и сжиженного газа (пропан-бутановая смесь). Проницаемость определялась на установке УИПК-1М при одном и том же режиме испытаний (избыточное давление азота – 10,0 кгс/см<sup>2</sup> без противодействия на выходе, внешняя нагрузка на образец – 30,0 кгс/см<sup>2</sup>). В табл. 1.17 представлены усредненные значения проницаемости по группам пород каждого литологического типа.

Из табл. 1.17 видно, что проницаемость большинства исследованных пород при трех, четырехлетнем контакте с углеводородными средами практически не изменялась. Зафиксированное в ряде опытов некоторое увеличение проницаемости происходило в основном за счет нарушения приповерхностной части выработки-емкости, где наблюдалось образование проницаемой зоны мощностью не более 2,5 см (из расчета 50-летнего срока службы хранилищ), что не представляет реальной угрозы разгерметизации хранилищ.

Диструкционные процессы в скелете пород настолько малы, что не оказывают заметного влияния на их прочностные характеристики (табл.1.18). После длительного контакта с углеводородами прочностные показатели пород практически не изменялись.

**Таблица 1.17. Результаты исследования абсолютной проницаемости в процессе долговременного контакта их с углеводородными средами [29]**

Порода	Проницаемость по газу, мД			
	до контакта	после 6 м-цев хранения	после 24 м-цев хранения	после 48 м-цев хранения
С дизельным топливом				
Известняк	$6,62 \cdot 10^{-5}$	$9,37 \cdot 10^{-5}$	–	$2,04 \cdot 10^{-4}$
Доломит	$1,09 \cdot 10^{-2}$	$1,23 \cdot 10^{-2}$	–	$1,45 \cdot 10^{-2}$
Ангидрит	$1,24 \cdot 10^{-2}$	$1,62 \cdot 10^{-3}$	–	$1,55 \cdot 10^{-2}$
Гипс	$2,31 \cdot 10^{-2}$	$1,98 \cdot 10^{-2}$	–	$1,55 \cdot 10^{-2}$
С сжиженным газом				
Известняк	$4,23 \cdot 10^{-5}$	$4,13 \cdot 10^{-5}$	$1,25 \cdot 10^{-4}$	$1,14 \cdot 10^{-4}$
Доломит	$1,28 \cdot 10^{-2}$	$1,39 \cdot 10^{-2}$	$1,44 \cdot 10^{-2}$	$5,23 \cdot 10^{-3}$
Ангидрит	$4,38 \cdot 10^{-4}$	$4,48 \cdot 10^{-4}$	$4,29 \cdot 10^{-4}$	$3,57 \cdot 10^{-4}$
Гипс	$9,04 \cdot 10^{-2}$	$7,27 \cdot 10^{-2}$	$7,28 \cdot 10^{-2}$	–

В Ивано-Франковском национальном техническом университете нефти и газа исследовался характер деформирования соляных пород при их контакте с нефтепродуктами [30]. Для этого совместно с Калушским филиалом НИИПромгаза была разработана экспериментальная установка, представляющая собой рычажные прессы (рис. 1.2). Образцы помещались в сосуд с нефтепродуктом (дизельное топливо). Запись поперечной деформации при изменении реологических свойств образца производилась автоматически при помощи самописца.

Данные изучения образцов, находящихся в нефтепродукте, сравнивались с аналогичными результатами для образцов, находящихся в контакте с атмосферным воздухом. Исследования проводились при нагрузках 30, 40, и 60% от разрушающей. Максимальная

продолжительность опытов составила 120 дней. Предел прочности на сжатие определялся на прессе ПСУ-125.

**Таблица 1.18. Изменение прочности пород при длительном контакте с углеводородными средами [7]**

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

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

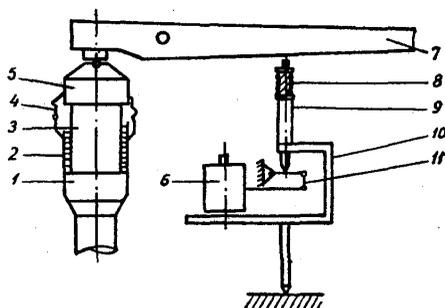


Рис. 1.2. Схема экспериментальной установки для исследования характера деформирования пород при их контакте с нефтепродуктами:

1 – нижняя плита; 2 – сосуд с нефтепродуктом; 3 – образец; 4 – полиэтиленовая оболочка; 5 – верхняя плита; 6 – барабан самопишущего прибора; 7 – рычаг передачи давления груза; 8 – пружина; 9 – верхняя штанга прибора; 10 – корпус прибора; 11 – система рычагов со стрелкой, фиксирующей продольную деформацию

Были построены кривые ползучести образцов калийных солей прикарпатских месторождений (рис.1.3).

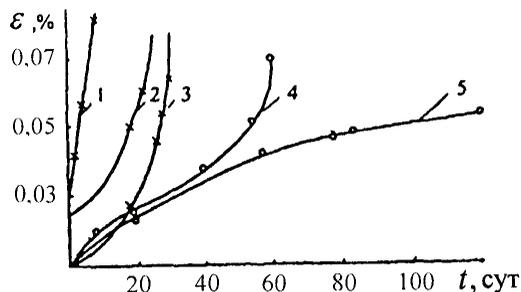


Рис. 1.3. Графики ползучести образцов соляных пород:  
 1,2,3 – в контакте с атмосферным воздухом при нагрузках, составляющих 60,40,30 % от разрушающей; 4,5 – в контакте с нефтепродуктами при нагрузках, составляющих 40 и 30 % от разрушающей

Анализ графиков показывает, что степень деформации образцов, находящихся в контакте с нефтепродуктами, в три-четыре раза ниже, чем образцов, контактирующих с атмосферным воздухом. Исследованиями установлено, что нефтепродукты, соприкасаясь с соляными породами, создают защитную среду, предохраняющую их от влияния влажности атмосферного воздуха, тем самым, повышая длительную прочность пород.

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

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

## Раздел 2

### ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАЗРУШЕНИЯ ПЛАСТОВЫХ ОТЛОЖЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Существенный вклад в расширение энергетической базы, одного из основных условий обеспечения высоких темпов развития производства, вносит использование в народном хозяйстве подземных взрывов.

Известно, что эффективность добычи природных углеводородов существенно зависит от состояния призабойных зон продуктивных пластов, которые в процессе эксплуатации скважин теряют свою проницаемость, чем в значительной мере снижают продуктивность скважин. Известны различные методы интенсификации работы скважин, применяемые в тех или иных горно-геологических условиях. Среди них особое место занимают взрывные методы, отличающиеся высокой мобильностью и технологичностью. Кроме того, во многих случаях (в основном при отсутствии положительного эффекта при сильной кольматации ПЗП) только применение взрывных работ обеспечивает повышение фильтрационных возможностей призабойной зоны пласта.

Важным условием эффективного промышленного использования подземного взрыва является разработка научного прогнозирования воздействия взрыва на горные породы. Научный прогноз базируется на всестороннем теоретическом и экспериментальном изучении явления взрыва в породах с различными физико-механическими свойствами.

Эффективным методом повышения концентрации выдаваемого на поверхность рассола в первоначальный период строительства подземного хранилища в каменных солях является предварительный взрыв зарядов ВВ в области формирования гидровруба и первой ступени емкости, в результате чего создается зона искусственной трещиноватости и резко увеличивается поверхность растворения. При этом чрезвычайно важным является достижение максимального пространственного развития разрушений при взрыве, способствующих увеличению проницаемости массива, в том числе и в области допредельного состояния пород.

Для обрушения нерастворимых отложений (если они не самообрушаются в процессе размыва емкости) необходимо применение принудительных методов обрушения. Особого внимания заслуживает управление обрушением пластов путем применения взрывных методов. Здесь на первый план выступает нахождение условий предельного равновесия и обрушения пластов различной геометрии в сложных горно-геологических условиях строительства емкостей.

Ниже изложены исследования действия взрыва в разных горно-геологических условиях, в т.ч. при наличии горного давления. Приведен анализ влияния физико-механических свойств пород на развитие зон разрушения при взрывах, что явилось теоретической основой разработки взрывных методов интенсификации работы скважин различного целевого назначения.

## 2.1. Взрыв сферического заряда в пласте горной породы

Рассмотрим взрыв сферического заряда ВВ в пласте горной породы (рис. 2.1) [31].

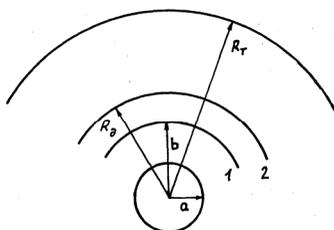


Рис. 2.1. Схема разрушения пластовой залежи при взрыве сферического заряда ВВ:  
 $a$  – радиус полости с продуктами детонации;  $b$  – расстояние от центра заряда до границы раздела сред;  $R_D$ ,  $R_T$  – радиус зон дробления и радиальных трещин, соответственно; 1 – пластовая залежь; 2 – вмещающая порода

Примем схематизацию действия подземного камуфлетного взрыва в виде зонной модели, предложенной в работе [32].

**Физическая постановка задачи.** Рассматриваем секторную модель взрыва, т.е. движение каждого сектора рассматривается независимо от движения других секторов. Границу раздела сред принимаем сферической формы, что позволяет (в силу симметрии заряда и границы раздела) учитывать только продольные волны, проходящие через границу раздела сред. Считаем также, что детонация заряда происходит «мгновенно», т.е. взрывчатое вещество мгновенно переходит в газообразные продукты с некоторым средним и равным по всему объему давлением. Принимая давление в газовой полости меняющимся равновесно, считаем, что на границе раздела продуктов детонации с породой выполняется условие [33]

$$P = P_0 (a_0/a)^{(N+1)k}, \quad (2.1)$$

где  $P_0$  – начальное давление в полости;  $P$  – давление на границе расширяющейся полости;  $a_0$  – начальный радиус полости;  $a$  – радиус

расширяющейся полости;  $k$  – показатель изоэнтропы разгрузки продуктов взрыва;  $N=2$  для сферического заряда. Принимается, что на фронте ударной волны (УВ) среда уплотняется (от плотности  $\rho_0$  к  $\rho$ ) на некоторую постоянную величину

$$\varepsilon = (\rho - \rho_0) / \rho, \quad (2.2)$$

при этом фронт разрушения совпадает с ударным фронтом, а за фронтом волны среда несжимаемая.

Считается также, что в зоне, близкой к взрывной полости, горная порода моделируется жидкостью ( $\sigma_r = \sigma_\theta = \sigma_\varphi$ ). Далее, в отличие от гидродинамической зоны, горная порода считается твердой средой, где существуют касательные и нормальные напряжения. Разрушение среды при распространении ударной волны является хрупким, а связь между  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  в разрушенной среде описывается условием предельного равновесия Кулона-Мора общего вида

$$\sigma_r = f\sigma_\theta + \sigma_c, \quad (2.3)$$

где  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  – радиальные и тангенциальные напряжения;  $f$  – коэффициент, учитывающий внутреннее трение;  $\sigma_c$  – величина, учитывающая сцепление и внутреннее трение в породе.

**Математическая постановка задачи.** В соответствии с физической постановкой задачи будем рассматривать взрывы с центральной симметрией, при которых движение среды является одномерным; ее состояние, скорость частиц и другие параметры зависят лишь от координаты  $r$  и времени  $t$ .

Напряженное состояние среды при взрыве характеризуется тензором, соотношение между главными компонентами которого имеет вид

$$\sigma_r > \sigma_\theta = \sigma_\varphi,$$

где  $r, \theta$  и  $\varphi$  – сферические координаты.

При принятых допущениях система уравнений, описывающих одномерные движения пласта и вмещающей породы при взрыве сферического заряда ВВ, согласно [33], имеет вид

$$\frac{\partial \sigma_{ri}}{\partial r} + \frac{2(\sigma_{ri} - \sigma_{\theta i})}{r} = \rho_i \left( \frac{\partial v_i}{\partial t} + v_i \frac{\partial v_i}{\partial r} \right); \quad (2.4)$$

$$\frac{\partial \rho_i}{\partial t} + v_i \frac{\partial \rho_i}{\partial r} + \rho_i \left( \frac{\partial v_i}{\partial r} + 2 \frac{v_i}{r} \right) = 0, \quad (2.5)$$

где  $\nu$  – скорость движения породы;  $\rho$  – плотность породы; индекс  $i = 1$  характеризует пластовую залежь, индекс  $i = 2$  – вмещающую породу.

С учетом физических условий и принятых допущений система уравнений (2.4), (2.5) должна удовлетворять следующим начальным и граничным условиям.

Начальные условия:

$$a|_{t=0} = a_0; \quad \dot{a}|_{t=0} = \dot{a}_0. \quad (2.6)$$

Граничные условия:

*на границе расширяющейся полости*

$$\sigma_r|_{r=a} = -P_0(a_0/a)^{3k}, \quad (2.7)$$

где

$$P_0 = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{8},$$

$\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность взрывчатого вещества;  $D$  – скорость детонационной волны; *на фронте ударной волны (УВ)*

$$\nu_{\text{уд}} = \varepsilon \dot{R}_{\text{уд}}; \quad \sigma_{r\text{уд}} = -\rho_0 \varepsilon \dot{R}_{\text{уд}}^2, \quad (2.8)$$

где  $\nu_{\text{уд}}$ ,  $\sigma_{r\text{уд}}$  – скорость смещения частиц и напряжение на фронте УВ;  $R_{\text{уд}}$  – радиус фронта УВ.

На границе раздела сред  $b$  ставятся условия непрерывности

$$\sigma(b-0) = \sigma(b+0); \quad \nu(b-0) = \nu(b+0). \quad (2.9)$$

**Решение задачи.** Решим систему уравнений (2.4), (2.5) при условиях (2.6)-(2.9) и найдем границу области дробления в окружающей заряд породе [31,34].

В прилегающей к заряду области действует сильная ударная волна и согласно [33] на этом гидродинамическом этапе

$$a_r = a_0 (P_0 / \sigma_M)^{1/3k}, \quad (2.10)$$

где  $\sigma_M$  – прочность монокристаллов породы, а скорость движения границы полости определяется из уравнения

$$\dot{a}^2 = \frac{2P_0}{3(k-1)\rho_0} \left[ \left( \frac{a_0}{a} \right)^3 - \left( \frac{a_0}{a} \right)^{3k} \right]. \quad (2.11)$$

Интегрирование уравнения (2.11) осуществляется до момента времени, при котором  $a$  становится равным  $a_T$  из (2.10).

В отличие от гидродинамического этапа, в зоне дробления породы действуют нормальные и касательные напряжения и за значения  $a_0$  и  $\dot{a}_0$  в начальных условиях (2.6) принимаются значения  $a_T$  и  $\dot{a}_T$ , полученные в конце гидродинамического этапа.

Интегрирование уравнения (2.5) с учетом  $\rho = const$  дает

$$v(t) = \lambda(t)/r^2, \quad (2.12)$$

где

$$\lambda(t) = \dot{a}a^2. \quad (2.13)$$

С учетом условия (2.3) и интеграла (2.12) уравнение (2.4) в области пластовой залежи принимает вид

$$\frac{\partial \sigma_{\eta}}{\partial r} - \eta_1 \frac{\sigma_{\eta}}{r} = -2 \frac{\sigma_{C1}}{f_1 r} + \rho_{01} \left( \frac{\dot{\lambda}}{r^2} - 2 \frac{\lambda^2}{r^5} \right), \quad (2.14)$$

где

$$\eta_1 = \frac{2(1-f_1)}{f_1}. \quad (2.15)$$

Поскольку

$$\frac{\partial \sigma_{\eta}}{\partial r} - \eta_1 \frac{\sigma_{\eta}}{r} = r^{\eta_1} \frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{\sigma_{\eta}}{r^{\eta_1}} \right), \quad (2.16)$$

то с учетом (2.14)

$$\frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{\sigma_{\eta}}{r^{\eta_1}} \right) = - \frac{2\sigma_{C1}}{f_1 r^{\eta_1+1}} + \rho_{01} \left( \frac{\dot{\lambda}}{r^{\eta_1+2}} - 2 \frac{\lambda^2}{r^{\eta_1+5}} \right). \quad (2.17)$$

Интегрируя выражение (2.17), получаем

$$- \frac{\sigma_{\eta_1}}{r^{\eta_1}} = \frac{2\sigma_{C1}}{f_1 \eta_1 r^{\eta_1}} - \rho_{01} \left( \frac{\dot{\lambda}}{(\eta_1+1)a^{\eta_1+1}} - \frac{2\lambda^2}{(\eta_1+4)a^{\eta_1+4}} \right) + F(t). \quad (2.18)$$

На границе полости  $r = a$  и с учетом (2.1) и (2.18)

$$-\frac{P_0(a_0/a)^{3k}}{a^{\eta_1}} = \frac{2\sigma_{C_1}}{f_1\eta_1 a^{\eta_1}} - \rho_{01} \left( \frac{\dot{\lambda}}{(\eta_1+1)R_{уд}^{\eta_1+1}} - \frac{2\lambda^2}{(\eta_1+4)R_{уд}^{\eta_1+4}} \right) + F(t). \quad (2.19)$$

На фронте УВ с учетом (2.8)

$$-\frac{\rho_{01}\varepsilon_1\dot{R}_{уд}^2}{R_{уд}^{\eta_1}} = \frac{2\sigma_{C_1}}{f_1\eta_1 R_{уд}^{\eta_1}} - \rho_{01} \left( \frac{\dot{\lambda}}{(\eta_1+1)R_{уд}^{\eta_1+1}} - \frac{2\lambda^2}{(\eta_1+4)R_{уд}^{\eta_1+4}} \right) + F(t). \quad (2.20)$$

Исключив из уравнений (2.19), (2.20) функцию  $F(t)$ , получим

$$\begin{aligned} & \frac{2\sigma_{C_1}}{f_1\eta_1} \left( \frac{1}{a^{\eta_1}} - \frac{1}{R_{уд}^{\eta_1}} \right) + \frac{P_0(a_0/a)^{3k}}{a^{\eta_1}} - \frac{\rho_{01}\varepsilon_1\dot{R}_{уд}^2}{R_{уд}^{\eta_1}} = \\ & = \rho_{01} \left[ \frac{\dot{\lambda}}{(\eta_1+1)} \left( \frac{1}{a^{\eta_1+1}} - \frac{1}{R_{уд}^{\eta_1+1}} \right) - \frac{2\lambda^2}{\eta_1+4} \left( \frac{1}{a^{\eta_1+4}} - \frac{1}{R_{уд}^{\eta_1+4}} \right) \right]. \end{aligned} \quad (2.21)$$

Для определения  $a$  из уравнения (2.21) найдем связь между  $a$  и  $R_{уд}$ .

Поскольку интеграл (2.12) выполняется и на границе полости, и на УФ, то

$$\dot{a}a^2 = \nu_{уд}R_{уд}^2 = \varepsilon_1\dot{R}_{уд}R_{уд}^2. \quad (2.22)$$

Интегрируя (2.22) при условиях (2.6) и учитывая, что  $R_{уд}|_{t=0} = a_0$ , получаем

$$a^3 - a_0^3 = \varepsilon_1 \left( R_{уд}^3 - a_0^3 \right). \quad (2.23)$$

Пренебрегая начальным объемом зарядной камеры, принимаем

$$(a_0/a)^3 \leq 1, \quad (2.24)$$

и тем более

$$\left( a_0/R_{уд}^3 \right) \leq 1. \quad (2.25)$$

Из (2.23) с учетом (2.24) и (2.25) находим

$$a^3 = \varepsilon_1 R_{уд}^3, \quad (2.26)$$

следовательно,

$$R_{\text{уд}} = a\varepsilon_1^{-1/3}. \quad (2.27)$$

С учетом (2.27) из выражения (2.21) получаем

$$\begin{aligned} & \frac{2\sigma_{C_1}}{f_1\eta_1 a^{\eta_1}} \left(1 - \varepsilon_1^{\eta_1/3}\right) + \frac{1}{a^{\eta_1+1}} \left[ P_0 (a_0/a)^{3k} - \rho_{01} \dot{a}^2 \varepsilon_1^{(\eta_1+1)/3} \right] = \\ & = \rho_{01} \left\{ \frac{\dot{\lambda}}{(\eta_1+1)a^{\eta_1+1}} \left[ 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1+1)/3} \right] - \frac{2\lambda^2}{(\eta_1+4)a^{\eta_1+4}} \left[ 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1+4)/3} \right] \right\}. \end{aligned} \quad (2.28)$$

Принимая во внимание, что

$$\dot{\lambda} = \ddot{a}a^2 + 2\dot{a}^2a \quad (2.29)$$

и учитывая (2.13), из уравнения (2.28) находим

$$\begin{aligned} & \frac{2\sigma_{C_1}}{f_1\eta_1 a^{\eta_1}} \left(1 - \varepsilon_1^{\eta_1/3}\right) + \frac{1}{a^{\eta_1}} \left[ P_0 (a_0/a)^{3k} - \rho_{01} \dot{a}^2 \varepsilon_1^{(\eta_1+1)/3} \right] = \\ & = \rho_{01} \left\{ \frac{\ddot{a}a^2 + 2\dot{a}^2a}{(\eta_1+1)a^{\eta_1+1}} \left[ 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1+1)/3} \right] - \frac{2\dot{a}^2a^4}{(\eta_1+4)a^{\eta_1+4}} \left[ 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1+4)/3} \right] \right\}, \end{aligned} \quad (2.30)$$

откуда следует

$$\begin{aligned} & \left\{ \frac{\rho_{01}a^2}{(\eta_1+1)a^{\eta_1+1}} \left[ 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1+1)/3} \right] \right\} \ddot{a} = \rho_{01} \left\{ \frac{2a^4}{(\eta_1+4)a^{\eta_1+4}} \left[ 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1+4)/3} \right] - \right. \\ & \left. - \frac{2a}{(\eta_1+1)a^{\eta_1+1}} \left[ 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1+1)/3} \right] - \frac{\varepsilon_1^{(\eta_1+1)/3}}{a^{\eta_1}} \right\} \dot{a}^2 + \frac{1}{a^{\eta_1}} \left[ \frac{2\sigma_{C_1}}{f_1\eta_1} \left(1 - \varepsilon_1^{\eta_1/3}\right) + P_0 (a_0/a)^{3k} \right]. \end{aligned} \quad (2.31)$$

Окончательно выражение (2.31), представляющее собой дифференциальное уравнение движения границы взрывной полости, находим в виде

$$\ddot{a} = K\dot{a}^2 + L, \quad (2.32)$$

где коэффициенты  $K$  и  $L$  определяются из соотношений

$$K = \frac{1}{a} \left\{ 2 \frac{(\eta_1 + 1) \left( 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1 + 4)/3} \right)}{(\eta_1 + 4) \left( 1 - \varepsilon_1^{(\eta_1 + 1)/3} \right)} - (\eta_1 + 1) \frac{\varepsilon_1^{(\eta_1 + 1)/3}}{1 - \varepsilon_1^{(\eta_1 + 1)/3}} - 2 \right\}; \quad (2.33)$$

$$L = \frac{(\eta_1 + 1)}{a \rho_{01}} \left[ \frac{P_0 (a_0 / a)^{3k}}{1 - \varepsilon_1^{(\eta_1 + 1)/3}} + \frac{2 \sigma_{C_1}}{f_1 \eta_1} \right]. \quad (2.34)$$

На этапе дробления породы в области пластовой залежи интегрирование уравнения (2.32) при коэффициентах (2.33), (2.34) продолжается до момента времени  $t_1$ , когда координата  $r$  станет равной значению  $b$  (при этом считаем, что  $\sigma_r > \sigma_{01}$ , где  $\sigma_{01}$  – предел прочности породы пласта на сжатие).

При дальнейшем интегрировании уравнений (2.4) и (2.5) в области вмещающей породы за начальные условия принимаются конечные значения параметров  $a_1$  и  $\dot{a}_1$ , полученные в конце интегрирования на этапе дробления в зоне пластовой залежи.

Согласно принятым предпосылкам среда считается за фронтом волны несжимаемой и в области вмещающей породы, следовательно и здесь выполняется соотношение (2.12), с учетом которого (по аналогии с (2.18)) из уравнения (2.4) следует

$$\frac{\partial \sigma_{r_2}}{\partial r} - \eta_2 \frac{\partial \sigma_{r_2}}{r} = -2 \frac{\sigma_{C_2}}{f_2 r} + \rho_{02} \left[ \frac{\dot{\lambda}}{r^2} - 2 \frac{\lambda^2}{r^5} \right], \quad (2.35)$$

где

$$\eta_2 = \frac{2(1 - f_2)}{f_2}.$$

Интегрируя (2.35), получаем

$$-\frac{\partial \sigma_{r_2}}{r^{\eta_2}} = \frac{2 \sigma_{C_2}}{f_2 \eta_2 r^{\eta_2}} - \rho_{02} \left[ \frac{\dot{\lambda}}{(\eta_2 + 1) r^{\eta_2 + 1}} - \frac{2 \lambda^2}{(\eta_2 + 4) r^{\eta_2 + 4}} \right] + F(t). \quad (2.36)$$

На фронте ударной волны с учетом (2.8) и (2.36) имеем

$$-\frac{\rho_{02} \varepsilon_2 \dot{R}_{уд}^2}{R_{уд}^{\eta_2}} = \frac{2 \sigma_{C_2}}{f_2 \eta_2 R_{уд}^{\eta_2}} - \rho_{02} \left[ \frac{\dot{\lambda}}{(\eta_2 + 1) R_{уд}^{\eta_2 + 1}} - \frac{2 \lambda^2}{(\eta_2 + 4) R_{уд}^{\eta_2 + 4}} \right] + F(t), \quad (2.37)$$

где

$$\varepsilon_2 = (\rho - \rho_{02}) / \rho.$$

Определяя из выражения (2.19) функцию  $F(t)$ , подставляя ее в (2.18), на границе раздела сред находим

$$\begin{aligned} \sigma_{r_1}|_{r=b} = & \rho_{01} \left[ \frac{(\ddot{a}_1 a_1^2 + 2\dot{a}_1^2 a_1)}{\eta_1 + 1} \left( \frac{1}{b} - \frac{b^{\eta_1}}{a_1^{\eta_1+1}} \right) - \frac{2\dot{a}_1^2 a_1^4}{\eta_1 + 4} \left( \frac{1}{b^4} - \frac{b^{\eta_1}}{a_1^{\eta_1+4}} \right) \right] + \\ & + \frac{2\sigma_{C_1}}{f_1 \eta_1} \left[ \left( \frac{b}{a_1} \right)^{\eta_1} - 1 \right] + P_0(a_0/a) \left( \frac{b}{a_1} \right)^{\eta_1}. \end{aligned} \quad (2.38)$$

Удовлетворяя условие (2.9) и исключая из уравнения (2.36) и (2.37) функцию  $F(t)$ , получаем

$$\begin{aligned} \frac{2\sigma_{C_2}}{f_2 \eta_2} \left( \frac{1}{b^{\eta_2}} - \frac{1}{R_{y_d}^{\eta_2}} \right) + \frac{\sigma_{r_1}|_{r=b}}{b^{\eta_2}} - \frac{\rho_{02} \varepsilon_2 \dot{R}_{y_d}^2}{R_{y_d}^{\eta_2}} = \\ = \rho_{02} \left[ \frac{\lambda}{(\eta_2 + 1)} \left( \frac{1}{b^{\eta_2+1}} - \frac{1}{R_{y_d}^{\eta_2+1}} \right) - \frac{2\lambda^2}{(\eta_2 + 4)} \left( \frac{1}{b^{\eta_2+4}} - \frac{1}{R_{y_d}^{\eta_2+4}} \right) \right]. \end{aligned} \quad (2.39)$$

Так как в области вмещающей породы (по аналогии с (2.27))

$$R_{y_d} = a \varepsilon_2^{-\frac{1}{3}}, \quad (2.40)$$

то с учетом (2.13) и (2.29) из (2.39) следует

$$\begin{aligned} \left\{ \frac{\rho_{02} a^2}{(\eta_2 + 1)} \left[ \frac{1}{b^{\eta_2+1}} - \frac{\varepsilon_2^{(\eta_2+1)/3}}{a^{\eta_2+1}} \right] \right\} \ddot{a} = \rho_{02} \left\{ \frac{2a}{(\eta_2 + 1)} \left[ \frac{\varepsilon_2^{(\eta_2+1)/3}}{a^{\eta_2+1}} - \frac{1}{b^{\eta_2+1}} \right] - \right. \\ \left. - \frac{2a^4}{(\eta_2 + 4)} \left[ \frac{\varepsilon_2^{(\eta_2+4)/3}}{a^{\eta_2+4}} - \frac{1}{b^{\eta_2+4}} \right] - \frac{\varepsilon_2^{(\eta_2+1)/3}}{a^{\eta_2}} \right\} \dot{a}^2 + \\ + \frac{2\sigma_{C_2}}{f_2 \eta_2} \left( \frac{1}{b^{\eta_2}} - \frac{\varepsilon_2^{\eta_2/3}}{a^{\eta_2}} \right) + \frac{\sigma_{r_1}|_{r=b}}{b^{\eta_2}}. \end{aligned} \quad (2.41)$$

Из выражения (2.41) следует уравнение (2.32), коэффициенты которого  $K$  и  $L$  имеют вид

$$K = - \left\{ 2 \frac{(\eta_2 + 1) \left[ a^{\eta_2 + 4} - b^{\eta_2 + 4} \varepsilon_2^{(\eta_2 + 4)/3} \right]}{(\eta_2 + 4) b^3 \left[ a^{\eta_2 + 1} - b^{\eta_2 + 1} \varepsilon_2^{(\eta_2 + 1)/3} \right]} - (\eta_2 + 1) \frac{b^{\eta_2 + 1} \varepsilon_2^{(\eta_2 + 1)/3}}{a^{\eta_2 + 1} - b^{\eta_2 + 1} \varepsilon_2^{(\eta_2 + 1)/3}} - 2 \right\}; \quad (2.42)$$

$$L = \frac{b(\eta_2 + 1)}{a \rho_{02} \left[ a^{\eta_2 + 1} - b^{\eta_2 + 1} \varepsilon_2^{(\eta_2 + 1)/3} \right]} \left[ a^{\eta_2} \sigma_{r_1} \Big|_{r=b} + \frac{2 \left( a^{\eta_2} - b^{\eta_2} \varepsilon_2^{\eta_2/3} \right)}{f_2 \eta_2} \sigma_{C_2} \right]. \quad (2.43)$$

Дробление вмещающей породы продолжается до времени  $t_2$ , когда скорость фронта ударной волны становится равной скорости упругой волны  $c_{y_2}^2$ . При этом при конечных значениях  $a = a_2$ ,  $\dot{a} = \dot{a}_2$  величина  $\sigma_{r_2 y_2}$  принимается равной значению прочности породы вмещающей среды на раздавливание  $\sigma_{02}$ , с учетом чего из (2.8) определяем величину

$$\varepsilon_2 = \sigma_{02} / (\rho_{02} c_{y_2}^2).$$

Так как на границе раздела сред выполняется условие (2.9), то из (2.8) следует

$$\varepsilon_1 = (\rho_{02} / \rho_{01}) \varepsilon_2.$$

Радиус зоны дробления с учетом (2.27) равен

$$R_d = a_1 \varepsilon_1^{-\frac{1}{3}} + (a_2 - a_1) \varepsilon_2^{-\frac{1}{3}}.$$

При  $\rho_{02} = \rho_{01}$  решение уравнения (2.32) при коэффициентах (2.33), (2.34) продолжается до момента времени  $t_1$ , когда скорость фронта УВ становится равной скорости упругой волны  $c_{y_1}$ , при этом

$$\varepsilon_1 = \sigma_{01} / (\rho_{01} c_{y_1}^2),$$

а радиус зоны дробления

$$R_d = a_1 \varepsilon_1^{-\frac{1}{3}}.$$

Радиус зоны радиальных трещин определяется по известной формуле, получаемой на основе уравнений равновесия для упругой среды [32, 33]

$$R_T = R_d \sqrt{\sigma_0 / 2 \sigma_p},$$

где  $\sigma_p$  – предел прочности породы на растяжение.

Интегрирование уравнения (2.11) в области гидродинамического течения не представляет затруднений, а вопрос об определении радиусов  $R_d$  и  $R_T$  сводится к решению обыкновенного дифференциального уравнения второго порядка вида (2.32).

Если принять, что коэффициенты  $K$  и  $L$  постоянны в некоторой области, близкой к начальной области определения этих коэффициентов, то уравнение (2.32) можно проинтегрировать следующим образом [35].

Обозначим  $\dot{a} = z$ , тогда  $\ddot{a} = z\dot{z}$ , где  $\dot{z} = dz/da$ .

Уравнение (2.32) можно записать в виде

$$\dot{y} = 2Ky + 2L, \quad (2.44)$$

$$y = z^2 = \dot{a}^2. \quad (2.45)$$

Решение соответствующего однородного уравнения имеет вид

$$y = Ce^{2Ka}. \quad (2.46)$$

Предположим, что  $C = C(a)$ , тогда с учетом (2.46) из уравнения (2.44) получаем

$$y = c_2 e^{2Ka} - \frac{L}{K}. \quad (2.47)$$

Так как  $\dot{a} = \sqrt{y}$ , то

$$a = \frac{1}{2K} \ln \left\langle \frac{L}{Kc_2} \left\{ 1 + \operatorname{tg} \left[ \frac{(t+c_1)L}{2K} \right] \right\} \right\rangle. \quad (2.48)$$

Учитывая начальные условия  $a = a_0$ ,  $\dot{a} = \dot{a}_0$ , находим

$$c_1 = \frac{2K}{L} \operatorname{arctg} \left( \frac{2\dot{a}_0 K^2}{L} \right); \quad (2.49)$$

$$c_2 = \frac{L \left( 1 + \operatorname{tg}^2 \left( \frac{c_1 L}{2K} \right) \right)}{K e^{2a_0 K}}. \quad (2.50)$$

Следовательно, решением уравнения (2.32) является выражение

$$a = \frac{1}{2K} \ln \left\langle \frac{e^{2a_0K}}{1 + \frac{4a_0^2K^4}{L^2}} \left\{ 1 + \operatorname{tg}^2 \left[ \frac{Lt}{2K} + \operatorname{arctg} \left( \frac{2\dot{a}_0K^2}{L} \right) \right] \right\} \right\rangle. \quad (2.51)$$

Полученное аналитическое решение (2.51) может использоваться в качестве проверки численных решений уравнения (2.32) в области, близкой к начальному расчету.

**Результаты численного счета.** Решение уравнения (2.32) проводилось численным методом Рунге-Кутты четвертого порядка. Численные расчеты для взрыва сферического заряда тротила массой 1,0 кг выполнены в породах, свойства которых приведены в табл. 2.1. Свойства взрывчатых веществ приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.1. Свойства горных пород

Порода	Плотность $\rho$ ( $\times 10^3$ ), кг/м <sup>3</sup>	Скорость продольной волны ( $\times 10^3$ ), м/с	Коэффициент Пуассона $\nu$	Предел прочности породы $\sigma_0$ ( $\times 10^5$ ), Па	Модуль Юнга $E$ ( $\times 10^{10}$ ), Па
Известняк	2,58	4,65	0,28	855	4,60
Песчаник	2,36	2,53	0,17	527	1,46
Аргиллит	2,51	3,05	0,23	460	2,33
Каменная соль	2,10-2,20	2,36-2,95	0,22-0,30	160-210	1,15-1,91

Таблица 2.2. Свойства взрывчатых веществ

Взрывчатое вещество	Плотность $\rho$ ( $\times 10^3$ ), кг/м <sup>3</sup>	Скорость детонации $D$ ( $\times 10^3$ ), м/с
Детонит М	1,3	5,3
Тротил	1,5	6,4
Тетрил	1,58	7,3

Установлено, что изменение  $\sigma_0$  с  $210 \cdot 10^5$  до  $855 \cdot 10^5$  Па, т.е. в 4,1 раза, приводит к уменьшению величин радиусов зоны дробления в 1,08, зоны радиальных трещин в 1,01 раза [36]. Следовательно, размеры зон разрушения в малой степени зависят от прочности породы.

Сравнение расчетов согласно теоретических решений с данными экспериментальных исследований [37] показывает, что отличие в размерах зон разрушения составляет не более 8,0...20,0%, что свидетельствует об удовлетворительном согласии опытных и теоретически рассчитанных показателей.

Установлено также, что с увеличением начального давления с  $0,456 \cdot 10^{10}$  до  $1,053 \cdot 10^{10}$  Па, т.е. в 2,31 раза, размеры зон дробления и радиальных трещин увеличиваются всего в 1,18 и 1,12 раза [38]. Наибольшее изменение размеров зоны дробления наблюдается до значений начального давления  $7 \cdot 10^9$  Па, а зоны радиальных трещин – до  $9 \cdot 10^9$  Па. Дальнейшее увеличение начальной амплитуды взрывного нагружения не приводит к существенному увеличению размеров зон взрывного разрушения.

Определим изменение пористости пород в зоне взрывного разрушения. Будем рассматривать горные породы с невысокой начальной пористостью (до 2...4%), у которых под действием динамических нагрузок, как показывает практика взрывных работ, преимущественно развиваются объемные деформации разуплотнения.

Среднее значение плотности  $\bar{\rho}$  среды в зоне радиальных трещин определяем из уравнения баланса для сферического слоя радиуса  $r$  единичной начальной толщины [32]

$$\frac{\rho_0}{\bar{\rho}} \approx 1 + \frac{2\sigma_p}{E} \left[ \left( \frac{R_T}{r} \right)^2 - (1-\nu) \frac{R_T}{r} \right]. \quad (2.52)$$

Из уравнения (2.52) следует, что при фиксированных  $\sigma_p, E$  и  $\nu$  для значений  $R_d < r < R_T$  средняя плотность среды с удалением от заряда увеличивается, стремясь к значению

$$\bar{\rho} \Big|_{r=R_T} = \frac{E}{E + 2\sigma_p \nu} \rho_0$$

на границе зоны радиальных трещин.

Изменение пористости среды связано с плотностью выражением

$$\Delta n = 1 - \bar{\rho} / \rho_0 .$$

На рис. 2.2 приведено изменение пористости после взрыва в породах, представленных в табл. 2.1.

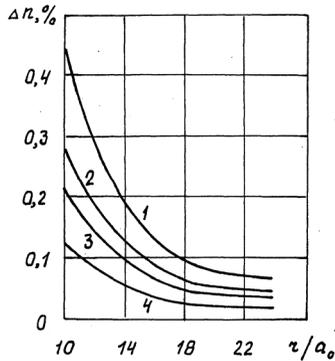


Рис. 2.2. Изменение пористости с расстоянием от заряда:  
1 – песчаник; 2 – известняк; 3 – аргиллит; 4 – каменная соль

Из рис. 2.2 видно, что с увеличением расстояния от заряда приращение пористости быстро уменьшается и становится близким к нулю на внешней границе зоны радиальных трещин.

## 2.2. Исследование влияния литостатических напряжений на эффективность импульсной обработки горного массива\*

Для интенсификации добычи нефти, газа, растворимых полезных ископаемых, геотермальных вод и т.п. широко используются технологии, базирующиеся на использовании энергии взрыва с целью изменения физических свойств горного массива, непосредственно окружающего добычные скважины. В этих технологиях управление свойствами горных пород осуществляется путем воздействия на них взрывных волн. Горный массив, окружающий скважину на больших глубинах, находится в напряженном состоянии, поэтому при проведении взрывных работ необходимо учитывать начальное напряженное состояние среды.

С помощью компьютерного моделирования исследуем влияние напряженного состояния природного массива на волновые процессы и эффективность взрывного воздействия с целью повышения фильтрационных свойств массива.

В настоящее время имеется значительное число экспериментальных исследований физических свойств горных пород при термодинамических параметрах, которые соответствуют условиям на больших глубинах [39-43]. Проведено большое количество экспериментов, в которых исследовались зависимости упругих, пластических, вязких, прочностных,

\*Подраздел написан совместно с С.В. Микуляком

фильтрационных, электрических, магнитных и других свойств горных пород в зависимости от давления и температуры. Согласно этим исследованиям, поведение горных пород зависит от их минералогического состава, структуры, плотности и наличия флюидов. Рассмотрим волновые процессы в кварцевом песчанике, который часто служит коллектором, вмещающем углеводороды. Как свидетельствуют экспериментальные исследования [43, 44] упругие свойства кварцевого песчаника в незначительной степени зависят от давления и скорости деформирования и существенно – от степени насыщения флюидом [44]. Что касается критических характеристик – границы упругости и границы прочности, то они зависят от величины давления существенно.

Численно моделируется взрывной процесс в прискважинной зоне с учетом литостатических напряжений. При этом волновые процессы, происходящие внутри скважины, находятся вне рассмотрения настоящей модели. Полученные в экспериментах по моделированию взрыва в обсаженной скважине зависимости давления от времени возле внешней стенки трубы [45], используются в качестве граничных условий.

Уравнения сохранения массы, импульса и энергии, описывающие волновой процесс в твердой среде, представлены в цилиндрической системе координат и имеют вид

$$\rho \, d\rho / dt + \rho (\partial u / \partial r + \partial v / \partial z + u / r) = 0; \quad (2.53)$$

$$\rho \, du / dt = \partial \sigma_{rr} / \partial r + \partial \sigma_{rz} / \partial z + (\sigma_{rr} - \sigma_{\theta\theta}) / r; \quad (2.54)$$

$$\rho \, dv / dt = \partial \sigma_{zz} / \partial z + \partial \sigma_{rz} / \partial r + \sigma_{rz} / r, \quad (2.55)$$

где  $r, z, \theta$  - цилиндрические координаты;  $u, v$  - компоненты вектора скорости;  $\rho$  - плотность;  $\sigma_{rr}, \sigma_{zz}, \sigma_{rz}, \sigma_{\theta\theta}$  - компоненты тензора напряжений. Система дифференциальных уравнений (2.53)–(2.55) замыкается определяющими уравнениями для песчаника. В упругой области и в области, где имеет место микроразрушение, используется закон Гука, в области макроразрушения – упруго-пластическая модель.

Система уравнений (2.53)–(2.55) с уравнением состояния и приведенными ниже граничными условиями решалась численно с помощью разностной схемы, построенной на основании известного метода «Тензор» [46]. Рассматривается вариант сферического взрыва с граничным условием на поверхности излучателя радиусом  $r_0$

$$P(t) = At \exp(-\beta t^2), \quad (2.56)$$

где  $P(t)$  - функция, аппроксимирующая экспериментальную зависимость, полученную в работе [45] для взрыва заряда гексогена массой 0,1 кг в трубе (рис.2.3);  $A$  и  $\beta$  - константы.

Начало координат находится в центре заряда.

Датчик расположен возле внешней поверхности трубы на расстоянии  $r_0 = 75 \cdot 10^{-3}$  м от центра заряда.

Задача симметрична относительно оси  $z$ , поэтому расчетную область можно ограничить правой полуплоскостью. На оси симметрии  $z$  задаются граничные условия как на жесткой стенке

$$r = 0; \quad \partial \sigma_{rr} / \partial r = \partial \sigma_{zz} / \partial r = \partial \sigma_{rz} / \partial r = 0. \quad (2.57)$$

Начальные напряжения зависят от глубины  $H$  расположения зарядов. Согласно обобщенной зависимости, полученной в работе [47], вертикальные напряжения зависят от глубины следующим образом

$$\sigma_{zz} = 0,027H, \quad (2.58)$$

где  $\sigma_{zz}$  – вертикальная компонента тензора напряжений, МПа.

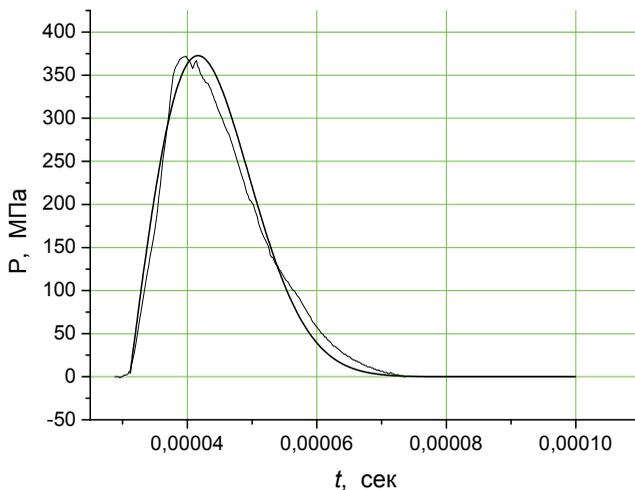


Рис. 2.3. Зависимость давления от времени в эксперименте с трубой (тонкая линия) и ее аппроксимация зависимостью (2.56) (толстая линия)

Горизонтальные напряжения могут существенно отличаться в различных регионах и на разных глубинах. Соотношение  $\sigma_{rr}/\sigma_{zz}$  может изменяться в пределах 0,54 – 5,56 [47].

Расчеты проводились при таких параметрах для кварцевого песчаника:  $\rho_o = 2,36 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup> (плотность песчаника в ненапряженном состоянии),  $E = 1,4 \cdot 10^{10}$  Па (модуль Юнга),  $\nu = 0,3$  (коэффициент Пуассона). Константы  $A = 5,83 \cdot 10^{13}$  Па/с и  $\beta = 4,5 \cdot 10^9$  с<sup>-2</sup> получены из аппроксимации экспериментальной зависимости давления от времени [45]. Величины  $E$  и  $\nu =$  в незначительной степени зависят от давления, поэтому в расчетах принимались одинаковыми для всех глубин.

Для описания граничных состояний использовались соотношения Мизеса

$$T = 2/\sqrt{3} \tau_e(p); \quad (2.59)$$

$$T = 2/\sqrt{3} \tau_d(p), \quad (2.60)$$

где  $T$  – интенсивность сдвиговых напряжений;  $\tau_e$ ,  $\tau_d$  – соответственно, предел упругости и предел прочности. Величины  $\tau_e$ ,  $\tau_d$  заимствованы с работы [44], в которой приведены результаты экспериментов по нагружению песчаника в камере высокого давления по схеме Кармана.

На рис.2.4 изображены зависимости предела упругости  $\tau_e$  и предела прочности  $\tau_d$  от глубины  $H$ , построенные на основании экспериментов по нагружению кварцевого песчаника при различных величинах бокового давления.

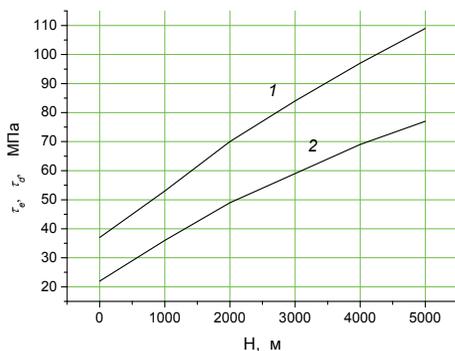


Рис.2.4. Зависимость границы прочности  $\tau_d$  (1) и границы упругости  $\tau_e$  (2) от глубины  $H$

Расчеты поля давлений от взрыва заряда проведены для глубин до 5000 м. В качестве примера на рис. 2.5 приведено поле давлений при взрыве заряда на глубине  $H = 5000$  м в фиксированный момент времени. В расчетах регистрировались зоны, где происходило полное разрушение горной породы, то есть выполнялось условие (2.60), и зоны, где происходило микроразрушение (выполнение условия (2.59)). При этом вычислялись объемы каждой из областей.

На рис. 2.6. приведены зоны микро – и макроразрушения для взрывов на глубине  $H = 1000$  и 5000 м. Видно, что с увеличением глубины уменьшаются обе зоны. Более четко это видно на рис. 2.7, где приведена зависимость объемов зон микро – и макроразрушения от глубины заложения заряда. Кроме того, как видно из рис. 2.6, изменяется также и форма областей разрушения – она становится более вытянутой в сторону оси  $z$ .

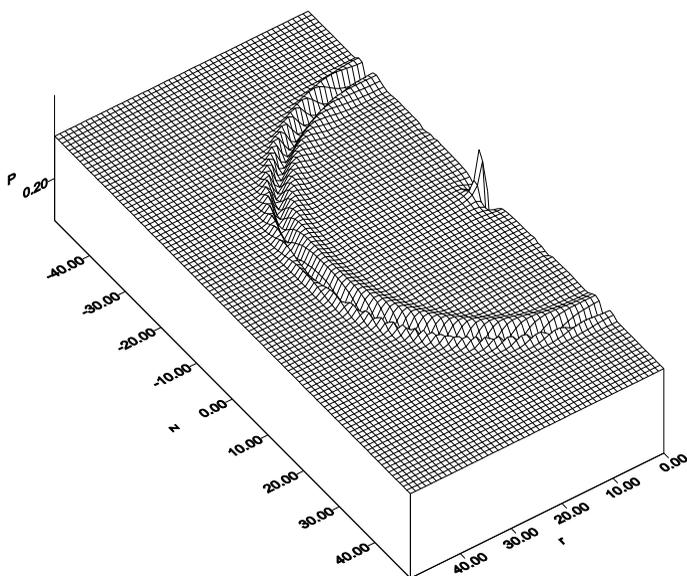
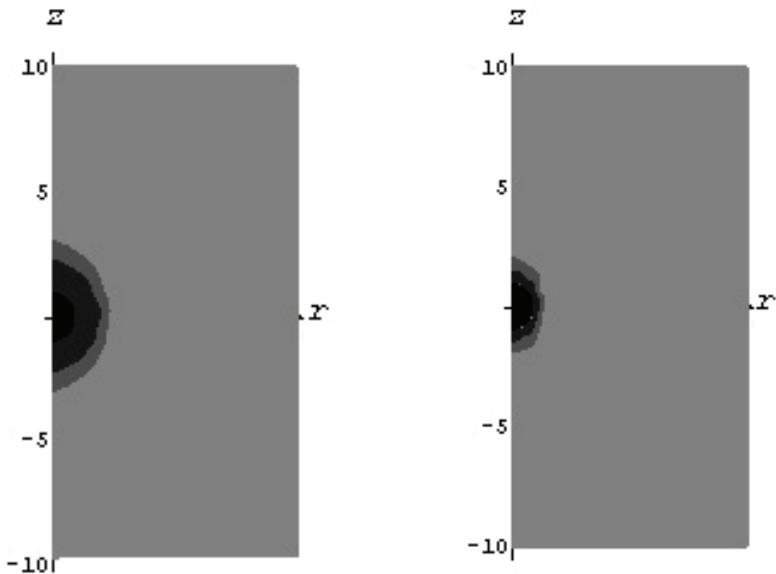


Рис. 2. 5. Поле давлений от взрыва заряда на глубине  $H = 5000$  м в момент времени  $t = 0,5 \cdot 10^{-3}$  с. Давление приведено к максимальному давлению на излучателе  $P_0 = 372$  МПа; координаты  $r$  и  $z$  приведены к радиусу  $r_0$



а)

б)

Рис. 2.6. Зоны разрушения: наиболее темная область – область, в которой давление задается формулой (2.56); более светлая область – зона макроразрушений; еще светлее – зона микроразрушений; а)  $H = 1000$  м; б)  $H = 5000$  м

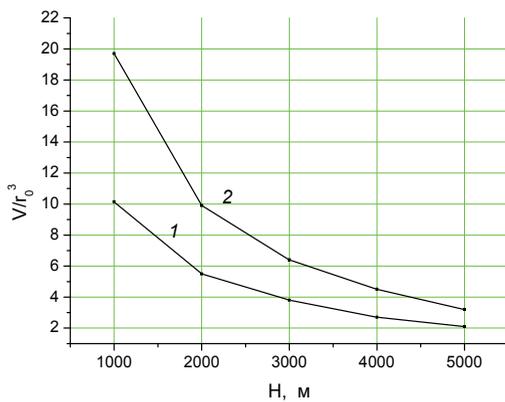


Рис. 2.7. Зависимости объемов зон макроразрушения (1) и микроразрушения (2) от глубины  $H$

С целью исследования влияния параметров взрывного импульса на формирование зон разрушения проведена серия расчетов с амплитудой, в два раза превышающей максимальную амплитуду сигнала, изображенного на рис. 2.3, и в два раза меньшей амплитудой (рис.2.8). При этом ширина сигналов, задаваемых уравнением (2.56), выбиралась таким образом, чтобы общая энергия, получаемая средой, была одинаковой для всех трех значений амплитуд.

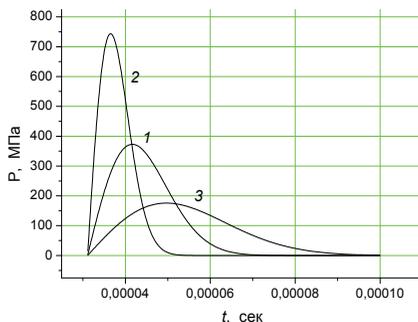


Рис. 2.8. Зависимости давления от времени:

1–3 —максимальная амплитуда нагружения –372, 744, 186 МПа, соответственно

Полученные в расчетах зависимости объемов зон разрушения от глубины расположения заряда и максимальной амплитуды нагружения приведены на рис.2.9. Видно, что с увеличением глубины расположения заряда объемы зон разрушения существенно уменьшаются. Кроме того, с увеличением максимальной амплитуды нагружения в два раза, объем зон разрушения увеличивается почти в три раза (рис. 2.9,а), при уменьшении ее в два раза объем зон разрушения уменьшается в четыре раза (рис.2.9,б).

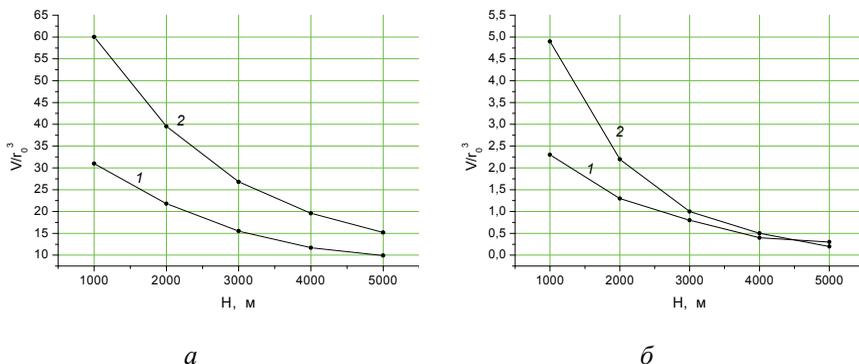


Рис. 2.9. Зависимости объемов зон макроразрушения (1) и микроразрушения (2) от глубины  $H$  : а, б – максимальная амплитуда –744, 186 МПа, соответственно

## 2.3. Управление разрушением геологических неоднородностей

Ниже рассмотрен круг задач, связанных с исследованием напряженного состояния нерастворимых пластов с учетом действия сил равномерного сжатия в срединной плоскости пласта на больших глубинах, при действии разного вида принудительных нагрузок и определены условия, при которых происходит разрушение пласта.

### 2.3.1. Напряженное состояние пластов постоянной мощности при действии принудительных нагрузок

Пусть в результате размыва в соляном массиве образовалась некоторая полость радиусом  $R$ , в которой остался пласт нерастворимых отложений постоянной мощности  $h$  (рис. 2.10).

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

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

мощность пласта значительно меньше любого другого размера его обнажения;

воздействие на пласт предполагается таким, что его напряженно-деформированное состояние носит статический или квазистатический характер;

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

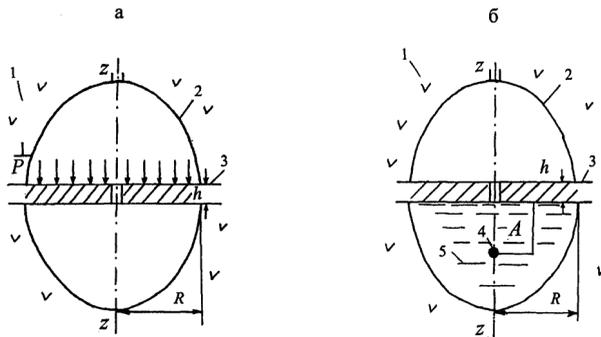


Рис. 2.10. Схемы к расчету напряженного состояния нерастворимого пласта:

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

Если действующая на круглый пласт нагрузка  $P$  распределена симметрично относительно оси емкости  $ZZ$  (а рассматривается именно такой случай), то деформации и напряжения, возникающие в пласте, будут также симметричны. В цилиндрической системе координат уравнение угла поворота  $\varphi$  нормали к срединной поверхности пласта для рассматриваемых условий имеет вид [48]

$$r \frac{d^2 \varphi}{dr^2} + \frac{d\varphi}{dr} - \frac{\varphi}{r} = -\frac{qr}{D}, \quad (2.61)$$

где  $D = \frac{Eh^3}{12(1-\nu^2)}$  – жесткость пласта на изгиб;  $E$  и  $\nu$  – модуль Юнга и коэффициент Пуассона материала пласта;  $q$  – поперечная сила, направленная по оси  $ZZ$ .

Решение уравнения (2.61) имеет вид

$$\varphi = c_1 r + \frac{c_2}{r} - \frac{1}{Dr} \int \left( r \int q dr \right) dr, \quad (2.62)$$

где  $c_1$  и  $c_2$  – произвольные постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Поперечную силу  $q$  находим из выражения

$$q = \frac{1}{r} \int_0^r P r dr, \quad (2.63)$$

где давление  $P$  зависит только от координаты  $r$ .

При равномерно распределенной нагрузке из выражения (2.63) получаем

$$q = \frac{Pr}{2}. \quad (2.64)$$

С учетом (2.64) из соотношения (2.62) следует

$$\varphi = c_1 r + \frac{c_2}{r} - \frac{Pr^3}{16D}. \quad (2.65)$$

Определим постоянные интегрирования  $c_1$  и  $c_2$ .

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

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

$$c_1 = \frac{PR^2}{16D}. \quad (2.66)$$

Следовательно,

$$\varphi = \frac{Pr}{16D} (R^2 - r^2). \quad (2.67)$$

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

$$\begin{aligned} M_r &= \left[ \frac{P}{16} R^2 (1 + \nu) - r^2 (3 + \nu) \right]; \\ M_\theta &= \left[ \frac{P}{16} R^2 (1 + \nu) - r^2 (1 + 3\nu) \right]. \end{aligned} \quad (2.68)$$

На контуре пласта при  $r = R$

$$(M_r)_{r=R} = -\frac{PR^2}{8}; \quad (M_\theta)_{r=R} = -\nu \frac{PR^2}{8}. \quad (2.69)$$

В центре пласта, где  $r = 0$

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = \frac{PR^2}{16} (1 + \nu). \quad (2.70)$$

Из выражений (2.69), (2.70) следует, что наибольшим является момент  $(M_r)_{r=R}$ .

Известно, что

$$\sigma_r = \frac{12M_r}{h^3} Z. \quad (2.71)$$

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

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3}{4} \frac{PR^2}{h^2}. \quad (2.72)$$

Если рассматривается случай самообрушения пласта (без внешних нагрузок), то из формулы (2.72) следует

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3 \gamma R^2}{4 h}, \quad (2.73)$$

где  $\gamma$  – удельный вес породы пласта.

Совместный учет внешней нагрузки  $P$  и собственного веса пласта приводит к условию

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3 R^2}{4 h^2} (\gamma h + P). \quad (2.74)$$

Если нагрузка  $P$  обеспечивается за счет давления жидкости, подаваемой в полость поверх пласта, то из выражения (2.74) получаем

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3 R^2}{4 h^2} (\gamma h + \gamma_p h_p), \quad (2.75)$$

где  $\gamma_p$  и  $h_p$  – удельный вес и высота столба жидкости (рассола), соответственно.

Формулы (2.72) – (2.75) дают возможность определить предельные статические нагрузки на пласт при его обрушении.

Определим предельную равномерно-распределенную статическую нагрузку  $P_{\Pi}$ , необходимую для обрушения пласта, из соотношения (2.72).

Очевидно, что обрушение нерастворимого пласта произойдет тогда, когда  $\sigma_r^{\max}$  достигает значения равного пределу прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_p$  (так как сопротивление горных пород растяжению по абсолютной величине в 8–10 раз и более меньше сопротивления сжатию). При этом предельная нагрузка равна

$$P_{\Pi} = \frac{4}{3} \left( \frac{h}{R} \right)^2 \sigma_p. \quad (2.76)$$

Если рассматривается случай самообрушения пласта, то из (2.73) следует, что максимальная мощность пласта при этом составляет

$$h_{\max} = \frac{3 \gamma R^2}{4 \sigma_p}. \quad (2.77)$$

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

$$P_{\Pi} = \frac{4}{3} \left( \frac{h}{R} \right)^2 \sigma_p - \gamma h. \quad (2.78)$$

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

$$h_{жс} = \frac{1}{\gamma_p} \left[ \frac{4}{3} \left( \frac{h}{R} \right)^2 \sigma_p - \gamma h \right]. \quad (2.79)$$

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

Если упоминаемое выше давление  $P$  не обеспечивает обрушение пласта, то в качестве принудительного воздействия может быть использован взрыв заряда взрывчатого вещества (рис. 2.10, б). Тип взрывчатого вещества выбирается таким образом, чтобы обеспечить квазистатическое нагружение на пласт. Для этого необходимо, чтобы соблюдалось условие

$$v_B t_+ \gg h,$$

где  $v_B$  – скорость взрывной волны в жидкости;  $t_+$  – длительность действия давления.

Перед проведением взрывных работ по обрушению нерастворимого пласта верхняя часть полости освобождается от жидкости. В нижнюю часть полости, заполненную водой, на расстояние  $A$  по вертикали от подошвы пласта опускается заряд ВВ (рис.2.10,б). В результате взрыва пласт испытывает совместное действие ударной волны и гидропотока, распределенное по всей поверхности обнажения. При  $A > 7r_3$  (где  $r_3$  – радиус заряда) гидропоток невелик и нагрузка, приложенная к пласту, представляется в виде [49]

$$P(r) = k r_3^\mu \left( A^2 + r^2 \right)^{-\frac{\mu}{2}}, \quad (2.80)$$

где  $k$  и  $\mu$  – коэффициенты затухания взрывных волн в жидкости.

Считая, что взрывная нагрузка на пласт носит квазистатический характер (что можно обеспечить применением ВВ с увеличенной

длительностью взрывного нагружения), применяем для расчета напряженного состояния пласта и в этом случае теорию изгиба тонких пластин.

Подставляя (2.80) в выражение (2.63) и производя интегрирование, получаем

$$q = \frac{kr_3^\mu}{r} \left[ \frac{(A^2 + r^2)^{\frac{2-\mu}{2}} - A^{2-\mu}}{2-\mu} \right]. \quad (2.81)$$

Для нахождения решения уравнения (2.61) разложим в ряд выражение  $(A^2 + r^2)^{\frac{2-\mu}{2}}$ . Количество членов в ряду для обеспечения необходимой точности результата зависит от отношения  $r/A$ . Так, при  $r/A = 0,5$  учет 4-х членов разложения позволяет уменьшить ошибку в определении результата до 1%. С учетом этого

$$(A^2 + r^2)^{\frac{2-\mu}{2}} = a_0 + a_1 \left(\frac{r}{A}\right)^2 + a_2 \left(\frac{r}{A}\right)^4 + a_3 \left(\frac{r}{A}\right)^6, \quad (2.82)$$

где

$$\begin{aligned} a_0 &= A^{2-\mu}; & a_1 &= \frac{1}{2}(2-\mu)A^{2-\mu}; \\ a_2 &= -\frac{1}{8}\mu(2-\mu)A^{2-\mu}; & a_3 &= \frac{1}{48}\mu(4-\mu^2)A^{2-\mu}. \end{aligned} \quad (2.83)$$

Подставляя (2.82), (2.83) в (2.81) и производя интегрирование в выражении (2.62), получаем

$$\varphi = c_1 r + \frac{c_2}{r} - \frac{B}{D} \left( \frac{a_1 r^3}{8A^2} + \frac{a_2 r^5}{24A^4} + \frac{a_3 r^7}{48A^6} \right), \quad (2.84)$$

где

$$B = \frac{kr_3^\mu}{2-\mu}. \quad (2.85)$$

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

$$c_1 = \frac{B}{D} \left[ \frac{a_1}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{24} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{48} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]. \quad (2.86)$$

Таким образом,

$$\varphi = \frac{B}{D} \left[ \frac{a_1}{8A^2} (R^2 r - r^3) + \frac{a_2}{24a^4} (R^4 r - r^5) + \frac{a_3}{48A^6} (R^6 r - r^7) \right]. \quad (2.87)$$

Для нахождения напряжений в пласте, определяем с учетом (2.87) изгибающие моменты  $M_r$  и  $M_\theta$

$$M_r = B \left\{ \frac{a_1}{8A^2} \left[ (R^2 - 3r^2) + \nu(R^2 - r^2) \right] + \frac{a_2}{24A^4} \left[ (R^4 - 5r^4) + \nu(R^4 - r^4) \right] + \frac{a_3}{48A^6} \left[ (R^6 - 7r^6) + \nu(R^6 - r^6) \right] \right\}; \quad (2.88)$$

$$M_\theta = B \left\{ \frac{a_1}{8A^2} \left[ (R^2 - r^2) + \nu(R^2 - 3r^2) \right] + \frac{a_2}{24A^4} \left[ (R^4 - r^4) + \nu(R^4 - 5r^4) \right] + \frac{a_3}{48A^6} \left[ (R^6 - r^6) + \nu(R^6 - 7r^6) \right] \right\}. \quad (2.89)$$

На контуре пласта  $r = R$

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

$$(M_\theta)_{r=R} = -\nu B \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]. \quad (2.90)$$

В центре пласта  $r = 0$

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = B(1 + \nu) \left[ \frac{a_1}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{24} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{48} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]. \quad (2.91)$$

Из выражений (2.90) и (2.91) следует, что максимальные растягивающие напряжения имеют место на контуре защемления нижней поверхности пласта, где они равны [50]

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6k r_3^\mu}{(2-\mu)h^2} \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{48} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]. \quad (2.92)$$

Из выражения (2.92) определяем предельную взрывную нагрузку на обрушаемый пласт. Это достигается тогда, когда  $\sigma_r^{\max}$  станет равным динамическому пределу прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_{p.d}$ , при этом минимальный радиус заряда равен

$$r_3 = \left\{ \frac{(2-\mu)h^2 \sigma_{p.d}}{6k \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]} \right\}^{\frac{1}{\mu}}. \quad (2.93)$$

Нетрудно видеть, что с увеличением параметра  $A$  требуемая для обрушения пласта нагрузка увеличивается.

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

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

$$N = \xi \rho g h, \quad (2.94)$$

где  $\xi$  – коэффициент, зависящий от характера геологической структуры

(для горизонтальных пластов  $\xi = \frac{\nu}{1-\nu}$ );  $\rho$  – плотность пород;  $g$  – ускорение свободного падения;  $h$  – глубина.

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

Рассмотрим условия равновесия пласта, представленного на рис. 2.11, а. С учетом принятых ранее допущений уравнение изгиба пласта может быть представлено в виде [51]

$$\frac{d^2\varphi}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{d\varphi}{dr} + \left( \frac{K^2}{R^2} - \frac{1}{r^2} \right) \varphi = -\frac{q}{D}, \quad (2.95)$$

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

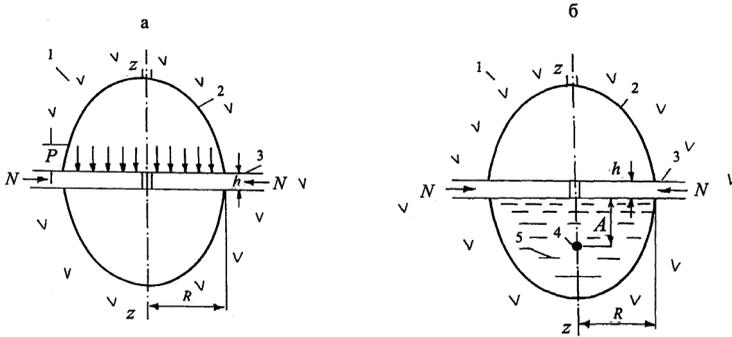


Рис. 2.11. Схемы к расчету напряженного состояния нерастворимого пласта с учетом сил сжатия в срединной плоскости пласта:

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

Решение уравнения (2.95) имеет вид

$$\varphi = c_1 j_1 \left( \frac{Kr}{R} \right) + \varphi_0, \quad (2.96)$$

где  $j_1$  – функция Бесселя I-го рода первого порядка,  $\varphi_0$  – частное решение уравнения (2.95), зависящее от  $q$ ,  $c_1$  – постоянная, определяемая граничными условиями пласта.

Так как

$$\varphi_0 = -\frac{Pr}{2N}, \quad (2.97)$$

то с учетом жесткого защемления контура пласта из (2.96) следует

$$\varphi = \frac{PRj_1 \left( \frac{Kr}{R} \right)}{2Nj_1(K)} - \frac{Pr}{2N}, \quad (2.98)$$

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

$$\varphi = \frac{Pr(R^2 - r^2)}{2D(8 - K^2)}. \quad (2.99)$$

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

$$W = \frac{P(R^2 - r^2)^2}{8D(8 - K^2)}. \quad (2.100)$$

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

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

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

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

На контуре пласта при  $r = R$

$$(M_r)_{r=R} = -\frac{PR^2}{8 - K^2}; \quad (M_\theta)_{r=R} = -\nu \frac{PR^2}{8 - K^2}. \quad (2.101)$$

В центре пласта, где  $r = 0$

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = \frac{PR^2(1 + \nu)}{2(8 - K^2)}. \quad (2.102)$$

Анализ выражений (2.101), (2.102) показывает, что максимальные растягивающие напряжения существуют на контуре защемления верхней поверхности пласта и равны

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

Когда  $\sigma_r^{\max}$  достигнет предела прочности породы на растяжение  $\sigma_p$ , произойдет обрушение пласта, откуда определяем требуемую интенсивность распределенной нагрузки [52]

$$P = \frac{h^2 \sigma_p (8-K^2)}{6R^2}. \quad (2.103)$$

Из (2.103) видно, что необходимая для обрушения пласта интенсивность нагрузки резко возрастает с увеличением мощности пласта, прочности породы на разрыв и уменьшается с ростом размеров зоны обнажения.

Рассмотрим напряженное состояние пласта под действием взрывной нагрузки вида (2.80) и сил сжатия  $N$  в срединной плоскости (рис. 2.11, б). Уравнение упругой поверхности (в предположении квазистатичности нагружения) также имеет вид (2.95), где поперечная сила  $q$  определяется выражением (2.81). С учетом разложения (2.82)  $q$  представляем в виде

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

где  $a_1, a_2, a_3, B$  определяются из выражений (2.83) и (2.85), соответственно.

Общее решение уравнения (2.95) в данном случае имеет вид

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

где

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

Удерживая 2 члена разложения  $j_1$  в ряд, получаем приближенное решение уравнения (2.95) в виде

$$\varphi = \frac{r r_3^\mu F (R^2 - r^2)}{D A^2 (8 - K^2)} \left[ 1 + \frac{\mu(\mu + 2) r^2 R^2}{24 A^4} \right], \quad (2.104)$$

где

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

Выражения для изгибающих моментов  $M_r$  и  $M_\theta$  с учетом (2.104) имеют вид

$$M_r = \frac{F r_3^\mu}{(8 - K^2)} \left\{ \frac{1}{A^2} \left[ (R^2 - 3r^2) + \nu(R^2 - r^2) \right] + \right. \\ \left. + \frac{\mu(\mu + 2)}{24 A^6} \left[ (5r^4 R^2 - 3r^2 R^4) + \nu(r^4 R^2 - r^2 R^4) \right] \right\};$$

$$M_\theta = \frac{F r_3^\mu}{(8 - K^2)} \left\{ \frac{1}{A^2} \left[ (R^2 - r^2) + \nu(R^2 - 3r^2) \right] + \right. \\ \left. + \frac{\mu(\mu + 2)}{24 A^6} \left[ (r^4 R^2 - r^2 R^4) + \nu(5r^4 R^2 - 3r^2 R^4) \right] \right\}.$$

На контуре пласта  $r = R$

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

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

В центре пласта, где  $r = 0$

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

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

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

При достижении  $\sigma_r^{\max}$  значения динамического предела прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_{p.d}$  произойдет обрушение пласта, следовательно требуемый радиус заряда равен [53]

$$r_3 = \left[ \frac{h^2 \sigma_{p.d} (8 - K^2)}{\frac{12 R^2 F}{A^2} \left( 1 - \frac{\mu(\mu + 2) R^4}{24 A^4} \right)} \right]^{\frac{1}{\mu}}. \quad (2.105)$$

Расчеты по формулам (2.72) и (2.103) для пласта с параметрами  $R = 20$  м;  $h = 4$  м;  $E = 1,3 \cdot 10^{10}$  Н/м<sup>2</sup>;  $\nu = 0,3$ ;  $\sigma_p = 80 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup> показывают, что необходимая равномерно распределенная нагрузка для обрушения пласта без учета сил сжатия составляет  $4,267 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>; на глубине 1,0 км от поверхности земли, где  $N = 256 \cdot 10^5$  Н/м, требуемая нагрузка равна  $4,195 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>; на глубине 5,0 км при  $N = 1420 \cdot 10^5$  Н/м  $-3,868 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>. Для такого пласта из формул (2.93) и (2.105) при  $K = 14365 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>;  $\mu = 1,13$ ;  $R/A = 0,92$ ;  $\sigma_{p.d} = 168 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup> определяем, что необходимая масса заряда для обрушения пласта без учета сил сжатия составляет 2,28 кг, а на глубине 1,0 км – 2,19 кг.

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

### 2.3.2. Обрушение пластов сложной конфигурации

В процессе размыва емкостей остаются близкие к круглым пласты, имеющие некоторый угол наклона  $\beta$  по отношению к горизонтальной плоскости (рис. 2.12, а). Исследуем обрушение таких пластов под действием внешних нагрузок.

Найдем условия, при которых происходит самообрушение наклонного пласта мощностью  $h$ . Интенсивность нагрузки на такой пласт под действием собственного веса при этом равна  $P = h\rho g$ , где  $\rho$  – плотность породы пласта;  $g$  – ускорение свободного падения.

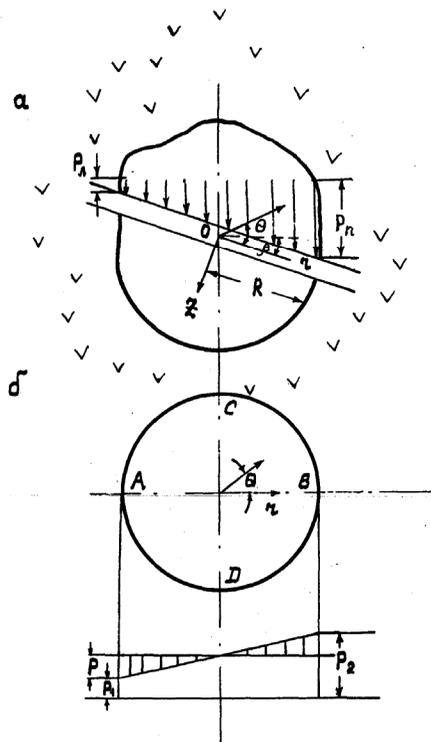


Рис. 2.12. Схема к расчету обрушения наклонного пласта:  $P_1$  и  $P_2$  составляющие по оси  $OZ$  нагрузок интенсивностей  $P_{\text{л}}$  и  $P_{\text{п}}$

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

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

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

Из формулы (2.72) устанавливаем, что максимальные растягивающие напряжения, наблюдающиеся на верхней поверхности пласта у контура защемления, равны

$$\sigma_r^{\max} = \frac{3\rho gR^2 \cos \beta}{4h}. \quad (2.106)$$

С уменьшением мощности пласта, растягивающие напряжения возрастают и когда они достигнут  $\sigma_p$ , происходит самообрушение пласта. Из (2.106) определяем максимальную мощность пласта при самообрушении [54]

$$h_{\max} = \frac{3\rho gR^2 \cos \beta}{4\sigma_p}.$$

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

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

Рассмотрим обрушение наклонного пласта под действием статической нагрузки, интенсивность которой изменяется по линейному закону (рис. 2.12, а), где  $P_l$  и  $P_n$  – интенсивность нагрузки на левом и правом концах пласта. Такую нагрузку можно создать путем подачи рассола в верхнюю часть полости, предварительно удалив рассол из нижней части полости и выполнив цементацию центрального отверстия в пласте.

Учитывая малость влияния сил, действующих в срединной плоскости пласта на его прогиб, принимаем, что обрушение пласта происходит в основном за счет действия составляющей нагрузки по оси  $OZ$ . Таким образом, принимаем, что на левом конце пласта действует нагрузка интенсивности  $P_1 = P_l \cos \beta$ , на правом –  $P_2 = P_n \cos \beta$ . Такое распределение нагрузки (для упрощения построения решения задачи) представим в виде двух нагрузок: равномерно распределенной нагрузки интенсивности  $P_* = (P_1 + P_2)/2$  и нагрузки, изменяющейся линейно, от интенсивности равной нулю на диаметре пласта  $CD$ , до интенсивностей  $-P$  и  $P$  на концах  $A$  и  $B$  диаметра  $AB$  (рис. 2.12, б). Из рис. 2.12, б видно, что

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

Для неравномерной нагрузки, изображенной на рис. 2.12, б заштрихованными треугольниками

$$\bar{P} = \frac{Pr}{R} \cos \theta. \quad (2.107)$$

Так как в рассматриваемом случае прогиб  $W$  пласта зависит от координаты  $r$  и  $\theta$ , то уравнение изгиба пласта в полярных координатах имеет вид [55]

$$\nabla^2 \nabla^2 W = \left( \frac{\partial}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} - \frac{1}{r^2} \frac{\partial}{\partial \theta^2} \right) \left( \frac{\partial^2 W}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial W}{\partial r} - \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 W}{\partial \theta^2} \right) = \frac{\bar{P}}{D}, \quad (2.108)$$

где  $D$ , как и ранее, цилиндрическая жесткость пласта.

Общее решение уравнения (2.108) представляем в виде суммы

$$W_{об} = W_{ч} + W_{од},$$

где  $W_{ч}$  – частное решение уравнения (2.108), а  $W_{од}$  – общее решение однородного уравнения

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

Учитывая вид нагрузки (2.107), жесткое защемление контура пласта и конечное значение прогиба в центре пласта, находим

$$W_{ч} = \frac{Pr^5}{192RD} \cos \theta; \quad W_{од} = \left( \frac{PR^3}{192D} r - \frac{PR}{96D} r^3 \right) \cos \theta.$$

Следовательно, общее решение уравнения (2.108) имеет вид

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

Известно [55], что прогиб пласта от воздействия равномерно распределенной нагрузки интенсивности  $P_*$  равен  $\frac{P_*}{64D} (R^2 - r^2)^2$ , следовательно, общий прогиб пласта в рассматриваемом случае будет

$$W = \frac{P_*}{64D} (R^2 - r^2)^2 + \frac{P \cos \theta}{192D} \left( \frac{r^5}{R} - 2r^3 R + rR^3 \right). \quad (2.109)$$

Определим напряжения в пласте. Зная  $W$ , находим изгибающие  $M_r$  и  $M_\theta$  и крутящий  $M_{r\theta}$  моменты

$$M_r = - \left\{ \frac{P_*}{16} [(-R^2 + 3r^2) - \nu(R^2 - r^2)] + \frac{P \cos \theta}{192} \left[ \left( \frac{20r^3}{R} - 12rR \right) + \nu \left( \frac{4r^3}{R} - 4rR \right) \right] \right\};$$

$$M_\theta = - \left\{ - \frac{P_*}{16} [(R^2 - r^2) - \nu(-R^2 + 3r^2)] + \frac{P \cos \theta}{192} \left[ \left( \frac{4r^3}{R} - 4rR \right) + \nu \left( \frac{20r^3}{R} - 12rR \right) \right] \right\};$$

$$M_{r\theta} = - \frac{P \sin \theta}{192} \left( \frac{4r^3}{R} - 4rR \right) (1 - \nu), \quad (2.110)$$

где  $\nu$  – коэффициент Пуассона породы пласта.

Определим значения моментов (2.110) на контуре и в центре пласта, а также в точке максимального прогиба пласта. Не снижая общности результата, для определенности, найдем точку максимального прогиба пласта с параметрами  $R = 20$  м;  $h = 4$  м;  $\sigma_p = 20 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>;  $\nu = 0,3$ ;  $\beta = 20^0$ . На левом конце пласта действует нагрузка интенсивности  $P_{л} = 0,24 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>, на правом  $P_{п} = 1,67 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>. При этом  $P = 0,67 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>,  $P_* = 0,9 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>.

Определив из (2.109) производную  $\frac{\partial W}{\partial r}$  и приравняв ее нулю, находим, что точка максимального прогиба в таком пласте смещена вправо от центра пласта в направлении  $\theta = 0^0$  на 1,22 м. На контуре пласта  $r = R$

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

$$(M_\theta)_{r=R} = - \nu \left( \frac{P_*}{8} R^2 + \frac{P}{24} R^2 \cos \theta \right); (M_{r\theta})_{r=R} = 0. \quad (2.111)$$

В центре пласта, где  $r = 0$

$$(M_r)_{r=0} = (M_\theta)_{r=0} = \frac{P_*}{16} R^2 (1 + \nu); \quad (M_{r\theta})_{r=0} = 0. \quad (2.112)$$

В точке максимального прогиба рассматриваемого пласта

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

$$(M_\theta)_{r=1,22;\theta=0^0} = \frac{P_*}{8} 0,646R^2 + \frac{P}{24} 0,06R^2; \quad (2.113)$$

$$(M_{r\theta})_{r=1,22;\theta=0^0} = 0.$$

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

$$(M_{r\theta})_{r=1,55;\theta=\pi/2} = \frac{P}{24} 0,13R^2; \quad (M_{r\theta})_{r=11,55;\theta=-\pi/2} = -\frac{P}{24} 0,13R^2. \quad (2.114)$$

Из выражений (2.111)–(2.114) следует, что наибольшим из всех рассматриваемых моментов является  $(M_r)_{r=R}$ , следовательно, максимальным напряжением является  $\sigma_r$  и его наибольшее значение наблюдается на контуре защемления при значении  $\theta = 0^0$ , где оно равно

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

или, переходя к значениям  $P_{\text{л}}$  и  $P_{\text{п}}$ , получаем

$$\sigma_r^{\max} = \frac{R^2 \cos \beta}{4h^2} (P_{\text{л}} + 2P_{\text{п}}). \quad (2.115)$$

Как видно, при  $P_{\text{л}} = P_{\text{п}} = P$  и  $\beta = 0^0$  из выражения (2.115) получаем формулу (2.72) для определения наибольшего напряжения при нагружении горизонтального пласта статической нагрузкой интенсивности  $P$ .

Когда  $\sigma_r^{\max}$  станет равным пределу прочности породы на растяжение  $\sigma_p$ , произойдет обрушение пласта, следовательно, необходимая нагрузка равна [56]

$$P_{\text{л}} + 2P_{\text{п}} = \frac{4h^2\sigma_p}{R^2 \cos \beta}. \quad (2.116)$$

Из (2.116) следует, что необходимая для обрушения рассматриваемого пласта нагрузка возрастает с увеличением прочности породы на растяжение, мощности и угла наклона пласта и уменьшается с ростом размеров зоны обнажения.

Выражение (2.116) можно представить в другом виде

$$H_{\text{л}} = \frac{4}{3} \left( \frac{h^2\sigma_p}{\rho g R^2 \cos \beta} - R \sin \beta \right), \quad (2.117)$$

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

Отметим также, что в соотношениях (2.116) и (2.117)  $P_{\text{л}}$  и  $P_{\text{п}}$  должны быть больше нуля.

Расчеты показывают, что при  $R = 20$  м;  $h = 4$  м;  $\sigma_p = 20 \cdot 10^5$  Н/м<sup>2</sup>;  $\rho = 1000$  кг/м<sup>3</sup> необходимая нагрузка для обрушения горизонтального пласта обеспечивается при достижении столбом жидкости высоты 10,9 м, а при  $\beta = 20^\circ$  требуемая высота столба жидкости на левом конце пласта равна всего 2,5 м.

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

При этом

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

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

Используя результаты, приведенные выше, заключаем, что максимальные растягивающие напряжения возникают на контуре заземления нижней поверхности пласта, а требуемый радиус заряда определяется из формулы (2.93), где  $R$  – радиус обнажения наклонного пласта.

Иногда в процессе выщелачивания хранилищ происходит частичное выпадение породы пласта в осадок и в емкости размыва образуются

близкие к круглым кольцевые пласти (рис. 2.13), затрудняющие ведение процесса размыва в требуемом технологическом режиме.

Определим условия, при которых достигается обрушение таких пластов. Как и ранее, уравнение угла поворота  $\varphi$  нормали и срединной поверхности пласта имеет вид (2.61) и решение этого уравнения представляется выражением (2.62).

Предположим, что на кольцевой пласт, имеющий внутренний радиус  $a$  и внешний  $R$ , действует распределенная нагрузка интенсивности  $P$  (рис. 2.13, а).

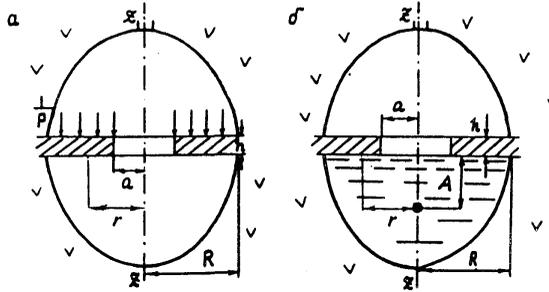


Рис. 2.13. Схемы к расчету напряженного состояния кольцевого пласта

Найдем выражение для поперечной силы, входящей в дифференциальное уравнение (2.62) угла поворота нормали. Для этого выделим кольцо, имеющее внешний радиус  $r$ , и составим уравнение его равновесия

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

отсюда

$$q = \frac{P}{2} \left( r - \frac{a^2}{r} \right). \quad (2.118)$$

С учетом (2.118) из соотношения (2.62) следует

$$\varphi = -\frac{Pr^3}{16D} + \frac{Pa^2r}{8D} (2 \ln r - 1) + c_1 r + \frac{c_2}{r},$$

где  $D$  – жесткость пласта на изгиб.

Постоянные интегрирования  $c_1$  и  $c_2$  определяются из граничных условий на внутреннем и внешнем контурах пласта. Для рассматриваемого случая жесткого защемления наружного контура угол поворота  $\varphi$  на

контуре пласта (как и ранее) равен нулю. Кроме того, очевидно, что на внутреннем контуре пласта при  $r = a$  момент  $M_r = 0$ , следовательно

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

Удовлетворяя граничные условия, получаем

$$c_1 = P \left[ \frac{R^2}{16D} - \frac{a^2}{8D} (2 \ln R - 1) - \frac{T}{R^2 FD} \right]; c_2 = \frac{T}{FD}, \quad (2.119)$$

где

$$T = a^2 \left[ \frac{(2 \ln a - 1)(1 + \nu)}{8} - \frac{3 + \nu}{16} + \frac{1}{4} \right] + (1 + \nu) \left[ \frac{R^2}{16} - \frac{a^2}{8} (2 \ln R - 1) \right]; \quad (2.120)$$

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

Решением уравнения (2.61) является

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

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

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6P}{h^2} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1 + \nu) + R^2(1 - \nu)} \right] \right\}. \quad (2.121)$$

Если рассматривается случай самообрушения пласта (без внешних нагрузок), то из выражения (2.121) следует

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6\gamma}{h} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1 + \nu) + R^2(1 - \nu)} \right] \right\}, \quad (2.122)$$

где  $\gamma$  – удельный вес породы пласта.

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

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

При самообрушении пласта из (2.122) следует, что максимальная мощность пласта при этом составляет

$$h_{\max} = \frac{6\gamma}{\sigma_p} \left\{ \frac{R^2}{8} - a^2 \left[ \frac{1}{4} - \frac{2T}{a^2(1+\nu) + R^2(1-\nu)} \right] \right\}. \quad (2.123)$$

При  $a \rightarrow 0$  из формулы (2.123) получаем формулу (2.77), из которой определяется максимальная мощность сплошного пласта радиусом  $R$  при его самообрушении.

Если равномерно распределенная нагрузка интенсивностью  $P$  не обеспечивает обрушение рассматриваемого пласта, то это можно достигнуть применением взрыва заряда ВВ (рис. 2.13, б). При этом, как и ранее, будем считать, что взрывная нагрузка на пласт имеет квазистатический характер и для расчета напряженного состояния пласта применима теория изгиба тонких пластин.

При взрывной нагрузке вида (2.80)

$$q = \frac{k r_3^\mu}{r} \left[ \frac{(A^2 + r^2)^{(2-\mu)/2} - (A^2 + a^2)^{(2-\mu)/2}}{2 - \mu} \right]. \quad (2.124)$$

Используя разложение в ряд (2.82) и производя интегрирование в (2.62), с учетом (2.124), получаем

$$\varphi = c_1 r + \frac{c_2}{r} - \frac{B}{D} \left[ K_1 (2 \ln r - 1) \frac{r}{4} + \frac{a_1 r^3}{8A^2} + \frac{a_2 r^5}{24A^4} + \frac{a_3 r^7}{48A^6} \right], \quad (2.125)$$

где

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

$B$  определяется выражением (2.85);  $a_1, a_2, a_3$  – выражениями (2.83).

Как и выше, постоянные  $c_1$  и  $c_2$  определяются из граничных условий жесткого защемления пласта по контуру обнажения и равенства нулю

изгибающего момента  $M_r$  на внутреннем контуре. Удовлетворяя граничные условия, получаем

$$c_1 = \frac{B}{D} \left[ \frac{K_1(2 \ln R - 1)}{4} + K_2 \right] - \frac{c_2}{R^2}; \quad (2.126)$$

$$c_2 = \frac{B}{K_5 D} (L_1 + \nu L_2),$$

где

$$L_1 = \left[ \frac{K_1}{2} \left( \ln \frac{R}{a} - 1 \right) + K_2 - K_3 \right]; \quad L_2 = \frac{K_1}{2} \ln \frac{R}{a} + K_2 - K_4;$$

$$K_2 = \frac{a_1 R^2}{8A^2} + \frac{a_2 R^4}{24A^4} + \frac{a_3 R^6}{48A^6}; \quad K_3 = \frac{3a_1 a^2}{8A^2} + \frac{5a_2 a^4}{24A^4} + \frac{7a_3 a^6}{48A^6};$$

$$K_4 = \frac{a_1 a^2}{8A^2} + \frac{a_2 a^4}{24A^4} + \frac{a_3 a^6}{48A^6}; \quad K_5 = \frac{(a^2 + R^2) - \nu(R^2 - a^2)}{A^2 R^2}. \quad (2.127)$$

С учетом (2.126) и (2.127) выражение (2.125) имеет вид

$$\varphi = \frac{B}{D} \left\{ \left[ \frac{K_1}{4} (2 \ln b - 1) + K_2 \right] r - \frac{L_1 + \nu L_2}{K_5} \left( \frac{r}{R^2} - \frac{1}{r} \right) - \frac{r}{4} K_1 (2 \ln r - 1) - \frac{a_1 r^3}{8A^2} - \frac{a_2 r^5}{24A^4} - \frac{a_3 r^7}{48A^6} \right\}. \quad (2.128)$$

Используя (2.128), определяем изгибающие моменты  $M_r$  и  $M_\theta$ , анализ которых показывает, что наибольшим является момент  $(M_r)_{r=R}$ . Наиболее опасными следует считать растягивающие напряжения на контуре защемления нижней поверхности пласта, максимальная величина которых равна

$$\sigma_r^{\max} = \frac{6B}{h^2} \left[ \frac{a_1 R^2}{4A^2} + \frac{a_2 R^4}{6A^4} + \frac{a_3 R^6}{8A^6} + \frac{K_1}{2} + \frac{2(L_1 + \nu L_2)}{R^2 K_5} \right]. \quad (2.129)$$

При достижении  $\sigma_r^{\max}$  значения динамического предела прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_{p.d}$  произойдет обрушение пласта, при этом минимальный радиус заряда, определяемый из (2.129), равен

$$r_3 = \left\{ \frac{(2 - \mu)h^2 \sigma_{p.d}}{6k \left[ \frac{a_1 R^2}{4A^2} + \frac{a_2 R^4}{6A^4} + \frac{a_3 R^6}{8A^6} + \frac{K_1}{2} + \frac{2(L_1 + \nu L_2)}{R^2 K_5} \right]} \right\}^{\frac{1}{\mu}} \quad (2.130)$$

Из выражения (2.130) видно, что необходимая для обрушения кольцевого пласта нагрузка возрастает с увеличением мощности и расстояния от заряда до пласта, прочности породы пласта на разрыв и уменьшается с ростом размеров зоны обнажения.

### 2.3.3. Расчет и анализ предельных нагрузок на пласт

Предельную мощность пласта при его самообрушении определяем из выражения (2.77) из которого видно, что предельная мощность увеличивается с ростом радиуса обнажения пласта. Зависимость  $h_{\max}(R)$ , установленная согласно (2.77) для пород различной крепости, представлена на рис. 2.14.

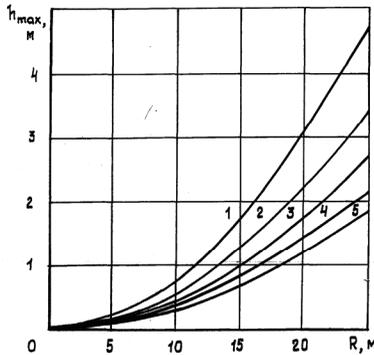


Рис. 2.14. Влияние радиуса обнажения пласта  $R$  и прочности породы на разрыв  $\sigma_p$  на максимальную мощность пласта  $h_{\max}$  при его самообрушении:

1-5 –  $\sigma_p = 25 \cdot 10^5; 35 \cdot 10^5; 45 \cdot 10^5; 55 \cdot 10^5; 65 \cdot 10^5$  Па

Из рис. 2.14 видно, что для характерных размеров хранилищ ( $R \approx 20$  м) предельная мощность пласта 2,5 м удовлетворяет условию самообрушения только для пород, прочность которых на растяжение не

превышает  $25 \cdot 10^5$  Па. Для более прочных горных пород необходимо применять различные методы принудительного обрушения.

В случае, когда мощность подлежащего обрушению пласта больше, чем предельная мощность согласно (2.77), обрушение пласта можно достигнуть путем подачи жидкости на верхнюю часть пласта. При этом предварительно откачивают рассол из нижней части емкости для обеспечения максимального прогиба пласта и производят тампонаж сквозного отверстия в пласте. Предельную высоту столба жидкости рассчитывают согласно формуле (2.79).

Изменение предельной высоты столба жидкости  $h_p$  в зависимости от радиуса пласта  $R$ , прочности породы на растяжение  $\sigma_p$  для различных мощностей  $h$  пластов представлено на рис. 2.15.

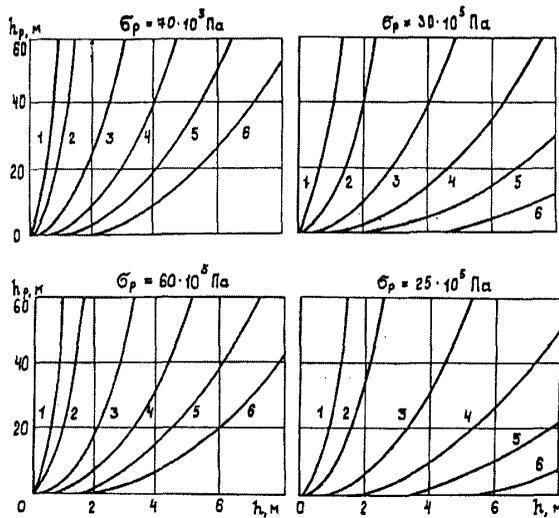


Рис. 2.15. Изменение предельной высоты столба жидкости  $h_p$  от мощности  $h$ , радиуса обнажения пласта  $R$  и прочности его на растяжение  $\sigma_p$ :

1-6 –  $R = 3, 5, 10, 15, 20, 25$  м

Как видно, предельная высота столба жидкости  $h_p$  уменьшается с увеличением радиуса обнажения пласта  $R$  и увеличивается с возрастанием прочности породы на растяжение  $\sigma_p$  и мощности пласта  $h$  [57].

Если необходимая для обрушения пласта предельная высота столба жидкости больше расстояния от верхней части пласта до свода размытой

полости, то нагружение пласта путем подачи жидкости не обеспечит его обрушения. В таком случае для обрушения пласта может быть использован взрыв заряда ВВ в нижней части полости, заполненной жидкостью, предварительно откачав жидкость из верхней ее части. Радиус заряда определяют из формулы (2.93), результаты расчетов при  $K = 14497 \cdot 10^5$  Па и  $\mu = 1,13$  представлены на рис. 2.16.

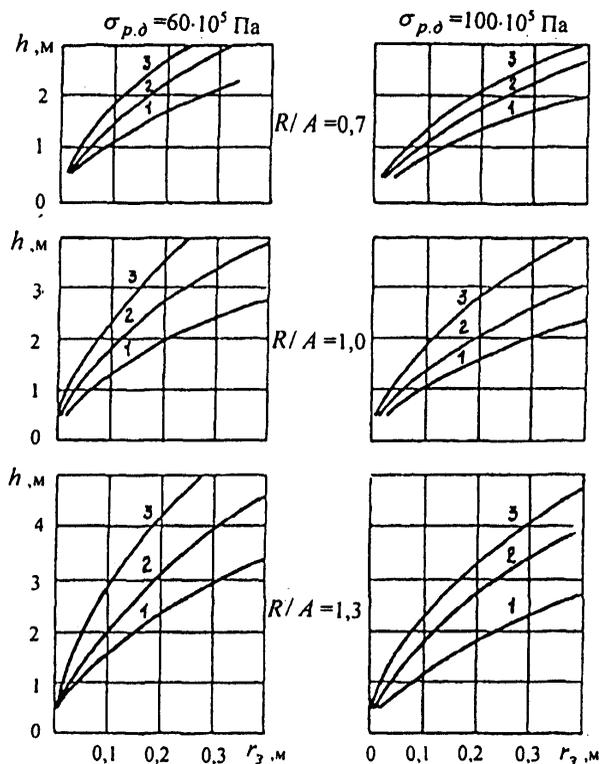


Рис.2.16. Зависимость минимальной величины радиуса  $r_3$  от мощности  $h$  и радиуса пласта  $R$ , прочности породы  $\sigma_{p,d}$  и расстояния  $A$  от заряда до пласта:  
1-3 –  $R = 5, 10, 20$  м

Как видно, радиус заряда увеличивается с увеличением прочности породы на растяжение  $\sigma_p$  и мощности пласта  $h$  и уменьшается с увеличением радиуса обнажения пласта  $R$  и отношения  $R/A$ .

## Раздел 3

### ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ИМПУЛЬСНОМ НАГРУЖЕНИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ АМПЛИТУДНО-ЧАСТОТНЫХ СПЕКТРОВ. ПРОВЕДЕНИЕ СПЕКТРАЛЬНОГО АНАЛИЗА

#### 3.1. Спектральные характеристики импульсного воздействия

Известно [58], что импульсное воздействие на среду характеризуется двумя основными параметрами: максимальным амплитудным значением  $P_{\max}$  и длительностью импульсного воздействия  $\tau$ . Величину импульса представляют в виде [58]

$$I = \int_{t_1}^{t_2} P(t) dt, \quad (3.1)$$

где  $P(t)$  – функция, характеризующая изменение величины давления со временем (форма импульса);  $t_1$  и  $t_2$  – начало и конец импульсного воздействия.

Комплексный спектр импульса представляют в виде [59]

$$S(j\omega) = \int_{-\infty}^{\infty} P(t) e^{-j\omega t} dt, \quad (3.2)$$

где  $\omega$  – круговая частота. Такой спектр выражает спектральную плотность комплексной амплитуды всех гармонических составляющих, входящих в спектр.

Абсолютное значение величины комплексного спектра (3.2) называют амплитудным спектром

$$\Phi(\omega) = |S(j\omega)|. \quad (3.3)$$

Известно также [60], что каждая из составляющих гармоник спектра перемещается по среде с различной скоростью, а это значит, что форма начального импульса изменяется по мере распространения импульса от очага импульсного воздействия. Таким образом, меняя параметры импульса  $P$  и  $\tau$  можно управлять импульсным воздействием на среду.

Кроме параметров  $P$  и  $\tau$ , импульсное воздействие на среду характеризуется также продолжительностью переднего фронта импульса  $\tau_1$  и временем спада импульса  $\tau_2$  от максимума до нуля.

### 3.2. Амплитудно-частотный спектр при взрыве цилиндрического заряда

Известно что, для интенсификации добычи углеводородов используется энергия взрыва цилиндрического заряда взрывчатых веществ и применяются конструкции торпед, позволяющие управлять процессами взрывчатого нагружения массива призабойной зоны продуктивного пласта [61-65]. С целью направленного увеличения зоны взрывного воздействия на продуктивный пласт (что особенно важно при значительной кольматации призабойной зоны) целесообразно провести анализ процесса распространения волн напряжений, генерируемых цилиндрическим зарядом ВВ.

Рассмотрим упругую изотропную среду, характеризуемой упругими константами  $\lambda, \mu$ , плотностью  $\rho$ , в которой действует излучатель цилиндрических волн радиусом  $r_0$ . Источником излучения может быть торпеда, генераторы упругих колебаний различных конструкций и пр. На границе излучателя приложено воздействие

$$p(t) = \sigma(t). \quad (3.4)$$

Поле смещений, возникающее при воздействии (3.4), имеет цилиндрическую симметрию и удовлетворяет волновому уравнению

$$\frac{\partial^2 a}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial a}{\partial r} - \frac{a^2}{r^2} = \frac{1}{v_p^2} \frac{\partial^2 a}{\partial t^2}, \quad (3.5)$$

где  $v_p^2$  – квадрат скорости продольных волн, определяемый из выражения

$$v_p^2 = \frac{\lambda + 2\mu}{\rho}.$$

Решение уравнения (3.5) находим в виде

$$a = \frac{\partial f(\tau/r)}{\partial r} = -\frac{f(\tau/r)}{r^2} - \frac{\lambda}{rv_p} \frac{\partial f(\tau/r)}{\partial \tau}, \quad (3.6)$$

где  $\tau$  – новая переменная

$$\tau = t - \frac{r - r_0}{v_p},$$

$f(\tau/r)$  – неизвестная функция, определяемая из граничного условия

$$\left[ (\lambda + 2\mu) \frac{\partial a}{\partial r} + \lambda \frac{a}{r} \right]_{r=r_0} = -\sigma(t). \quad (3.7)$$

Из условия (3.6) находим

$$\frac{\partial a}{\partial r} = \frac{1}{rv_p^2} \frac{\partial^2 f(\tau/r)}{\partial \tau^2} + \frac{2}{r^2 v_p} \frac{\partial f(\tau/r)}{\partial \tau} + \frac{2f(\tau/r)}{r^3}. \quad (3.8)$$

Подставляя в граничное условие (3.7) выражения  $a$  и  $\frac{\partial a}{\partial r}$  согласно (3.6) и (3.8), находим

$$\begin{aligned} \sigma(t) = \left[ -(\lambda + 2\mu) \frac{\partial a}{\partial r} - \lambda \frac{a}{r} \right]_{r=r_0} &= -\frac{(\lambda + 2\mu)}{rv_p^2} f''(\tau/r) - \frac{f'(\tau/r)}{r_0^2 v_p} (\lambda + 4\mu) - \\ &- \frac{f(\tau/r)}{r_0^3} (\lambda + 4\mu). \end{aligned} \quad (3.9)$$

Умножая левую и правую части выражения (3.9) на  $e^{-j\omega\tau}$  и интегрируя его по  $\omega$  (от 0 до  $+\infty$ ), определяем комплексный спектр воздействия  $\sigma(t)$

$$S_\sigma(j\omega) = -S_f(j\omega) \left( \frac{\lambda + 4\mu}{r_0^3} + \frac{\lambda + 4\mu}{r_0^2 v_p} j\omega - \frac{\lambda + 2\mu}{r_0 v_p^2} \omega^2 \right), \quad (3.10)$$

где  $S_\sigma(j\omega)$  – комплексный спектр функции  $\sigma(t)$ ;  $S_f(j\omega)$  – комплексный спектр функции  $f(\tau/r)$ .

Найдем комплексный спектр смещения  $S_a(j\omega)$ . Для этого применим преобразование Фурье к выражению (3.6)

$$S_a(j\omega) = -S_f(j\omega)/r^2 - j\omega S_f(j\omega)/(rv_p) = -S_f(j\omega) \left( \frac{1}{r^2} + \frac{j\omega}{rv_p} \right). \quad (3.11)$$

Из выражения (3.11) находим спектр неизвестной функции  $f(\tau/r)$

$$S_f(j\omega) = -\frac{S_a(j\omega)}{\frac{1}{r^2} + \frac{j\omega}{rv_p}}. \quad (3.12)$$

Подставляя (3.12) в соотношение (3.10), находим

$$S_{\sigma}(j\omega) = \frac{S_a(j\omega)}{\frac{1}{r^2} + \frac{j\omega}{rv_p}} \left[ \frac{\lambda + 4\mu}{r_0^3} + \frac{(\lambda + 4\mu)j\omega}{r_0^2 v_p} - \frac{(\lambda + 2\mu)\omega^2}{r_0 v_p^2} \right]. \quad (3.13)$$

Из выражения (3.13) определим комплексный спектр смещений, генерируемый воздействием  $\sigma(t)$  на границе излучателя ( $r = r_0$ )

$$S_a(j\omega) = \frac{r_0 \left( \frac{1}{r^2} + \frac{j\omega}{rv_p} \right)}{\frac{\lambda + 4\mu}{r_0^2} - \frac{\lambda + 2\mu}{v_p^2} \omega^2 + \frac{(\lambda + 4\mu)j\omega}{r_0 v_p}} S_{\sigma}(j\omega). \quad (3.14)$$

Обозначим

$$M(j\omega) = \frac{r_0 \left( \frac{1}{r^2} + \frac{j\omega}{rv_p} \right)}{\frac{\lambda + 4\mu}{r_0^2} - \frac{\lambda + 2\mu}{v_p^2} \omega^2 + \frac{(\lambda + 4\mu)j\omega}{r_0 v_p}}.$$

Представим выражение (3.14) в виде  $S_a(j\omega) = S_{\sigma}(j\omega)M(j\omega)$ . Величину  $M(j\omega)$  можно рассматривать как комплексную частотную характеристику цилиндрического излучателя продольных волн на расстояниях  $r \geq r_0$  [66].

Амплитудно-частотный спектр смещений определим из выражения

$$F(\omega) = |S_a(j\omega)| = |S_{\sigma}(j\omega)| \cdot |M(j\omega)|.$$

Модуль комплексной величины  $M(j\omega)$  имеет вид

$$|M(j\omega)| = \text{mod} \frac{r_0 \frac{v_p + j\omega r}{r^2 v_p}}{\frac{\lambda + 4\mu}{r_0^2} - \frac{\lambda + 2\mu}{v_p^2} \omega^2 + \frac{(\lambda + 4\mu)j\omega}{r_0 v_p}} = \quad (3.15)$$

$$= \frac{1}{r^2} \frac{r_0^3 v_p \sqrt{v_p^2 + \omega^2 r^2}}{\sqrt{[(\lambda + 4\mu)v_p^2 - (\lambda + 2\mu)r_0^2 \omega^2]^2 + (\lambda + 4\mu)^2 r_0^2 v_p^2 \omega^2}}.$$

После алгебраических преобразований в знаменателе выражения (3.15), получим

$$|M(j\omega)| = \frac{1}{r^2} \frac{r_0 \nu_p \sqrt{\nu_p^2 + \omega^2 r^2}}{\sqrt{(\lambda + 2\mu)^2 \omega^4 - \lambda(\lambda + 4\mu) \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 \omega^2 + (\lambda + 4\mu)^2 \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^4}} \quad (3.16)$$

Таким образом, амплитудно-частотный спектр смещений, возникающих при действии цилиндрического заряда ВВ в горном массиве, с учетом выражения (3.16), имеет вид

$$F(\omega) = |S_\sigma(j\omega)| \frac{1}{r^2} \frac{r \nu_p \sqrt{\nu_p^2 + \omega^2 r^2}}{\sqrt{(\lambda + 2\mu) \omega^4 - \lambda(\lambda + 4\mu) \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 \omega^2 + (\lambda + 4\mu)^2 \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^4}} \quad (3.17)$$

Из (3.17) следует, что амплитудно-частотный спектр смещений зависит от параметров горного массива  $(\nu_p, \lambda, \mu)$ , расстояния  $r$  и радиуса упругого излучателя  $r_0$ .

Определим параметр  $r_0$ . В работе [67] отмечено, что на границе области разрушения горного массива  $r_0 = R_p$  ( $R_p$  – радиус области разрушений). По данным работы [68], при взрыве цилиндрического заряда ВВ

$$R_p = 6,9 \cdot 10^{-4} d_3 \sqrt{\rho_{\text{ВВ}} \cdot e_0}, \quad (3.18)$$

где  $d_3$  – диаметр заряда, м;  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность взрывчатого вещества,  $\text{кг/м}^3$ ;  $e_0$  – удельная энергия ВВ, Дж/кг.

Для тротила при  $\rho_{\text{ВВ}} = 1500 \text{ кг/м}^3$  удельная энергия  $e_0 = 4,187 \cdot 10^6$  Дж/кг; для гексогена при  $\rho_{\text{ВВ}} = 1600 \text{ кг/м}^3$  удельная энергия  $e_0 = 5,57 \cdot 10^6$  Дж/кг.

С учетом формулы (3.18) для цилиндрического тротилового заряда ВВ  $r_0 = R_p \approx 114 r_3$ . Для цилиндрического заряда из гексогена  $r_0 \approx 130 r_3$  ( $r_3$  – радиус заряда).

Выразим расстояние  $r$  через параметр  $r_0$  в виде  $r = n r_0$  ( $n \geq 1$ , произвольное число). Тогда формулу (3.17) можно представить в виде

$$F(\omega) = |S_\sigma(j\omega)| \frac{\nu_p \sqrt{\left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 + n^2 \omega^2}}{n^2 \sqrt{(\lambda + 2\mu)^2 \omega^4 - \lambda(\lambda + 4\mu) \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 \omega^2 + (\lambda + 4\mu)^2 \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^4}} \quad (3.19)$$

Найдем экстремальные точки выражения (3.19). Из условия  $F'(\omega) = 0$  находим

$$\omega_m^2 = \frac{1}{n^2} \left[ -\left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 + \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 \sqrt{1 + n^2 \frac{(\lambda + 4\mu)\lambda}{(\lambda + 2\mu)^2} + n^4 \left(\frac{\lambda + 4\mu}{\lambda + 2\mu}\right)^2} \right].$$

Переходя от параметров  $\lambda, \mu$  к параметрам  $E, \nu$  (модуль Юнга, коэффициент Пуассона), получим

$$\omega_m^2 = \frac{1}{n^2} \left[ -\left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 + \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 \sqrt{1 + n^2 \frac{(2-3\nu)\nu}{(1-\nu)^2} + n^4 \frac{(2-3\nu)^2}{(1-\nu)^2}} \right]. \quad (3.20)$$

Для  $n = 1$  ( $r = r_0$ ),  $\nu = 0,17$  (песчаник) из выражения (3.20) определяем

$$\omega_m^2 = -\left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 + \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 \sqrt{1 + 0,368 + 3,22} = 2,1425 \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 - \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2 = 1,1425 \left(\frac{\nu_p}{r_0}\right)^2.$$

$$\omega_m = 1,0688 \frac{\nu_p}{r_0}.$$

При  $r_0 = 1,1$

$$\omega_m = 0,972 \nu_p. \quad (3.21)$$

Для сравнения полученных результатов при помощи теории спектров (формула 3.19) найдем точное аналитическое решение уравнения (3.5).

Согласно [69] это решение представим в виде

$$A(r, t) = T(t) R(r), \quad (3.22)$$

где  $T(t)$  – функция времени,  $T(t) = c_1 \sin \nu_p k t + c_2 \cos \nu_p k t$ ;  $R(r)$  – функция расстояния,  $R(r) = c_3 J_1(kr) + c_4 Y_1(kr)$ ;  $k$  – произвольное число (размерность 1/м);  $J_1(kr)$  – функция Бесселя I рода первого порядка;  $Y_1(kr)$  – функция

Бесселя II рода первого порядка;  $c_1, c_2, c_3, c_4$  – константы, которые находятся из начальных и граничных условий конкретной физической задачи.

Найдем амплитудно-частотный спектр решения (3.22). Для этого применим преобразование Фурье

$$F_A(j\omega) = \int_0^{\infty} T(t)R(r)e^{-j\omega t} dt = R(r) \int_0^{\infty} (c_1 \sin \nu_p k t + c_2 \cos \nu_p k t) e^{-j\omega t} dt. \quad (3.23)$$

Согласно [70], находим

$$F_A(j\omega) = R(r) \frac{b + cj\omega}{(\nu_p k)^2 - \omega^2}, \quad (3.24)$$

где  $b, c$  – константы, определяемые из начальных условий задачи.

Амплитудно-частотный спектр находим как модуль комплексной величины (3.24)

$$F_A(j\omega) = |F_A(j\omega)| = R(r) \frac{|b + cj\omega|}{(\nu_p k)^2 - \omega^2} = R(r) \frac{\sqrt{b^2 + c^2 \omega^2}}{(\nu_p k)^2 - \omega^2}. \quad (3.25)$$

Определим экстремальные точки выражения (3.25) относительно переменной круговой частоты  $\omega$ . Для этого найдем производную выражения

$\sqrt{b^2 + c^2 \omega^2} / [(\nu_p k)^2 - \omega^2]$  по частоте  $\omega$ . С учетом этого условия находим

$$(\bar{\omega}_m)^2 = (\nu_p k)^2 - \frac{b^2}{c^2} \pm \sqrt{2(\nu_p k)^4 - 2(\nu_p k)^2 + \left(\frac{b^2}{c^2}\right)^2},$$

где  $b, c$  – произвольные постоянные.

Для  $b=1, c=\sqrt{\sqrt{2}}$  определяем

$$\begin{aligned} (\bar{\omega}_m)^2 &= (\nu_p k)^2 - \frac{1}{\sqrt{2}} + \sqrt{2} \left[ (\nu_p k)^2 - \frac{1}{2} \right] = (\nu_p k)^2 (1 + \sqrt{2}) - \sqrt{2} = \\ &= (\nu_p k)^2 2,4142 - 1,4142; \end{aligned}$$

$$\bar{\omega}_m = \sqrt{(\nu_p k)^2 2,4142 - 1,4142} \approx 1,5537(\nu_p k).$$

Для  $k = 0,6256$  значение  $\bar{\omega}_m$  совпадает со значением  $\bar{\omega}_m$ , полученным по формуле (3.21)

$$\bar{\omega}_m = \nu_p \cdot 0,6256 \cdot 1,5537 \approx 0,972\nu_p.$$

Таким образом, с применением теории спектров получена аналитическая формула (3.19) для расчета амплитудно-частотных спектров при взрыве цилиндрического заряда ВВ в зависимости от физических свойств горного массива и параметров нагружения [71].

### 3.3. Амплитудно-частотный спектр при различных режимах взаимодействия волн напряжений

Рассмотрим действие на горный массив импульсных нагружений различной длительности, моделируемых зависимостями

$$P_1(t) = \begin{cases} 0, & t < 0, \\ P_m, & 0 \leq t \leq \tau, \\ 0, & t > \tau, \end{cases} \quad (3.26)$$

$$P_2(t) = \begin{cases} 0, & t < 0, \\ P_m, & 0 \leq t \leq 2\tau, \\ 0, & t > 2\tau, \end{cases} \quad (3.27)$$

где  $P_m$ ,  $\tau$  – максимальное значение и длительность импульсного нагружения, соответственно.

Определим для каждого из этих случаев амплитудно-частотные спектры. Для случая (3.26) имеем

$$S_1(\omega) = P_m \tau \frac{\sin 0,5\omega\tau}{0,5\omega\tau}. \quad (3.28)$$

Для случая, когда длительность импульсного нагружения составляет  $2\tau$ , амплитудно-частотный спектр имеет вид

$$S_2(\omega) = 2P_m \tau \frac{\sin \omega\tau}{\omega\tau}. \quad (3.29)$$

На рис. 3.1 построены амплитудно-частотные спектры (спектральные плотности) этих нагружений в зависимости от безразмерного параметра

$\omega\tau$  (где  $\omega = 2\pi f$  - круговая частота). Кривая 1 соответствует спектру  $S_1(\omega)$ , кривая 2 -  $S_2(\omega)$ .

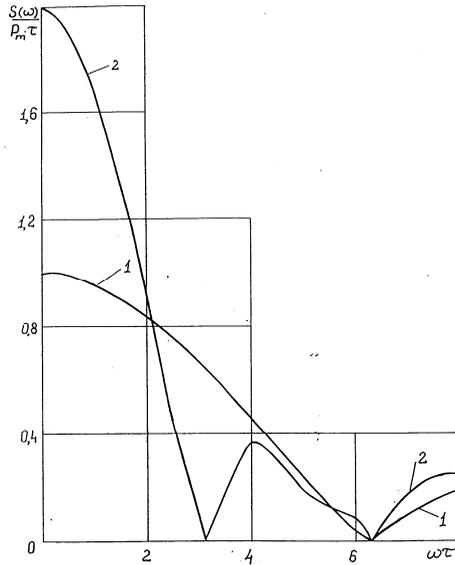


Рис. 3.1. Амплитудно-частотные спектры взрывных нагружений различной длительности вблизи источника взрыва:

1 - для  $t_1 = \tau$ ; 2 - для  $t_2 = 2\tau$

Для более полного изучения преимуществ или недостатков того или иного способа нагружения на горный массив определим действующую длительность нагружения  $\Delta t$  и действующую ширину спектра  $\Delta\omega$ .

Для этого воспользуемся известными формулами теории спектров [59]

$$\Delta t^2 = \frac{I_t}{A_t} - \frac{M_t^2}{A_t^2}; \quad (3.30)$$

$$\Delta\omega^2 = \frac{I_\omega}{A_\omega} - \frac{M_\omega^2}{A_\omega^2}, \quad (3.31)$$

где

$$\begin{aligned}
 A_t &= \int_{-\infty}^{\infty} P^2(t) dt; & A_\omega &= \int_0^{\infty} S^2(\omega) d\omega; \\
 M_t &= \int_{-\infty}^{\infty} t P^2(t) dt; & M_\omega &= \int_0^{\infty} \omega S^2(\omega) d\omega; \\
 I_t &= \int_{-\infty}^{\infty} t^2 P^2(t) dt; & I_\omega &= \int_0^{\infty} \omega^2 S^2(\omega) d\omega.
 \end{aligned} \tag{3.32}$$

В случае, когда импульсное нагружение описывается зависимостью (3.26), с использованием формул (3.32) находим

$$\begin{aligned}
 A_{1t} &= \int_0^{\tau} P_m^2 dt = P_m^2 \tau; & M_{1t} &= \int_0^{\tau} t P_m^2 dt = \frac{P_m^2 \tau^2}{2}; & I_{1t} &= \int_0^{\tau} t^2 P_m^2 dt = \frac{P_m^2 \tau^3}{3} \\
 \Delta t_1^2 &= \frac{P_m^2 \tau^3}{3 P_m^2 \tau} - \frac{P_m^4 \tau^4}{4 P_m^4 \tau^2} = \frac{\tau^2}{3} - \frac{\tau^2}{4} = \frac{\tau^2}{12}; & \Delta t_1 &= \frac{\tau}{\sqrt{12}} - \frac{\tau}{3,464} = 0,288\tau.
 \end{aligned}$$

В случае нагружения, описываемого зависимостью (3.27)

$$\begin{aligned}
 A_{2t} &= \int_0^{2\tau} P_m^2 dt = 2\tau P_m^2; & M_{2t} &= \int_0^{2\tau} t P_m^2 dt = 2 P_m^2 \tau^2; \\
 I_{2t} &= \int_0^{2\tau} t^2 P_m^2 dt = \frac{8\tau^3}{3} P_m^2; \\
 \Delta t_2^2 &= \frac{8\tau^3 P_m^2}{3 \cdot 2\tau P_m^2} - \frac{16 P_m^4 \tau^4}{4 \cdot 4\tau^2 P_m^4} = \frac{\tau^2}{3}; & \Delta t_2 &= \sqrt{\frac{\tau^2}{3}} = \frac{\tau}{\sqrt{3}} = 0,577\tau.
 \end{aligned}$$

Следовательно,  $\Delta t_2 = 2\Delta t_1$ .

Аналогично, когда провести вычисления  $\Delta\omega_1$  и  $\Delta\omega_2$  для каждого случая, получим

$$\Delta\omega_1 = \frac{\pi}{2\sqrt{3}\tau}; \quad \Delta\omega_2 = \frac{\pi}{4\sqrt{3}\tau}; \quad \Delta\omega_1 = 2\Delta\omega_2. \tag{3.33}$$

Таким образом, для взрывного нагружения, длительность которого в 2 раза больше, ширина амплитудно-частотного спектра в два раза меньше.

Поскольку составляющие низкочастотного спектра при прохождении волн напряжений в горном массиве затухают медленней, чем составляющие спектра, насыщенного высокочастотными гармониками [60], то применение более длительных взрывных нагрузений дает некоторые преимущества с точки зрения достижения более глубокой области разрушений в горном массиве.

Этот вывод подтверждается дополнительными исследованиями. Известно [72], что амплитудно-частотный спектр на некотором расстоянии  $R$  от источника взрыва описывается зависимостью

$$S_R(\omega) = S_0(\omega)e^{-aR\omega}, \quad (3.34)$$

где  $\alpha$  – коэффициент, характеризующий поглощающие свойства горного массива;  $S_0(\omega)$  – спектр непосредственно у источника взрыва.

Рассмотрим пример:  $\alpha = 0,2 \cdot 10^{-4}$  с/м;  $R = 4,5$  м;  $\tau_1 = 100$  мкс;  $\tau_2 = 200$  мкс.

Для случаев (3.26), (3.27) на расстоянии  $R$

$$\begin{aligned} S_{1R}(\omega) &= S_{01}(\omega)e^{-aR\omega} = P_m \tau \frac{\sin 0,5\omega\tau}{\omega\tau} e^{-aR\omega} = \\ &= P_m \tau \frac{\sin \pi f \cdot 10^{-4}}{2\pi f \cdot 10^{-4}} e^{-5,652 \cdot 10^{-4} f}; \end{aligned} \quad (3.35)$$

$$\begin{aligned} S_{2R}(\omega) &= S_{02}(\omega)e^{-aR\omega} = 2P_m \tau \frac{\sin \omega\tau}{\omega\tau} e^{-aR\omega} = \\ &= 2P_m \tau \frac{\sin 4\pi f \cdot 10^{-4}}{4\pi f \cdot 10^{-4}} e^{-5,652 \cdot 10^{-4} f}. \end{aligned}$$

С использованием зависимостей (3.35) на рис. 3.2 построены амплитудно-частотные спектры взрывных нагрузений.

На основании обработки результатов, представленных на рис. 3.2, построены диаграммы распределения спектральных плотностей взрывных нагрузений (3.26) и (3.27) в зависимости от различных диапазонов частот (рис. 3.3).

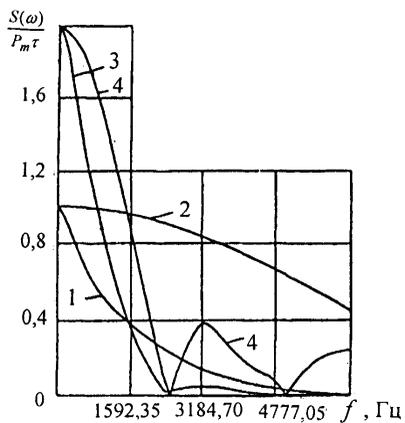


Рис. 3. 2. Амплитудно-частотные спектры взрывных нагружений:  
 при  $\tau_1 = 100$  мкс: 1 – на расстоянии  $R = 4,5$  м; 2 – вблизи источника взрыва;  
 при  $\tau_1 = 200$  мкс: 3 – на расстоянии  $R = 4,5$  м; 4 – вблизи источника взрыва

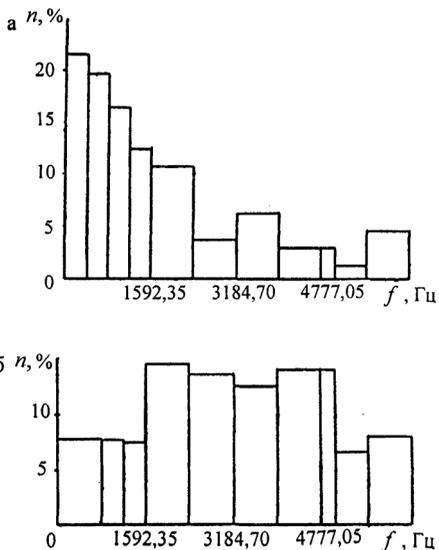


Рис. 3.3. Диаграммы распределения спектральных плотностей взрывных нагружений вблизи источника взрыва для различных длительностей действия взрывных нагружений:  
 а – для  $t_1 = \tau$ ; б – для  $t_2 = 2\tau$

Из анализа диаграмм следует, что для более длительного взрывного нагружения спектральная плотность в диапазоне частот от 0 до 1592,35 Гц составляет 70%; для более короткого – 30,8%. В диапазоне частот 1592,35 – 5000,0 Гц распределение спектральных плотностей составляет для длительного нагружения – 23,9%; для более короткого – 54,6%. Эти данные свидетельствуют о существенном влиянии длительности взрывного нагружения на характер распределения спектральной плотности по частотам, а следовательно и на распределение энергии спектра.

Из сравнения кривых 3 и 4 и 1 и 2 (рис.3.2) можно сделать вывод, что в рассматриваемом случае при распространении более длительного взрывного импульса по горному массиву на поглощение идет 44,8% от начальной энергии, при распространении более короткого импульса – 69,25%.

Рассмотрим некоторые технологические схемы взаимодействия зарядов, базируясь на исследованиях их амплитудно-частотных спектров.

Первая схема: в скважине подрывается один заряд массой 5 кг. При этом на горный массив действует взрывное нагружение, изображенное на рис. 3.4, а. Длительность действия  $\tau$  этого нагружения в гранитном массиве согласно [58] составляет 875 мкс.

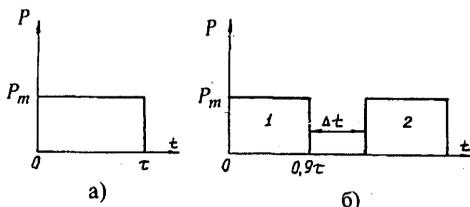


Рис. 3.4. Схемы взаимодействия зарядов:  
а – подрыв одного заряда; б – подрыв двух зарядов

Вторая схема: в скважине расположены два заряда массой по 2,5 кг каждый. Эти заряды могут подрываться одновременно, или с коротким замедлением  $\Delta t$  во времени (рис.3.4, б). Продолжительность действия нагружения, генерируемого каждым из этих зарядов, составляет  $\tau_1 = \tau_2 = 0,9\tau = 809$  мкс [58].

Определим для каждой схемы амплитудно-частотные спектры взрывных нагружений.

Для первой схемы

$$S_1(\omega) = P_m \tau \cdot \frac{\sin 0,5\omega\tau}{0,5\omega\tau}. \quad (3.36)$$

Для второй схемы согласно [59] суммарный комплексный амплитудно-частотный спектр имеет вид

$$S_2(j\omega) = S_0(\omega) + S_0(\omega)e^{j\omega\Delta t},$$

где  $S_0(\omega)$  – амплитудно-частотный спектр одиночного взрывного нагружения длительностью  $0,9\tau$

$$S_0(\omega) = 0,9P_m\tau \frac{\sin 0,5\omega\tau}{0,45\omega\tau}.$$

Следовательно

$$\begin{aligned} S_2(j\omega) &= S_0(\omega) + S_0(\omega)e^{j\omega\Delta t} = S_0(\omega)(1 + e^{j\omega\Delta t}) = \\ &= S_0(\omega)(1 + \cos \omega\Delta t + j \sin \omega\Delta t). \end{aligned} \quad (3.37)$$

Амплитудно-частотный спектр суммарного взрывного нагружения при взаимодействии двух зарядов массой по 2,5 кг определяется как модуль комплексной величины (3.37)

$$\begin{aligned} S_2(\omega) &= |S_2(j\omega)| = S_0(\omega)|(1 + \cos \omega\Delta t + j \sin \omega\Delta t)| = \\ &= S_0(\omega)\sqrt{(1 + \cos \omega\Delta t)^2 + \sin^2 \omega\Delta t} = S_0(\omega)\sqrt{2(1 + \cos \omega\Delta t)} = \\ &= S_0(\omega)2 \cos \frac{\omega\Delta t}{2}. \end{aligned}$$

Таким образом

$$S_2(\omega) = 0,9P_m\tau \frac{\sin 0,45\omega\tau}{0,45\omega\tau} 2 \cos \frac{\omega\Delta t}{2}. \quad (3.38)$$

Для случая, когда заряды подрываются одновременно ( $\Delta t = 0$ ), амплитудно-частотный спектр имеет вид:

$$S_2(\omega) = 1,404P_m\tau \frac{\sin 0,45\omega\tau}{0,45\omega\tau}. \quad (3.39)$$

С использованием зависимостей (3.38) и (3.39) построены амплитудно-частотные спектры на расстоянии  $R = 4,5$  м ( $50r_3$ ) с учетом поглощающих свойств гранитного массива ( $\alpha = 0,2 \cdot 10^{-4}$  с/м), представленные на (рис.3.5).

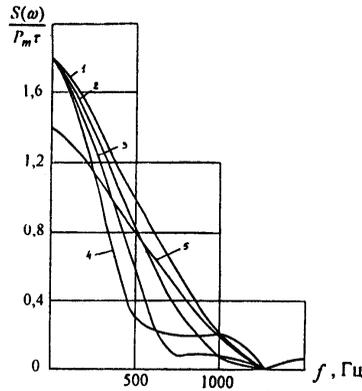


Рис. 3.5. Амплитудно-частотные спектры на расстоянии  $R = 4,5$  м:  
 1-5 –  $\Delta t = 185; 405; 607; 809; 0$  мкс, соответственно

Анализ кривых рис.3.5 показывает, что короткозамедленное взрывание двух зарядов в скважине существенно влияет на формирование амплитудно-частотного спектра. Для случаев, когда  $\Delta t$  составляет величину 405 и 607 мкс количество энергии, пришедшей на расстояние  $R = 4,5$  м и сосредоточенной в диапазоне частот 0–750 Гц, составляет, соответственно, 93,0 и 95,4% от энергии начального нагружения. Таким образом, наиболее целесообразные интервалы взрывания находятся в пределах  $\Delta t = (0,5 - 0,75) \tau_1$ , где  $\tau_1$  – продолжительность действия одиночного заряда массой 2,5 кг.

На рис. 3.6 представлены диаграммы распределения спектральных плотностей взрывных нагружений на расстоянии  $R = 4,5$  м в зависимости от диапазонов частот для различных интервалов замедления  $\Delta t$ .

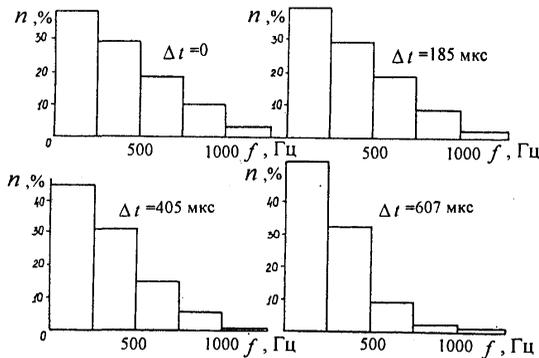


Рис. 3.6. Диаграммы распределения спектральных плотностей взрывных нагружений на расстоянии  $R = 4,5$  м для различных интервалов замедления  $\Delta t$

### 3.4. Частотное распределение энергии импульсного воздействия в горном массиве при его нагружении

При проведении взрывной обработки массива с целью улучшения фильтрационных возможностей пород важное значение имеет режим нагружения, а именно распределение энергии этого нагружения по диапазонам частот. Для расширения области взрывной обработки массива необходимо стремиться к формированию такого нагружения, чтобы основная часть энергии распределялась в низком диапазоне частот, поскольку низкие частоты с удалением от источника нагружения затухают в меньшей мере по сравнению с более высокими частотами.

Для выбора наиболее оптимального режима взрывного нагружения на массив исследуем распределение энергии по различным диапазонам частот. Пусть импульсное воздействие, генерируемое взрывом ВВ, описывается функцией

$$\sigma(t) = \sigma_m f(t). \quad (3.40)$$

Согласно работе [59], спектральная плотность взрывного воздействия (3.40) вычисляется по формуле

$$S(\omega) = |S(j\omega)|,$$

где  $S(j\omega) = \sigma_m \int_0^{\infty} f(t) \exp(-j\omega t) dt$ ;  $j = \sqrt{-1}$  (мнимая единица).

Энергию взрывного воздействия, описываемого зависимостью (3.40), представим в виде [59]

$$W(\omega) = \pi^{-1} \int_0^{\infty} S^2(\omega) d\omega. \quad (3.41)$$

Доля энергии взрывного воздействия  $n$ , припадающей на определенный интервал частот  $\omega_1 - \omega_2$ , определяется как отношение определенных интегралов

$$n = \int_{\omega_1}^{\omega_2} S^2(\omega) d\omega \bigg/ \int_0^{\infty} S^2(\omega) d\omega.$$

Рассмотрим распределение энергии импульсного воздействия по различным диапазонам частот на примере, когда воздействие описывается зависимостью

$$\sigma(t) = \sigma_m \exp(-t/\theta), \quad (3.42)$$

где  $\theta$  – постоянная времени, зависящая от физико-механических свойств горной породы,  $c$ .

С учетом выражения (3.42), определим спектральную плотность

$$\begin{aligned} S(j\omega) &= \sigma_m \int_0^{\infty} \exp(-t/\theta) \exp(-j\omega t) dt = \sigma_m \int_0^{\infty} \exp[-(1/\theta + j\omega)t] dt = \\ &= \sigma_m \frac{\exp[-(1/\theta + j\omega)t]}{-(1/\theta + j\omega)} \Bigg|_0^{\infty} = \frac{\sigma_m}{1/\theta + j\omega}; \\ S(\omega) &= |S(j\omega)| = \frac{\sigma_m}{(1/\theta^2 + \omega^2)^{1/2}}. \end{aligned}$$

В соответствии с выражением (3.41), энергия импульсного воздействия (3.42) представляется в виде

$$W(\omega) = \frac{1}{\pi} \int_0^{\infty} \frac{\sigma_m^2}{1/\theta^2 + \omega^2} d\omega. \quad (3.43)$$

Доля энергии, припадающей на определенный диапазон частот, определяется выражением

$$n = \int_{\omega_1}^{\omega_2} \frac{d\omega}{1/\theta^2 + \omega^2} \Bigg/ \int_0^{\infty} \frac{d\omega}{1/\theta^2 + \omega^2} = \frac{2}{\pi} [\arctg(\theta\omega_2) - \arctg(\theta\omega_1)]. \quad (3.44)$$

Постоянная времени  $\theta$  по мере распространения импульсного воздействия от источника взрыва определяется зависимостью [73,74]

$$\theta = B \left( \frac{r}{r_3} \right)^{\mu} \rho c, \quad (3.45)$$

где  $\rho$  – плотность горной породы;  $c$  – скорость распространения продольных волн;  $B, \mu$  – параметры, зависящие от типа горной породы.

В качестве примера значения  $\theta$  согласно (3.45) для известняка ( $\rho = 2390 \text{ кг/м}^3$ ;  $c = 3680 \text{ м/с}$ ) на разных расстояниях от источника взрыва приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1. Значения  $\theta$  на разных расстояниях от источника взрыва

$r/r_3$	50	40	30	20	10	1
$\theta$ , с	$13,64 \cdot 10^{-3}$	$10,6 \cdot 10^{-3}$	$7,04 \cdot 10^{-3}$	$4,4 \cdot 10^{-3}$	$0,88 \cdot 10^{-3}$	$0,62 \cdot 10^{-3}$

$r/r_3$  – относительное расстояние;  $r_3$  – радиус заряда

Результаты расчетов частотного распределения  $n$  взрывного нагружения на различных расстояниях от источника взрыва по формуле (3.44), с учетом данных табл. 3. 1, сведены в табл. 3.2.

Таблица 3.2. Частотное распределение  $n$  энергии взрывного нагружения на разных расстояниях от источника взрыва

$r/r_3$	Доля энергии в диапазоне частот, Гц				
	0–50	50–100	100–150	150–300	300–500
1	0,120	0,114	0,100	0,210	0,150
10	0,170	0,150	0,120	0,210	0,120
20	0,600	0,180	0,070	0,074	0,030
40	0,813	0,091	0,031	0,032	0,013
50	0,850	0,070	0,025	0,025	0,010

По данным табл. 3.2 построены графики распределения долей  $n$  энергии импульсного воздействия в зависимости от частоты  $f$  (рис. 3.7) и постоянной времени  $\theta$  (рис. 3.8).

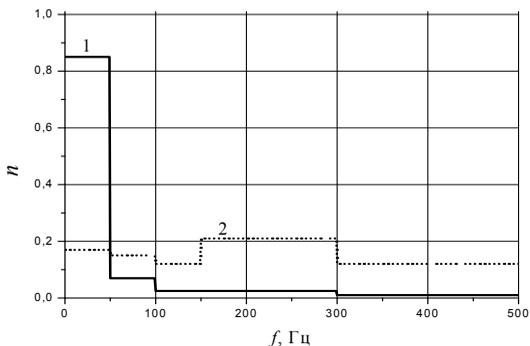


Рис. 3.7. Распределение долей  $n$  энергии импульсного воздействия в зависимости от частоты  $f$  :

1–  $r = 50 r_3$  ; 2 –  $r = 10 r_3$

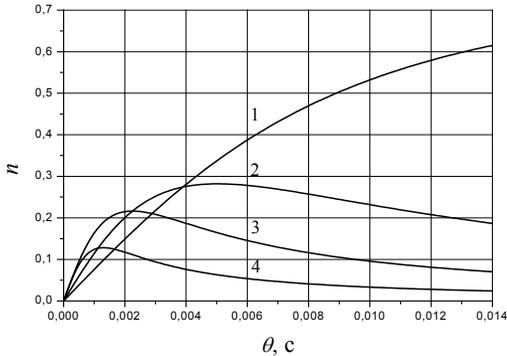


Рис. 3.8. Распределение долей  $n$  энергии импульсного воздействия в зависимости от постоянной времени  $\theta$  :  
 1– 4 – в диапазоне частот 1–20; 20–50; 50–100; 100–150 Гц, соответственно

Графики рис.3.8 показывают, что для каждого из диапазонов частот  $f_1 - f_2$  существует оптимальное значение параметра  $\theta_{\text{опт}}$  при котором  $n$  достигает максимального значения, т. е. выход энергии взрывного воздействия максимальный. Определим это значение аналитически. Для этого находим производную выражения (3.44) по параметру  $\theta$  и приравняем ее к нулю

$$\frac{\omega_2}{1 + (\theta \omega_2)^2} - \frac{\omega_1}{1 + (\theta \omega_1)^2} = 0. \quad (3.46)$$

Из соотношения (3.46) определяем

$$\theta_{\text{опт}} = \frac{1}{(\omega_1 \omega_2)^{1/2}} = \frac{1}{2\pi (f_1 f_2)^{1/2}}. \quad (3.47)$$

С использованием выражения (3.47) определяем значение  $\theta_{\text{опт}}$  для разных диапазонов частот (табл.3.3).

Таблица 3.3. Значения  $\theta_{\text{опт}}$  для разных диапазонов частот

$f_1 - f_2$ , Гц	1–20	20–50	50–100	100–150
$\theta_{\text{опт}}$ , с	$3,56 \cdot 10^{-3}$	$5,03 \cdot 10^{-3}$	$2,25 \cdot 10^{-3}$	$1,3 \cdot 10^{-3}$

На частотное распределение энергии взрывного воздействия в горном массиве существенно влияет длительность взрывного нагружения,

характеризуемая параметром  $\theta$ . Этот параметр изменяется в зависимости от расстояния до источника взрыва (табл. 3.1). На малых расстояниях от источника взрыва  $(1-10)r_3$  в спектре присутствуют более высокие частоты (до 500 Гц). На больших расстояниях  $(40-50)r_3$  основная часть энергии сосредоточена на частотах 0–50 Гц (табл.3.2).

Рассмотрим более сложный вид взрывного нагружения. В работе [75] представлена математическая модель взрывного импульса, действующего на стенки полости и описываемого функцией вида (3.48)

$$\sigma(t) = \sigma_m k_1 [\exp(-\alpha t/t_r) - \exp(-m\alpha t/t_r)], \quad (3.48)$$

где  $t_r$  – время нарастания импульса, с;  $k_1 = [\exp(-\alpha) - \exp(m\alpha)]^{-1}$ ;  $\alpha = \ln m / (m - 1)$ ,  $m > 1$ ;  $m$  – параметр, регулирующий длительность импульса.

Используя приведенный алгоритм расчета, получена зависимость для определения долей энергии при таком взрывном нагружении [76]

$$n = \frac{2}{\pi} \frac{m}{m-1} \left[ \left( \arctg \frac{\omega_2 t_r}{\alpha} - \arctg \frac{\omega_1 t_r}{\alpha} \right) - \frac{1}{m} \left( \arctg \frac{\omega_2 t_r}{m\alpha} - \arctg \frac{\omega_1 t_r}{m\alpha} \right) \right]. \quad (3.49)$$

В работе [77] приведена зависимость для определения параметра  $t_r$  для различных горных пород:  $t_r = aQ^{1/3} + br$ , где  $a, b$  – экспериментальные коэффициенты, зависящие от типа горных пород;  $Q$  – масса заряда ВВ, кг;  $r$  – расстояние, м. Эта зависимость для мрамора имеет вид

$$t_r = 0,8 \cdot 10^{-5} Q^{1/3} + 0,0973 \cdot 10^{-3} r.$$

С использованием зависимости (3.49) построена табл. 3.4, где приведены расчетные данные частотного распределения взрывного нагружения вида (3.48) в мраморе на расстояниях  $10r_3$  и  $100r_3$  при  $m = 2$  и  $Q = 1,0$  кг ( $r_3 = 0,054$  м). По данным табл. 3.4 построены графики распределения долей энергии в зависимости от частоты  $f$  (рис. 3.9).

**Таблица 3.4. Частотное распределение энергии взрывного нагружения  $n$  в мраморе на разных расстояниях от источника взрыва**

$r/r_3$	Доля энергии $n$ в диапазоне частот, Гц							
	0–50	50–100	100–200	200–400	400–800	800–1200	1200–6000	1600–8000
10	0,033	0,018	0,052	0,101	0,183	0,149	0,115	0,085
100	0,285	0,196	0,270	0,210	0,078	0,012	0,003	0,001

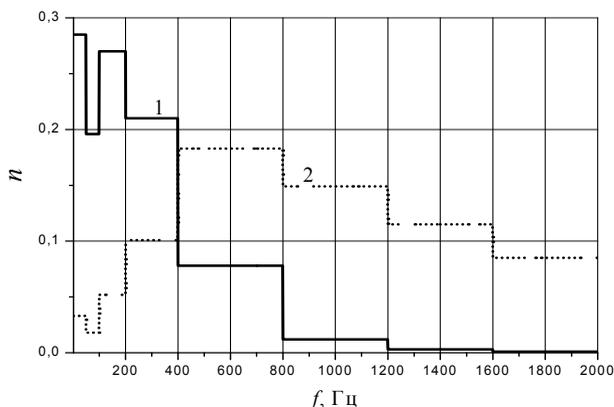


Рис. 3.9. Распределение долей  $n$  энергии импульсного воздействия в зависимости от частоты  $f$  :

1 – на расстоянии  $r = 100 r_3$  ; 2 – на расстоянии  $r = 10 r_3$

Таким образом, полученные аналитические зависимости (3.44) и (3.49), позволяют прогнозировать частотное распределение энергии взрывного нагружения в горном массиве, что дает возможность активно управлять процессом импульсного нагружения пород.

### 3.5. Влияние поперечных волн на эффективность импульсной обработки массива в призабойной зоне продуктивного пласта\*

Теоретические построения работ, основанных на решении системы уравнений, описывающих в дифференциальной форме законы сохранения массы, импульса и энергии и замыкаемых уравнениями состояния и предельного равновесия пород, позволяют установить общие качественные и некоторые количественные характеристики волновых полей, генерируемых взрывом [32,78]. При этом решения многих задач по взрывному разрушению горных пород, оценки их эффективности связывается с распространением по горному массиву продольной составляющей импульсного нагружения [32,58].

Исследуем влияние поперечной составляющей импульсного нагружения на эффективность взрывного разрушения горных пород.

Рассмотрим задачу о действии сферического заряда взрывчатого вещества радиуса  $r_3 = a$  в однородном изотропном горном массиве.

\*Подраздел написан совместно с С.В. Петрушенко

Уравнение распространения упругих возмущений в таком массиве имеет вид [32]

$$\frac{\partial^2 u}{\partial r^2} + \frac{2}{r} \frac{\partial u}{\partial r} - 2 \frac{u}{r^2} = \frac{1}{v_p^2} \frac{\partial^2 u}{\partial t^2}, \quad (3.50)$$

где  $u$  – смещение по радиусу  $r$ ;  $v_p$  – скорость распространения продольных волн в массиве.

Решение уравнения (3.50) при начальных  $t=0$  и граничных условиях  $r=a$ ;  $u=0$ ;  $\sigma_r = -p_0$  приведено в работах [32,65] и для радиальной компоненты поля напряжений  $\sigma_r$  имеет вид

$$\sigma_r = \frac{E}{(1-\nu)(1-2\nu)} \left[ (1-\nu) \frac{f''(\xi)}{v_p^2 r} + 2(1-2\nu) \frac{f'(\xi)}{v_p r^2} + 2(1-2\nu) \frac{f(\xi)}{r^3} \right], \quad (3.51)$$

где  $p_0$  – начальное максимальное значение напряжений;  $E$  – модуль Юнга среды;  $\nu$  – коэффициент Пуассона;  $\xi = t - \frac{r-a}{v_p}$ ;  $f(\xi)$  – произвольная функция параметра  $\xi$ .

При принятых выше начальных и граничных условиях и с учетом известного соотношения [79]

$$E = \frac{(1+\nu)(1-2\nu)}{1-\nu} \rho v_p^2 \quad (3.52)$$

функция  $f(\xi)$  имеет вид

$$f(\xi) = \frac{a^3 p_0}{2\rho v_p^2} \frac{1-\nu}{1-2\nu} \left[ \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{v_p}{a} \xi\right) \left( \sqrt{1-2\nu} \sin \Re \xi + \cos \Re \xi \right) - 1 \right], \quad (3.53)$$

где  $\Re = \frac{\sqrt{1-2\nu}}{1-\nu} \frac{v_p}{a}$ .

В работах [32,65] исследование поля напряжений ограничивается лишь радиальной компонентой  $\sigma_r$ . Определим поперечную компоненту поля напряжений, исходя из известного в теории упругости соотношения [79]

$$\sigma_\varphi = \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} \left( \frac{u}{r} + \nu \frac{\partial u}{\partial r} \right).$$

Согласно [32], смещение  $u$  выражается через функцию  $f(\xi)$  следующим образом

$$u = -\frac{f'(\xi)}{\nu_p r} - \frac{f(\xi)}{r^2}. \quad (3.54)$$

С использованием зависимости (3.54) и соотношения (3.53) поперечную (тангенциальную) компоненту поля напряжений представим в виде

$$\begin{aligned} \sigma_\varphi &= \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} \left[ -\frac{f'(\xi)}{\nu_p r^2} - \frac{f(\xi)}{r^3} + \frac{\nu f''(\xi)}{\nu_p^2 r} + \frac{2\nu f'(\xi)}{\nu_p r^2} + \frac{2\nu f(\xi)}{r^3} \right] = \\ &= \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} \left[ \frac{\nu}{\nu_p^2 r} f''(\xi) - \frac{1-2\nu}{\nu_p r^2} f'(\xi) - \frac{1-2\nu}{r^3} f(\xi) \right]. \end{aligned} \quad (3.55)$$

С учетом соотношения (3.52) зависимость (3.55) имеет вид

$$\sigma_\varphi = \frac{\rho}{r} \frac{\nu}{1+\nu} f''(\xi) - \frac{\rho \nu_p}{r^2} \frac{1-2\nu}{1-\nu} f'(\xi) - \frac{\rho \nu_p^2}{r^3} \frac{1-2\nu}{1-\nu} f(\xi). \quad (3.56)$$

Используя зависимость (3.53), определим первую и вторую производные функции  $f(\xi)$ .

Первая производная

$$\begin{aligned} f'(\xi) &= \frac{a^3 p_0}{2\rho \nu_p^2} \frac{(1-\nu)}{(1-2\nu)} \sqrt{1-2\nu} \left[ \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a}\right) + \right. \\ &+ \Re \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \cos \Re \xi \left. \right] + \frac{a^3 p_0}{2\rho \nu_p^2} \frac{1-\nu}{1-2\nu} \left[ \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \cos \Re \xi \times \right. \\ &\times \left. \left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a}\right) - \Re \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \sin \Re \xi \right]. \end{aligned} \quad (3.57)$$

После алгебраических упрощений выражение (3.57) принимает вид

$$f'(\xi) = -\frac{a^2 p_0}{\rho \nu_p} \frac{1-\nu}{\sqrt{1-2\nu}} \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \sin \Re \xi. \quad (3.58)$$

Вторая производная

$$\begin{aligned}
f''(\xi) &= -\frac{a^3 p_0}{\rho \nu_p} \frac{1-\nu}{\sqrt{1-2\nu}} \left[ \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a}\right) \sin \Re \xi + \right. \\
&\quad \left. + \Re \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \cos \Re \xi \right] = \\
&= \frac{a^3 p_0}{\rho} \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \left[ \sqrt{1-2\nu} \sin \Re \xi - \cos \Re \xi \right]
\end{aligned} \tag{3.59}$$

Подставив выражения (3.53), (3.58) и (3.59) в зависимость (3.56), после алгебраических упрощений получаем

$$\begin{aligned}
\sigma_\varphi &= -\frac{a^3 p_0}{2r^3} + \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \sin \Re \xi \left( \frac{a p_0}{r} \frac{\nu}{1-\nu} + \frac{a^2 p_0}{r^2} - \frac{a^3 p_0}{r^3} \right) \sqrt{1-2\nu} - \\
&\quad - \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} \xi\right) \cos \Re \xi \left( \frac{a p_0}{r} \frac{\nu}{1-\nu} + \frac{a^3 p_0}{2r^3} \right).
\end{aligned} \tag{3.60}$$

Выражение (3.60) описывает тангенциальную составляющую поля напряжений в горном массиве на расстоянии  $r$  от источника действия сферического заряда.

При  $r = a(\xi = t)$  тангенциальная составляющая определяется выражением

$$\sigma_\varphi = -\frac{p_0}{2} \left[ 1 - \frac{1+\nu}{1-\nu} \exp\left(-\frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\nu_p}{a} t\right) (\cos \Re t - \sqrt{1-2\nu} \sin \Re t) \right]. \tag{3.61}$$

Выражение (3.61) совпадает с ранее полученным результатом для тангенциальной составляющей поля напряжений на границе полости, приведенным в работе [32].

С использованием определенных выше компонент поля напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_\varphi$  и процедуры получения комплексной частотной характеристики  $M(j\omega)$  [65] соотношение для спектральной характеристики входного воздействия  $\sigma(t)$  имеет вид

$$\begin{aligned}
S_\sigma &= S_f \left[ \left[ -\frac{\rho}{r} \omega^2 + \frac{\omega \rho \nu_p}{r^2} \frac{1-2\nu}{1-\nu} + \frac{2(1-2\nu)}{1-\nu} \frac{\rho \nu_p^2}{r^3} \right] + \right. \\
&\quad \left. + j \left[ \frac{\rho c}{r^2} \frac{2\omega(1-2\nu)}{1-\nu} - \frac{\rho}{r} \frac{\nu}{1-\nu} \omega^2 - \frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\rho \nu_p^2}{r^3} \right] \right].
\end{aligned} \tag{3.62}$$

Согласно [65], спектр функции  $f(\xi)$  определяется через спектр смещения  $S_u$  зависимостью

$$S_f = -S_u(j\omega) \left/ \left( \frac{1}{r^2} + \frac{j\omega}{rv_p} \right) \right. \quad (3.63)$$

С учетом соотношения (3.63), из формулы (3.62) определим комплексный спектр смещения

$$S_u(j\omega) = \frac{-S_\sigma(j\omega) \left( \frac{1}{r^2} + \frac{j\omega}{rv_p} \right)}{A + jB}, \quad (3.64)$$

где

$$A = \frac{2(1-2\nu)}{1-\nu} \frac{\rho v_p^2}{r^3} + \frac{\omega \rho v_p}{r^2} \frac{1-2\nu}{1-\nu} - \frac{\rho}{r} \omega^2;$$

$$B = \frac{2\omega(1-2\nu)}{1-\nu} \frac{\rho v_p}{r^2} - \frac{\rho}{r} \frac{\nu}{1-\nu} \omega^2 - \frac{1-2\nu}{1-\nu} \frac{\rho v_p^2}{r^3}.$$

Амплитудно-частотный спектр импульсного воздействия  $\sigma(t)$  на горный массив определяется формулой

$$S_u(\omega) = |S_u(j\omega)| = \frac{|-S_\sigma(j\omega)| \cdot \left| \frac{1}{r^2} + \frac{j\omega}{rv_p} \right|}{\sqrt{A^2 + B^2}} = \frac{S_\sigma(\omega) \sqrt{1 + \left( \frac{\omega r}{v_p} \right)^2}}{r^2 \sqrt{A^2 + B^2}}, \quad (3.65)$$

где

$$\sqrt{A^2 + B^2} = \frac{\rho v_p^2}{r^3} \frac{1-2\nu}{1-\nu} \sqrt{a_1 \bar{\omega}^4 - b_1 \bar{\omega}^3 + c_1 \bar{\omega}^2 + 5};$$

$$a_1 = \frac{(1-\nu)^2 + \nu^2}{(1-2\nu)^2}; \quad b_1 = \frac{2(1+\nu)}{1-2\nu}; \quad c_1 = \frac{1-4\nu}{1-2\nu}; \quad (3.66)$$

$\bar{\omega} = \frac{\omega r}{v_p}$  – безразмерная круговая частота.

Формула (3.65) с учетом принятых обозначений (3.66) имеет вид

$$S_u(\bar{\omega}) = \frac{S_\sigma(\bar{\omega}) r (1-\nu)}{\rho \nu_p^2} \frac{1-2\nu}{1-2\nu} \frac{\sqrt{1+\bar{\omega}^2}}{\sqrt{a_1 \bar{\omega}^4 - b_1 \bar{\omega}^3 + c_1 \bar{\omega}^2 + 5}}. \quad (3.67)$$

С учетом соотношения  $\nu = \frac{k_\tau}{1+k_\tau}$  в формуле (3.67) от параметра  $\nu$  перейдем к параметру  $k_\tau$  – коэффициенту бокового давления (коэффициенту поперечных деформаций)

$$S_u(\bar{\omega}) = \frac{S_\sigma(\bar{\omega}) r}{\rho \nu_p^2} \frac{1}{1-k_\tau} \frac{\sqrt{1+\bar{\omega}^2}}{\sqrt{a_2 \bar{\omega}^4 - b_2 \bar{\omega}^3 + c_2 \bar{\omega}^2 + 5}}, \quad (3.68)$$

где

$$a_2 = \frac{1+k_\tau^2}{(1-k_\tau)^2}; \quad b_2 = \frac{2(1+2k_\tau)}{1-k_\tau}; \quad c_2 = \frac{1-3k_\tau}{1-k_\tau}.$$

После упрощений выражение (3.68) имеет вид

$$S_u(\bar{\omega}) = \frac{S_\sigma(\bar{\omega}) r}{\rho \nu_p^2} M(\bar{\omega}), \quad (3.69)$$

где

$$M(\bar{\omega}) = \sqrt{\frac{1+\bar{\omega}^2}{a_3 \bar{\omega}^4 - b_3 \bar{\omega}^3 + c_3 \bar{\omega}^2 + d_3}}; \quad (3.70)$$

$$a_3 = 1+k_\tau^2; \quad b_3 = 2(1+2k_\tau)(1-k_\tau); \quad c_3 = (1-3k_\tau)(1-k_\tau); \quad d_3 = 5(1-k_\tau)^2.$$

Анализ экспериментальных исследований [80,81] дает основание рассматривать коэффициент поперечных деформаций  $k_\tau$  и, в частности коэффициент Пуассона, как характеристики состояния твердого тела. Термин «коэффициент Пуассона» используется, когда речь идет об упругих деформациях; при неупругом деформировании применяется термин «коэффициент поперечных деформаций». Именно коэффициент поперечных деформаций характеризует проявление действия поперечной волны.

Во многих расчетах, связанных с разрушением горных пород в процессе взрывного нагружения, используют параметры Ламэ  $\lambda$  и  $\mu$ , или их отношение  $\lambda/\mu$ .

С учетом известного соотношения [79]

$$\nu = \frac{\lambda/\mu}{2(1+\lambda/\mu)}$$

частотная характеристика  $M(\bar{\omega})$  представляется в виде

$$M(\bar{\omega}) = \sqrt{\frac{1 + \bar{\omega}^2}{a\bar{\omega}^4 - b\bar{\omega}^3 + c\bar{\omega}^2 + d}}, \quad (3.71)$$

где

$$a = \frac{1}{(2 + \lambda/\mu)^2} [(\lambda/\mu)^2 + (2 + \lambda/\mu)^2];$$

$$b = \frac{4}{(2 + \lambda/\mu)^2} (2 + 3\lambda/\mu);$$

$$c = \frac{4}{(2 + \lambda/\mu)^2} (1 - \lambda/\mu); \quad d = \frac{20}{(2 + \lambda/\mu)^2}.$$

На рис. 3.10 и рис. 3.11 с использованием выражений (3.70) и (3.71) построены частотные характеристики  $\frac{M(\bar{\omega})}{M_m(\bar{\omega})}$  в зависимости от параметра  $k_\tau$  и отношения  $\lambda/\mu$ , соответственно.

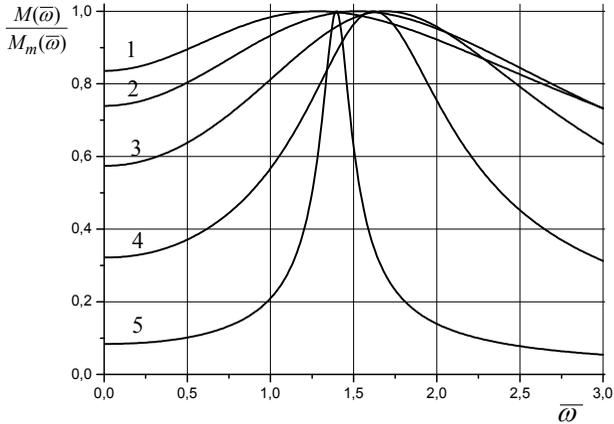


Рис. 3.10. Частотные характеристики  $\frac{M(\bar{\omega})}{M_m(\bar{\omega})}$  в зависимости от параметра  $k_\tau$  :

1-5:  $k_\tau = -0,5; -0,25; 0,0; 0,25; 0,43$ , соответственно

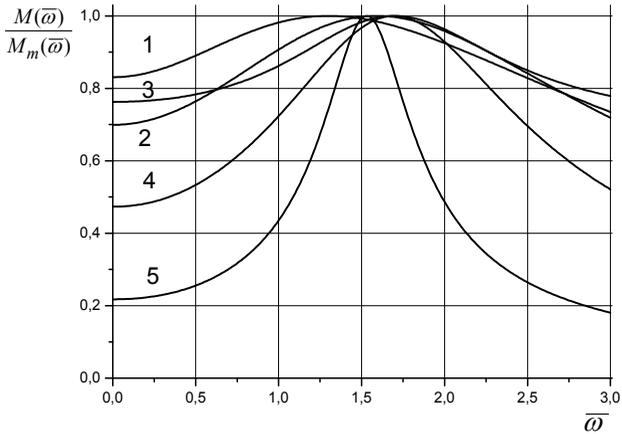


Рис. 3.11. Частотные характеристики  $\frac{M(\bar{\omega})}{M_m(\bar{\omega})}$  в зависимости от отношения  $\lambda / \mu$  :

1-5:  $\lambda / \mu = -0,65; -0,3; 0,0; 0,25; 1,0$ , соответственно

Из рис. 3.10 и рис. 3.11 видно, что при  $-0,5 < k_\tau < 0$  и  $-0,65 < \lambda / \mu < 0$  частотные характеристики испытывают наименьшее искажение и, как следствие, взрывное нагружение будет распространяться

по массиву с меньшим затуханием. В результате в более удаленные области горного массива передается более высокий уровень энергии взрывного нагружения [82,83].

Полученный вывод согласуется с данными работ [37,84], в которых установлено, что с целью увеличения радиуса трещиноватости в горной породе, образованной в процессе импульсного нагружения, необходимо создавать в массиве напряженное состояние с неравномерностью нагружения в пределах  $-1 < \sigma_3/\sigma_1 < 0$ , где  $\sigma_1$  и  $\sigma_3$  – главные наибольшее и наименьшее значения компонент тензора напряжений. При таком режиме нагружения в массиве создаются преимущественно сдвиговые напряжения, что связано с распространением по массиву поперечных волн. Поскольку граница разрушения горных пород на сдвиг в 4–10 раз меньше, чем на сжатие [10], то область взрывной обработки горного массива при таком режиме нагружения возрастает. Одним из способов достижения такого напряженного состояния является соответствующий выбор количества взрывааемых зарядов в группе и порядка их инициирования.

### 3.6. Перенос энергии импульсного нагружения в горном массиве

Вопросу изменения параметров импульсного нагружения при его распространении в горном массиве посвящены работы [85–87]. Установлено, что низкоамплитудный импульс большой длительности способствует более равномерному распределению энергии в горном массиве и более равномерному дроблению [88]. Известно также, что форма импульса искажается в процессе его распространения по горному массиву, поскольку различные частотные составляющие импульсного нагружения распространяются по горному массиву с разной скоростью [60].

Рассмотрим влияние скорости импульсного нагружения и продолжительности разгрузки на спектральные характеристики, принимая, что импульсное нагружение моделируется импульсом треугольной формы (рис. 3.12), описываемом зависимостью

$$\sigma(t) = \begin{cases} \sigma_m \frac{v}{\tau} t, & 0 \leq t \leq \frac{\tau}{v} \\ \sigma_m \frac{v}{(v-1)} \left(1 - \frac{t}{\tau}\right), & \frac{\tau}{v} \leq t \leq \tau \\ 0, & t < 0; t > \tau \end{cases}, \quad (3.72)$$

где  $\sigma_m$  – максимальное значение импульсного нагружения;  $\tau$  – продолжительность импульсного нагружения;  $\tau/v$  – время нарастания

импульсного нагружения до максимального значения;  $\nu$  – произвольное число больше единицы.

Для построения амплитудно-частотного спектра функции (3.72) найдем ее изображение по Лапласу, в дальнейшем от найденного изображения перейдем к амплитудно-частотному спектру.

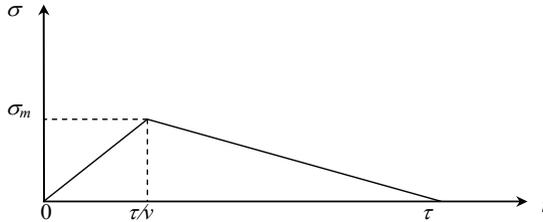


Рис. 3.12. Импульс треугольной формы с продолжительностью действия  $\tau$ .

Воспользовавшись обобщенной единичной функцией, оригинал  $\sigma(t)$  можно представить в виде

$$\sigma(t) = \sigma_m \left[ \frac{\nu}{\tau} + \eta(t) - \frac{\nu^2}{(\nu-1)\tau} \left( t - \frac{\tau}{\nu} \right) \eta \left( t - \frac{\tau}{\nu} \right) + \frac{\nu}{(\nu-1)\tau} (t - \tau) \eta(t - \tau) \right] \quad (3.73)$$

где  $\eta(t - t_0)$  – обобщенная единичная функция

$$\eta(t - t_0) = \begin{cases} 1, & t > t_0 \\ 0, & t < t_0. \end{cases}$$

Изображение Лапласа функции (3.73) с учетом [89] имеет вид

$$\bar{\sigma}(p) = \sigma_m \left[ \frac{\nu}{\tau} \frac{1}{p^2} - \frac{\nu^2}{(\nu-1)\tau} \frac{1}{p^2} e^{-\frac{\tau}{\nu} p} + \frac{\nu}{(\nu-1)\tau} \frac{1}{p^2} e^{-\tau p} \right]. \quad (3.74)$$

После упрощений выражение (3.74) принимает вид

$$\bar{\sigma}(p) = \sigma_m \frac{(\nu-1)\nu + \nu e^{-\tau p} - \nu^2 e^{-\frac{\tau p}{\nu}}}{(\nu-1)\tau p^2}, \quad (3.75)$$

где  $p$  – комплексный параметр.

Для нахождения амплитудно-частотного спектра импульсного воздействия (3.73) положим  $p = j\omega$  и найдем модуль комплексной величины  $\bar{\sigma}(j\omega)$

$$S_{\sigma}(\omega) = |\bar{\sigma}(j\omega)| = \sigma_m \operatorname{mod} \frac{(v-1)v + ve^{-\tau j\omega} - v^2 e^{-\frac{\tau j\omega}{v}}}{(v-1)\tau (j\omega)^2}. \quad (3.76)$$

В выражении (3.76) введем безразмерную круговую частоту  $\bar{\omega} = \omega\tau$ , в результате получим

$$\begin{aligned} S_{\sigma}(\bar{\omega}) &= \frac{\sigma_m \tau}{(v-1)\bar{\omega}^2} \operatorname{mod} \left[ v^2 e^{-j\frac{\tau\bar{\omega}}{v}} v e^{-j\bar{\omega}} - (v-1)v \right] = \\ &= \frac{\sigma_m \tau}{(v-1)\bar{\omega}^2} \operatorname{mod} \left[ v^2 \left( \cos \frac{\bar{\omega}}{v} - j \sin \frac{\bar{\omega}}{v} \right) - v(\cos \bar{\omega} - j \sin \bar{\omega}) - v(v-1) \right] = \\ &= \frac{\sigma_m \tau}{(v-1)\bar{\omega}^2} \operatorname{mod} \left[ \left( v^2 \cos \frac{\bar{\omega}}{v} - v \cos \bar{\omega} - (v-1)v \right) + j \left( v \sin \bar{\omega} - v^2 \sin \frac{\bar{\omega}}{v} \right) \right] = \\ &= \frac{\sigma_m \tau}{(v-1)\bar{\omega}^2} \left\{ \left[ v^2 \cos \frac{\bar{\omega}}{v} - v \cos \bar{\omega} - (v-1)v \right]^2 + \left( v \sin \bar{\omega} - v^2 \sin \frac{\bar{\omega}}{v} \right)^2 \right\}^{1/2}. \end{aligned} \quad (3.77)$$

После алгебраических преобразований выражение (3.77) принимает вид

$$\begin{aligned} S_{\sigma}(\bar{\omega}) &= \frac{\sigma_m \tau}{\bar{\omega}^2} \left( \frac{v}{v-1} \right) \left[ 2(v^2 - v + 1) - 2v \cos \left( \frac{v-1}{v} \bar{\omega} \right) - \right. \\ &\quad \left. - 2v(v-1) \cos \frac{\bar{\omega}}{v} + 2(v-1) \cos \bar{\omega} \right]^{1/2}. \end{aligned} \quad (3.78)$$

При  $v=2$  (импульс имеет форму равнобедренного треугольника) из (3.78) после упрощений получим

$$\begin{aligned} S_{\sigma}(\bar{\omega}) &= \frac{2\sigma_m \tau}{\bar{\omega}^2} [2(3 - 2 \cos 0,5\bar{\omega} - 2 \cos 0,5\bar{\omega} + \cos \bar{\omega})]^{1/2} = \\ &= \frac{2\sigma_m \tau}{\bar{\omega}^2} [2(3 - 4 \cos 0,5\bar{\omega} + \cos \bar{\omega})]^{1/2} = \frac{4\sigma_m \tau}{\bar{\omega}^2} (1 - \cos 0,5\bar{\omega}). \end{aligned} \quad (3.79)$$

Выражение (3.79) совпадает с полученным в работе [59] амплитудно-частотным спектром для импульса в форме равнобедренного треугольника.

С использованием выражения (3.78) исследуем амплитудно-частотный спектр импульса треугольной формы в зависимости от параметра  $\nu$ , характеризующего скорость импульсного нагружения. Результаты исследований приведены на рис. 3.13 и в табл. 3.5.

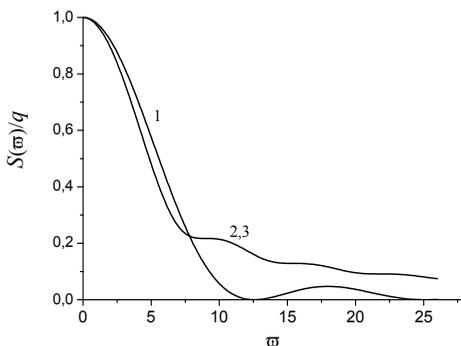


Рис. 3.13. Спектры импульсов при разных значениях параметра  $\nu$ :  
1-3 –  $\nu$  – 100; 500, соответственно

Таблица 3.5. Результаты расчетов амплитудно-частотного спектра при изменении скорости импульсного нагружения

Безразмерная частота $\bar{\omega}$	Амплитуда частотного спектра $\frac{S(\bar{\omega})}{q}$ при разных значениях параметра $\nu$		
	$\nu = 2$	$\nu = 100$	$\nu = 500$
0	1	1	1
1	0,980	0,968	0,943
2	0,920	0,894	0,891
3	0,826	0,776	0,773
4	0,708	0,632	0,629
5	0,576	0,484	0,480
6	0,442	0,352	0,349
8	0,206	0,222	0,222
10	0,057	0,214	0,214
12	0,002	0,175	0,174
14	0,010	0,133	0,133
16	0,036	0,128	0,128
18	0,047	0,116	0,116
20	0,036	0,096	0,095
22	0,016	0,091	0,091
24	0,002	0,087	0,086
26	0,001	0,075	0,074

Расчеты проводились по формулам

при  $\nu = 2$

$$\frac{S(\bar{\omega})}{q} = \frac{1 - \cos 0,5\bar{\omega}}{0,5(0,5\bar{\omega})^2};$$

при  $\nu = 100$

$$\frac{S(\bar{\omega})}{q} = \frac{2,857}{\bar{\omega}^2} (9901 - 100 \cos 0,99\bar{\omega} - 9900 \cos 0,01\bar{\omega} + 99 \cos \bar{\omega})^{1/2};$$

при  $\nu = 500$

$$\frac{S(\bar{\omega})}{q} = \frac{2,834}{\bar{\omega}^2} (249501 - 500 \cos 0,998\bar{\omega} - 249500 \cos 0,002\bar{\omega} + 499 \cos \bar{\omega})^{1/2},$$

где  $q = \frac{\sigma_m \tau}{2}$  – величина импульса треугольной формы.

Анализ данных табл. 3.5 и рис. 3.13 показывает, что при малом времени нарастания максимального значения импульса, спектр сдвигается в область более высоких частот. Поскольку высокие частоты при прохождении по горной породе затухают значительно сильнее, чем низкие [60], то для переноса энергии импульсного нагружения в удаленные от источника нагружения точки необходимо, чтобы начальный импульс имел в своем составе больше низких частот, что достигается уменьшением крутизны нарастания начального импульса. Отмеченное обстоятельство может быть использовано для получения более глубокого взрывного воздействия на горные породы, что позволит повысить эффективность взрывного разрушения пород [90].

Рассмотрим влияние процесса разгрузки при импульсном воздействии на горный массив с постоянной скоростью нагружения на амплитудно-частотный спектр (время нарастания импульсного воздействия до максимума такое же, как на рис. 3.12). На рис. 3.14 изображен импульс, продолжительность действия которого  $\tau_1$ , превышает продолжительность

$\tau$  импульса, представленного на рис. 3.12. Из условия  $\frac{\tau}{\nu} = \frac{\tau_1}{\nu_1}$  находим

параметр  $\nu_1 = \frac{\tau_1 \nu}{\tau}$  (при условии, что  $\tau, \tau_1, \nu$  – заданы).

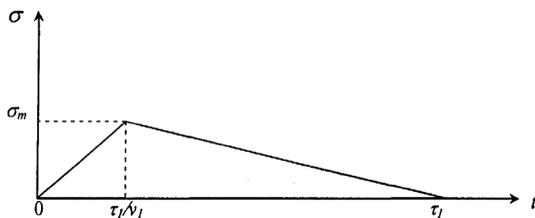


Рис. 3.14. Импульс треугольной формы с продолжительностью действия  $\tau_1$

В табл. 3.6 приведены результаты расчетов амплитудно-частотных спектров для импульсов с разными временами процесса разгрузки: для первого импульса  $\tau = 100$  мс;  $\nu = 500$ ; второго —  $\tau_1 = 160$  мс;  $\nu = 800$ . Анализ данных табл. 3.6 показывает, что время процесса разгрузки в малой степени влияет на частотный состав импульсов. Разница заметна лишь на частотах  $\bar{\omega} = 1-3$ .

**Таблица 3.6. Результаты расчетов амплитудно-частотных спектров при изменении продолжительности процесса разгрузки и неизменной скорости нагружения**

Безразмерная частота $\bar{\omega}$	Амплитуда частотного спектра $\frac{S(\bar{\omega})}{q}$ при разных значениях параметров $\tau$ , $\tau_1$ и $V$	
	$\tau = 100$ мс; $V = 500$	$\tau_1 = 160$ мс; $V = 800$
0	1	1
1	0,943	0,987
2	0,891	0,895
3	0,773	0,774
4	0,629	0,629
5	0,480	0,480
6	0,349	0,348
8	0,222	0,222
10	0,214	0,214
12	0,174	0,174
14	0,133	0,133
16	0,128	0,128
18	0,116	0,116
20	0,095	0,095
22	0,091	0,091
24	0,086	0,086
26	0,075	0,075

Таким образом, ответственным за передачу энергии импульсного воздействия в удаленные от очага нагружения точки горного массива является крутизна нарастания импульсного воздействия до максимального значения, в то время как длительность разгрузки на спектральные характеристики влияет незначительно.

### 3.7. Влияние импульсного циклического воздействия на эффективность передачи энергии горному массиву\*

При проведении взрывных работ широко применяются системы групповых зарядов [91-93]. Это позволяет повысить эффективность работ и уменьшить сейсмический эффект.

Положим, что в скважине расположена система  $k$  одинаковых по массе зарядов ВВ, взрываемых с интервалом замедления  $\Delta t$ . Для упрощения математических выкладок рассмотрим случай, когда при взрыве каждого из зарядов генерируются возмущения, моделируемые импульсом прямоугольной формы. При действии  $k$  зарядов с периодом их повторения  $T = \tau + \Delta t$  ( $\tau$  – длительность действия одного импульса) в горном массиве формируется суммарное возмущение, амплитудно-частотный спектр которого имеет вид [65]

$$F(\omega) = |S_0(j\omega)| \frac{\sin(\omega k T / 2)}{\sin(\omega T / 2)}, \quad (3.80)$$

где  $|S_0(j\omega)| = P_m \tau \frac{\sin(\omega \tau / 2)}{\omega \tau / 2}$  – амплитудно-частотный спектр одиночного возмущения, моделируемого импульсом прямоугольной формы;  $P_m$  – максимальное значение возмущения.

При  $k=1$  (действует один заряд ВВ) из выражения (3.80) получим амплитудно-частотный спектр  $F_1(\omega)$  для одного импульса

$$F_1(\omega) = |S_0(j\omega)|.$$

Рассмотрим циклическое действие на горную породу 2, 3, 4, 5 и 6 одинаковых сферических зарядов общей массой ВВ 6,0 кг.

С использованием зависимости (3.80) определены амплитудно-частотные характеристики для различных схем взаимодействия зарядов ВВ в скважине.

---

\* Подраздел написан совместно с Е.А. Волосником и С.В. Петрушенко

Исходные данные для расчетов амплитудно-частотных спектров приведены в табл. 3.7.

На рис. 3.15 изображены амплитудно-частотные спектры при действии 1, 2, 3, 4, 5 и 6 зарядов с периодом повторения импульсов  $T = 2\tau$ .

**Таблица 3.7. Исходные данные для расчета амплитудно-частотных спектров (на расстоянии  $r = 1,0$  м от источника импульсного воздействия)**

Количество зарядов в группе	Масса одного сферического заряда, кг	Радиус заряда, $r_3$ , м	Максимальное значение импульсного воздействия $P_m$ , Н/м <sup>2</sup>	Длительность импульсного воздействия, $\tau$ , с	Величина импульсного воздействия $q = P_m \cdot \tau$ , (Н/м <sup>2</sup> )·с
1	6	0,098	$2,2588 \cdot 10^8$	$84 \cdot 10^{-6}$	$189,74 \cdot 10^2$
2	3	0,078	$1,4977 \cdot 10^8$	$70,3 \cdot 10^{-6}$	$105,28 \cdot 10^2$
3	2	0,068	$1,17 \cdot 10^8$	$63,75 \cdot 10^{-6}$	$74,58 \cdot 10^2$
4	1,5	0,0618	$9,85 \cdot 10^7$	$59,6 \cdot 10^{-6}$	$58,71 \cdot 10^2$
5	1,2	0,057	$8,516 \cdot 10^7$	$56,65 \cdot 10^{-6}$	$48,24 \cdot 10^2$
6	1	0,054	$7,72 \cdot 10^7$	$54,40 \cdot 10^{-6}$	$42,0 \cdot 10^2$

Анализ рис. 3.15 показывает, что кривые амплитудно-частотных спектров имеют максимальные значения, повторяющиеся с определенной цикличностью в зависимости от количества  $k$  зарядов и периода повторения  $T$  взрывного нагружения.

Рассмотрим функцию  $\sin(0,5\omega k T)$ , входящую в выражение (3.80). Эта функция принимает максимальные значения в точках

$$0,5\omega k T = \frac{\pi}{2}(2m - 1), \quad (3.81)$$

где  $m = 1, 2, 3, \dots$

Из выражения (3.81) находим резонансные частоты

$$f_{mk} = \frac{2m - 1}{2kT}, \quad (3.82)$$

на которых амплитудно-частотные спектры достигают максимальных значений. Значения этих частот зависят от количества  $k$  зарядов и периода

$T$  повторения взрывных нагружений. Путем изменения параметров  $k$  и  $T$  можно регулировать частоту  $f_{mk}$ .

Например, при  $k = 4$  торпеда состоит из 4-х зарядов, масса каждого из которых равняется 1,5 кг. Период повторения взрывных нагружений  $T = 2\tau = 2 \cdot 59,6 \cdot 10^{-6} \text{ с} = 119,2 \cdot 10^{-6} \text{ с}$ . В этом случае получаем следующие

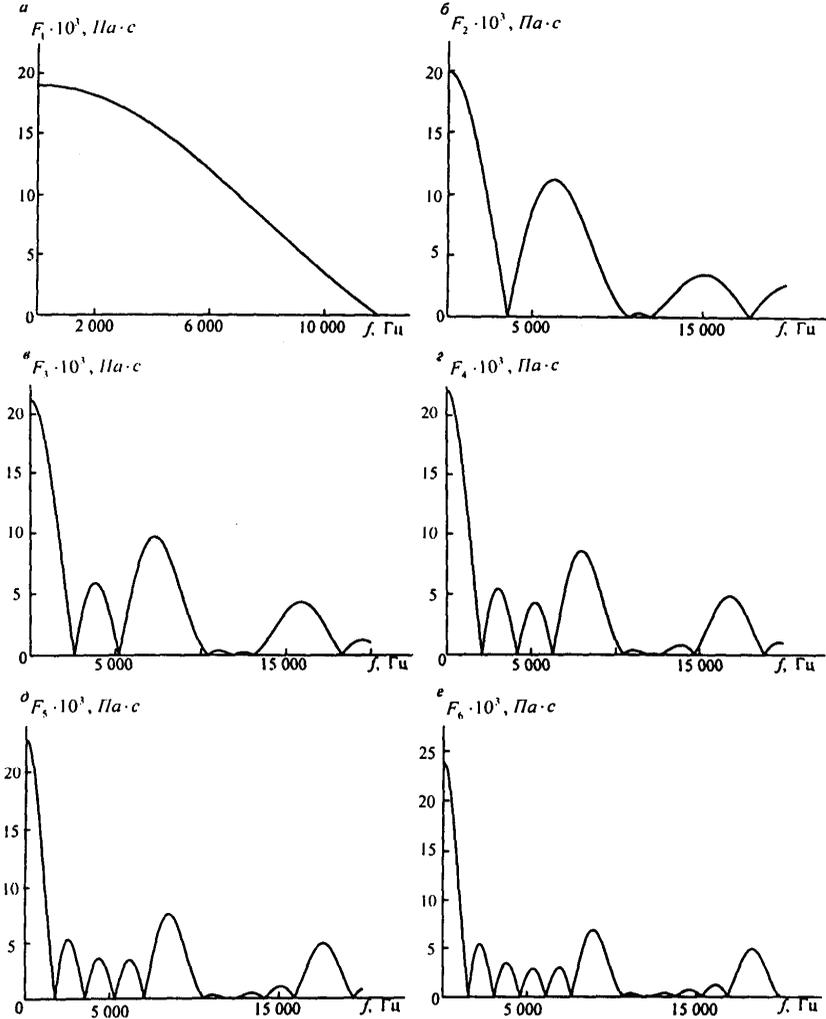


Рис. 3.15. Амплитудно-частотные спектры при действии групповых зарядов:  
а, б, в, г, д, е—соответственно, 1, 2, 3, 4, 5, 6 зарядов

резонансные частоты:  $f_{14} = 1048,65$  Гц;  $f_{24} = 3145,97$  Гц;  $f_{34} = 5243,28$  Гц;  
 $\bar{f}_{44} = \frac{f_{44} + f_{54}}{2} = 8389,2$  Гц;  $f_{64} = 11535,23$  Гц;  $f_{74} = 13632,5$  Гц.

Диаграммы частотного распределения энергии взрывного нагружения  $n$  в зависимости от количества зарядов, взрываемых в группе (при  $T = 2\tau$ ), приведены на рис. 3.16.

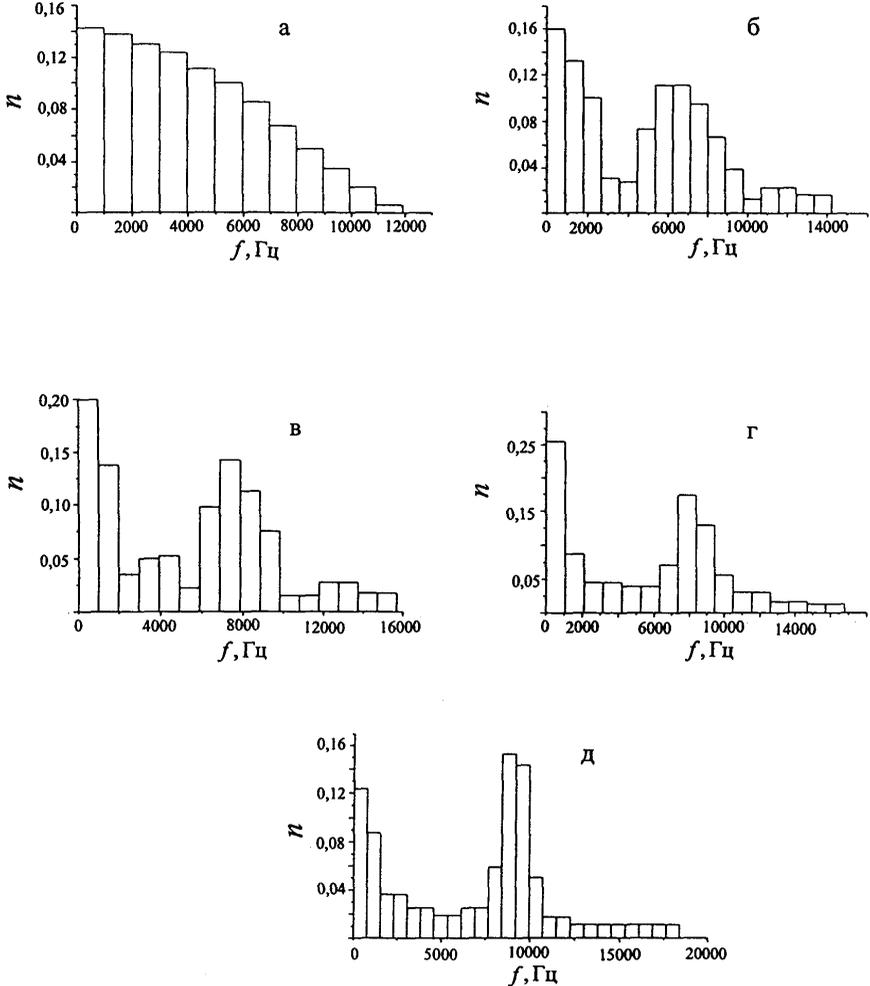


Рис. 3.16. Диаграммы частотного распределения энергии взрывного нагружения при действии групповых зарядов: а, б, в, г, д – соответственно, 1, 2, 3, 4, 6 зарядов

Анализ диаграмм показывает, что, применяя схемы взрывания зарядов с различным количеством зарядов в группе и периодическим повторением нагружений, можно достигать перераспределения энергии импульсного воздействия на горный массив по частотам. Причем, как видно из рис. 3.15, 3.16, максимальное значение энергии, передаваемой горному массиву, реализуется на частоте повторения импульса и тем отчетливее, чем больше зарядов в группе, что согласуется с данными работы [60]. При этом с увеличением количества зарядов в группе происходит сдвиг резонансной частоты максимума передаваемой энергии горному массиву в сторону увеличения частоты. Установленная закономерность наблюдается и на других расстояниях от источника импульсного воздействия, отличных от 1,0 м.

Таким образом, одним из способов перераспределения по частотам максимума энергии импульсного воздействия, передаваемой горному массиву, является соответствующий выбор количества зарядов и периода повторения взрывания их в группе. Отмеченное обстоятельство может быть использовано для усиления импульсного воздействия на горный массив на определенных частотах.

Характерная особенность метода повторения импульсных нагружений состоит в том, что последовательные возмущения должны исходить из одной скважины. Именно это требование отличает этот метод от метода короткозамедленного взрывания между соседними скважинами.

### **3.8. Исследование коэффициента затухания волн давления в вязкоупругих системах\***

Одним из эффективных методов повышения нефтеотдачи продуктивных пластов является импульсное воздействие на породу–коллектор. Эффект от импульсного воздействия связан с распространением волн давления в вязкоупругих системах, что сопровождается изменением структурно-механических свойств вязкоупругих систем. Выбор наиболее эффективного импульсного воздействия на пласт непосредственно связан с определением частот, обеспечивающим максимальное поглощение волн давления в вязкоупругой среде.

Рассмотрим волновые процессы для условий, когда реологическая модель вязкоупругой системы линейная, а процесс – изотермический.

Ограничимся одномерным случаем и представим систему уравнений процесса фильтрации вязкоупругой жидкости в виде [94,95]

---

\* Подраздел написан совместно с Я.А.Рудюк

$$-\frac{k}{\mu} \left( \frac{\partial p}{\partial x} + T \frac{\partial^2 p}{\partial x \partial t} \right) = u; \quad -\beta \frac{\partial p}{\partial t} = \frac{\partial u}{\partial x}, \quad (3.83)$$

где  $p$  – давление;  $u$  – скорость фильтрации;  $k$  – проницаемость;  $\beta$  – коэффициент упругости;  $\mu$  – вязкость нефти;  $T$  – время релаксации.

Принимаем, что воздействие на вязкоупругую систему имеет гармонический характер, т.е.

$$p = Ae^{j(\omega t - Kx)}; u = Be^{j(\omega t - Kx)}, \quad (3.84)$$

где  $\omega = 2\pi f$  – круговая частота;  $A, B$  – постоянные;  $K = \alpha - j\varphi$  – волновое число ( $\varphi$  представляет собой коэффициент затухания, или усиления;  $\alpha$  – определяет сдвиг по фазе).

Определим производные функций  $p$  и  $u$

$$\begin{aligned} \frac{\partial p}{\partial x} &= Ae^{j(\omega t - Kx)} (-jK); & \frac{\partial p}{\partial t} &= Ae^{j(\omega t - Kx)} (j\omega); \\ \frac{\partial u}{\partial x} &= Be^{j(\omega t - Kx)} (-jK); & \frac{\partial^2 p}{\partial x \partial t} &= Ae^{j(\omega t - Kx)} (\omega K). \end{aligned}$$

Значения производных подставим в систему уравнений (3.83) и после упрощений получаем алгебраическую систему уравнений

$$A \frac{k}{\mu} jK - \frac{k}{\mu} T A \omega K = B; \quad -A\beta j\omega + B jK = 0. \quad (3.85)$$

Из системы (3.85) определяем дисперсионное соотношение

$$\kappa K^2 + j \kappa T \omega K^2 + j \omega = 0, \quad (3.86)$$

где  $\kappa = \frac{k}{\mu\beta}$  – коэффициент пьезопроводности,  $\text{м}^2/\text{с}$ .

Подставив волновое число  $K$  в уравнение (3.86), получаем соотношение

$$\kappa(\alpha^2 - \varphi^2) - 2\kappa\alpha\varphi j + j \kappa T \omega (\alpha^2 - \varphi^2) + 2\alpha\varphi \kappa T \omega + j \omega = 0,$$

из которого определяем систему уравнений относительно неизвестных  $\alpha$  и  $\varphi$

$$\begin{aligned} \kappa(\alpha^2 - \varphi^2) + 2\alpha\varphi\kappa T\omega &= 0; \\ -2\kappa\alpha\varphi + \kappa T\omega(\alpha^2 - \varphi^2) + \omega &= 0. \end{aligned} \quad (3.87)$$

Умножая первое уравнение системы (3.87) на  $T\omega$  и вычитая из него второе уравнение этой системы, получаем соотношение

$$2\alpha\varphi\kappa T^2\omega^2 + 2\kappa\alpha\varphi - \omega = 0,$$

из которого находим

$$\alpha = \frac{\omega}{2\varphi\kappa(1 + T^2\omega^2)}.$$

Значение параметра  $\alpha$  подставим в первое уравнение системы (3.87), в результате получаем биквадратное уравнение относительно параметра  $\varphi$

$$\varphi^4 - \varphi^2 \frac{\omega^2 T}{\kappa(1 + T^2\omega^2)} - \frac{\omega^2}{4\kappa^2(1 + T^2\omega^2)^2} = 0. \quad (3.88)$$

Решение уравнения (3.88) имеет вид

$$\varphi = \sqrt{\frac{\omega^2 T + \omega\sqrt{1 + \omega^2 T^2}}{2\kappa(1 + T^2\omega^2)}}. \quad (3.89)$$

Из выражения (3.89) при  $T = 0$  следует

$$\varphi = \sqrt{\frac{\omega}{2\kappa}},$$

что совпадает с результатом работы [94].

На рис. 3.17 приведены зависимости коэффициента затухания  $\varphi$  от частоты  $\omega$  при различных значениях параметра релаксации  $T$ .

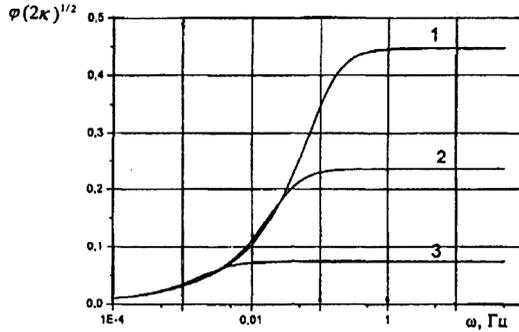


Рис. 3.17. Зависимость  $\varphi$  от частоты  $\omega$  и параметра релаксации  $T$  :  
1-3 -  $T$  - 10, 36, 360 с, соответственно

Анализ рис. 3.17 показывает, что коэффициент затухания при частотах  $\omega \geq 2$  Гц практически не зависит от частоты. Подобная зависимость от частоты была получена для коэффициента поглощения продольных волн при исследовании влияния вязкой релаксации в трещинах на механизм диссипации продольных волн в геофизической среде [96].

Для определения параметра релаксации  $T$  воспользуемся системой алгебраических уравнений, полученной для рассматриваемой модели [94]

$$\begin{aligned}
 q \left( T_0 + T \ln \frac{R_K}{r_c} \right) &= m_0; & q \left( \frac{5}{8} T_0^2 + 2T T_0 + T^2 \ln \frac{R_K}{r_c} \right) &= m_1; \\
 q \left( \frac{23}{27} T_0^3 + \frac{3}{4} T_0^2 T + 6T_0 T^2 + 2T^3 + T^3 \ln \frac{R_K}{r_c} \right) &= m_2,
 \end{aligned} \tag{3.90}$$

где  $\Delta p_0 = q \ln \frac{R_K}{r_c}$ ,  $q = \frac{Q_0 \mu}{2\pi k h}$ ;  $\Delta p_0$  и  $Q_0$  – соответственно депрессия на пласт и дебит скважины до остановки;  $T$  – время гидродинамического процесса;  $m_0, m_1, m_2$ , – детерминированные моменты, определяемые по формуле

$$m_n = \int_0^{\infty} \Delta p(t) t^n dt, \tag{3.91}$$

где  $n = 0, 1, 2$ ;  $\Delta p(t)$  – экспериментальная кривая восстановления давления (КВД).

При условии, что параметры  $m_0, m_1, m_2$  известны, решение системы (3.90) представим в виде

$$q = \frac{m_1 - m_0 T}{T_0 (T + 0,625 T_0)}; \quad T_0 = \frac{8}{5} \left( \frac{m_1 - m_0 T}{m_0 - \Delta p_0 T} - T \right);$$

$$T = \frac{m_1}{m_0} \frac{d - 1 + \sqrt{1 - 0,5 d}}{1 + 2\sqrt{1 - 0,5 d}},$$
(3.92)

где  $d = \frac{m_0 m_2}{m_1^2}$  – безразмерный параметр.

Для нахождения детерминированных моментов  $m_0, m_1, m_2$  необходимо получить экспериментальную кривую восстановления давления. Процедура получения этой кривой описана в работе [97].

В качестве примера воспользуемся результатами работы [97], где кривая КВД представлена в виде

$$\Delta p(t) = 2,9 + 0,311 \ln t, \quad \text{МПа} .$$
(3.93)

По кривой восстановления давления (3.93) определены детерминированные моменты  $m_0, m_1, m_2$

$$m_0 = 9905,76 \text{ МПа} \cdot \text{с} = 2,75 \text{ МПа} \cdot \text{час},$$

$$m_1 = 10216761 \text{ МПа} \cdot \text{с}^2 = 0,788 \text{ МПа} \cdot \text{час}^2,$$

$$m_2 = 13,715 \cdot 10^9 \text{ МПа} \cdot \text{с}^3 = 0,294 \text{ МПа} \cdot \text{час}^3.$$

Параметр  $d$  в этом случае равен

$$d = \frac{m_0 m_2}{m_1^2} = \frac{2,75 \cdot 0,294}{(0,788)^2} = \frac{0,809}{0,621} = 1,30 .$$

Для рассмотренного выше примера согласно (3.92) параметр релаксации  $T$  равен

$$T = \frac{0,788}{2,75} \cdot \frac{1,3 - 1 + \sqrt{1 - 0,5 \cdot 1,3}}{1 + 2\sqrt{1 - 0,5 \cdot 1,3}} = 0,286 \frac{0,3 + \sqrt{0,35}}{1 + 2\sqrt{0,35}} =$$

$$= \frac{0,255}{2,18} = 0,117 \text{ час} = 420 \text{ с}.$$

Рассмотрим далее процесс фильтрации вязкоупругой жидкости, описываемый системой уравнений

$$-\frac{k}{\mu} \frac{\partial p}{\partial x} = u + T_1 \frac{\partial u}{\partial t}; \quad -\beta \frac{\partial p}{\partial t} = \frac{\partial u}{\partial x}. \quad (3.94)$$

Определив производные функций  $p$  и  $u$  и подставив их в систему (3.94), после упрощений получаем дисперсионное соотношение

$$\omega^2 T_1 - j\omega - \kappa K^2 = 0. \quad (3.95)$$

После подстановки  $K$  в соотношение (3.95), получаем уравнение

$$\omega^2 T_1 - j\omega + 2\kappa\alpha\varphi j - \kappa(\alpha^2 - \varphi^2) = 0,$$

из которого определяем систему уравнений относительно неизвестных  $\alpha$  и  $\varphi$

$$2\kappa\alpha\varphi - \omega = 0; \quad T_1\omega^2 - \kappa(\alpha^2 - \varphi^2) = 0. \quad (3.96)$$

Из первого уравнения системы (3.96) находим  $\alpha = \frac{\omega}{2\kappa\varphi}$ . Подставляя значение  $\alpha$  во второе уравнение системы (3.96), получаем биквадратное уравнение относительно параметра  $\varphi$

$$\varphi^4 + \frac{T_1\omega^2}{\kappa}\varphi^2 - \frac{\omega^2}{4\kappa^2} = 0,$$

решение которого имеет вид

$$\varphi = \sqrt{\frac{\omega\sqrt{1 + T_1^2\omega^2} - T_1\omega^2}{2\kappa}}. \quad (3.97)$$

Если релаксационные свойства в системе (3.94) отсутствуют, т.е.  $T_1 = 0$ , то коэффициент затухания становится равен  $\varphi = \sqrt{\frac{\omega}{2\kappa}}$  и монотонно возрастает с увеличением круговой частоты, что согласуется с данными работы [94].

С использованием формулы (3.97) на рис. 3.18 представлены зависимости коэффициента затухания  $\varphi$  от частоты  $\omega$  при различных значениях параметра релаксации  $T_1$ .

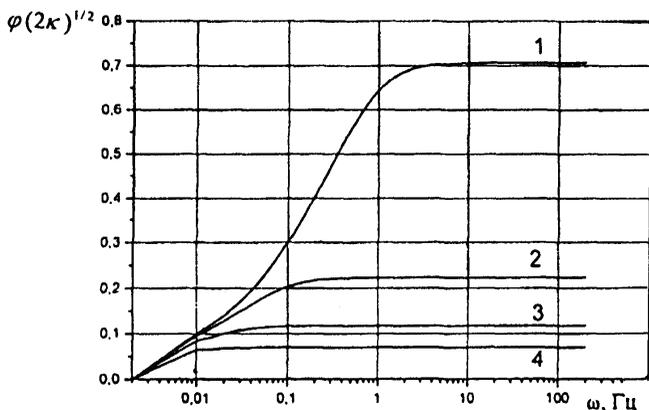


Рис. 3.18. Зависимость  $\varphi$  от частоты  $\omega$  и параметра релаксации  $T_1$  :  
 1-4 -  $T_1$  - 1, 10, 36, 100 с, соответственно

Анализ рис. 3.18 показывает, что параметр релаксации  $T_1$  существенно влияет на коэффициент затухания волн давления в вязкоупругой системе и с увеличением параметра  $T_1$  величина коэффициента затухания снижается. Этот вывод подтверждается и аналитическим решением системы (3.94).

Система (3.94) сводится к дифференциальному уравнению второго порядка относительно неизвестной функции давления  $p(x,t)$

$$\kappa \frac{\partial^2 p}{\partial x^2} = T_1 \frac{\partial^2 p}{\partial t^2} + \frac{\partial p}{\partial t}. \quad (3.98)$$

Решение уравнения (3.98) с использованием метода Фурье (метода разделения переменных) [98] представим в виде

$$p(x,t) = \left( C_1 e^{\frac{-0,067t}{T_1}} + C_2 e^{\frac{-0,933t}{T_1}} \right) \left[ C_3 \cos x \sqrt{\frac{1}{16T_1\kappa}} + C_4 \sin x \sqrt{\frac{1}{16T_1\kappa}} \right], \quad (3.99)$$

где  $C_1, C_2, C_3, C_4$  – постоянные, определяемые из начальных и граничных условий конкретной физической задачи.

Из анализа решения (3.99) следует, что при  $T_1 = 36$  с амплитуда волны давления с течением времени от 0 до 400 с уменьшается на 59%, при параметре релаксации  $T_1 = 100$  с уменьшение амплитуды волны давления

в этом же временном промежутке незначительное и составляет всего лишь 3% от первоначальной.

Для определения параметра  $T_1$  воспользуемся системой алгебраических уравнений [94]

$$qT_0 = m_0; \quad q\left(\frac{5}{8}T_0^2 - T_1T_0\right) = m_1; \quad q\left(\frac{23}{27}T_0^3 - \frac{5}{4}T_0^2T_1\right) = m_2. \quad (3.100)$$

При условии, что параметры  $m_0, m_1, m_2$  известны, решение системы (3.100) имеет вид

$$q = \frac{m_1}{\frac{5}{8}T_0^2 - T_1T_0}; \quad (3.101)$$

$$T_0 = \frac{\sqrt{78,32m_1^2 + 14,16m_2m_0}}{m_0} - 8,85 \frac{m_1}{m_0}; \quad (3.102)$$

$$T_1 = \frac{5}{8}T_0 - \frac{m_1}{m_0}. \quad (3.103)$$

С помощью безразмерного параметра  $d$  выражения (3.102) и (3.103) представим в виде

$$T_0 = \frac{m_1}{m_0} \left( \sqrt{78,32 + 14,16d} - 8,85 \right), \quad (3.104)$$

$$T_1 = 5,53 \frac{m_1}{m_0} \left( \sqrt{1 + 0,18d} - 1,18 \right). \quad (3.105)$$

Из (3.105) следует: при  $T_1=0$  параметр  $d=2,18$ , что соответствует модели фильтрации однородной вязкой жидкости [94].

Равенство (3.105) имеет смысл, если выполняется условие  $d > 2,18$ .

Рассмотрим релаксационную модель с двумя параметрами релаксации  $T_1$  и  $T_2$ , описываемую уравнениями [94]

$$-\frac{k}{\mu} \frac{\partial p}{\partial x} = u + T_1 \frac{\partial u}{\partial t}; \quad -\beta \left( \frac{\partial p}{\partial t} + T_2 \frac{\partial^2 p}{\partial t^2} \right) = \frac{\partial u}{\partial x}. \quad (3.106)$$

Для этого случая с использованием вышеописанной процедуры получена формула для коэффициента затухания в виде

$$\varphi = \left[ \frac{\omega \left[ 1 + \omega^2 (T_1^2 + T_2^2 + \omega^2 T_1^2 T_2^2) \right]^{1/2} - \omega^2 (T_1 + T_2)}{2\kappa} \right]^{1/2}. \quad (3.107)$$

С использованием выражения (3.107) рассчитаны некоторые варианты вязкоупругих систем. Результаты расчетов приведены в табл. 3.8 и на рис 3.19 и 3.20.

Таблица 3.8. Параметры релаксации вязкоупругой системы

Параметры релаксации вязкоупругой системы	Частота $f_m$ , Гц
$T_1 = 1$ с; $T_2 = 5$ с;	$4,1 \cdot 10^{-2}$
$T_1 = 0,01$ с; $T_2 = 0,5$ с;	1,3
$T_1 = 0,01$ с; $T_2 = 0,05$ с;	4,1
$T_1 = 0,05$ с; $T_2 = 0,05$ с;	1,8
$T_1 = 0,001$ с; $T_2 = 0,05$ с;	13,0
$T_1 = 0,01$ с; $T_2 = 0,005$ с;	13,0
$T_1 = 1 \cdot 10^{-4}$ с; $T_2 = 0,05$ с;	41,0

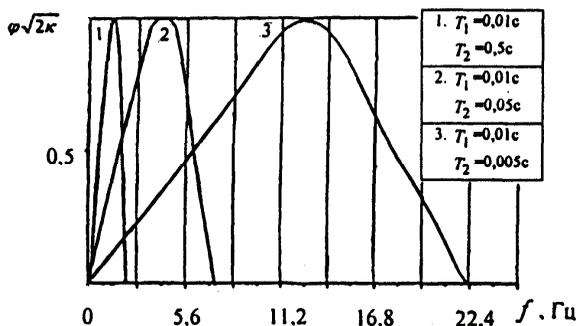


Рис. 3.19. Зависимость  $\varphi$  от частоты  $f$  и параметров релаксации  $T_1$  и  $T_2$

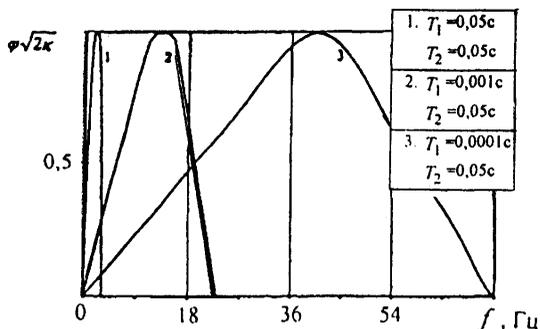


Рис. 3.20. Зависимость  $\varphi$  от частоты  $f$  и параметров релаксации  $T_1$  и  $T_2$

Из рис.3.19 и 3.20 следует, что коэффициент затухания  $\varphi$  достигает максимального значения при определенной частоте  $f_m$ . Кроме того, уменьшение параметра  $T_1$  (при фиксированном  $T_2$ ) и уменьшение параметра  $T_2$  (при фиксированном  $T_1$ ) сопровождается увеличением частоты  $f_m$ .

Рассмотрим далее фильтрационную модель с тремя временами релаксации  $T$ ,  $T_1$  и  $T_2$  реологической системы в виде [94]

$$-\frac{k}{\mu} \left( \frac{\partial p}{\partial x} + T \frac{\partial^2 p}{\partial x \partial t} \right) = u + T_1 \frac{\partial u}{\partial t}; \quad -\beta \left( \frac{\partial p}{\partial t} + T_2 \frac{\partial^2 p}{\partial t^2} \right) = \frac{\partial u}{\partial x}. \quad (3.108)$$

Выражение для определения коэффициента затухания в этом случае имеет вид

$$\varphi = \frac{\omega \left[ 1 - \omega^2 (T_1 T_2 - T T_1 - T T_2) \right]}{2\alpha\kappa(1 + \omega^2 T^2)}. \quad (3.109)$$

Из выражения (3.109) видно, что коэффициент затухания  $\varphi$  равен нулю при значениях  $\omega_1 = 0$  и

$$\omega_2 = 1 / \left[ (T_1 T_2 - T T_1 - T T_2) \right]^{1/2}. \quad (3.110)$$

Функция  $\varphi$ , описываемая зависимостью (3.109), имеет максимальное значение в точке

$$\omega_m = [1/3(T_1 T_2 - T T_1 - T T_2)]^{1/2}. \quad (3.111)$$

Значение  $\omega_m$  определяется из условия равенства нулю первой производной числителя выражения (3.109) по  $\omega$ .

Согласно выражению (3.109) в табл. 3.9 приведены результаты расчетов частоты  $f_m = \omega_m / (2\pi)$ , при которой коэффициент затухания  $\varphi$  достигает максимального значения [99].

**Таблица 3.9. Параметры релаксации вязкоупругой системы**

Параметры релаксации вязкоупругой системы	Частота $f_m$ , Гц
$T_1 = 1$ с; $T_2 = 5$ с; $T = 0,1$ с	$3,8 \cdot 10^{-2}$
$T_1 = 0,1$ с; $T_2 = 0,5$ с; $T = 0,001$ с	0,4
$T_1 = 0,01$ с; $T_2 = 0,5$ с; $T = 0,001$ с	1,37
$T_1 = 0,01$ с; $T_2 = 0,05$ с; $T = 0,001$ с	4,4
$T_1 = T_2 = 0,05$ с; $T = 0,001$ с	1,87
$T_1 = 0,001$ с; $T_2 = 0,05$ с; $T = 0,0001$ с	13,7
$T_1 = 0,01$ с; $T_2 = 0,005$ с; $T = 0,001$ с	15,54
$T_1 = 1 \cdot 10^{-4}$ с; $T_2 = 0,05$ с; $T = 0,00008$ с	92,3

Отметим, что в соответствии с выражением (3.109), необходимо соблюдать условие  $T_1 T_2 > T (T_1 + T_2)$ , или условие  $T_1 T_2 / (T_1 + T_2) > T$ .

Таким образом, коэффициент затухания вязкоупругой системы достигает максимального значения при импульсном воздействии с определенной частотой, зависящей от параметров вязкоупругой системы. При этом происходит наибольшее рассеивание энергии импульсного воздействия, сопровождающееся наиболее интенсивным разрушением структуры вязкоупругой системы и снижением вязкости нефти, что способствует улучшению притока нефти к забою скважины и увеличению ее дебита.

## Раздел 4

### ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЖЕНИЯХ

#### 4.1. Разуплотняемость и прочность горных пород при динамических нагрузениях

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

В работе [37] установлено, что развитие деформационных процессов в горных породах зависит как от их исходного физического состояния, так и в значительной мере от вида нагружения, характеризуемого параметром  $\zeta = \sigma_3 / \sigma_1$ , где  $\sigma_3$  и  $\sigma_1$  – наименьшее и наибольшее главные напряжения.

В Институте геофизики НАН Украины под руководством докт.техн.наук А.В. Михалюка разработан экспериментальный комплекс для изучения поведения горных пород при динамическом нагружении. Методика проведения экспериментов, описание испытательной камеры и экспериментального комплекса подробно изложены в [37]. Экспериментальный комплекс обеспечивает создание в испытываемом образце породы сложного динамического напряженно-деформированного состояния с импульсным характером изменения всех компонент тензоров напряжений и деформаций. Комплекс позволяет в широких пределах изменять вид напряженного состояния образца при сжатии – от одноосного до всестороннего равномерного, что обеспечивается соотношением размеров рабочего пространства испытательной камеры и образца, наличием и отсутствием в камере жидкости, создающей давление на образец. Динамическое нагружение создается ударом свободно падающего груза в вертикальном копре 100-FU-122.

Непостоянство свойств образцов горных пород, условий выполнения экспериментов, расшифровки осциллографических записей, случайные погрешности в работе контрольно-измерительной аппаратуры [100] оценивают с применением методов математической статистики [101, 102]. При этом случайная ошибка измеряемой величины не превышает  $\pm 5\%$  при выполнении трех экспериментов при одних и тех же параметрах динамического нагружения. Суммарная максимальная ошибка определения параметров напряженно-деформированного состояния образца не превышает  $\pm 5,1-10,8\%$  [37].

Минимум искажающего влияния трения по торцам и продольного изгиба образца при его нагружении обеспечивается отношением высоты

испытываемых образцов к их диаметрам, изменяющимся в границах 1,8–2,5. С учетом этого и объема испытательной камеры размеры испытываемых образцов следующие

$$h_0 \leq (7,0 - 7,5) \cdot 10^{-2} \text{ м}; \quad d_0 \leq 5 \cdot 10^{-2} \text{ м}.$$

В работе [103] отмечено, что образцы таких размеров для большинства горных пород могут рассматриваться как элементарные объемы породы.

При экспериментальном изучении деформирования образцов горных пород при динамическом нагружении основное внимание уделяется поведению пород в области давлений, сравнимых с прочностью пород, поскольку пространственная область более высоких давлений от взрыва заряда невелика по сравнению с общей зоной действия взрыва и достаточно изучена [32,33,104].

Изучение процессов деформирования в горных породах осуществлялось путем анализа диаграмм динамического деформирования горных пород, построенных на основании данных обработки осциллограмм экспериментов о временном изменении напряжений и деформаций в исследуемых образцах горных пород.

Результаты экспериментальных исследований песчаника, как наиболее характерной породы-коллектора нефти и газа, и каменной соли, в залежах которой сооружают подземные емкости для хранения углеводородов, приведены в работах [37, 77, 105]. Некоторые из результатов приведены ниже.

Физико-механические свойства песчаника и каменной соли приведены в табл.4.1.

**Таблица 4.1. Физико-механические свойства горных пород**

Порода	$\rho (\times 10^3),$ кг/м <sup>3</sup>	$n, \%$	$v_p (\times 10^3),$ м/с	$\nu$	$\sigma_0 (\times 10^5),$ Па	$E (\times 10^{10}),$ Па
Песчаник	2,26–2,54	9,0-24,0	2,38-2,61	0,18-0,25	20-545	1,24-1,65
Каменная соль	2,10-2,20	–	2,34-2,95	0,22-0,30	160-210	1,15-1,91

Разуплотнение пород при неравномерном динамическом нагружении, обусловленное зарождением и развитием новых трещин и увеличением объема микротрещиноватости, сказывается на упругих и прочностных характеристиках песчаника.

На рис. 4.1 показано влияние вида напряженного состояния на предел упругости песчаника. Из рис. 4.1 следует, что предел упругости с

уменьшением показателя неравномерности нагружения  $\zeta$  от 0,2 до 0,05 уменьшается в 2,8 раза.

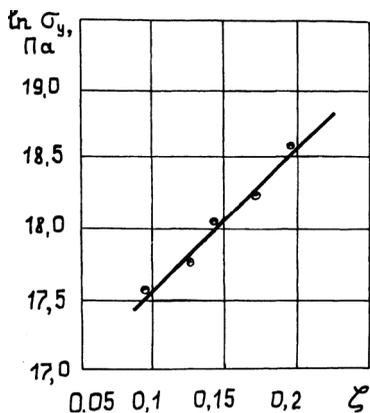


Рис. 4.1. Влияние неравномерного нагружения на предел упругости песчаника

Влияние неравномерного нагружения на величину сцепления горных породах представлено на рис. 4.2.

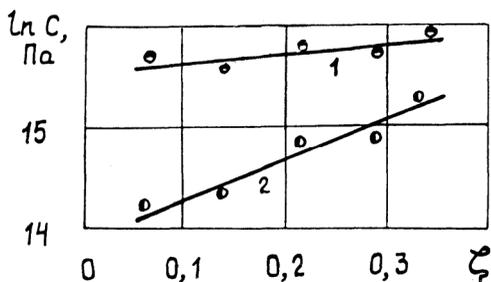


Рис. 4.2. Влияние неравномерного нагружения на величину сцепления в породах: 1 – песчаник; 2 – каменная соль

Анализируя графики рис. 4.2, приходим к выводу о заметном влиянии неравномерного нагружения на величину сцепления. Так в песчанике при изменении  $\zeta$  от 0,35 до 0,05 величина сцепления уменьшается в 1,22 раза, для каменной соли в 2,9 раза.

На рис.4.3 приведены зависимости модуля Юнга пород от числа неравномерных динамических нагружений. Как видно, с увеличением количества нагружений модуль Юнга заметно уменьшается (в 4,2 раза в каменной соли при трехкратном воздействии).

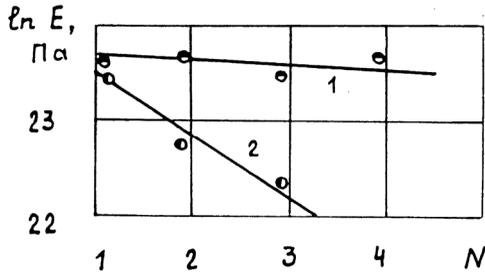


Рис. 4.3. Влияние количества последовательных динамических нагружений на модуль Юнга:  
1 – песчаник; 2 – каменная соль

Довольно сильно количество неравномерных динамических нагружений влияет на величину сцепления пород. Результаты экспериментов представлены на рис. 4.4. Графики указывают на уменьшение величины сцепления с увеличением числа нагружений (в 2,5 раза в песчанике при четырехкратном нагружении). В каменной соли снижение величины сцепления при последовательном нагружении еще более заметно (если при первом нагружении значение сцепления составляет  $32,6 \cdot 10^5$  Па, при втором –  $10,9 \cdot 10^5$  Па, то при трехкратном нагружении величина сцепления не превышает значения  $4,0 \cdot 10^5$  Па). Это свидетельствует о целесообразности многократного неравномерного нагружения для снижения прочностных свойств каменной соли, что отмечается также в работе [106].

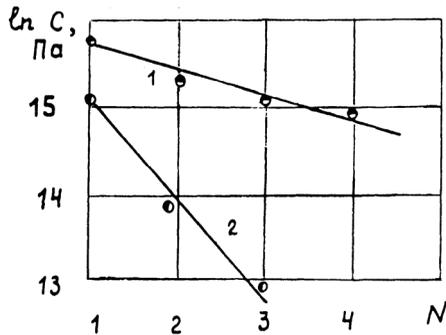


Рис. 4.4. Изменение величины сцепления пород от количества последовательных динамических нагружений:  
1 – песчаник; 2 – каменная соль

Из рис. 4.1– 4.4 видно, что упругие (предел упругости), прочностные (сцепление) и деформационные (модуль Юнга) характеристики горных пород существенно зависят как от вида, так и от количества неравномерных нагружений, что имеет большое значение для повышения эффективности взрывного воздействия на горный массив.

Объемное деформирование образцов каменной соли при различных значениях неравномерности динамического нагружения представлено на рис. 4.5. Установлено, что неравномерное нагружение соли с показателем  $\zeta = 0,3$  сопровождается уплотнением ее структуры. С увеличением неравномерности нагружения, уже при  $\zeta = 0,26$ , наблюдается устойчивый деформационный процесс разуплотнения структуры каменной соли, выражающийся в увеличении объемной деформации образцов (к примеру у песчаников устойчивое разуплотнение их структуры наблюдается при  $\zeta = 0,12$ ) [37].

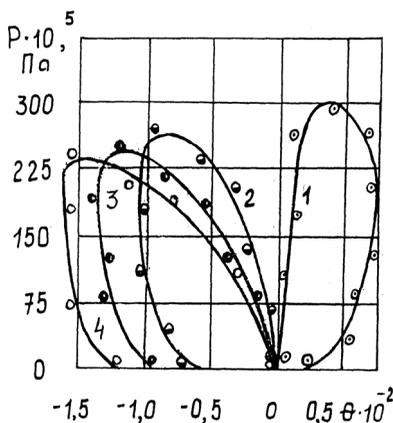


Рис. 4.5. Диаграммы объемного деформирования каменной соли:  
1–4 –  $\zeta = 0,3; 0,26; 0,18; 0,1$ , соответственно

Следовательно, изменяя неравномерность напряженного состояния пород, можно достигать изменения их деформационных и прочностных характеристик. Это дает возможность эффективно управлять взрывом в технологических процессах интенсификации притока скважин различного целевого назначения и строительства подземных емкостей в каменных солях.

При проведении натурных исследований изучалась эффективность растворения солей при неравномерном взрывном нагружении соляного массива путем измерения концентрации  $C$  выдаваемого на поверхность

рассола при сооружении подземного хранилища в каменной соли (рис. 4.6).

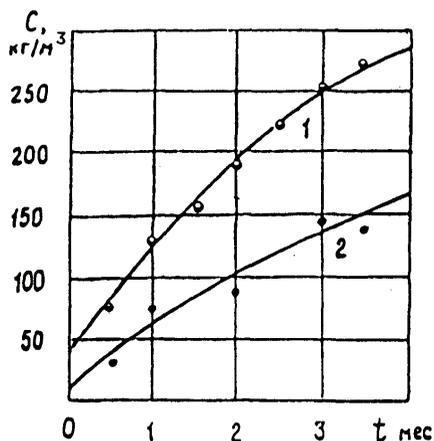


Рис. 4.6. Влияние неравномерности нагружения на концентрацию выдаваемого на поверхность рассола:  
1 –  $\zeta = 0,23$ ; 2 – регламентный режим

Из рис. 4.6 видно, что создание неравномерности нагружения соляного массива сопровождается повышением концентрации выдаваемого рассола, при этом она увеличивается на протяжении всего отрезка измерений. Так при  $\zeta = 0,23$  к исходу второго месяца размыва  $C = 180 \text{ кг/м}^3$ , к исходу 3,5 месяцев –  $C = 227 \text{ кг/м}^3$ , в то время как при регламентном размыве значения концентрации составляют  $87 \text{ кг/м}^3$  и  $137 \text{ кг/м}^3$ , соответственно.

## 4.2. Экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния нерастворимых пластов под действием внешних нагрузок<sup>1</sup>

### 4.2.1. Испытательный стенд по моделированию напряженно-деформированного состояния моделей нерастворимых пластов

Для решения задач моделирования напряженно-деформированного состояния и разрушения моделей нерастворимых пластов в Институте геофизики НАН Украины разработан стенд,

<sup>1</sup> Подраздел написан совместно с А.Ю. Кондратенко

включающий испытательную камеру, систему контрольно-измерительной и регистрирующей аппаратуры, набор средств градуировки и гидронасос.

Общий вид стенда приведен на рис. 4.7.

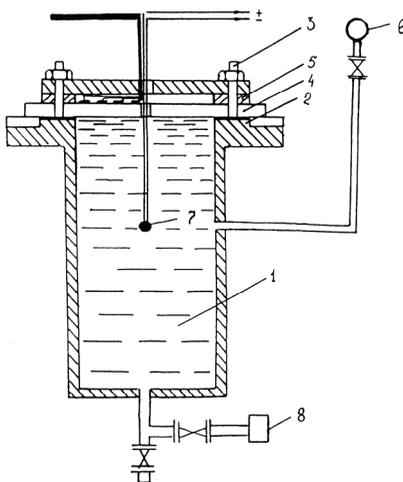


Рис. 4.7. Общий вид стенда для исследования напряженно-деформированного состояния и разрушения моделей нерастворимых пластов:

1 – жидкость; 2 – нижний фланец; 3 – шпилька; 4 – модель пласта;  
5 – верхний фланец; 6 – манометр; 7 – заряд ВВ; 8 – гидронасос

Испытательная камера представляет собой полый разборный цилиндрический резервуар со стенками толщиной 0,035 м, радиусом 0,2 м и длиной 0,7 м. В верхней торцевой части камеры с помощью шпильчных соединений производится жесткое защемление моделей пластов.

Для наполнения камеры жидкостью и проведения исследований по статическому нагружению моделей пластов используется гидронасос.

Стенд позволяет производить также исследования напряженно-деформированного состояния моделей пластов при взрывном нагружении путем взрыва заряда ВВ в жидкости внутри камеры под нижней поверхностью модели пласта. Для обеспечения квазистатичности нагружения на модель следует применять ВВ с пониженными детонационными характеристиками, постоянная спада давления которых во взрывном импульсе, не превышает значения  $2,5 \cdot 10^{-4}$  с.

На стенде возможно моделирование различной мощности пластов с разными физико-механическими свойствами.

В качестве регистрирующей аппаратуры в стенде используется электромеханический светолучевой осциллограф Н-115. Для

преобразования механических величин в электрические применяются тензопреобразователи типа КФ-5. Градуировка преобразователей осуществляется двояко: электрическим способом и по испытаниям в стандартных условиях с использованием индикаторов часового типа.

#### **4.2.2. Методика экспериментальных исследований напряженно-деформированного состояния моделей пластов**

Методика предназначена для измерения напряженно-деформированного состояния моделей пластов под действием статических и квазистатических внешних нагрузок.

Метод измерений основан на регистрации величины деформации пласта под влиянием приложенного давления, вызывающей изменение электрического сопротивления тензодатчиков.

Перед проведением измерительных работ производится электрическая градуировка измерительных каналов. Параллельно к тензорезистору подключается шунтирующее сопротивление. Изменение сопротивления цепи  $\Delta R$  при этом составляет

$$\Delta R = \frac{R_{ш}(R_{ш} - 2R_{m.д})}{R_{ш} - R_{m.д}},$$

где  $R_{ш}$  и  $R_{m.д}$  – сопротивление шунта и тензодатчика, соответственно.

Известно [107], что чувствительность тензодатчика  $k$  равна

$$k = \varepsilon_R / \varepsilon_l, \quad (4.1)$$

где  $\varepsilon_R = \Delta R / R$  – относительное изменение сопротивления проводника;  $\varepsilon_l = \Delta l / l$  – относительное изменение длины проводника.

Следовательно

$$\varepsilon_l = \varepsilon_R / k, \quad (4.2)$$

и определив  $\varepsilon_R$ , при известном  $k$ , находим деформацию датчика.

Подключение в цепь параллельно к тензодатчику шунта вызывает смещение светового луча гальванометра. Следовательно, изменению общего сопротивления цепи соответствует некоторое отклонение луча гальванометра и представляется возможным установить соответствие между возникающей деформацией датчика и отклонением светового луча, т.е. произвести градуировку измерительного канала. Электрическая градуировка контролируется непосредственным изменением деформаций с помощью индикаторов часового типа.

Деформация  $\varepsilon$  определяется по формуле

$$\varepsilon = SA, \quad (4.3)$$

где  $S$  – чувствительность конкретного измерительного канала;  $A$  – амплитуда отклонения светового луча на осциллограмме.

Погрешность измерений при проведении экспериментов не превышает 12,5%.

Наименьшее число параллельных экспериментов  $N$  для получения надежных результатов требуемой точности определяется по формуле [102]

$$N = \alpha_{cm}^2 \frac{K_{вар}^2}{K_{доп}^2},$$

где  $\alpha_{cm}$  – коэффициент Стьюдента;  $K_{вар}$  – коэффициент вариации;  $K_{доп}$  – допустимая ошибка.

Для исследовательских работ, связанных с изучением напряженно-деформированного состояния массива, рекомендуется принимать показатель надежности равным 0,9,  $K_{доп} = 5-10\%$ .

Большинство расчетов, которые принято считать как точные, относятся к первому классу точности, где  $K_{вар} = 5-10\%$ . При этом минимальное количество экспериментов

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

принимается равным пяти.

#### ***4.2.3. Экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния моделей пластов***

Перед проведением экспериментов нижнюю часть камеры стенда заполняли водой. Затем укладывали модель пласта и жестко заземляли по контуру с помощью шпилечных соединений.

Регистрирующие датчики тензоэлементы КФ5 располагали на свободной (не контактирующей с жидкостью) поверхности пласта.

Характеристики используемого оборудования: диапазон измерения деформаций тензодатчиками от минус 3000 млн<sup>-1</sup> до плюс 3000 млн<sup>-1</sup>, предельная частота тензодатчиков  $8 \cdot 10^4$  Гц; диапазон изменения коэффициента усиления 2-20; диапазон входных напряжений 0-40 мВ при крутизне усиления  $(2,5 \pm 0,8)$  мА/мВ и диапазоне регистрирующих частот  $0-10^5$  Гц; диапазон регистрирующих частот осциллографом – до  $1,5 \cdot 10^4$  Гц при предельной скорости записи 10 м/с.

Эксперименты по измерению напряженно-деформированного состояния пластов проводились на моделях из сплава АМГ-6 и стали Ст 3 [108]. При этом для модели из сплава АМГ-6: мощность  $h = 0,025$  м; радиус  $R = 0,25$  м; модуль Юнга  $E = 0,7 \cdot 10^{11}$  Па; коэффициент Пуассона  $\nu = 0,32$ ; для модели из стали Ст 3:  $h = 0,013$  м;  $R = 0,25$  м;  $E = 2,1 \cdot 10^{11}$  Па;  $\nu = 0,28$ .

В экспериментах применялись два вида нагружения на модель пласта: статическое и квазистатическое. Статическое нагружение создавалось насосом, подающим жидкость внутрь камеры и контролировалось манометром. Квазистатическое нагружение обеспечивалось взрывом в камере с жидкостью зарядов дымного (черного) пороха массой  $3 \cdot 10^3 - 9 \cdot 10^3$  кг на расстоянии  $A = 0,5$  м по вертикали от нижней поверхности пласта. При этом время действия квазистатического давления на модель пласта составляло  $(1,3-1,43) \cdot 10^{-1}$  с. Инициирование зарядов – электрическое.

Определив чувствительность каждого измерительного канала, и измерив амплитудное значение отклонения на осциллограмме эксперимента, согласно формулы (4.3) рассчитывали деформации  $\varepsilon_r$  и  $\varepsilon_\theta$  измерительного элемента и по известным соотношениям [109]

$$\sigma_r = \frac{E}{1-\nu^2} (\varepsilon_r + \nu \varepsilon_\theta);$$

$$\sigma_\theta = \frac{E}{1-\nu^2} (\varepsilon_\theta + \nu \varepsilon_r),$$

(где  $E$  и  $\nu$  – модуль Юнга и коэффициент Пуассона материала модели пласта) определяли напряжения  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  на свободной поверхности пласта.

Результаты экспериментов по нагружению моделей пластов представлены на рис. 4.8–4.11, где  $\bar{r} = r/R$ . Каждая экспериментальная точка представляет собой среднее арифметическое пяти измерений при одних и тех же условиях. Для сопоставления приведены теоретические кривые, полученные с помощью формул, приведенных в разделе 2.

Анализ рис. 4.8 и 4.9 показывает, что при увеличении нагрузки на пласт  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  возрастают, при этом характер исследуемых напряжений изменяется вдоль радиуса пласта. На свободной поверхности пласта максимальные растягивающие напряжения возникают в центре пласта. С расстоянием от центра эти напряжения уменьшаются, так, что вблизи точек защемления становятся сжимающими. На нижней поверхности

пласта напряжения равны по абсолютной величине, но противоположны по знаку.

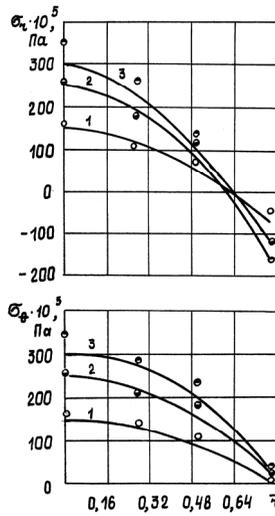


Рис. 4.8. Изменение напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  вдоль радиуса пласта из сплава АМГ-6:

$$1-3 - P = 3 \cdot 10^5; 5 \cdot 10^5; 6 \cdot 10^5 \text{ Па}$$

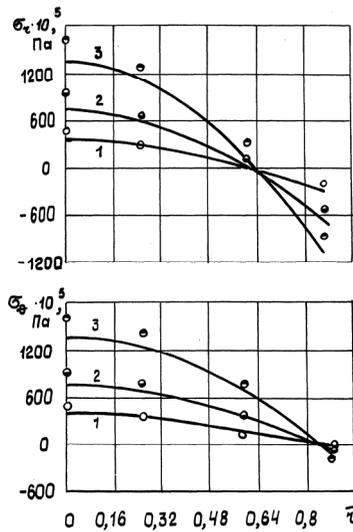


Рис. 4.9. Изменение напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  вдоль радиуса пласта из стали Ст 3:

$$1-3 - P = 3 \cdot 10^5; 5 \cdot 10^5; 6 \cdot 10^5 \text{ Па}$$

Аналогичный вид имеют кривые распределения напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  вдоль радиуса пласта при взрыве порохового заряда массой  $9 \cdot 10^{-3}$  кг (рис. 4.10). Учитывая то, что прочность горных пород на растяжение значительно (на порядок и более) меньше, чем на сжатие [110], критическими точками, где возникают предельные нагрузки на пласт, будут точки контура защемления нижней поверхности пласта. Это следует также из теоретических расчетов, при этом разброс теоретических и экспериментальных значений не превосходит 15-20% .

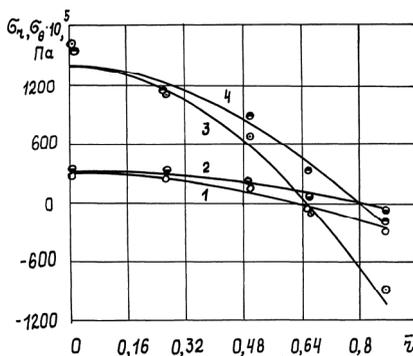


Рис. 4.10. Изменение напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  вдоль радиуса пласта при взрыве порохового заряда массой  $9 \cdot 10^{-3}$  кг: пласт из сплава АМГ-6 : 1 –  $\sigma_r$ ; 2 –  $\sigma_\theta$ ; пласт из стали Ст 3 : 3 –  $\sigma_r$ ; 4 –  $\sigma_\theta$ .

#### 4.2.4. Исследование взрывного разрушения моделей нерастворимых пластов

Эксперименты по взрывному разрушению моделей пластов проведены в лабораторных условиях на испытательном стенде, описанном выше. В качестве моделей пластов применялись гипсоцементные плиты. До выполнения экспериментов нижняя поверхность модели пласта покрывалась тонким слоем нитролака для предотвращения изменения прочностных свойств материала модели при ее контакте с жидкостью в испытательном стенде. В центре пласта сверлилось отверстие для электропроводов системы инициирования заряда ВВ. Кроме того, для фиксации момента разрушения на верхней поверхности модели наклеивались две сигнальные линии в виде концентрических окружностей из металлической фольги. Одна из линий располагалась вблизи контура защемления, другая – в окрестности центра пласта.

Нагружение на модель пласта создавалось взрывом заряда дымного (черного) пороха, что обеспечивало квазистатическое нагружение на гипсоцементные модели.

Порядок проведения экспериментальных работ принимался таким. После жесткого заземления модели пласта по его контуру производилось заполнение рабочей камеры водой до появления воды в центральном отверстии пласта. Токопроводящие линии сопрягались с осциллографом. В отверстие модели на расстояние  $A = 0,5$  м от нижней поверхности пласта опускался по вертикали заряд. Осуществлялось электрическое инициирование заряда и производился взрыв. Оценка результатов взрыва выполнялась по фиксации разрыва токопроводящих линий и визуально по наличию трещин, образовавшихся на поверхности модели в результате взрывного воздействия [111].

Эксперименты по взрывному разрушению пластов производились на моделях толщиной  $h = 0,02-0,04$  м и размером в плане  $0,5 \times 0,5$  м. Плиты изготовлялись из гипсоцементной смеси (гипс строительный – 96%, цемент – 4%). Свойства материала модельных плит: плотность  $\rho = 1520-1560$  кг/м<sup>3</sup>; скорость продольной волны  $v_p = 3091-3155$  м/с; модуль Юнга  $E = (12-14) \cdot 10^9$  Па; коэффициент Пуассона  $\nu = 0,29-0,33$ ; предел прочности на растяжение  $\sigma_p = 80 \cdot 10^5$  Па.

Масса взрываемых зарядов составляла  $0,5 \cdot 10^{-3} - 0,9 \cdot 10^{-3}$  кг. В результате экспериментов установлено следующее. Для плиты толщиной 0,04 м взрыв заряда массой  $8 \cdot 10^{-3}$  кг оказался недостаточным для ее видимого разрушения. Для плиты толщиной 0,024 м заряды массой  $3 \cdot 10^{-3} - 5 \cdot 10^{-3}$  кг также недостаточны для ее разрушения, на поверхности плиты не обнаружено видимых трещин. Заряд массой  $9 \cdot 10^{-3}$  кг оказался минимально предельным для плиты толщиной 0,024 м, плита в результате взрыва оказалась покрытой трещинами, причем первым зафиксировано разрушение токопроводящих линий у контура заземления модели (через  $3,5 \cdot 10^{-3}$  с от начала взрыва). Визуальный осмотр модели после взрыва показал, что наиболее проявились трещины по контуру заземления пласта (рис. 4.11), что свидетельствует о действовавших здесь наибольших напряжениях.

Теоретический расчет радиуса заряда, обеспечивающего разрушение пласта со свойствами материала гипсоцементных плит, используемых в эксперименте, дает значение  $r_3 = 0,013$  м, что при насыпной плотности черного пороха  $\rho_{\text{вв}} = 1000$  кг/м<sup>3</sup> соответствует массе заряда  $m = 9,9 \cdot 10^{-3}$  кг. При этом в формуле (2.80) принято  $K = 94,3 \cdot 10^5$  Па;  $\mu = 1,13$ .

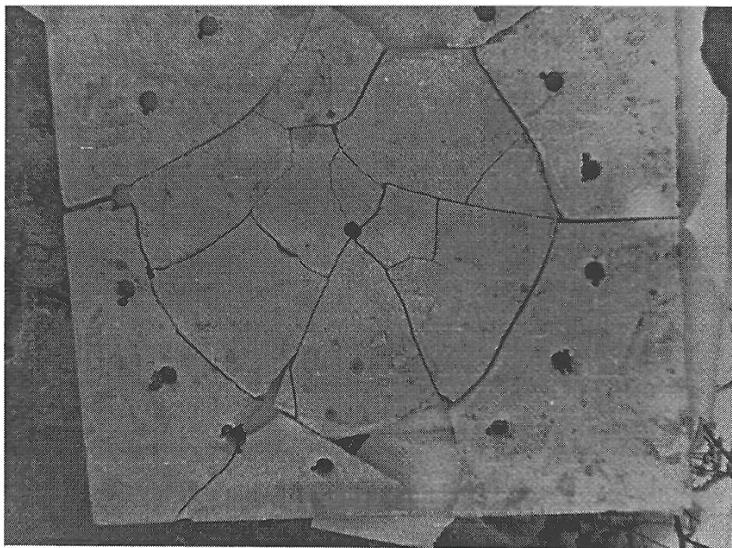


Рис. 4.11. Разрушение гипсоцементной модели пласта толщиной  $2,4 \cdot 10^{-2}$  м под действием взрыва заряда черного пороха массой  $9 \cdot 10^{-3}$  кг

Сравнение теоретических и экспериментальных исследований по разрушению моделей нерастворимых пластов зарядами квазистатического действия показывает совпадение по месту действия максимальных напряжений. В количественном отношении расчетная масса заряда отличается от фактически предельной не более, чем на 10%. Это свидетельствует о достаточной надежности применяемого способа разрушения нерастворимых пластов и разработанного теоретического метода расчета параметров взрывного нагружения. Вышесказанное может быть использовано как физическая основа для разработки эффективной технологии разрушения нерастворимых пластов при сооружении подземных емкостей в каменных солях в сложных горно-геологических условиях.

## Раздел 5

# РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ДОБЫЧЕ ПРИРОДНЫХ УГЛЕВОДОРОДОВ И СООРУЖЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ В КАМЕННЫХ СОЛЯХ МЕТОДОМ РАЗМЫВА

### 5.1. Конструкция заряда для разуплотнения и разупрочнения горных пород

В работе [37] отмечено, что изменением вида неравномерного динамического нагружения можно достигать требуемых величин деформаций уплотнения и разуплотнения горных пород. Для повышения разуплотняющего и разупрочняющего действия взрыва в горных массивах необходимо параметры нагружения выбирать таким образом, чтобы увеличить продолжительность напряженного состояния высокой неравномерности.

Управлять видом напряженного состояния в горной породе при взрыве можно путем взаимодействия взрывных волн от действия нескольких зарядов, взрываемых с замедлением.

На рис. 5.1 представлена типичная картина изменения напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_3$  в горной породе при взрыве одиночного заряда.

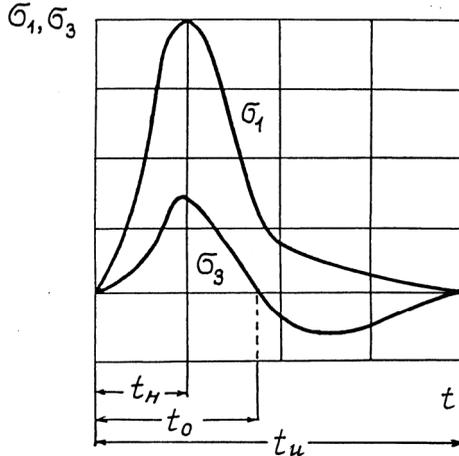


Рис. 5.1. Общий вид изменения во времени главных напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_3$  при взрыве одиночного заряда ВВ в горной породе:

$t_n$  — время нарастания  $\sigma_1(t)$  до максимального значения;

$t_0$  — время существования положительной фазы  $\sigma_3(t)$ ;

$t_u$  — длительность действия импульса взрыва

Количественные значения амплитуд и изменение их во времени различны для разных пород, однако, качественная картина одна и та же. В условиях скважин требуемую неравномерность напряженного состояния массива можно достигнуть в результате взаимодействия волновых процессов при взрыве двух или нескольких зарядов, расположенных в одной скважине.

Анализ изменения показателя  $\zeta$  неравномерности нагружения среды при взрыве двух зарядов при разных величинах замедления взрывания  $\Delta t$  между зарядами показывает, что наиболее предпочтительными с позиций создания в массиве длительного состояния высокой неравномерности являются варианты, при которых  $\Delta t = t_H$  и  $\Delta t = t_0$  [77].

Реализацию взаимодействия взрывных волн при взрыве двух зарядов предлагается осуществлять применением конструкции торпеды, приведенной на рис. 5.2 [112].

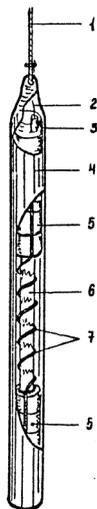


Рис. 5.2. Схема конструкции торпеды:  
1 – электрофизический кабель; 2 – электропровод; 3 – инициирующее устройство;  
4 – корпус; 5 – заряд ВВ; 6 – стержень; 7 – детонирующий шнур

Суммарный заряд торпеды состоит из двух (или более) частей заряда, взрыв которых с замедлением обеспечивает возможность создания в массиве неравномерного динамического нагружения. Необходимое время замедления частей заряда в торпедо реализуется спецустройством, или отрезком детонирующего шнура. Заряд помещается в специальную оболочку – корпус торпеды, предупреждающий разрушение торпеды при опускании ее в расчетный интервал обработки.

Межрядный промежуток служит для размещения отрезка ДШ и конструктивно представляет собой цилиндр, в котором помещен стержень (например, деревянный), на поверхности которого навит детонирующий шнур длиной  $l_{\text{ш}}$ . Шаг витков  $h_{\text{в}}$  определяется из условия предотвращения прямой передачи детонации по скважинной жидкости. Для этого необходимо, чтобы время прохождения ударной волны в жидкости на расстояние  $h_{\text{в}}$  со скоростью  $v_y$  (близкой к 5000 м/с) превышало время прохождения детонационной волны по витку ДШ длиной  $l_{\text{в}}$  (со скоростью детонации равной 6500 м/с).

Следовательно

$$l_{\text{в}} < h_{\text{в}} \frac{D}{v_y}. \quad (5.1)$$

Для цилиндрической винтовой линии, описывающий виток спирали

$$\sin \alpha = \frac{\pi h_{\text{в}}}{2 l_{\text{в}}}; \quad \operatorname{tg} \alpha = \frac{h_{\text{в}}}{d_{\text{с}}}, \quad (5.2)$$

где  $\alpha$  – угол витка спирали;  $d_{\text{с}}$  – диаметр цилиндрической поверхности стержня для намотки ДШ.

Из (5.2) следует

$$h_{\text{в}} > d_{\text{с}} \operatorname{tg} \arcsin \left( \frac{\pi v_y}{2 D} \right).$$

С учетом диаметра детонирующего шнура  $d_{\text{ш}}$  минимальная величина шага витков равна

$$h_{\text{в}} = (d_{\text{с}} + 2d_{\text{ш}}) \operatorname{tg} \arcsin \left( \frac{\pi v_y}{2 D} \right).$$

Количество витков  $N_{\text{в}}$  отрезка  $l_{\text{ш}}$  определяется согласно выражению

$$N_{\text{в}} = l_{\text{ш}} / l_{\text{в}}.$$

Длина межрядного промежутка  $L$  равна

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

Взрывание торпеды осуществляется электрическим способом.

Количество торпед  $N$  определяется мощностью (высотой) зоны обработки  $h_{3,0}$  и радиусом действия одной торпеды  $R_m$

$$N = \frac{h_{3.0}}{2R_m}.$$

В заданный интервал обработки торпеда опускается на геофизическом кабеле с помощью спускоподъемных механизмов.

## 5.2. Постоянная времени спада давления при разрушении нерастворимых пластов

В разделах 2 и 4 установлено, что нерастворимые пласты, защемленные по контуру обнажения, находясь в квазистатическом напряженном состоянии, могут разрушаться при достижении в опасных областях критических напряжений. Это может быть осуществлено с помощью взрыва зарядов ВВ в жидкости, находящейся в камере размыва (рис. 2.10, б).

Как известно, длительность импульса и максимальное давление во взрывной волне различны с изменением свойств ВВ.

Взрывчатые вещества с более высокой скоростью детонации имеют более высокое максимальное давление и меньшую длительность положительной фазы взрывного импульса, чем ВВ с пониженной скоростью детонации, способствующей созданию при взрыве нагрузки квазистатического типа [88,113,114].

Изменение давления во взрывной волне характеризуется постоянной времени  $\theta$  спада давления.

Определим значение  $\theta$ , необходимое для создания квазистатического нагружения на пласт.

Давление  $P_m$  на фронте ударной волны при взрыве заряда ВВ в жидкости определяется выражением [115]

$$P_m = \frac{k}{\bar{r}^\mu} \text{ при } 12 < \bar{r} < 240, \quad (5.3)$$

где  $k$  и  $\mu$  – экспериментальные коэффициенты, характеризующие затухание взрывных волн в жидкости (при взрыве тротила в воде  $k = 14700$ ;  $\mu = 1,13$ );  $\bar{r} = r/r_3$ ,  $r$  – расстояние от заряда;  $r_3$  – радиус заряда.

Максимальное давление  $P_m$  на пласт, находящийся на расстоянии  $A$  по вертикали от центра заряда, составляет

$$P_m = k \left( \frac{A}{r_3} \right)^{-\mu}. \quad (5.4)$$

При небольшой глубине погружения заряда в воде (до 100 м) давление в окрестности фронта ударной волны описывается выражением [115]

$$P(t) = P_m \begin{cases} e^{-\frac{t}{\theta}}; & t < \theta \\ 0,368 \frac{\theta}{t}; & \theta < t < (5-10)\theta \end{cases} . \quad (5.5)$$

Положим, что при длительности действия импульса взрыва  $t_u$  амплитуда взрывной волны составляет  $k_1 P_m$  (где  $k_1$  – коэффициент, принимаемый, равным максимальной ошибке измерения параметров волны и составляет 0,05–0,1). Принимая также, что при квазистатическом нагружении  $t_u$  всегда больше  $\theta$ , из (5.5) получаем

$$k_1 P_m = 0,368 P_m \frac{\theta}{t_u}, \quad (5.6)$$

откуда определяем

$$\theta = \frac{k_1 t_u}{0,368} . \quad (5.7)$$

С другой стороны, из условия квазистатического нагружения на пласт мощности  $h$  следует

$$t_u = \frac{k_2 h}{v_g}, \quad (5.8)$$

где  $k_2$  – коэффициент квазистатического нагружения (равный не менее 10);  $v_g$  – скорость взрывной волны в жидкости.

С учетом (5.8), необходимое значение  $\theta$  для обеспечения квазистатического нагружения на пласт, составляет

$$\theta = \frac{k_1 k_2 h}{0,368 v_g} . \quad (5.9)$$

При размыве емкостей в солях для наиболее часто встречающихся пластов мощностью  $h = 1,5-3,5$  м значение  $\theta$ , обеспечивающее квазистатичность нагружения, находится в границах  $(1,4-3,2)10^{-3}$  с [116].

Если для обрушения пластов применяются ВВ с более высокими значениями постоянных времени спада давления, то необходимый для обрушения суммарный заряд разделяется на две (или более) частей и инициирование одной части заряда по отношению к другой происходит с замедлением, обеспечивающем более низкие значения  $\theta$  суммарного

импульса, по сравнению с одиночным взрывом той же массы. При этом целесообразно применение торпеды, конструкция которой представлена на рис. 5.2.

Возможно также применение других конструкций зарядов, способствующих увеличению длительности взрывного импульса (взрывчатые вещества с пониженными детонационными свойствами, заряды с воздушными оболочками и промежутками, комбинированные заряды и т.п.).

### **5.3. Порядок расчета параметров взрывных работ**

Исходными данными для расчета параметров взрывных работ являются:

- геологический разрез скважины;
- данные о физико-механических свойствах горных пород в зоне взрывной обработки;
- кавернограммы скважин;
- сведения о конструкции скважин: интервалы обсадки; группы прочности, диаметр и толщина стенок труб; толщина и прочностные свойства цементного камня, характеристика качества цементирования;
- интервал взрывной обработки горных пород;
- наличие специализированных геофизических организаций;
- обеспеченность взрывчатыми материалами, допущенными к применению при геофизических работах в глубоких скважинах;
- оснащенность спускоподъемным оборудованием и снаряжением [62].

При выполнении работ по сооружению подземных хранилищ в каменных солях необходимы данные об интервале заложения хранилищ и регламенте размыва; сведения о выполненных работах по размыву и объему сформированной каверны, а также данные о геометрических параметрах нерастворимых пластов, находящихся в области проектного контура сооружаемого хранилища.

#### ***5.3.1. Расчет параметров взрывных работ для разуплотнения массива в зоне взрывной обработки***

Разуплотнение горного массива в зоне взрывной обработки необходимо:

- для решения задачи улучшения фильтрационных характеристик пород-коллекторов нефти и газа в призабойной зоне продуктивных

пластов, которые значительно ухудшаются в процессе длительной работы скважин;

- для обеспечения повышения концентрации рассола в первоначальный период строительства подземных хранилищ в каменных солях методом размыва.

С учетом радиуса загрязнения призабойной зоны продуктивного пласта при проведении работ по повышению дебита добывающих скважин (или в соответствии с проектным контуром и регламентом работ при размыве емкости в каменных солях) назначается необходимая глубина взрывной обработки массива  $h_n$ , м.

На основании данных испытаний кернового материала горных пород (взятого из зоны, где будет производиться взрывная обработка массива) определяются оптимальные параметры динамического нагружения для разуплотнения структуры обрабатываемых взрывом пород:

- амплитудные характеристики импульсного воздействия;
- неравномерность напряженного состояния  $\zeta$ .

Амплитуда главного напряжения  $\sigma_1$ , генерируемого взрывными волнами в горных массивах, рассчитывается по формуле [117]

$$\sigma_1 = k \left( \frac{r}{r_3} \right)^{-\mu},$$

где  $k$  и  $\mu$  – экспериментальные коэффициенты;  $r$  – расстояние от очага взрыва;  $r_3$  – радиус сферического заряда, связанный с его массой  $Q$  соотношением

$$Q = \frac{4}{3} \pi r_3^3 \rho_{\text{ВВ}},$$

где  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность взрывчатого вещества.

Амплитуды главных напряжений  $\sigma_2$  и  $\sigma_3$  рассчитываются с применением методов механики сплошных сред.

Граница распространения трещин разрыва  $r_p$ , определяющих внешнюю границу макроразрушений в массиве, определяется по формуле [62]

$$r_p = r_3 \sqrt[3]{\frac{3P_0 - P_\Gamma + \sigma_p}{\sigma_p + P_\Gamma}},$$

где  $P_0$  – начальное давление продуктов детонации;  $P_r$  – вертикальная составляющая горного давления в зоне разрушения;  $\sigma_p$  – прочность горной породы обрабатываемого взрывом массива на растяжение.

Начальное давление продуктов детонации равно

$$P_0 = \frac{\rho_{\text{вв}} D^2}{8},$$

где  $D$  – скорость детонации взрывчатого вещества.

Размеры зоны разуплотнения породы в упругой области определяются согласно выражению

$$L = h_n - r_p = \frac{2}{3} v_p t_u,$$

где  $v_p$  – скорость продольных волн в обрабатываемом взрывом массиве.

Значение  $t_u$  определяется по формуле [77]

$$t_u = a \sqrt[3]{Q} + br,$$

где  $a$ ,  $b$  – экспериментальные коэффициенты.

Общая масса заряда в торпедо определяется по формуле [62]

$$Q = \left[ \frac{3(h_n - r_p) - 2v_p b h_n}{2a v_p} \right]^3.$$

Допустимая масса заряда с учетом сохранения устойчивости и герметичности обсадной колонны скважины определяется следующим образом [62].

По кавернограмме устанавливается фактический диаметр ствола скважины. Толщина цементного камня  $H_k$  по глубине скважины определяется из выражения

$$H_k = \frac{d_{\text{ск}} - d_m}{2},$$

где  $d_{\text{ск}}$  и  $d_m$  – диаметр скважины и внешний диаметр обсадной трубы.

Из рассчитанных величин  $H_k$  на разных глубинах выбирается одно или несколько сечений скважины, подлежащих проверке с учетом затухания взрывной волны по стволу скважины.

Полагая, что для зарядов, массы которых отличаются не более чем на порядок, соблюдается принцип геометрического подобия волновых процессов, принимаем, что в области значений  $120 < r/r_3 < \infty$  величина давления  $P$  в сечении скважины, расположенном на расстоянии  $r$  от очага взрыва определяется согласно формуле

$$P = P_0 (r/r_3)^{-\alpha},$$

где  $P_0 = 891 \cdot 10^5$  Па,  $\alpha = 0,13$  согласно данным [64].

Допустимое давление  $P_\partial$  обсадной трубы на цементный камень, с учетом недопустимости его растрескивания, определяется по формуле

$$P_\partial = \frac{k_\partial \sigma_p (r_{bk}^2 - r_{ak}^2) + 2P_\Gamma r_{bk}^2}{r_{ak}^2 + r_{bk}^2},$$

где  $\sigma_p$  – предел прочности цементного камня на растяжение ( $\sigma_p \approx 0,1\sigma_0$ );  $r_{bk}$ ,  $r_{ak}$  – наружный и внутренний радиусы цементного камня;  $k_\partial$  – коэффициент динамичности нагрузки,  $k_\partial = 2$ ;  $P_\Gamma$  – горизонтальная составляющая горного давления на глубине опасного сечения обсадной колонны скважины

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

где  $\nu$  – коэффициент Пуассона горных пород в опасном сечении колонны;  $H$  – расстояние от устья до опасного сечения;  $\gamma$  – средний удельный вес пород по разрезу скважины

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

где  $\gamma_i$  и  $m_i$  – удельный вес и мощность пластов пород, залегаемых выше глубины опасного сечения, соответственно.

Радиальное перемещение  $u$  внутренней поверхности цементного камня при давлении  $P_\partial$  трубы на цементный камень рассчитывается согласно [48]

$$u = \frac{1-\nu_k}{E_k} \frac{r_{ak}^2 P_a - r_{bk}^2 P_b}{r_{bk}^2 - r_{ak}^2} r_{ak} + \frac{1+\nu_k}{E_k} \frac{r_{ak} r_{bk}^2 (P_a - P_b)}{r_{bk}^2 - r_{ak}^2},$$

где  $P_a, P_b$  – внутреннее и внешнее давление на цементный камень (принимая  $P_a = P_\partial, P_b = P_\Gamma$ );  $\nu_k, E_k$  – коэффициент Пуассона и модуль Юнга цементного камня.

Предельное давление  $P_n$  в обсадной трубе рассчитывается с учетом условия равенства радиальных перемещений внутренней поверхности цементного камня и наружной стенки трубы и достижения при этом в цементном камне предельного значения напряжений. Таким образом,  $P_n$  определяется из выражения

$$u = \frac{1 - \nu_m}{E_m} \frac{r_{am}^2 P_n - r_{bm}^2 P_\partial}{r_{bm}^2 - r_{am}^2} r_{bm} + \frac{1 + \nu_m}{E_m} \frac{r_{am}^2 r_{bm} (P_n - P_\partial)}{r_{bm}^2 - r_{am}^2},$$

где  $r_{am}, r_{bm}$  – внутренний и наружный радиусы обсадной трубы;  $\nu_m, E_m$  – коэффициент Пуассона и модуль Юнга материала обсадной трубы [62].

Согласно справочным данным [118] определяем максимальное давление в трубе  $P_m$ , при котором она переходит в текучее состояние. Производим сравнение максимально допустимого давления в трубе  $P_m$  с предельным давлением  $P_n$  в трубе, обеспечивающим сохранность цементного камня.

В случае

$$P_m \geq P_n$$

выполняется условие сохранения целостности цементного камня.

Если

$$P_m < P_n,$$

то давление  $P_n$  ограничивается значением  $P_m$ .

Производится сравнение величины давления  $P$  во взрывной волне в опасном сечении обсадной колонны при взрыве заряда ВВ требуемой массы  $Q$  с величиной предельного давления  $P_n$  в трубе в этом сечении.

При

$$P < P_n$$

допустимая масса заряда принимается равной требуемой массе и взрыв производится без применения средств гашения взрывных волн.

Если

$$P > P_n,$$

производится выбор средств гашения взрывных волн, обеспечивающих снижение амплитуды взрывной волны в опасном сечении колонны до значения  $P$  равного или меньшего  $P_n$ . При этом допустимая масса заряда принимается равной требуемой массе  $Q$ , и взрыв производится с применением выбранных средств гашения взрывных волн [62].

### ***5.3.2. Управление разрушением нерастворимых пластов при строительстве подземных хранилищ в каменных пластах методом размыва***

Взрывная обработка нерастворимых пластов осуществляется:

- до начала основного технологического процесса размыва емкости предварительным разупрочнением породы пласта взрывом с целью последующего его самообрушения;
- при полном или частичном обнажении нерастворимого пласта в процессе размыва.

В первом случае на основании экспериментальных данных поведения образцов пород нерастворимых пластов при неравномерном динамическом нагружении определяют оптимальные амплитудные характеристики импульсного воздействия и показатель неравномерности нагружения  $\zeta$ .

Величина разрушающего напряжения  $\sigma_1$  для разупрочнения породы нерастворимого пласта, при котором происходит его разрушение при показателе неравномерности нагружения  $\zeta$ , определяют по формуле [77]

$$\sigma_1 = \frac{2C^0 \exp(\zeta B) \cos \varphi}{1 - \zeta - (1 + \zeta) \sin \varphi},$$

где  $C^0$  – сцепление в породе при испытаниях на одноосное сжатие;  $\varphi$  – коэффициент внутреннего трения;  $B$  – экспериментальный коэффициент.

Сравнивая  $\sigma_1$  со значением динамической прочности породы пласта на растяжение  $\sigma_{p.d}$ , устанавливают необходимое количество последовательных взрывных воздействий, при каждом из которых, происходит снижение значения  $\sigma_1$ . Снижение величины  $\sigma_1$  производится до тех пор, пока не будет выполнено условие  $\sigma_1 < \sigma_{p.d}$ , при достижении которого происходит самообрушение пласта в процессе размыва емкости.

Во втором случае предельную равномерно-распределенную нагрузку, необходимую для обрушения пласта, определяют согласно формуле (2.76), максимальную мощность пласта при его самообрушении согласно формуле (2.77).

В случае, когда равномерно-распределенная нагрузка обеспечивается путем подачи жидкости поверх пласта, необходимая высота столба жидкости для обрушения пласта определяется из выражения (2.79).

Для обрушения обнаженного нерастворимого пласта с помощью квазистатической нагрузки путем взрыва заряда ВВ в жидкости необходимая масса заряда определяется согласно формуле [111,112]

$$Q = \frac{4}{3} \pi \rho_{ВВ} \left\{ \frac{(2 - \mu) h^2 \sigma_{p.d}}{6k \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]} \right\}^{\frac{3}{\mu}},$$

где  $R$  – радиус обнажения пласта;  $A$  – расстояние по вертикали от подошвы пласта до заряда; коэффициенты  $a_1, a_2, a_3$  определяются по формуле (2.83), приведенных в разделе 2;  $k$  и  $\mu$  – коэффициенты затухания взрывных волн в жидкости.

### ***5.3.3. Средства защиты скважин от чрезмерных импульсных давлений***

Значительные нагрузки при взрыве могут привести к аварийному состоянию обсадных колон скважин и при давлениях больших, чем предельно допустимые, необходимо применение средств защиты скважин, снижающих максимальное давление во взрывной волне до безопасного значения. Основными требованиями к средствам защиты являются: эффективность гашения взрывных волн, безотказность и безаварийность в работе, простота изготовления и использования.

В настоящее время применяют ряд способов гашения взрывных волн. Один из них – установка над зарядом цементных мостов и взрывных пакеров, трудоемкий и занимает значительное время (несколько суток). Кроме того, после производства взрывных работ необходимо выполнение работ по разбуриванию мостов и пакеров, при этом довольно часто возникает загрязнение рабочего интервала.

До 50 раз способны снизить давление во взрывной волне локализаторы действия взрыва в виде съемных преград, действие которых обусловлено гашением ударных волн на пространстве с вакуумом и торможении гидротока при дросселировании жидкости через отверстия в корпусе локализатора. Однако, наличие жесткого корпуса у таких

локализаторов не исключает возможности заклинивания аппарата, а также удара по башмаку колонны.

Отмеченных недостатков лишены аппараты защиты с вакуумными баллонами. Конструктивно такие аппараты представляют собой песчано-цементные цилиндры, в которых размещены вакуумные баллоны. Наличие вакуумных баллонов способствует реализации двух механизмов гашения волн. Первый связан с уменьшением акустической жесткости среды и уменьшением энергии в проходящей по ней волне; второй основан на том, что под действием ударной волны при разрушении вакуумных баллонов происходит турбулизация потока и увеличение местного сопротивления гидротоку. Применение локализаторов с вакуумными баллонами дает снижение амплитуды давления до 10 раз. Следует отметить некоторую сложность изготовления таких локализаторов и технологии их установки, а также засорение скважины в процессе эксплуатации [119].

Наиболее просты в изготовлении и надежны в работе локализаторы действия взрыва, изготовленные из резиновых оболочек, заполненных песком. Как показали результаты экспериментальных исследований в натуральных условиях, такой локализатор, устанавливаемый на расстоянии 1,0-1,5 м над торпедой, способен снизить давление в ударной волне в 1,5-2,0 раза [119]. Достоинством такого локализатора является изготовление из недефицитных материалов и простота применения. Крепятся такие локализаторы к геофизическому кабелю в двух точках: верхняя – жесткое крепление, препятствующее скольжению оболочки; нижняя – полужесткое крепление.

При необходимости устанавливается несколько локализаторов, которые в совокупности снижают максимальное давление во взрывной волне до безопасного значения.

#### ***5.3.4. Технологические особенности выполнения взрывных работ***

Перед началом работ по торпедированию необходимо: извлечь из скважины внутрискважинное оборудование и (в некоторых случаях) технологические колонны; установить на скважине спускоподъемное оборудование с запасом кабеля, достаточным для выполнения работ на всех глубинах; оборудовать зарядную мастерскую и район работ средствами оповещения и сигнализации; производитель работ должен ознакомиться с «Паспортом взрывных работ на скважине»; выполнить работы по согласованию отметок кабеля спускоподъемного механизма с отметками геолого-геофизического разреза скважины.

При торпедировании скважины с целью разуплотнения массива зеркало жидкости в скважине должно располагаться на глубине не менее 50-100 м от устья.

При ведении взрывных работ по разрушению нерастворимых пластов необходимо откачать весь рассол над верхней частью пласта для обеспечения возможности его деформирования в сторону свободной поверхности.

После подготовки скважины к торпедированию перед выполнением зарядных и взрывных работ все высоковольтные линии в радиусе 300 м отключаются.

До и после проведения взрывных работ производятся геофизические исследования скважины: кавернометрия, электро- и радиоактивные каротажи, термометрия, ультразвуковая локация (необходимость тех или иных наблюдений уточняется на месте).

При необходимости производятся гидродинамические исследования скважин до и после торпедирования.

После торпедирования систематически регистрируются параметры, определяющие эффективность взрывной обработки: изменение дебита скважины, концентрации рассола, расхода растворителя, электроэнергии, других материальных и трудовых ресурсов.

Все взрывные работы должны производиться в полном соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах», а также «Правил технической эксплуатации применяемого оборудования» и «Технической инструкции по прострелочно-взрывным работам в скважинах».

## Раздел 6

### ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ И ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ. ПРОЕКТНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

#### 6.1. Общие принципы расположения и расчета зарядов

Применение взрывных работ при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ основано на общих принципах расчета и расположения зарядов ВВ. В зависимости от условий взрывания, формы и размеров земляных сооружений применяют наружные и внутренние заряды, сосредоточенные и удлинённые, сплошные и рассредоточенные заряды (рыхления, выброса, камуфлета). В табл. 6.1 приведены условия применения зарядов ВВ.

Таблица 6.1. Условия применения зарядов ВВ

Виды работ	Классификация зарядов ВВ			
	по характеру действия	по положению	по форме	по конструкции
Сооружение траншей	Рыхление	Внутренний	Удлинённый	Сплошной
Устройство полок	Рыхление и выброс	Внутренний	Сосредоточенный и удлинённый	Сплошной и рассредоточенный
Разделка валунов и пней	Рыхление	Наружный и внутренний	Удлинённый	Сплошной
Строительство подземных хранилищ:				
обычным способом	Рыхление	Внутренний	Удлинённый	Сплошной
камуфлетными взрывами	Камуфлетный	Внутренний	Сосредоточенный	Сплошной

Общие принципы расчета зарядов рассматриваются исходя из двух наиболее широко применяемых разновидностей формы зарядов ВВ (сосредоточенный и удлинённый) и характера их действия (выброс, рыхление, камуфлет).

Сосредоточенные заряды выброса образуют в породе воронку, характеризующую ее радиусом  $r$ , величиной линии наименьшего сопротивления (л.н.с.)  $W$  и показателем действия взрыва  $n = r/W$ .

В зависимости от показателя действия взрыва различают заряды выброса: уменьшенный (рис. 6.1, а), нормальный (рис. 6.1,б) и усиленный (рис.6.1, в).

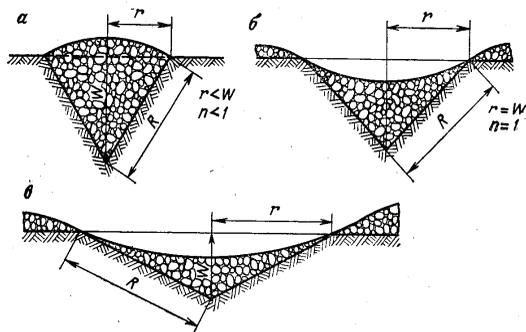


Рис. 6.1. Схемы и элементы воронок взрыва:  
 а – уменьшенного выброса; б – нормального выброса;  
 в – усиленного выброса

Физический смысл проявления взрыва выражается коэффициентом относительной массы зарядов

$$n_d = Q/Q_n, \quad (6.1)$$

где  $Q$  – масса данного заряда ВВ, кг;  $Q_n$  – масса заряда нормального выброса, кг.

В табл. 6.2 приведена характеристика зарядов в зависимости от  $n$  и  $n_d$  [120].

Таблица 6.2. Характеристика зарядов в зависимости от  $n$  и  $n_d$

Характер действия заряда	Заряды	$n$	$n_d$
На выброс	Нормальный	1	1
	Усиленный	>1	>1
	Уменьшенный	<0,75	–
На рыхление	Нормальный	–	0,35
	Уменьшенный	–	0,20–0,35
	Усиленный	–	0,35–1

При строительстве трубопроводов обычно применяют заряды нормального и усиленного выброса, нормального и усиленного рыхления.

Заряды выброса рассчитывают по известной формуле М. М. Борескова

$$Q = f(n)Q_n W^3, \quad (6.2)$$

где  $f(n) = 0,4 + 0,6n^3$  – функция показателя действия взрыва.

Заряды нормального выброса, рыхления и камуфлета (кг) можно определять по формуле

$$Q = n_d q_n W^3,$$

где  $q_n$  – удельный расход ВВ для зарядов нормального выброса ( $\text{кг}/\text{м}^3$ ), принимаемый по данным табл. 6.3 [24].

Для зарядов рыхления численное значение функции показателя действия взрыва может быть принято  $f(n) = 0,33$  и расчетная формула для определения сосредоточенного заряда рыхления принимает вид

$$Q = 0,33 q_n W^3.$$

Таблица 6.3. Удельный расход ВВ для зарядов нормального выброса

Породы	Категория крепости породы по СНиП	Категория крепости породы по шкале проф. М.М.Протодьяконова	Удельный расход ВВ ( $\text{кг}/\text{м}^3$ ) для зарядов:		Показатель простреливаемости, $\text{дм}^3/\text{кг}$
			на выброс	на рыхление	
Песок	-	IX	1,6-1,8	–	
Песок плотный или влажный	-	VIII	1,2-1,3	–	
Суглинок тяжелый	II	VIII	1,2-1,5	0,35-0,4	120
Крепкие глины	III	VII	1,0-1,4	0,35-0,45	110
Лесс	III-IV	VIIa	0,9-1,2	0,3-0,4	–
Мел	IV	VI	0,9-1,2	0,25-0,3	45
Гипс	IV-V	VI	1,1-1,5	0,35-0,45	–
Известняк-ракушечник	V- VI	VI	1,4-1,8	0,35-0,6	20
Опока, мергель	V -VI	VI	1,0-1,3	0,3-0,4	20
Туфы трещиноватые, плотная тяжелая пемза	V	VI	1,2-1,5	0,35-0,5	–
Конгломерат и брекчия на известковом цементе	V- VI	V	1,1-1,4	0,35-0,45	–
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, известняк, мергель	VI -VII	V	1,2-1,6	0,4-0,5	7-10
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII- VIII	IV	1,2-1,8	0,4-0,5	4-7
Известняк, песчаник, мрамор	VII	III -IV	1,2-2,1	0,45-0,7	–
Гранит, гранодиорит	VII-X	I- IV	1,7-2,1	0,5-0,7	4-7
Базальт, андезит, диабаз, габбро	IX-XI	I- III	1,7-2,2	0,6-0,75	2–4
Кварцит	X	II	1,6-1,9	0,5-0,6	–
Порфирит	X	I -II	2,0-2,2	0,7-0,75	–

При взрывании удлиненных зарядов их величина определяется исходя из объема  $V$  породы, разрушенной одним зарядом

$$V = WaH .$$

Для одиночных удлиненных зарядов

$$Q = q_n V . \quad (6.3)$$

В табл. 6.3 приведен удельный расход ВВ для аммонита № 6ЖВ, принятого в качестве эталонного. При использовании других ВВ вместо аммонита № 6ЖВ удельный расход  $q_p$  определяется по формуле

$$q_p = q_n e , \quad (6.4)$$

где  $e$  – поправочный коэффициент работоспособности данного ВВ по сравнению с аммонитом №6 ЖВ.

Значения поправочного коэффициента приведены в (табл. 6.4).

**Таблица 6.4. Значения поправочного коэффициента**

Тип ВВ	Значение поправочного коэффициента	Тип ВВ	Значение поправочного коэффициента
Аммонит № 6ЖВ	1,0	Гранулит АС-8	0,89
Гранулотол	1,2	Гранулит М	1,13
Граммогит 50/50-В	1,01	Игданит	1,13
Грамонит 79/21	1,0	Аммонал водоустойчивый	0,9
Гранулит АС-4	0,98	Детонит М	0,82
		Граммонал А-8	0,8

## **6.2. Общие сведения о взрывных работах при сооружении магистральных трубопроводов и подземных хранилищ**

В зависимости от условий и схемы прокладки магистральных трубопроводов применяются различные земляные сооружения, имеющие свое назначение и характерные конструктивные элементы. Эти сооружения строятся в породах с различными физико-механическими свойствами, которые могут изменяться по протяженности трассы трубопроводов.

Основной объем взрывных работ выполняется при подготовке строительной полосы, сооружении траншей в скальных и мерзлых грунтах, на болотах, сооружении подводных траншей, строительстве полок в горных условиях.

В подготовку к взрывным работам в организационный период включается оформление соответствующих документов, обеспечивающих безопасное ведение взрывных работ: разрешение на право ведения взрывных работ и на хранение взрывчатых материалов (ВМ), свидетельство на приобретение ВМ, разрешение на перевозку ВМ, наряд-накладная, книга прихода и расхода ВМ, акт о готовности склада ВМ, проект на взрывные работы. Оформление этих документов регламентируется Инструкцией о порядке хранения, использования и учета взрывчатых материалов, приведенной в Единых правилах безопасности [121].

Взрывные работы на строительстве трубопроводов выполняются специальными подразделениями, имеющими в своем распоряжении все необходимое оборудование, материалы и персонал, подготовленный для ведения взрывных работ.

Взрывные работы могут выполняться только при наличии проекта производства работ или паспорта взрывных работ, согласованных с дирекцией строящегося трубопровода и составленных в соответствии с Едиными правилами безопасности.

Руководство взрывными работами возлагается на специально назначаемое лицо или на технического руководителя предприятия, а при подрядном способе – на руководителя взрывных работ подрядной организации.

Для проведения взрывных работ на трассе должны быть построены постоянные и временные расходные склады, где обеспечивается хранение и производится выдача взрывчатых материалов, поступающих с базисных складов. Кроме того, по мере необходимости на трассе должны быть организованы кратковременные склады емкостью до 3 т.

Для перевозки ВМ на трассу применяются специально оборудованные бортовые автомашины, а для транспортировки по заболоченной местности – специально оборудованные вездеходы. Для доставки ВМ в труднодоступные места используются вертолеты.

Для перевозки взрывчатых веществ, средств взрывания и взрывников по трассе трубопровода широко используется передвижной пункт взрывчатых материалов ПВМ-2, техническая характеристика которого приведена в табл.6.5. Его можно использовать и для кратковременного хранения аммонита, средств взрывания и необходимых инструментов. Применяется на строительстве трубопроводов при сооружении траншей в скальных породах, мерзлых грунтах и для корчевания пней.

Перед началом ведения взрывных работ должны быть выполнены работы по обеспечению: транспортировки и доставки ВМ; охраны опасной зоны с установкой предупредительных знаков, сигналов и наблюдательных

пунктов; сохранности существующих сооружений и оборудования, расположенных в пределах опасной зоны; оповещения местных организаций и населения о предстоящих взрывах и о значении предупредительных знаков и сигналов; удаления людей за границы опасной зоны.

Таблица 6.5. Техническая характеристика передвижного пункта ПВМ-2

Передвижной пункт ПВМ-2	Техническая характеристика
База	Шасси автомобиля ЗИЛ-131
Грузоподъемность, т	4,5
Внутренние размеры кузова, м	3,83×2,25×1,80
Максимальное количество перевозимых ВМ:	
Детонаторов, шт	5000
Аммонита, т	1,2
ДШ, м	500
ОШ, м	9000
Размеры передвижного пункта, м	7,25×2,49×3,32
Масса передвижного пункта, т	6,27

\* При кратковременном хранении – 3,0 т

Для обеспечения бесперебойной работы бурильщиков и правильного расположения шпуров в плане при рыхлении скальных грунтов взрывным способом снимают вскрышной слой на всю глубину до вскрытия скального грунта. Ширину вскрываемой полосы в конкретном случае определяют в зависимости от размеров траншеи и принятой схемы выполнения работ.

Вскрышные работы, а также рыхление грунтов взрывами и разработку траншей выполняют до вывоза труб на трассу.

Объемы вскрышных работ при строительстве траншей и полков должны быть увязаны с общей организацией работы землеройных механизмов и темпов работы механизированного потока.

Перед началом массовых взрывных работ для уточнения расчетной величины зарядов и установления оптимальной сетки расположения шпуров и скважин проводят опытные взрывы.

При выполнении взрывных работ необходимо обеспечить требуемое дробление горной породы, чтобы куски разрыхленного грунта не превышали 2/3 размера ковша экскаватора, предназначенного для его разработки. Разрыхленный скальный грунт разрабатывается, как правило, одноковшовым экскаватором с обратной лопатой и ковшом вместимостью 0,5-0,65 м<sup>3</sup>. После взрыва не должно быть перемычек и недоборов между

взорванными шпурами на дне и откосах траншеи и должны обеспечиваться требуемые по проекту ширина и глубина траншеи.

При строительстве полков объем взрывных работ зависит от крутизны откосов и ширины полки, которая определяется шириной строительной полосы. На местности нужно обследовать район взрывных работ. При рекогносцировке целесообразно на планах нанести обозначения объектов, которые могут оказаться в опасной зоне, особенно расположенных внизу по склону.

Перед началом буровых работ на склонах так же, как на равнинной местности, рекомендуется выполнить вскрышные работы. На косогорах большой протяженности с незначительным уклоном снятие вскрышного слоя выполняется преимущественно бульдозерами.

При строительстве траншей на болотах применение взрывных работ в ряде случаев затруднено невозможностью применения землеройной техники. При этом конструкция применяемых зарядов, в виду специфических условий производства работ, должна обеспечивать простоту их изготовления, транспортабельность, надежность заряжания и длительную водостойчивость. В условиях болот взрывные работы обычно проводятся на участках, представленных торфами различной мощности, плотности и степени разложения.

Перед началом взрывных работ при сооружении траншей на болотах следует провести трассировку оси канала, построить складские помещения, временные подъезды и подготовить площадку для хранения ВВ.

Выбор метода взрывных работ при сооружении каналов и траншей зависит как от конкретных условий данного болота и проектного профиля канала или траншей, так и от вида применяемых ВВ и СВ. При выборе метода взрывных работ необходимо также учитывать величину радиуса опасной зоны и сроки выполнения работ.

Взрывные работы на болотах необходимо проводить бригадой, в состав которой должны входить взрывники, тракторист и подсобные рабочие, прошедшие специальный инструктаж. Количественный состав бригады зависит от объема и сроков выполнения работ и определяется проектом производства работ. В распоряжение бригады для перевозки взрывчатых материалов должна быть придана автомашина или вездеход с тракторным прицепом.

После устройства зарядных траншей (или скважин) их параметры контролируются путем замера глубины и диаметра скважин (траншей), определения положения их в плане и профиле, а после взрыва – осмотром участка взрывных работ, откосов полученных выемок и навала грунта.

Приемка работ ведется по мере выполнения отдельных их этапов на каждом участке, для этого назначается ответственное лицо.

Разработка мерзлого грунта взрывом выполняется в определенной последовательности. Прежде всего полосу траншей разбивают на три заходки. На первой заходке выполняют работы по бурению шпуров, заряданию и взрыванию; на второй и третьей заходках ведется уборка разрыхленного грунта экскаваторами. Размеры заходов устанавливают с таким расчетом, чтобы весь взорванный грунт был разработан в течение одной смены. Расстояние между заходками должно обеспечивать безопасное ведение работ на каждой из них.

Разработка подводных траншей взрывом применяется, когда использование средств гидромеханизации или землеройных механизмов по условиям строительства нецелесообразно или невозможно. Данный способ применяется для рыхления плотных и скальных грунтов с последующим удалением их землеройными машинами или земснарядами и при устройстве траншей взрывом на выброс на мелководных и заболоченных участках подводных переходов.

Темпы сооружения подводных траншей взрывным способом по сравнению с другими методами значительно выше. Однако производство взрывных работ зачастую связано с ущербом для рыбного хозяйства водного бассейна, поэтому перед началом взрывных работ проект должен согласовываться с соответствующими организациями.

При строительстве подземных хранилищ подготовительный период организации взрывных работ аналогичен.

Выбор и расчет параметров взрывных работ при строительстве горных выработок подземных хранилищ шахтного типа должен обеспечить устойчивые темпы их проходки.

Взрывные работы ведутся в строгом соответствии с паспортами взрывных работ с соблюдением Единых правил безопасности, а также СНиП.

Главными условиями надежности подземных емкостей являются обеспечение герметичности стенок хранилищ и предотвращение фильтрационных процессов. Повышение их устойчивости и прочности обеспечивается ослаблением прямого воздействия взрыва на стенки емкостей.

В зависимости от условий проведения работ, целей и поставленных задач применяются различные методы ведения взрывных работ, использование которых повышает темпы строительства магистральных трубопроводов и подземных нефтегазохранилищ (табл.6.6).

Таблица 6.6. Виды работ и применяемые заряды

Виды работ	Применяемые заряды
Строительство трубопроводов:	
разделка валунов и пней	Наружные и шпуровые
сооружение полок в горных условиях	Шпуровые, скважинные, малокамерные
рыхление мерзлых грунтов при строительстве траншей	Шпуровые, удлиненные горизонтальные
сооружение траншей в грунтах и скальных породах	Шпуровые, удлиненные горизонтальные, на выброс
устройство траншей на болотах	Котловые, шпуровые, скважинные, удлиненные горизонтальные
устройство подводных траншей	Накладные, шпуровые, скважинные, удлиненные горизонтальные
устройство майн	Накладные, удлиненные горизонтальные
Строительство хранилищ шахтного типа:	
проходка стволов	Шпуровые
проходка горизонтальных выработок	Шпуровые
Сооружение емкостей	Шпуровые и скважинные
Строительство хранилищ методом камуфлетных взрывов	Камуфлетные

### 6.3. Проектная документация на выполнение взрывных работ

Взрывные работы разрешается выполнять только при наличии проектов или паспорта взрывных работ, составленных на основе «Единых правил безопасности при взрывных работах», «Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности», «Технических правил ведения взрывных работ в энергетическом строительстве», соответствующих указаний и инструктивных материалов Министерств и ведомств по строительству предприятий нефтяной и газовой промышленности.

Проект производства взрывных работ является основным документом, по которому ведутся взрывные работы на строительной площадке. СНиП запрещает ведение взрывных работ без такого проекта.

Проектирование взрывных работ ведется на основании задания и чертежей объекта. Задание на составление проекта содержит следующие данные: наименование объекта с указанием номеров чертежей; геологическую характеристику разрабатываемых пород, их крепость, трещиноватость, плотность, обводненность; сведения о способе разработки взорванной породы и применяемых для этой цели механизмах или ссылка на имеющийся проект производства горных работ; требования к

кусковатости взорванной породы; сведения о наличии буровых механизмов, источников электроэнергии, сжатого воздуха, воды и др.; сведения об ассортименте имеющихся в наличии ВМ, зарядных машинах и устройствах или указание о необходимости подбора соответствующих ВВ, СВ и механизации работ; календарные сроки выполнения взрывных работ или заданную суточную производительность; прочие требования, влияющие на проектные решения (сохранность бортов и подошвы, полук, ограничения величин зарядов, мероприятия по технике безопасности); сроки выдачи проекта взрывных работ.

К заданию должны быть приложены ситуационный план в масштабе от 1: 1000 до 1: 10000; конструктивные чертежи объектов в масштабе от 1: 200 до 1: 1000 с нанесением геологических и инженерно-геологических данных, трещиноватости и крепости разрыхляемых пород [122].

Взрываемость скальных и полускальных пород характеризуется расчетным удельным расходом ВВ, величина которого зависит от крепости, трещиноватости, плотности породы и некоторых технологических факторов (размера кусков породы и др.).

Наиболее распространенным критерием крепости пород является коэффициент крепости  $f$ . В строительстве используется 11-балльная шкала крепости СНИП.

Трещиноватость пород, оказывающую основное влияние на кусковатость взорванной массы, принято оценивать по «Классификации горных пород по степени трещиноватости в массиве».

Геологическое строение массива учитывается при определении углов откосов и зон разрушения при взрывах. От характера залегания пород зависит расположение зарядов, особенно при крупных взрывах, поэтому пространственное положение системы трещин должно быть детально исследовано и обозначено на геологических планах.

При проектировании взрывных работ необходимо также учитывать обводненность пород, так как от нее зависит выбор ВВ, а следовательно, стоимость и схема механизации взрывных работ. Для характеристики степени обводненности взрывных скважин должен быть установлен режим подземных вод (статический или проточный). Для характеристики степени обводненности пород в процессе изысканий определяют коэффициент фильтрации, уклон и мощность потока, высоту столба воды в скважине.

Составной частью исходной документации для проектирования взрывных работ являются планы, разрезы и поперечные профили. При проектировании линейных сооружений пользуются также продольным профилем и разрезами, построенными по характерным точкам рельефа местности.

При составлении проектов взрывных работ необходимо иметь разрешение на право производства взрывных работ. Также необходимы: соблюдение проектных размеров выемок, траншей, котлованов, полок в плане и по глубине с обеспечением установленных допусков и технических требований СНиП; обеспечение безопасности работ; оценка объемов разрушенных пород.

Объем и состав проектной документации на взрывные работы определяются характером и сложностью выполняемых задач.

При строительстве магистральных трубопроводов (сооружение траншей и полок) составляется технический паспорт взрывных работ, в который включают следующие разделы: 1. Геологическая и гидрогеологическая характеристика участка проведения взрывных работ. 2. Общие сведения о взрываемих породах и параметры взрыва: объем взрываемигоо массива; категория взрываемиости; число скважин (шпуров); высота полки (глубина траншеи); глубина скважины (шпура); величина перебура; расстояние между скважинами (шпурами); расстояние между рядами скважин (шпуров); сопротивление по подошве (с. п. п.); длина заряда и забойки; величина заряда в скважине (шпуре); вместимость 1,0 м скважины (шпура); вид ВВ; общий объем бурения; удельный расход ВВ; выход горной массы с 1,0 м скважины (шпура). 3. План взрываемиго участка. 4. Схема монтажа электровзрывной сети или взрывной сети с помощью ДШ. 5. Таблица расчета зарядов и параметров взрывных работ. 6. Порядок взрывания с указанием времени заряжания зарядов. 7. Радиус безопасной зоны по действию ударной воздушной волны и радиус разлета отдельных кусков породы. 8. Конструкция заряда. 9. Порядок проведения взрывных работ с указанием времени выполнения взрывных работ, общего количества ВВ и взрываемих зарядов, способа взрывания с указанием интервала замедления и числа ступеней замедления, места укрытия взрывников; опасной зоны для людей и оборудования; схемы расстановки постов охраны опасной зоны (прилагается); перечня ответственных лиц за выход людей с территории опасной зоны и охрану опасной зоны, за вывод оборудования, за отключение электроэнергии, за подачу звуковых и световых сигналов; список лиц с подписями об ознакомлении с паспортом взрывных работ.

При строительстве подземных газонефтехранилищ на каждую горную выработку составляется паспорт взрывных работ. В паспорте излагаются основные положения «Единых правил безопасности при взрывных работах», указываются безопасное место вывода рабочих из забоя, место выставления постов и укрытия взрывников, а также время допуска людей в забой после осмотра его мастером-взрывником и лицом технического надзора.

Паспорт взрывных работ составляется исходя из площади сечения выработки ( $m^2$ ) и физико-механических свойств пород. В нем содержатся: выбор и определение основных параметров буровых и взрывных работ (диаметр шпура и его глубина, тип бурильной машины, тип ВВ, удельный расход ВВ, расход ВВ на цикл, число шпуров на цикл, тип электродетонаторов и расход их на цикл, величина забойки, подвигание забоя за взрыв и выход горной массы за цикл).

В паспорте приводится схема расположения шпуров с указанием их номеров, длины, угла наклона к вертикали и горизонтали, величин зарядов в шпуре, очередности взрывания, способа взрывания, типа электродетонаторов и их замедления. В паспорте указывается также схема проветривания забоя с нанесением места укрытия взрывника.

## Раздел 7

### ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ

#### 7.1. Параметры земляных сооружений

При строительстве магистральных трубопроводов в зависимости от схемы их прокладки применяются различные земляные сооружения: траншеи, полувыемки-полунасыпи, полки, каналы. Взрывные работы применяются и при подготовке строительной полосы (разделка пней и дробление валунов, валка деревьев).

*Параметры строительной полосы.* Проведению основных земляных работ на трассе, как правило, предшествуют подготовительные работы, выполняемые в пределах земельного отвода – строительной полосы. Ширина ее зависит от диаметра трубопроводов, числа прокладываемых ниток и пригодности земли для сельскохозяйственного использования. При диаметрах трубопроводов до 426, 426–720, 820–1020, 1220 и 1420 мм она составляет, соответственно, 20, 23, 28, 30 и 32 м для земель несельскохозяйственного назначения и 28, 33, 39, 42 и 45 м для земель сельскохозяйственного назначения с учетом снятия и восстановления природного слоя.

Ширину строительной полосы на период строительства для двух и более параллельно строящихся магистральных трубопроводов принимают равной ширине полосе земли для одного трубопровода плюс расстояние между осями смежных трубопроводов.

Расстояние между осями смежных трубопроводов при диаметрах трубопроводов до 426, 426–720, 820–1020, 1220 и 1420 мм для газопроводов составляет 8, 9, 11, 13 и 15 м, для нефтепроводов – 5, 5, 6, 6 и 7 м, соответственно.

*Параметры полок.* При прокладке магистральных трубопроводов в горных условиях на участках косогоров для размещения траншей и изоляционно-укладочных колонн устраивают полки. На участках трассы с поперечным уклоном  $\beta$  от 8 до  $12^{\circ}$  устраиваются полки в виде полунасыпи-полувыемки (рис. 7.1, а), от 12 до  $18^{\circ}$  – с уступами для насыпи (рис. 7.1, б), более  $18^{\circ}$  – в виде «чистой» выемки (рис. 7.1, в).

Ширина полки назначается с учетом условий проведения работ и размера траншеи. Минимальная ширина полки

$$B = a + b + c + 1, \quad (7.1)$$

где  $a$  – ширина гусеничного хода трубоукладчика, м;  $b$  – ширина траншеи, м;  $c$  – ширина бермы для размещения отвала грунта из траншеи, м.

Устойчивость полувыемок зависит от характеристики грунта и высоты врезки. Уклон откоса полувыемки принимается равным: 1,0– 0,1 в выветрившихся скальных грунтах; (1,0–0,5)–(1,0–0,2) в скальных породах, подверженных осыпанию и оползанию; (1,0–1,0) – (1,0–0,5) в мергелистых и щебенистых грунтах. Уклон откоса полунасыпи в скальных грунтах принимается 1,0–0,75, в каменных и щебенистых – 1,0–1,0 и в минеральных грунтах – 1,0–1,5 [123].

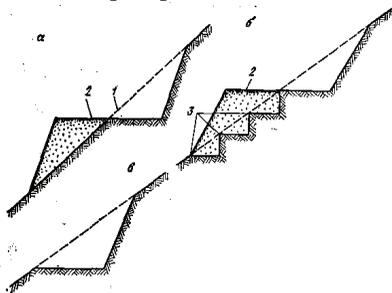


Рис.7.1. Схемы полок на косогорах:  
1 – грунт; 2 – насыпная часть; 3 – уступы

В зависимости от свойств грунтов косогора полки устраиваются без рыхления грунта или с предварительным рыхлением скальных пород взрывным способом.

*Размеры и профили траншей.* Глубина заложения магистральных трубопроводов определяется условиями обеспечения сохранности трубопровода при проведении сельскохозяйственных и мелиоративных работ, проезде транспортных средств и т.д. Согласно СНиП расстояние от верхней образующей трубы до поверхности грунта в обычных условиях принимается равным 0,8 м для трубопровода диаметром менее 1000 мм и 1,0 м – для трубопровода диаметром 1000 мм и более. В отдельных случаях глубина заложения трубопровода может изменяться. В скальных грунтах при отсутствии проезда автотранспорта и сельскохозяйственных машин толщина слоя засыпки под трубопроводом принимается равной 0,6 м. В оползневых районах при малой толщине оползающего слоя грунта трубопровод заглубляется ниже зеркала скольжения.

Ширина траншеи по дну принимается равной  $D + 300$  мм ( $D$  – диаметр трубопровода, мм) для трубопроводов диаметром менее 700 мм и  $1,5 D$  – для трубопроводов больших диаметров. Для трубопроводов диаметром 1220 и 1420 мм при откосе 1,0–0,5 и более ширину траншеи по дну допускается уменьшить до  $D + 500$  мм. На криволинейных участках трубопровода ширина траншеи удваивается по отношению к прямоугольным участкам.

Крутизна откосов траншеи зависит от ее глубины, состояния и вида грунта. Максимально допустимые значения крутизны откосов траншей в грунтах естественной влажности приведены в табл. 7.1.

Таблица 7.1. Крутизна откосов траншеи

Грунт	Крутизна откосов в зависимости от глубины траншеи, м		
	До 1,5	До 3	До 5
Насыпной	1,0-0,67	1,0-1,0	1,0-1,25
Песчаный и гравийный влажный (ненасыщенный)	1,0-0,5	1,0-1,0	1,0-1,0
Глинистый:			
супесь	1,0-0,25	1,0-0,7,0	1,0-0,85
суглинок	1,0-0,25	1,0-0,5	1,0-0,75
глина	1,0-0	1,0-0,5	1,0-0,5
Лёссовый сухой	1,0-0	1,0-0,5	1,0-0,5
Торф:			
неразложившийся	1,0-0	1,0-0,25	1,0-0,5
разложившийся и сильнообводненный	1,0-2,0	1,0-2,25	1,0-2,5

На болотах и торфяных грунтах, подлежащих осушению, толщина слоя засыпки над трубопроводом принимается равной 1,1 м, в болотистой местности при отсутствии проезда машин – 0,6 м. Параметры траншей и отвалов на болотах при строительстве трубопроводов различных диаметров (рис. 7.2) с учетом балластировки или без нее определяются в соответствии с требованиями СНиП и приведены в табл. 7.2.

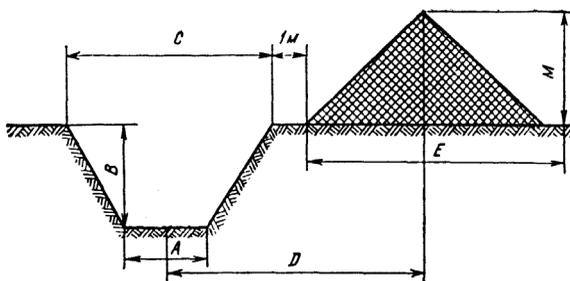


Рис. 7.2. Параметры траншей и отвалов на болотах при строительстве трубопроводов различных диаметров

**Таблица 7.2. Параметры траншей и отвалов на болотах при строительстве трубопроводов различных диаметров**

Диаметр трубопроводов, мм	Тип болота	Параметры траншей и отвалов, м						Объем вынутого торфа (траншеи), м <sup>3</sup>	Объем разрыленного торфа (отвала) м <sup>3</sup>
		A	B	C	D	E	M		
1020	I	$\frac{1,5}{2,3}$	$\frac{1,8}{1,8}$	$\frac{5,1}{5,9}$	$\frac{7,3}{8,2}$	$\frac{7,6}{8,5}$	$\frac{1,8}{2,0}$	$\frac{5,9}{7,4}$	$\frac{7,1}{8,8}$
	II	$\frac{1,5}{2,3}$	$\frac{1,8}{1,8}$	$\frac{6,0}{6,8}$	$\frac{8,0}{8,8}$	$\frac{8,0}{8,9}$	$\frac{1,9}{2,1}$	$\frac{6,7}{8,2}$	$\frac{8,0}{9,8}$
1220	I	$\frac{1,7}{2,4}$	$\frac{2,0}{2,0}$	$\frac{5,7}{6,4}$	$\frac{8,0}{8,9}$	$\frac{8,4}{9,4}$	$\frac{2,0}{2,2}$	$\frac{7,4}{8,8}$	$\frac{8,9}{10,6}$
	II	$\frac{1,7}{2,4}$	$\frac{2,0}{2,0}$	$\frac{6,7}{7,4}$	$\frac{8,9}{9,6}$	$\frac{9,2}{9,8}$	$\frac{2,2}{2,3}$	$\frac{8,4}{9,8}$	$\frac{10,0}{11,8}$
1420	I	$\frac{1,9}{2,5}$	$\frac{2,2}{2,2}$	$\frac{6,3}{7,0}$	$\frac{8,7}{9,5}$	$\frac{9,2}{10,0}$	$\frac{2,2}{2,4}$	$\frac{9,0}{10,4}$	$\frac{10,8}{12,4}$
	II	$\frac{1,9}{2,5}$	$\frac{2,2}{2,2}$	$\frac{7,4}{8,0}$	$\frac{9,7}{10,5}$	$\frac{10,0}{11,0}$	$\frac{2,4}{2,6}$	$\frac{10,2}{11,5}$	$\frac{12,3}{13,8}$

*Примечание.* В числителе – данные по габаритам траншей для трубопроводов, не требующих балластировки, в знаменателе – с учетом установки утяжеляющих грузов

При сооружении траншей на болотах взрывным способом ее формирование происходит в основном в результате уплотнения грунта, при этом траншея заполняется водой. Такое земляное сооружение называют каналом. При прокладке трубопроводов через водные преграды наряду с сооружением воздушных переходов сооружаются подводные траншеи. Основные размеры траншеи зависят от вида, состояния и размываемости грунтов, типа руслового процесса и способа разработки траншеи.

Оптимальная ширина подводной траншеи, разрабатываемой в скальных породах и соответствующая минимальным объемам ее разработки, определяется по формуле [124]

$$b_0 = b_k + \Delta b_3 + \Delta b_{mex}, \quad (7.2)$$

где  $b_k$  – минимально необходимая конструктивная ширина траншеи, необходимая для размещения подводного трубопровода, кабеля связи и их водолазного обследования после укладки, м;  $\Delta b_3$  – расчетный запас на заносимость траншеи за время ее разработки и последующей укладки трубопровода, м;  $\Delta b_{mex}$  – запас, учитывающий возможные отклонения

траншеи в плане и смещения оси трубопровода относительно их проектного положения по условиям технологии работ, м.

Величину  $b_x$  принимают равной  $D_n + 0,7$  м при укладке трубопровода без кабеля связи и  $D_n + 1,2$  м – при совмещенной укладке трубопровода с кабелем связи ( $D_n$  – наружный диаметр трубопровода, м).

Запас ширины траншеи на заносимость донными наносами учитывают только на русловых участках перехода. Для этих участков

$$\Delta b_3 = qt / h,$$

где  $q$  – средняя интенсивность отложения донных наносов в траншее на 1,0 м длины фронта работ при среднем рабочем уровне воды, м<sup>3</sup>/сут. Для мелкозернистых и среднезернистых песков  $q = 16v^5 / H$ , м<sup>3</sup>/сут ( $v$ , м/с и  $H$ , м – соответственно, средняя скорость и глубина потока на расчетном отрезке ширины русла);  $t$  – продолжительность занесения готовой траншеи, определяемая в проекте организации строительства, сут;  $h$  – глубина траншеи на участках занесения, м.

Величину запаса  $\Delta b_{mex}$  принимают равной

$$\Delta b_{mex} = \sqrt{\Delta b_P^2 + \Delta b_T^2},$$

где  $\Delta b_P$  – запас, учитывающий допустимые отклонения по ширине траншеи (с двух сторон) в процессе ее разработки дноуглубительной машиной, м (величина  $\Delta b_P$  назначается в соответствии с указаниями СНиП);  $\Delta b_T$  – запас, учитывающий допустимую величину отклонения продольной оси трубопровода от проектной оси траншеи (в обе стороны) в процессе укладки трубопровода, м.

При разработке траншей в скальных породах, учитывая их высокую трудоемкость и стоимость, величину  $\Delta b_T$  рекомендуется принимать минимальной с учетом допустимых отклонений оси плети труб в процессе ее монтажа,  $\Delta b_T = 2 \Delta_T$  (табл.7.3).

**Таблица 7.3. Допустимые отклонения оси плети труб от прямолинейности**

Диаметр трубопроводов, мм	Допустимые отклонения оси плети труб от прямолинейности $\pm \Delta_T$ , м, при длине траншеи, м				
	200	500	900	1300	1800
300–500	0,22	0,36	0,48	0,57	0,68
700–800	0,25	0,40	0,54	0,65	0,75
1000–1400	0,29	0,45	0,60	0,72	0,85

Глубину подводной траншеи следует принимать из условия заглубления трубопровода ниже предельной границы размыва дна реки на 0,5 м, считая до верха трубы.

Крутизна откосов траншей определяется по материалам изысканий. Для предварительных расчетов подводных траншей значения крутизны откосов представлены в табл. 7.4.

**Таблица 7.4. Крутизна откосов подводных траншей**

Грунты	Крутизна откосов, (м) при глубине траншеи до 2,5 м и более 2,5 м (в скобках)
Пески пылеватые и мелкие	1,0-2,5 (1,0-3,0)
Пески среднезернистые	1,0-2,0 (1,0-2,5)
Пески крупнозернистые	1,0-1,5 (1,0-1,8)
Гравелистые и галечниковые (гравия и гальки свыше 40%)	1,0-1,0 (1,0-1,5)
Супеси	1,0-1,5 (1,0-2,0)
Суглинки	1,0-1,0 (1,0-1,5)
Глины	1,0-0,5 (1,0-1,0)
Разрыхленный скальный грунт	1,0-0,5 (1,0-1,0)

## **7.2. Подготовка полосы для строительства магистральных трубопроводов**

При подготовке полосы выполняются следующие работы: расчистка полосы от леса с корчевкой пней и удаление с нее лесопорубочных остатков; удаление валунов; планировка полосы строительства; устройство временных дорог. При ведении подготовительных работ на трассе производится большой объем взрывных работ, выполняемых при планировке полосы строительства, корчевке пней, валке деревьев и разделке валунов. Валка леса ведется по всей полосе отвода трассы, а корчевка пней – на полосе шириной, обеспечивающей нормальную работу землеройных и трубоукладочных машин.

Ширина строительной полосы зависит от диаметра трубопровода и необходимости проведения рекультивации земли.

*Расчистка леса и корчевка пней.* Корчевку пней при строительстве магистральных трубопроводов выполняют в основном бульдозерами и корчевателями. Пни с неглубокой корневой системой корчуются трактором с помощью тросов.

Крупные пни (диаметром более 35 см), а также пни любых размеров в мерзлых и твердых грунтах, когда корчевка их машинами по условиям труднопроходимости невозможна, удаляются взрывным способом.

При корчевке пней заряды ВВ размещают либо под пнем в выбуриваемом шпуре (рис. 7.3, а), либо в шпуре, высверливаемом в самой древесине (рис. 7.3,б). Первый способ применяется при стелящейся корневой системе, второй – при наличии центрального корня.

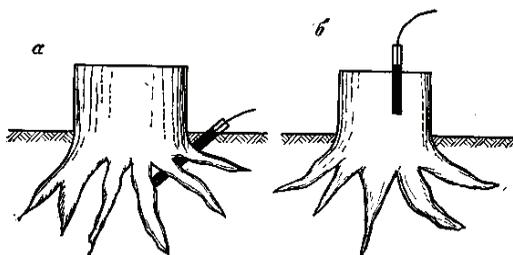


Рис. 7.3. Корчевка пней взрывным способом

Способ подкопом заключается в том, что под пнем выбуривается шпур диаметром 0,6–0,8 см с таким расчетом, чтобы заряд, занимающий не более  $\frac{1}{3}$  шпура, расположился под центром пня на глубине 1,0–1,5 м (эта величина отсчитывается с высоты 10 см над уровнем земли).

В зависимости от породы дерева и диаметра пня, измеренного по корневой шейке на высоте 10 см от начала разветвления корней, масса заряда, необходимая для корчевки пня, составляет

$$Q = q_n d, \quad (7.3)$$

где  $q_n$  – удельный расход ВВ на 1,0 см диаметра пня, г, (табл.7.5);  $d$  – диаметр пня, см.

При разложившемся грунте, для пней давней рубки расход ВВ уменьшают на 15%. Необходимую величину зарядов (как и глубину подкопа) уточняют опытными взрывами.

Пни среднего размера (до 30 см) подкапывают бурами диаметром 80 мм; для подкопа более толстых пней применяют буры диаметром 100 мм. Расположение корней для определения целесообразного направления подкопа определяют щупом (зондом) из круглого железа диаметром 12–15 мм с заостренным концом; длина щупа 1,2–1,4 м.

Подкоп выполняют в зависимости от требуемой его глубины на расстоянии 10–20 см от пня под углом 40–50° к поверхности земли. При корчевке пней диаметром более 1,0 м и наличии мощных стержневых корней заряды располагают в двух подкопах, пробуренных с

противоположных сторон пня. Оба заряда взрывают одновременно (детонирующим шнуром или электродетонаторами).

**Таблица 7.5. Удельный расход ВВ на 1,0 см диаметра пня, г**

Диаметр пня, см	Удельный расход ВВ на 1,0 см диаметра пня, г					
	Рубка давняя			Рубка свежая		
	Щебенистый грунт с галькой	Рыхлый грунт глинистый	Торф	Щебенистый грунт с галькой	Рыхлый грунт глинистый	Торф
Мягкие породы дерева						
20-25	16	8	10	12	14	8
30-45	18	20	12	14	16	10
40-45	20	22	14	16	18	12
50-55	22	24	16	18	20	14
60-65	24	26	18	20	22	16
70-75	26	28	20	22	24	18
Твердые породы дерева						
20-25	18	22	12	14	16	10
30-35	20	24	14	16	18	12
40-45	22	26	16	18	20	14
50-55	24	28	18	20	22	16
60-65	26	30	20	22	24	18
70-75	28	32	22	24	26	20

Если пни расположены близко один от другого и корни их тесно переплетаются, взрывание следует выполнять одним зарядом в вертикальном шпуре, который пробуривают с таким расчетом, чтобы в образующийся раствор воронки попали основные корни всех пней. В зависимости от глубины подкопа, диаметра и типа древесины масса заряда может быть принята по табл. 7.6.

Забойку шпуров следует выполнять на всю их длину до устья мелким материалом (песком, глиной, землей), имеющимся на месте работ. В забойке не должно быть камней или гальки. Верхнюю часть забойки необходимо уплотнить настолько, чтобы при проверке конец забойника даже при сильном нажиме не проникал в подкоп.

При укладке ВВ в шпур, просверленный непосредственно в древесине пня, первоначальная ориентировочная величина заряда аммонита определяется из расчета 7,5 г на 1,0 см диаметра пня. Шпуры высверливают по оси пня вертикально или наклонно к оси. В обоих случаях конец шпура должен находиться на оси пня. При мощном и длинном корне заряд располагают на глубине  $2d$ , считая от уровня поверхности грунта. Для пней больших диаметров рекомендуется бурить

скважины диаметром 100-150 мм, для средних – 80–100 мм, для малых – не более 50 мм.

**Таблица 7.6. Масса заряда (кг), необходимая для корчевки пней, расположенных близко один от другого и корни их тесно переплетаются**

Диаметр пня, м	Глубина подкопки, см	Масса заряда (кг) при давности рубки, соответственно, свыше 3 лет, до 3 лет и до 1 года								
		Береза, бук, дуб			Ель, сосна, пихта			Осина, ольха		
Растительный грунт										
15-20	25-30	0,5-0,6	0,6-0,7	0,7-0,8	0,4-0,5	0,5-0,6	0,6-0,7	0,3-0,4	0,4-0,5	0,5-0,6
30-40	50-60	0,9-1,2	1,1-1,4	1,3-1,6	0,8-1,0	0,9-1,2	1,1-1,4	0,7-0,8	0,8-1,1	0,9-1,2
50-70	80-100	1,6-2,0	1,8-2,5	2,2-2,8	1,3-1,7	1,6-2,0	1,8-2,5	1,1-1,4	1,3-1,8	1,6-1,0
Глинистый грунт										
15-20	25-30	0,4-0,5	0,5-0,6	0,6-0,7	0,3-0,4	0,4-0,5	0,5-0,6	0,2-0,3	0,3-0,4	0,4-0,5
30-40	50-60	0,8-1,0	0,9-1,2	0,1-1,4	0,6-0,8	0,8-1,0	0,9-1,0	0,5-0,6	0,6-0,8	0,8-1,0
50-70	80-100	1,3-1,8	1,5-2,0	1,8-2,5	1,1-1,4	1,3-1,8	1,6-2,2	0,8-1,0	1,1-1,4	3-1,8

Следует строго придерживаться определенной величины заряда в зависимости от глубины подкопа, диаметра и породы пня, давности рубки дерева и мощности ВВ.

При ликвидации отказавших зарядов в подкопах осторожно извлекают забойку, на заряд помещают новый патрон-боевик, вновь заполняют подкоп забоечным материалом и выполняют повторное взрывание.

При корчевке пней буровые работы должны опережать взрывание с таким расчетом, чтобы бурильщики находились за границами опасной зоны (во всех случаях на расстоянии не менее 200 м).

При ведении взрывных работ в зарослях каждый заряд отмечается цветным флажком. При зажигании шнуров флажки снимаются.

Взрывная валка деревьев применяется в исключительных случаях и выполняется следующими способами: если дерево необходимо свалить и оставить пеня на месте, то взрывают накладной заряд ВВ, привязанный к стволу дерева примерно на  $\frac{2}{3}$  его толщины; если дерево надо свалить с корнем, заряды помещают в подкоп, как при корчевке пней.

Для перебивания дерева масса накладного заряда

$$Q = q_d d^2,$$

где  $q_d$  – удельный расход ВВ, г/см<sup>2</sup>; принимается 1,25 – 1,50 г/см<sup>2</sup> для твердых и вязких пород (дуб, бук и т.п.); 1,0 г/см<sup>2</sup> для остальных пород;  $d$  – диаметр ствола, см.

Для обеспечения плотного прилегания накладного заряда к взрываемому дереву место его приложения необходимо подтесать топором.

Для валки деревьев с корнем массу заряда рассчитывают как для обычной корчевки пней, при этом уменьшают ее на 20-50%. При валке деревьев зарядами в подкопах необходимо учитывать, что дерево падает в ту сторону, с которой сделан подкоп и находится заряд.

При перебивании древесных стволов шпуровыми зарядами шпуровы выбуриваются механическими сверлами. Масса заряда в шпурах

$$Q = 0,2d^2.$$

*Дробление валунов.* В процессе ведения подготовительных работ на трассе при расчистке строительной полосы все крупные камни и валуны убираются с полосы строительства. В зависимости от условий залегания и размеров камней и валунов применяют бульдозеры или корчеватели, крупные камни и валуны дробятся взрывом.

Валуны можно дробить накладными, шпуровыми и размещенными в подкопе (под валуном) зарядами.

При методе накладных зарядов на валуне помещают заряд ВВ 1 с зажигательной трубкой 2, прикрывают его со всех сторон мелкой забойкой 3 (рис.7.4) и выполняют взрывание.

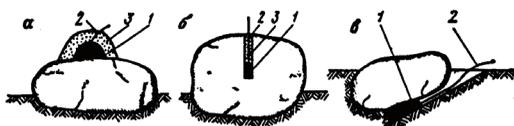


Рис.7.4. Взрывание валунов накладным, шпуровым и углубленным зарядом:  
1 – заряд ВВ; 2 - зажигательная трубка; 3 – забойка (грунт)

В качестве забойки применяется мелкораздробленный грунт. Хорошие результаты дробления дает применение водяной забойки: сверху заряд прикрывают полиэтиленовым мешком с водой (8–10 л).

При размещении нескольких накладных зарядов на одном куске камня или на нескольких находящихся рядом кусках заряды необходимо размещать таким образом, чтобы взрыв одного из них не разбросал ВВ соседних зарядов. Если это невозможно, взрывание должно производиться одновременно при помощи детонирующего шнура или электродетонаторов мгновенного действия.

Расход ВВ на  $1,0 \text{ м}^3$  камня при дроблении крупных валунов зарядами из аммонита № 6ЖВ зависит от крепости породы и размеров валунов (табл. 7.7).

Таблица 7.7. Расход ВВ на 1,0 м<sup>3</sup> камня при дроблении крупных валунов [24]

Категории крепости породы по проф. М.М.Протодяконову	IVa – V	IIIa – IV	II – III	I
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> :				
накладными зарядами	1,4/1,45	1,6/1,65	1,8/1,85	2,0/2,1
шпуровыми зарядами	0,38/0,2	0,5/0,27	0,58/0,29	0,65/0,32

*Примечание.* В числителе – при длине ребра валуна 0,5–0,6 м, в знаменателе – 0,7–0,8 м.

Наиболее экономичным по расходу ВВ считается мелкошпуровой способ дробления валунов. При данном методе в центре валуна на 0,3–0,5 его толщины бурится шпур, в который закладывается заряд ВВ 1 (обычно на  $\frac{1}{4}$ – $\frac{1}{3}$  глубины), вставляется зажигательная трубка 2 и устанавливается забойка 3 из воды или мелкой породы до устья шпура (рис.7.4 ,б).

Общая масса заряда ВВ (кг) на дробление валунов (негабаритных кусков) шпуровым методом составляет

$$Q = q_v V ,$$

где  $q_v$  – расчетный удельный расход ВВ для зарядов внутреннего действия, кг/м<sup>3</sup>;  $V$  – объем валуна (негабаритного куска), м<sup>3</sup>.

Масса заряда в одном шпуре (кг)

$$Q_1 = \frac{\pi d^2}{4} \Delta l_{ш} k ,$$

где  $d$  – диаметр шпура, м;  $\Delta$  – плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>;  $l_{ш}$  – длина шпура, м;  $k \approx \frac{2}{3}$  – коэффициент заполнения шпура.

В негабаритных кусках большего размера бурят несколько шпуров, заряды в которых взрывают одновременно.

При взрывании зарядами, размещенными в шпурах, значительно уменьшается расход ВВ, но так как бурение является весьма трудоемкой операцией, дробление негабаритных кусков часто выполняется методами накладных зарядов.

В ряде случаев применяется дробление больших глыб микрочарядами массой 3,0–5,0 г. Камни размером 0,5×0,7×0,9 м разрушаются на три – пять частей. При этом удельный расход ВВ уменьшается в 10–15 раз.

Для уменьшения разлета кусков при взрыве целесообразно проводить гидровзрывное дробление валунов. Для этого в шпур заливают воду и помещают заряд ВВ массой 20–30 г. После установки забойки производится взрывание. При этом глыба разваливается на три – пять частей без разлета кусков.

Если значительная часть валуна погружена в рыхлую породу, можно применять способ размещения заряда в подкопе, при котором заряд находится непосредственно под валуном (рис.7.4,в). Достоинство этого способа заключается в том, что одновременно с дроблением валуна происходит и выбрасывание его из грунта. Расход ВВ принимается для небольших валунов в 2 и для больших в 4 раза большим, чем при шпуровых зарядах.

Для дробления взрывом валунов и негабаритных камней целесообразно применять кумулятивные заряды, имеющие некоторые преимущества по сравнению с обычными накладными зарядами. Кумулятивный заряд ЗКП представляет собой шашку литого тротила, с полусферической кумулятивной выемкой (рис. 7.5).

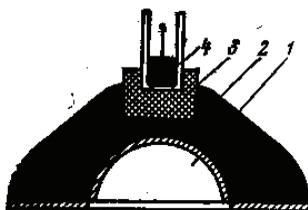


Рис. 7.5. Схема кумулятивного заряда ЗКП:

- 1 – кумулятивная выемка; 2 – шашка из литого тротила; 3 – узел детонации;  
4 – металлическая скоба

Кумулятивная выемка облицовывается сферической металлической вставкой, а сам заряд устанавливается на кольцевую выточку, расположенную на разрушаемом объекте [125].

Усиление аккумулирующей энергии детонационной волны и передача ее в объект разрушения обеспечиваются в основном металлической облицовкой и кольцевой выточкой, а также высокими динамическими характеристиками заряда.

При помощи кумулятивных зарядов в зависимости от их типоразмера можно дробить глыбы объемом от 1,0 до 10,0 м<sup>3</sup>. Нижний предел объема валуна или негабарита относится к крепким и весьма крепким породам, характеризующимся значительной вязкостью, верхний предел – к породам средней и ниже средней крепости.

При применении кумулятивных зарядов производительность труда на дроблении валунов увеличивается в 2–3 раза, расход ВВ по сравнению с обычными накладными зарядами снижается в 1,5–2,0 раза. Радиус разлета кусков при дроблении валунов кумулятивными зарядами меньше, чем при дроблении их взрывом шпуровых или обычных накладных зарядов, при

применении которых минимальный радиус опасной зоны составляет не менее 400 м.

### 7.3. Взрывные работы при сооружении полков

Участки трасс магистральных трубопроводов в горных районах могут быть проложены параллельно к горизонту или под углом к нему.

Работа землеройных машин на гусеничном и пневмоколесном ходу возможна на участках с поперечным до  $8^{\circ}$  и с продольным уклоном не более  $15^{\circ}$ . В этих пределах земляные работы выполняются обычными методами. На косогорах с поперечным уклоном более  $8^{\circ}$  для обеспечения устойчивости землеройных машин и выполнения всех строительных процессов при сооружении трубопроводов устраиваются полки.

Ширина полки при одном трубопроводе устанавливается равной не менее 8,0 м и должна обеспечивать беспрепятственное передвижение строительных и транспортных машин. Минимальная ширина полки для различных диаметров трубопроводов определяется по формуле (7.1).

Взрывные работы в горных условиях должны обеспечивать получение полков заданных размеров при сохранении устойчивости откосов и нижних бровок. При устройстве полков в скальных грунтах взрывание выполняется методом малокамерных, котловых, шпуровых и скважинных зарядов.

Выбор метода взрывных работ зависит в основном от крутизны косогора, мощности взрываемого массива и проектной ширины полки.

Методы шпуровых и скважинных зарядов широко применяются при строительстве трубопроводов – эти методы успешно применены при строительстве газопроводов «Братство», «Союз», Уренгой–Ужгород, нефтепровода «Дружба» в условиях Карпат, при сооружении газопроводов в условиях Кавказа.

Метод шпуровых зарядов рекомендуется применять при устройстве полков на косогорах с крутизной в пределах  $10$ – $15^{\circ}$  при мощности взрываемого слоя до 2,0 м. При мощности слоя свыше 2,0 м полка разрабатывается послойно с опережением верхнего слоя над нижним. При мощности слоя свыше 2,0 м и крутизне косогора  $15$ – $25^{\circ}$  применяют метод скважинных зарядов.

Для бурения шпуров и скважин применяют бурильные молотки и самоходные бурильные машины.

Для рыхления горных пород при образовании полков в горных условиях наиболее широко применяют метод скважинных зарядов в вертикальных (рис.7.6, а) и наклонных (рис.7.6, б) скважинах диаметром до 150 мм и глубиной до 20,0 м.

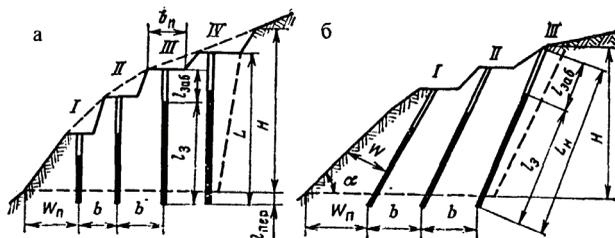


Рис. 7.6. Схемы расположения скважинных зарядов

В зависимости от проектной ширины полки и мощности взрываемого массива скважины располагают в один, два и более рядов.

На косогорах для каждого ряда скважин сооружается берма шириной 4,0–4,5 м, необходимая для размещения самоходных бурильных машин.

При сложных условиях трассы (значительных поперечных и продольных уклонах), когда применение самоходных бурильных машин затруднено, необходимо применять послойное рыхление горной массы шпуровыми зарядами.

Расчет скважинных зарядов рекомендуется вести в следующем порядке.

1. На основании характеристик физико-механических свойств взрываемых пород, коэффициента крепости пород устанавливается удельный расход ВВ ( $\text{кг/м}^3$ ), который может быть принят по табл. 6.3 для аммонита № 6ЖВ и пересчитан по формуле (6.4) при использовании других ВВ.

Для расчета удельного расхода ВВ можно пользоваться формулой [120]

$$q = 0,42(d_0 + 0,2)\sqrt[4]{f} \frac{\rho_n}{2,6} \left(\frac{0,5}{d_n}\right)^{2/5} e, \quad (7.4)$$

где  $d_0$  – диаметр естественной отдельности в массиве, м;  $\rho_n$  – плотность породы,  $\text{т/м}^3$ ;  $d_n$  – принятый диаметр негабаритного куска, м.

Учитывая, что для разработки горной массы на трассах применяются одноковшовые экскаваторы с ковшом вместимостью 0,5–0,6  $\text{м}^3$ , диаметр негабаритного куска принимается равным 0,6 м.

Средний размер естественной отдельности в породах I, II, III, IV и V категорий трещиноватости равен, соответственно, до 0,1; 0,1–0,5; 0,5–1,0; 1,0–1,5 и 1,5 м.

2. Определяется диаметр скважин. Для заданной высоты  $H$  (м) сооружаемой полки диаметр скважины, при которой максимально используется ее объем, равен

$$d = H\sqrt{q_n / \Delta}, \quad (7.5)$$

где  $q_n$  – расчетный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup> (см. табл.6.3);  $\Delta$  – плотность заряжения, обычно принимается 0,9 т/м<sup>3</sup>, при механическом заряжении – 1,0-1,2 т/м<sup>3</sup>.

В зависимости от требуемой степени дробления породы и наличия бурового инструмента диаметр скважины может быть уменьшен.

3. Вместимость 1,0 м скважины устанавливается по таблицам «Нормативного справочника по буровзрывным работам» [126], или определяется по формуле

$$V = \pi d^2 \Delta / 4. \quad (7.6)$$

4. Величина преодолеваемого сопротивления по подошве (с.п.п.)

$$W_n = \sqrt{V / q_n}. \quad (7.7)$$

Если удельный расход взрывчатого вещества  $q$  на дробление 1,0 м<sup>3</sup> породы известен, то величину с.п.п. можно определить по формуле

$$W_n = 0,9\sqrt{V / q}.$$

Кроме того, величина с.п.п. проверяется из условия безопасного ведения работ по бурению

$$W_n = H \operatorname{ctg} \alpha + C,$$

где  $\alpha$  – угол откоса взрываемого массива, градус;  $C=3,0$  м – минимальное допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки полки.

5. Расстояние между скважинами

$$a = mW_n, \quad (7.8)$$

где

$$m = 0,8-1,4.$$

При многорядном взрывании устанавливается расстояние  $b$  между рядами, которое зависит от способа электрического взрывания зарядов. При мгновенном взрывании  $b = 0,85W_n$ , при короткозамедленном

$b = (0,9 - 1,0)W_n$ . При расположении скважинных зарядов по квадратной сетке  $a = b = W_n$ .

6. По формуле (6.3) рекомендуется определять массу заряда каждой скважины при однорядном взрывании и для первого ряда скважин при многорядном взрывании. Величина зарядов для скважин второго и последующего рядов принимается равной величине заряда первого ряда или увеличивается на 10–20%.

7. Глубина скважины

$$L_c = H + l_{nep}, \quad (7.9)$$

где  $H$  – высота взрываемого слоя, м.

Величина перебура

$$l_{nep} = 0,5q_n W_n.$$

8. Наибольший заряд, который может быть размещен в скважине

$$Q_{max} = V(L_c - l_{заб}),$$

где длина забойки (м)  $l_{заб} = (0,5 - 0,7)W_n$ .

Для обеспечения равномерного дробления горной массы при строительстве полков рекомендуется применять наклонные скважины. Обычно наклонные скважинные заряды применяют при углах откоса косогора  $55-75^0$ .

Параметры наклонных скважинных зарядов рассчитываются также, как и для вертикальных зарядов. При этом величина с.п.п. для наклонных скважинных зарядов (м)

$$W_n = 1 / \sin \alpha \sqrt{V / q_n},$$

где  $\alpha$  – угол наклона скважины к горизонтальной плоскости, градус.

Длина наклонной скважины

$$L_c = (H / \sin \alpha) + l_{nep}.$$

При строительстве полков для прокладки трубопроводов большого диаметра применяется многорядное взрывание скважинных зарядов, обеспечивающее более высокие технико-экономические показатели взрывных работ, чем однорядное. Учитывая опыт работы горнорудных предприятий, применяются следующие схемы короткозамедленного взрывания (табл. 7.8).

Таблица 7.8. Схемы короткозамедленного взрывания

Схема	Достоинства
Порядная	Простота монтажа, уменьшение ширины развала
Порядная врубовая (продольный вруб)	Равномерное дробление, неширокий развал
Порядная врубовая (поперечный вруб)	Равномерное дробление, неширокий развал
Врубовая (клиновой вруб)	Равномерное дробление
Врубовая (трапециевидный вруб)	Равномерное дробление, направленность навала

Недостаток порядной схемы – невысокая степень дробления, врубовой – сложность монтажа взрывной сети.

При выборе схемы короткозамедленного взрывания (рис.7.7) учитываются ширина полки, крутизна косогоров и физико-механические свойства взрывааемых пород.

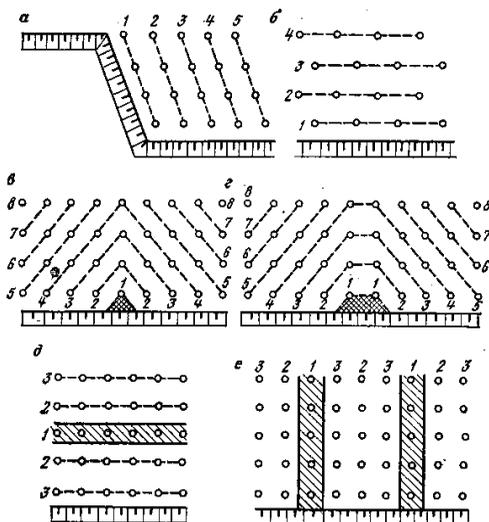


Рис. 7.7. Схемы короткозамедленного взрывания зарядов (цифрами указана последовательность взрывания): а, б – порядные схемы; в – клиновой вруб; г – трапециевидный вруб; д – продольный вруб; е – поперечный вруб

В практике сооружения полок в горных условиях применяются также скважины с различными углами наклона. Такая схема расположения скважин предложена в работе [127]. Предварительно сооружается полка

шириной  $B_{\text{п}} = 4,5$  м с применением шпуровых зарядов. Затем с полки пробуривают скважины диаметром 105 мм.

На рис. 7.8 показана схема размещения скважин при поперечных уклонах  $45-60^\circ$  для устройства полок в прочных скальных породах. Ширина и высота поперечных полок  $B_{\text{п}}=11-12$ м,  $L=15-16$  м при  $\alpha=45^\circ$ ,  $L=30-32$  м при  $\alpha=60^\circ$ . При таком размещении скважин выброс породы составляет до 70%.

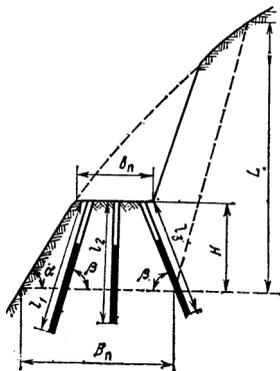


Рис. 7.8. Схема размещения скважин при поперечных уклонах

При сооружении полок с применением шпуровых зарядов шпуров бурят в один или несколько рядов в зависимости от параметров полки, мощности взрываемого массива и физико-механических свойств пород. В крепких породах для лучшей проработки нижней части взрываемого массива шпуров бурят с перебуrom. Величина перебура для шпуровых зарядов обычно принимается  $(0,1-0,15)l_{\text{ш}}$ .

Для бурения шпуров применяются бурильные молотки, а в местах, доступных для транспортирования и передвижения, бурильные машины.

Расчет параметров шпуровых зарядов ведется в основном по той же методике, что и скважинных зарядов.

Для практических расчетов величина с.п.п. может быть принята: для крепких пород  $W_n = (0,4-0,6)H$ ; для пород средней крепости  $W_n = (0,6-0,8)H$ ; для пород малой крепости  $W_n = (0,8-1,0)H$ .

Расстояние между шпурами  $a$  может быть принято  $(0,8-1,1)W_n$  при мгновенном взрывании;  $(1,0-1,4)W_n$  при короткозамедленном;  $(1,2-1,5)W_n$  при огневом взрывании.

Расстояние между рядами зарядов  $b$  при мгновенном взрывании устанавливается равным  $0,85 W_n$ ; при короткозамедленном взрывании  $(0,9 - 1,0)W_n$ , где  $W_n$  – величина с.п.п. первого ряда шпуров, м.

Метод котловых зарядов применяется для рыхления скальных пород при строительстве полков на косогорах с крутизной до  $25^{\circ}$  и при условии, что величина с.п.п. взрываемого массива полки настолько велика, что скважинный заряд не эффективен в таких условиях (рис. 7.9).

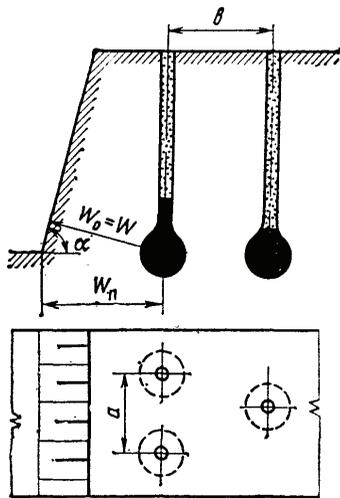


Рис. 7.9. Схема размещения котловых зарядов при строительстве полков

Масса основного заряда  $Q = q_n W_n^3$ . Величина с.п.п. принимается равной:  $(0,4 - 0,6)H$  для крепких пород;  $(0,5 - 0,7)H$  для пород средней крепости;  $0,6H$  для пород малой крепости.

Основной заряд размещается в котле, создаваемом одним или несколькими простреливаниями. При этом величина прострелочного заряда

$$Q_{np} = Q / (\Pi_{np} \Delta),$$

где  $\Pi_{np}$  – показатель простреливаемости,  $\text{дм}^3/\text{кг}$  (табл. 6.3);  $\Delta$  – плотность заряжания,  $\text{кг}/\text{дм}^3$ .

Расстояние между котловыми зарядами  $a$  и рядами  $b$  составляет: для мгновенного взрывания  $a = (0,9 - 1,1)W_n$ ;  $b = 0,85W_n$ ; для короткозамедленного взрывания  $a = (1,1 - 1,4)W_n$ ;  $b = W_n$ .

Требуемый диаметр котла

$$D_k = 1,24\sqrt[3]{Q/\Delta}.$$

Метод камерных зарядов применяется при устройстве полок для взрыва на выброс и сброс на участках с крутизной косогора более  $25^{\circ}$ .

При помощи усиленных зарядов взрываема порода не только разрушается, но и выбрасывается за пределы разрушаемого массива горных пород. При этом получается профиль полки, близкий к проектному. Преимуществом сооружения полок таким способом является возможность применения его в породах любой крепости и в любых горнотехнических условиях.

Масса камерного заряда выброса определяется по формуле (6.2) М.М.Борескова.

Методика расчетов камерных зарядов изложена в «Технических правилах ведения взрывных работ на дневной поверхности» [128].

Заряды при устройстве полки взрывом на выброс размещаются в один и два ряда в зависимости от крутизны косогора и ширины полки. Расстояние между рядами назначается таким образом, чтобы воронки, образованные взрывом смежных рядов, перекрывали одна другую.

При взрыве на сброс заряды располагают также в один или два ряда в зависимости от рельефа местности и ширины полки. При двухъярусном расположении зарядов (рис. 7.10) расстояние между ярусами принимается в пределах  $(1,3 - 1,6)W$  (где  $W$  – расстояние от зарядов нижнего яруса до свободной поверхности косогора) в зависимости от устойчивости породы.

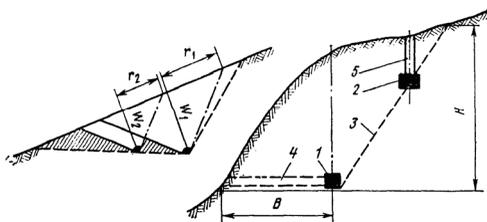


Рис. 7.10. Схема размещения зарядов при взрыве на сброс:  
1 – основной камерный заряд; 2 – вспомогательный заряд; 3 – профиль полки; 4 – штольня; 5 – шурф

Заряды разных ярусов могут взрываться одновременно или с замедлением.

## 7.4. Взрывные работы при строительстве траншей

При строительстве траншей в скальных породах выполняют следующие основные операции: очистку трассы от крупных валунов и рыхлого грунта, покрывающего коренные скальные породы; рыхление скальных пород взрывом; разработку разрыхленного грунта экскаватором.

Параметры траншей зависят от ряда факторов, главным из которых является диаметр трубопровода. Обычно ширина траншеи по низу изменяется в пределах 0,6–2,5 м, по верху до 4,5 м, глубина составляет 1,2–2,2 м в зависимости от крутизны откосов.

При сооружении траншей применяются методы ведения взрывных работ шпуровыми и скважинными зарядами (в том числе взрывание на выброс). Для рыхления плотных грунтов в труднодоступных районах возможно применение удлиненных горизонтальных зарядов.

*Метод шпуровых зарядов.* При проходке траншей рыхление скальных пород выполняют преимущественно сериями мелкошпуровых зарядов, что обеспечивает наиболее полное соответствие профиля траншей проектному.

При ширине траншеи по низу до 1,5 м шпуров располагают в один ряд (рис. 7.11,а), при большей ширине – в два и три ряда (рис.7.11 б, в).

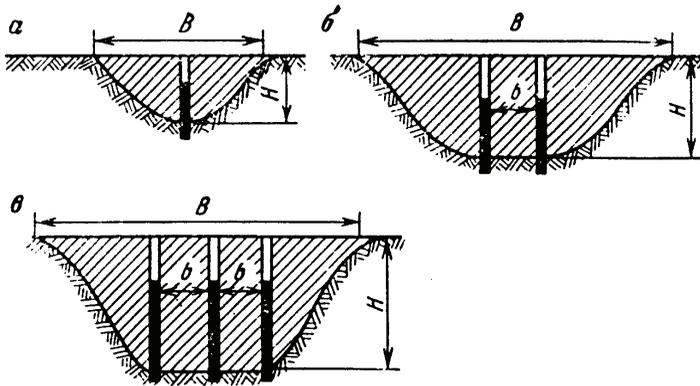


Рис. 7.11. Варианты размещения зарядов при проходке траншей

При сооружении траншей глубиной до 1,2 м и шириной 1,5–1,8 м шпуров бурят в один ряд у одного борта траншеи с уклоном 45–60° к ее середине. При таком расположении шпуров порода разрушается и частично выбрасывается в сторону противоположного борта (рис.7.12).

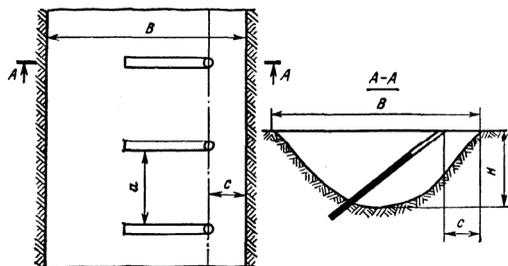


Рис. 7.12. Схема расположения шпуров при односторонней укладке грунта

Масса шпуровых зарядов (кг)

$$Q = (l_{ш} - l_{заб})Q', \quad (7.10)$$

где  $Q'$  – линейная масса заряда, кг/м.

Длина шпура  $l_{ш}$  устанавливается в зависимости от проектной глубины траншеи  $H$  и величины перебура  $l_{пер}$  и составляет

$$l_{ш} = H + l_{пер},$$

где  $l_{пер}$  принимается в пределах

$$l_{пер} = (0,1 - 0,15)H.$$

В зависимости от крепости взрывааемых пород и требуемой степени рыхления длина забойки

$$l_{заб} = (0,25 - 0,5)l_{ш}.$$

При площади взрываемого участка  $S$  и глубине траншеи  $H$  число  $N$  взрывааемых шпуров составляет

$$N = SHq_n / Q,$$

где  $q_n$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup> (табл. 6.3).

Расстояние между шпурами  $b$  зависит от способа взрывания зарядов и может быть принято в следующих пределах: для огневого способа –  $a = (1,2 - 1,5)H$ , для электрического способа –  $a = (1,0 - 1,5)H$ .

Расстояние между рядами шпуров устанавливается равным  $0,85H$  при огневом взрывании и  $H$  при короткозамедленном взрывании.

Сооружение траншей шпуровыми и скважинными зарядами на выброс. При строительстве магистральных трубопроводов большого диаметра сооружение траншей может быть выполнено шпуровыми и скважинными зарядами на выброс (рис.7.13). В зависимости от параметров траншеи шпуровые или скважины располагают в один, два или три ряда при показателе действия взрыва  $n = 1,5 - 2,0$ .

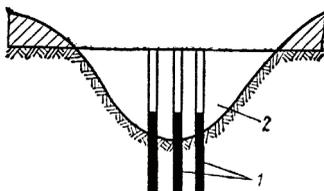


Рис. 7.13. Схема взрыва на выброс скважинными зарядами:  
1 – заряд ВВ; 2 – выемка

Основными расчетными величинами при взрывах на выброс являются: суммарный расход ВВ, величины зарядов в скважинах, сетка расположения скважин и их глубина.

Расчет скважинных зарядов на выброс выполняется в следующем порядке.

1. При расстоянии  $W$  по л.н.с., равным проектной глубине сооружаемой траншеи, необходимая линейная масса заряда

$$Q' = 1,2q_n W^2 (n^2 - n + 1).$$

2. Глубина скважин  $L_c = 1,25W$ , м.

3. Расстояние между скважинными зарядами

$$a = 0,5PL_c / Q'. \quad (7.11)$$

Если в результате расчета получено  $a < 2d$ , допускается размещать скважины в два-три ряда, с расстоянием между рядами не менее  $2d$  ( $d$  – диаметр скважин).

4. Масса заряда в скважине  $Q = Q'a$ .

5. После выбора сетки скважин и определения массы заряда проверяются условия размещения ВВ в скважинах.

Нормальным считается такое размещение заряда, при котором длина забойки

$$l_{заб} \leq 0,75W.$$

Приведенная методика рекомендуется для расчета скважинных зарядов диаметром до 150 мм при сооружении траншей глубиной до 3,0 м.

Для укладки труб диаметром менее 1020 мм сооружение траншей выполняется с применением скважинных зарядов малого диаметра, расположенных в один ряд. При этом показатель действия взрыва  $n$  обычно равен 1.

Рекомендуемая последовательность расчета [122]:

1. Рассчитывается расстояние между зарядами

$$a = md_3, \quad (7.12)$$

где  $m$  – коэффициент сближения зарядов, зависящий от протреливаемости грунта: для плотной тяжелой глины равен 9–10, для моренного суглинка 10–12, для глины средней плотности 11–13, для суглинка лессовидного и леса 13–15.

2. Масса заряда в скважине

$$Q = 1,2q_n H^2 a, \quad (7.13)$$

где  $H$  – проектная глубина траншеи, м.

3. Глубина скважины

$$L_c = k_n H,$$

где  $k_n$  – коэффициент перебура, принимаемый для супеси и лесса 1,15–1,2; для суглинка 1,1–1,15; для глины 1,05–1,1.

Массу заряда, рассчитанную по формуле (7.13), проверяют по условию возможности размещения в скважине. Длина заряда  $l_3 = 0,75L_c$ .

При строительстве траншей с применением наклонных скважинных зарядов (рис 7.14) скважины бурят под тем большим наклоном ( $25$ – $45^\circ$ ), чем менее крепче порода. Угол схождения центральных (врубовых) скважин принимается не менее  $30^\circ$ . В этом случае они приближаются к оси траншеи.

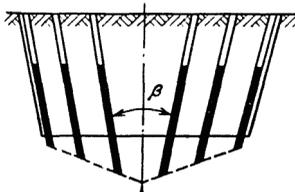


Рис. 7.14. Схема расположения скважинных зарядов в поперечном профиле траншеи при взрывании на выброс

Наиболее эффективно направленное взрывание, которое обеспечивает размещение большей части разрушенных пород по одну сторону траншеи, что необходимо для обеспечения прохода монтажных и изоляционно-укладочных машин.

Для обеспечения выброса 80% породы на один из бортов траншеи применяются наклонные скважинные заряды, образующие плоскую систему зарядов. Большинство расчетных параметров определяются по той же методике, что и для вертикальных скважин, при этом глубина скважин определяется по формуле

$$L_c = k_n H / \sin \alpha,$$

где  $\alpha$  – угол наклона скважины к горизонту, градус.

Для обеспечения направленности выброса применяется врубовая схема расположения наклонных скважин в поперечном профиле траншеи (рис. 7.15).

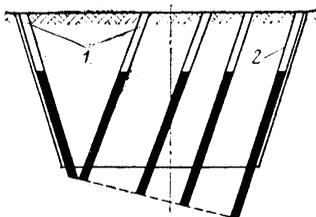


Рис. 7.15. Схема расположения скважинных зарядов при направленном выбросе породы:  
1 – врубовые скважины; 2 – основные скважины с зарядами выброса

Все скважины, кроме врубовой, располагаются с наклоном, противоположным направлению выброса. Врубные скважины взрываются одновременно, основные скважины – порядно с замедлением 25 мс относительно врубовых.

Удельный расход ВВ для врубовых скважин следует принимать  $3,0 \text{ кг/м}^3$  с увеличением до  $5,0 \text{ кг/м}^3$  для наиболее удаленной от вруба части траншеи [129]. Сетку скважин необходимо рассчитывать так, чтобы расстояния между скважинами в ряду были в 2–3 раза меньшими, чем между рядами скважин.

*Сооружение траншей в грунтах взрывами удлиненных горизонтальных зарядов выброса.*

Впервые взрывание удлиненных горизонтальных зарядов применил Н.М. Сытый (1948 г.) при сооружении неглубоких каналов в мягких грунтах. Этот метод использован также при сооружении неглубоких каналов на строительных объектах Украины и Средней Азии и широко

применяется при разработке траншей в комплексе с землеройной техникой для повышения темпов строительства магистральных трубопроводов.

Взрыв горизонтального заряда вблизи открытой поверхности сопровождается деформацией и выбросом грунта с образованием выемки. Физическая сущность процесса заключается в том, что в начальной стадии взрыва происходят деформирование газовой полости, уплотнение и движение грунта. Грунт движется по близким к радиальным от заряда направлениям, причем на направление движения грунта в начальный момент открытая поверхность не влияет. Время, в течение которого движение сохраняет центральную симметрию, непродолжительно и зависит от глубины заложения заряда. В это время значительная часть энергии взрыва расходуется на пластические деформации и нагрев грунта [130].

Основы расчета удлиненных горизонтальных зарядов выброса, при котором ВВ размещается вдоль оси сооружаемой траншеи или канала, изложены Д.М.Кушнаревым, В.И.Гуциным, Ю.П.Андреевым в работах [130, 131].

Определяющим условием проектирования удлиненных горизонтальных зарядов является максимальная глубина траншеи. При этом выбирают схему расположения зарядов и определяют показатель действия взрыва, от которых в наибольшей степени зависит достижение заданных контуров траншеи.

Общая методика расчета параметров линейных зарядов заключается в определении видимой глубины выемки, диаметра заряда и расстояния по л.н.с.

Для практических расчетов можно рекомендовать методику, предложенную В.И.Гуциным.

1. Определяется масса заряда на 1,0 м выемки (траншеи)

$$q_{\text{в}} = q_{\text{н}} h^2 (n^2 + 0,4n - 0,4), \quad (7.14)$$

где  $h$  – глубина заложения заряда, м.

2. Общая масса удлиненного горизонтального заряда

$$Q = q_{\text{в}} l_3 k,$$

где  $l_3$  – длина заряда, м;  $k$  – коэффициент забойки, для зарядных щелей равен 1,0; для траншей без забойки и без воды 1,05–1,2 (нижний предел – для сжимаемых грунтов – торф, мягкие глины, верхний – для крепких скальных пород); для обводненных траншей с грунтовой забойкой 1,0–1,1 (нижний предел для сжимаемых грунтов при полной забойке или в

условиях обводненности траншей, верхний – для скальных пород с частичной забойкой).

Величина видимой глубины выемки  $H$  при  $n > 2,5$

$$H = h + a_n \sqrt{q_B},$$

где  $a_n$  – коэффициент пропорциональности сжатия грунтов, для нескальных грунтов равен 0,3–0,4; для грунтов глинистых и суглинистых 0,4–0,5; для полускальных грунтов 0,15–0,25;  $q_B$  – масса удлиненного заряда на 1,0 м выемки, кг:

$$h = H - R_{сж} \quad \text{при } n > 2,5;$$

$$h = 3H / (2m - 1) \quad \text{при } n < 2,5,$$

где  $R_{сж}$  – радиус сжатия грунтов при взрыве удлиненного горизонтального заряда выброса, м.

Диаметр удлиненного горизонтального заряда

$$D = \sqrt{4q_B / \pi \Delta},$$

где  $\Delta$  – плотность заряда, кг/м<sup>3</sup>.

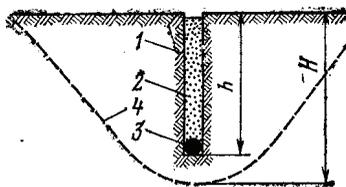


Рис. 7.16. Схема расположения удлиненного горизонтального заряда в щели: 1 – зарядная камера (щель); 2 – грунтовая засыпка; 3 – заряд ВВ; 4 – контуры траншеи после взрыва;  $h$  – глубина заложения заряда ВВ;  $H$  – глубина траншеи

Удлиненные горизонтальные заряды обычно размещаются в щелях (рис.7.16), нарезаемых щелерезными машинами.

## 7.5. Сооружение траншей и каналов на болотах

Строительство магистральных трубопроводов в районах Западной и Восточной Сибири, а также Севера европейской части Российской Федерации, где 60% территории покрыто болотами, связано с большими техническими трудностями, особенно в осенне-летний период.

Для обеспечения работы землеройной техники и прохода изоляционно-укладочной колонны на болотах необходимо вести расчистку трассы, сооружать дороги, обеспечивать водоотлив из траншеи.

В связи с этим на участках болот и заболоченных территорий прокладку трубопроводов ведут, как правило, в зимнее время, что связано с дополнительными затратами на устройство зимников. При этом уменьшается эффективность выполнения земляных работ, снижаются темпы земляных, сварочно-монтажных и изоляционно-укладочных работ.

Для обеспечения высоких темпов сооружения трубопроводов необходимо вести работы в течение всего года. Одним из методов, который исключает сезонность строительства трубопроводов на болотах, снижает материальные затраты и обеспечивает заданные темпы строительства, является сооружение траншей с применением взрывных работ.

Технология сооружения траншей на болотах при помощи взрыва, разработанная О.М.Иванцовым и В.П. Ментюковым, широко применяется в нефтегазовых районах Западной Сибири.

Проведение траншей и каналов взрывным способом в условиях болот наиболее целесообразно при сооружении переходов через болота типов II (при наименьшей несущей способности торфяной залежи) и III.

При строительстве магистральных трубопроводов через болота сооружают траншеи-выемки глубиной 2,5 м и шириной по верху 6,0–8,0 м, а также каналы – обводненные выемки глубиной более 2,0 м и шириной по верху более 8,0 м.

Эффективность взрывных работ на болотах зависит от выбора ВВ и средств инициирования и определяется их водоустойчивостью, стойкостью при длительном хранении (не менее 6 мес) в условиях повышенной влажности.

Для инициирования зарядов, находящихся в воде более 4,0 ч, рекомендуется использовать боевики из тротильных шашек в гидроизолированных оболочках. Для применения на болотах могут быть рекомендованы аммонит № 6ЖВ, гранулотол, граммонит, аммонал водоустойчивый, пироксилиновые пороха. Если заряды в водонепроницаемой оболочке предназначены для укладки в открытую воду, то плотность ВВ должна быть не менее  $1,02 \text{ г/см}^3$ , чтобы заряд, заключенный в оболочку, не всплывал. При плотности менее  $1,02 \text{ г/см}^3$ , заряды во избежание всплытия, снабжаются балластом или закрепляются кольями.

При расчете параметров взрывных работ для зарядов нормального выброса при взрывании в грунте и торфе принимаются значения удельного расхода аммонита № 6ЖВ, приведенные в табл. 7.9.

Таблица 7.9. Удельный расход аммонита № 6 ЖВ

Грунт	Водонасыщенность	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>
Вязкие суглинки, глины	Водонасыщенные средней насыщенности	0,7–0,8
Плотные глины	Водонасыщенные	1,1–1,2
Тяжелый моренный суглинок с валунами	Водонасыщенный	1,2–1,4
Супеси	Водонасыщенные	1,5–1,8
Пески	Водонасыщенные Средней водонасыщенности	1,3–1,5 1,4–1,8
Торф	Водонасыщенный Влажный	0,5–0,7 0,6–1,0

При сооружении траншей и каналов на болотах могут быть рекомендованы методы ведения взрывных работ с применением сосредоточенных и удлиненных горизонтальных скважинных зарядов. Выбор метода взрывных работ определяется условиями выполнения работ, характеристиками грунтов, типом болот, в которых ведутся взрывные работы, заданными параметрами выемки, массой заряда и типом ВВ.

*Метод сосредоточенных зарядов* целесообразно применять на глубоких болотах, покрытых лесом, при образовании каналов глубиной до 5,0 м и шириной по верху до 20,0 м. Сущность метода заключается в том, что по оси выемки на расчетном расстоянии одна от другой создаются взрывным способом зарядные воронки, в которые размещают сосредоточенные заряды. После их взрыва образуется линейная выемка заданного профиля (рис.7.17).

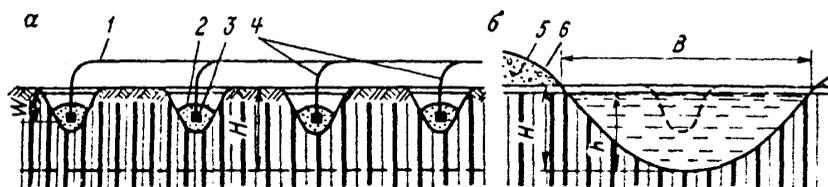


Рис. 7.17. Схема образования каналов на болотах методом сосредоточенных зарядов:  
 а – схема однорядного расположения скважинных зарядов в зарядных воронках;  
 б – канал, образованный взрывом сосредоточенных зарядов;  
 1 – магистраль из ДШ; 2 – заряд ВВ; 3 – боевик; 4 – ДШ; 5 – навал выброшенного грунта; 6 – профиль канала, образованного взрывом

Сосредоточенные заряды при сооружении каналов могут располагаться в грунте в замкнутых полостях или выработках (котлы, зарядные камеры), или в открытых выемках (зарядные воронки, лунки). Ввиду сложности образования в торфах и водонасыщенных грунтах котловых полостей и подземных зарядных камер сосредоточенные заряды при сооружении каналов и траншей на болотах рекомендуется размещать в зарядных воронках, образуемых взрывом скважинных зарядов.

Для образования зарядных воронок глубиной до 2,0 м в торфяных грунтах скважины заряжают водоустойчивым аммонитом в патронах диаметром до 46 мм. Зарядные воронки глубиной до 2,5 м в плохо сжимаемых грунтах могут образоваться также взрывом небольших сосредоточенных зарядов.

Масса скважинного заряда для образования зарядной воронки в торфяных грунтах определяется по вместимости скважин, при этом длина заряда принимается 0,65–1,0 м, при толщине мха до 0,15 м.

Для размещения прострелочных зарядов на глубине 1,5–2,0 м и более скважины проходят с применением механического или ручного бурения, а в более крепких грунтах рекомендуется использовать легкие шнековые буровые станки. Шурфы сооружают путем последующего расширения скважин.

Расчет параметров взрывных работ рекомендуется вести в следующем порядке [24].

1. Расстояние по л.н.с.

$$W = (0,3 - 0,5)H ,$$

где  $H$  – заданная глубина канала, м.

2. Масса основного сосредоточенного заряда определяется по формуле, предложенной НИИСТом

$$Q = 1,83qW^3 f(n) , \quad (7.15)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>, принимаемый по табл. 7.9.

Функция показателя действия взрыва при мощности торфа более 1,5 заданной глубины канала и величине  $W \leq 1,0$  м принимается в виде

$$f(n) = 0,25 + 0,75n^3 .$$

Масса сосредоточенного заряда при мощности торфа менее заданной глубины канала определяется по формуле М.М. Борескова.

При сооружении каналов в болотах с деревьями диаметром 25–30 см и сильно развитой корневой системой для обеспечения их выброса массу заряда необходимо увеличить на 10–15 % по сравнению с расчетной.

### 3. Видимая глубина канала

$$h = \alpha W(2n - 1),$$

где  $\alpha$  – эмпирический коэффициент (рис.7.18), равный 0,2 – для плотных торфов, 0,3 – для малоплотных.

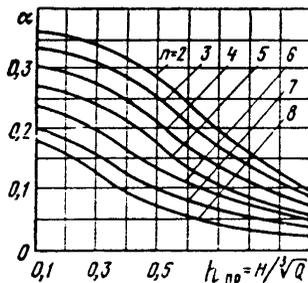


Рис. 7.18. Номограмма для определения  $\alpha$  в зависимости от приведенной глубины болота  $h_{пр}$  и показателя действия взрыва  $n$

### 4. Коэффициент крутизны откосов канала, образованного взрывом,

$$i = H/(nW).$$

### 5. Расстояние между сосредоточенными зарядами (при $n \leq 5$ )

$$a = 0,5W(n + 1).$$

Тюменским филиалом НИИСТ установлены экспериментальные зависимости параметров взрывных работ от параметров траншей (рис. 7.19, 7.20).

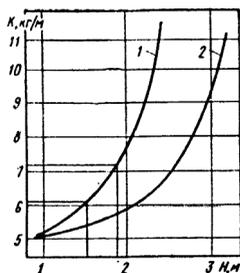


Рис. 7.19. Зависимость глубины траншеи  $H$  от показателя  $K$

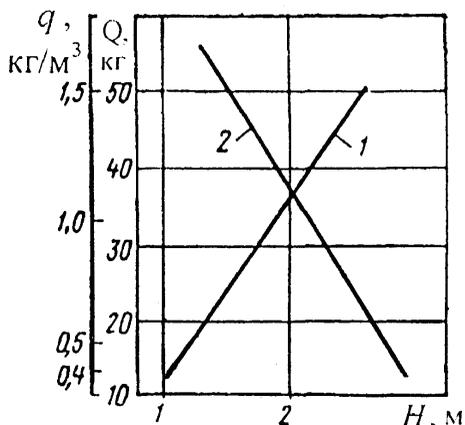


Рис. 7.20. Зависимость массы  $Q$  сосредоточенного заряда и удельного расхода  $q$  взрывчатого вещества от видимой глубины траншеи  $h$

На рис. 7.19 показатель  $K$  представляет собой отношение массы сосредоточенного заряда к расстоянию между зарядами. Величина  $K$  определяется по кривой 1 для расчетной глубины траншеи  $H = 1,5 - 1,9$  м и по кривой 2 для  $H = 1,9$  м.

Из рис. 7.20 видно, что увеличение глубины траншеи вызывает возрастание массы сосредоточенного заряда при постоянном расстоянии по л.н.с. (линия 1) и уменьшение удельного расхода ВВ (линия 2).

Сооружение траншей глубиной 2,4-2,8 м при расстоянии по л.н.с. 1,2-1,3 м наиболее экономично с применением сосредоточенных зарядов массой 45-40 кг.

Результаты экспериментальных исследований по более эффективному использованию ВВ при взрывании сосредоточенных зарядов с воздушной полостью при проходке траншей на болотах, а также исследования действия таких зарядов в торфяных грунтах приведены в работе [132].

Для экспериментов был выбран участок болота со следующими физико-механическими свойствами торфа: плотность  $0,94$  г/см<sup>3</sup>; коэффициент пористости 10,363; естественная влажность 64 %; степень разложения 20,7%. Заряды ВВ размещались в скважинах на глубинах 40, 50, 60 и 70 см (рис. 7.21).

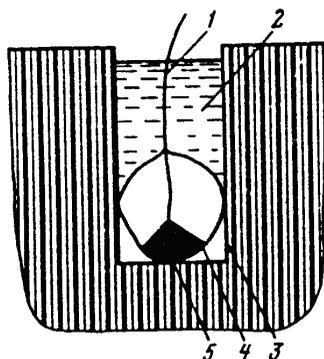


Рис. 7.21. Схема расположения заряда с воздушной полостью (в оболочке) в скважине:  
 1 – детонирующий шнур; 2 – забойка (вода); 3 – скважина;  
 4 – герметическая оболочка; 5 – заряд ВВ

В качестве ВВ применен аммонит № 6ЖВ. Заряд помещался в специально изготовленные полиэтиленовые мешки объемом  $4,0 \text{ дм}^3$ . Способ инициирования – с помощью детонирующего шнура.

Изучение параметров выброса при взрывах зарядов массой  $0,2\text{--}0,8 \text{ кг}$ , закладываемых на различную глубину, позволило получить зависимости удельного расхода ВВ от показателя действия взрыва (рис. 7.22). Установлено, что с изменением показателя действия взрыва в пределах  $0,5 < n < 2,5$  при использовании зарядов в оболочке удельный расход ВВ уменьшается до 30%.

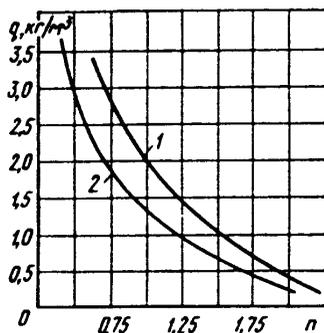


Рис. 7.22. Зависимость удельного расхода  $q$  взрывчатого вещества от показателя действия взрыва  $n$ :  
 1 – заряды обычной конструкции; 2 – заряды с воздушной полостью

Применение зарядов с воздушной полостью дает возможность не только снизить удельный расход ВВ, но и изменить параметры видимой воронки выброса, т.е. диаметр  $D$ , глубину  $H$  и объем  $V_B$  (рис. 7.23), в зависимости от показателя зарядной полости

$$\theta = V_{об} / V_3,$$

где  $V_{об}$  – объем оболочки, см<sup>3</sup>;  $V_3$  – объем заряда, см<sup>3</sup>.

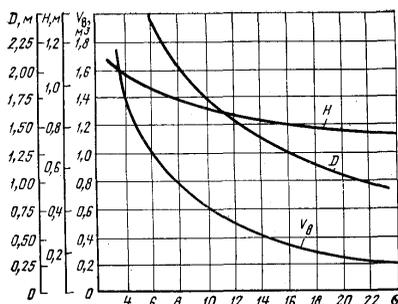


Рис. 7.23. Зависимость параметров воронки выброса  $D$ ,  $H$ ,  $V_B$  от показателя зарядной полости  $\theta$

Из рис. 7.23 следует, что объем воронки при конструкции заряда с воздушной полостью увеличивается до 39 %.

При строительстве газонефтепроводов в условиях болот для размещения сосредоточенных зарядов применяются выработки в виде воронок глубиной 1,0–1,5 м. Выработки образуются в результате взрыва прострелочных зарядов из двух тротильных шашек массой по 100 г. Для погружения зарядов на нужную глубину через каждые 5 м по трассе деревянным колом прокалывают отверстия в торфяном покрове болота и патроны ВВ досылают деревянным шестом. После прострелки вследствие сильной обводненности торфяного грунта подготовительные выработки глубиной 1,0–1,5 м и диаметром 2,0–2,5 м сразу же заполнялись водой.

Основной заряд состоит из пироксилинового пороха. Для его детонации в центр каждого заряда массой 300 г помещают боевик, состоящий из трех-четырёх тротильных шашек массой по 400 г, обмотанных детонирующим шнуром. Концы детонирующих шнуров от сосредоточенных зарядов, расположенных в линию, выводят на поверхность и подключают последовательно к магистрали взрывной сети. К основной магистрали подключают два электродетонатора. За смену возможно сооружение 100-200 м канала.

После стабилизации откосов готовый канал имел следующие размеры: ширина по верху 10,0-15,0 м, ширина зеркала воды в среднем 8 м, глубина в среднем 2,3 м, ширина по дну 2,0-4,0 м [132].

При устройстве траншей на болотах широко применяются сосредоточенные заряды. Образование траншей взрывом сосредоточенных зарядов возможно на болотах всех типов. Особенно эффективен этот метод, когда основание траншеи находится полностью в торфяном слое.

При разработке канала взрывом сосредоточенных зарядов, расположенных в линию, обеспечивается заданный профиль канала, но на его дне остаются гребни (на границе двух воронок). В крепких грунтах гребни следует выравнять взрывом накладных зарядов.

*Способ удлиненных горизонтальных зарядов* рекомендуется для образования каналов и траншей глубиной до 3,5 м и шириной по верху до 15,0 м на малозалесенных болотах. Наиболее целесообразно его использование при сооружении каналов и траншей на болотах, мощность которых составляет более половины заданной глубины выемки и дно траншеи находится на минеральном основании. Способ удлиненных горизонтальных зарядов при образовании каналов и траншей на болотах предусматривает следующие технологические операции: подготовку поверхности болота по оси траншеи или канала; укладку прострелочных поверхностных зарядов; образование траншеи взрывом прострелочных зарядов; размещение основных зарядов в обводненной траншее и их взрывание с целью образования канала или траншеи с заданными параметрами. Удлиненные заряды рекомендуется применять для образования выемок с ровным дном и откосами по всей длине канала или траншеи со скальным основанием. Этот метод требует меньшего расхода взрывчатых материалов по сравнению с методом сосредоточенных зарядов.

Последовательность проведения взрывных работ при сооружении траншей удлиненными горизонтальными зарядами зависит от проектной глубины траншеи и величины применяемого заряда. При этом работы можно вести в две или три стадии.

При однократном или двукратном взрывании вначале образуется зарядная траншея необходимой глубины, в которую затем укладывается основной заряд, в результате взрыва которого сооружается канал расчетного профиля.

Образование неглубоких зарядных траншей (0,5–0,6 м) может выполняться взрывом нескольких ниток детонирующего шнура. Обычно зарядные траншеи глубиной до 1,2 м образуются взрывом прострелочного удлиненного заряда в одну стадию. Зарядные траншеи глубиной более 1,2 м образуют в две стадии: сначала взрывают поверхностный удлиненный

горизонтальный заряд для образования начальной траншеи, затем – прострелочный заряд для образования конечной траншеи (рис. 7.24). Число стадий взрывания определяется сравнительным расчетом по расходу ВВ на 1,0 м длины траншеи.

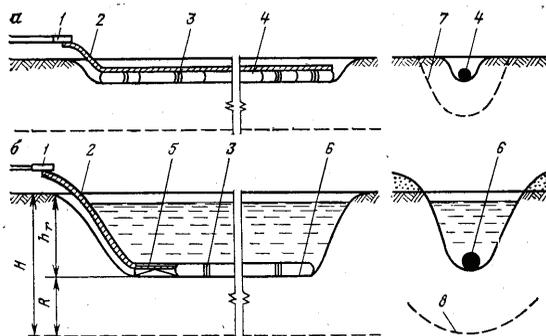


Рис. 7.24. Схема образования канала на болоте взрывом удлиненного горизонтального заряда: а – образование зарядной траншеи взрывом удлиненного заряда; б – положение основного удлиненного заряда в зарядной траншее; 1 – ЭД; 2 – ДШ; 3 – шпагат; 4 – патрон прострелочного заряда; 5 – боевик; 6 – основной заряд; 7 – проектный профиль зарядной траншеи; 8 – проектный профиль канала

Траншеи для укладки удлиненных горизонтальных зарядов могут быть образованы взрывами не только удлиненных зарядов малого диаметра, но и взрывами сосредоточенных зарядов, размещенных в шпурах и скважинах.

Параметры взрывных работ при использовании удлиненных горизонтальных зарядов рассчитываются в определенной последовательности [133].

1. Определяется глубина зарядной траншеи (м)

$$h_T = (0,3 - 0,5)H,$$

где  $H$  – проектная глубина траншеи, м.

2. Определяется диаметр удлиненных прострелочных зарядов

$$D_n = 2h_T / (k\sqrt{\pi \Delta}), \quad (7.16)$$

где  $k$  – коэффициент сжатия грунта взрывом удлиненного горизонтального заряда (при взрывании аммонита № 6ЖВ в малоплотных породах равен 0,45, в плотных грунтах 0,4). При использовании в зарядах других ВВ

вводится пересчет коэффициента, зависящий от работоспособности данного ВВ.

Диаметр удлиненного прострелочного заряда для образования зарядных траншей должен быть не менее критического диаметра, при котором в обводненных условиях обеспечивается их устойчивая детонация.

По формуле (7.16) определяется также диаметр удлиненного горизонтального заряда при сооружении траншей (глубиной до 1,2 м) для укладки трубопроводов небольших диаметров.

3. Масса 1,0 м прострелочного заряда

$$Q = \pi D_n^2 \Delta / 4 . \quad (7.17)$$

4. Расстояние по л.н.с., равное расстоянию от оси прострелочного заряда до поверхности болота, определяется согласно выражению

$$W = (0,3 - 0,6)H .$$

При показателе действия взрыва  $n > 2$

$$W = H - R_{сж} , \quad (7.18)$$

где  $R_{сж}$  – радиус сжатия грунта взрывом удлиненного горизонтального заряда, м.

Для заглубленного удлиненного заряда радиус сжатия

$$R_{сж} = \alpha \sqrt{Q_0} ,$$

где  $\alpha$  – эмпирический коэффициент, определяемый по номограмме (рис. 7.18).

5. Масса  $Q_0$  основного удлиненного горизонтального заряда на 1,0 м канала определяется по формуле, предложенной НИИСТом

$$Q_0 = qW^2 f(n) .$$

Удельный расход ВВ для среднеразложившегося торфа может быть принят  $q = 0,5 - 0,7$  кг/м<sup>3</sup>; функция показателя действия взрыва

$$f(n) = n^2 + 0,4n - 0,4 .$$

6. Диаметр основного удлиненного горизонтального заряда (м)

$$D_0 = \sqrt{4Q_0 / \pi \Delta} .$$

## 7. Общий расход ВВ (кг) на 1,0 м траншеи

$$Q_{\text{общ}} = Q_n + Q_o,$$

где  $Q_n$  – общая масса прострелочного заряда, кг.

Удлиненные горизонтальные заряды при взрывании в сильнообводненных грунтах инициируют с одной или при большой их длине с двух сторон. В качестве боевика целесообразно применять тротиловые шашки. Взрывание зарядов рекомендуется выполнять электрическим способом.

При сооружении выемок шириной по дну более 2,0–2,5 м применяют два или несколько параллельно укладываемых удлиненных горизонтальных зарядов.

Ввиду специфичности строения и условий различных болот предварительно рекомендуется провести опытные взрывы на участке длиной 20–30 м для уточнения расчетных параметров массовых взрывов.

Проходка траншей в болотах при помощи взрывов удлиненных горизонтальных зарядов выполнена при строительстве газопровода Ухта-Торжок. Линейные заряды изготовляли на временном складе ВВ, расположенном в 1,0–1,5 км от места взрыва. В качестве оболочки для зарядов пироксилиновых порохов применяли матерчатые рукава. От склада к месту работ их транспортировали на тракторном прицепе. Заряды длиной 3,5–4,0 м, массой 65–70 кг доставляли по настилам и раскладывали вдоль траншеи.

Для инициирования зарядов применяли промежуточные детонаторы из шашек прессованного тротила массой 400–800 г. После погружения зарядов в воду на дно траншеи выполняли монтаж взрывной сети.

В результате взрыва удлиненных горизонтальных зарядов длиной 80–100 м образовывался канал глубиной до 3,0 м, шириной до 12,0 м (по верху) и до 2,5 м (по дну) (рис.7.25)

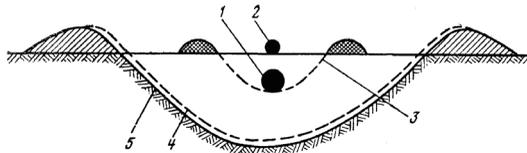


Рис. 7.25. Поперечный профиль траншеи, полученный взрывом удлиненного горизонтального заряда:

- 1 – удлиненный горизонтальный заряд ( $d = 160$  мм, масса 10 кг/м);
- 2 – прострелочный заряд ( $d = 32$  мм, масса 1 кг/м);
- 3 – контур зарядной траншеи;
- 4 – расчетный контур траншеи;
- 5 – полученный контур траншеи

Следует отметить, что при применении способа удлиненных горизонтальных зарядов необходимо изготавливать специальные оболочки, заполнение которых взрывчатым веществом трудоемко. Поэтому эффективность способа при механизированном изготовлении зарядов на базе или полигоне повышается.

Метод скважинных зарядов рекомендуется применять для сооружения на открытых и залесенных болотах траншей и каналов глубиной 4,0–8,0 м, шириной по верху 2,0–10,0 м. При сооружении траншей рекомендуемый диаметр скважин 150–200 мм, при сооружении каналов 300–600 мм. Метод скважинных зарядов при образовании траншей и каналов на болотах включает следующие технологические операции: разбивку сетки скважин по оси траншеи (один или два ряда в зависимости от требуемой ширины дна выемки); бурение вертикальных или наклонных скважин; зарядка скважин и взрывание зарядов. Схема образования траншеи взрывом вертикальных скважинных зарядов приведена на рис. 7.26.

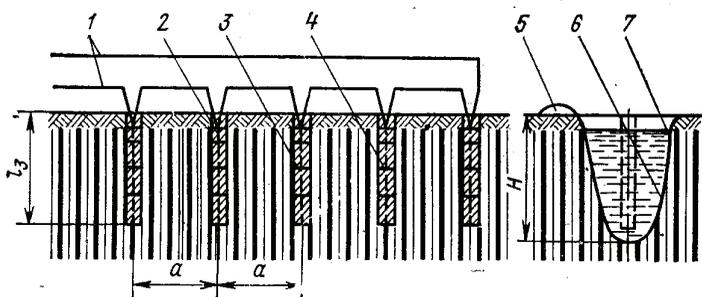


Рис. 7.26. Схема образования траншеи взрывом вертикальных скважинных зарядов:  
1 – электровзрывная сеть; 2 – электродетонатор; 3 – патрон ВВ;  
4 – скважина; 5 – земляной вал; 6 – зарядная траншея; 7 – вода

Метод скважинных зарядов, наряду с возможностью образования довольно узких траншей и каналов, имеет преимущество перед другими методами взрыва, поскольку позволяет выполнить направленный выброс грунта на одну из сторон выемки. Направленный выброс достигается взрывом наклонных скважинных зарядов, располагаемых под углом 45–60° к горизонту.

Параметры взрывных работ рекомендуется рассчитывать в следующем порядке [24].

1. Длина вертикальной скважины

$$L_c = K_{пер} H,$$

где  $H$  – глубина траншеи, м;  $K_{пер}$  – коэффициент перебура, равный 0,95–1,05 для болотных глин и суглинков и 1,15–1,2 – для супеси.

2. Масса скважинного заряда выброса  $Q$  зависит от глубины траншеи, свойств грунта и показателя действия взрыва

$$Q = qH^3 f(n), \quad (7.19)$$

где

$$f(n) = (0,84 - 0,16)n^3.$$

3. Диаметр скважинного заряда

$$D_3 = \sqrt{4Q / \pi l_3 \Delta}.$$

Длина заряда в скважине

$$l_3 = (0,75 - 0,9)L_c.$$

4. Расстояние между скважинными зарядами

$$a = W \sqrt[3]{f(n)},$$

где  $W$  – расстояние по л.н.с., равное глубине заложения заряда, м;  $f(n)$  – принимается в зависимости от показателя  $n$  действия взрыва (табл. 7.10).

**Таблица 7.10. Значения  $f(n)$  в зависимости от показателя  $n$  действия взрыва**

$n$	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5
$f(n)$	1,0	1,1	1,2	1,55	2,1	2,82	3,6

Масса наклонного скважинного заряда при взрывании в торфах

$$Q_n = qW^3 f(n).$$

Удельный расход  $q$  взрывчатого вещества (кг/м<sup>3</sup>) для аммонита № 6 ЖВ принимается в зависимости от зольности торфа (табл. 7.11).

**Таблица 7.11. Удельный расход  $q$  аммонита № 6 ЖВ в зависимости от зольности торфа**

Зольность торфа, %	20	30	40	50	60	70
$q$ , кг/м <sup>3</sup>	0,58	0,59	0,61	0,65	0,71	0,81

Длина наклонных скважин

$$L_n = W / \sin \alpha ,$$

где  $\alpha$  – угол наклона скважин к горизонту, градус.

Прокладка трубопроводов на болотах, в каналах и траншеях, образованных взрывом, полностью исключает корчевку пней, срезку кустарника, рытье траншей и в отдельных случаях водоотлив, а также устройство дорог для прохода транспорта и строительной техники.

В результате сильного уплотнения грунта при взрыве берега каналов и траншей долго сохраняют устойчивость, что позволяет использовать их для перевозки грунтов вдоль трассы летом по воде, зимой по льду. Каналы и траншеи могут быть использованы в качестве дренажных устройств и способствуют осушению заболоченных участков.

### **7.6. Сооружение подводных траншей взрывным способом**

Магистральные газопроводы, имеющие большую протяженность, на своем пути пересекают ряд естественных и искусственных преград, что обуславливает необходимость сооружения переходов. Переходы, несмотря на их сравнительно небольшой вес в общем объеме строительства магистральных трубопроводов, являются наиболее ответственными сооружениями. Через реки и другие водные препятствия их сооружают в основном подземного типа с укладкой трубопровода в траншею. Сооружение подводных траншей – наиболее трудоемкий вид работ. Затраты на разработку грунта для заглубления трубопровода составляют 40–50% всей сметной стоимости перехода [133].

Взрывной способ разработки тяжелых и скальных грунтов под водой применяют как самостоятельно (на выброс грунта), так и в сочетании с земснарядами (одночерпаковыми, многочерпаковыми и грейферными).

Необходимость применения взрывного способа для разработки подводных траншей определяется проектом организации строительства, который должен быть согласован с Госгортехнадзором, Рыбнадзором и на судоходных водоемах (в период навигации) – со службой пути пароходства.

Параметры подводной траншеи определяются в первую очередь диаметром трубопровода, при этом учитываются вид грунта, способ его разработки, скорость течения воды и перемещения донных наносов. Во всех случаях крутизна откосов должна быть 1,0:0,5 при глубине траншеи до 2,5 м и 1,0:0,75 при глубине траншеи более 2,5 м.

Для проведения взрывных работ при строительстве подводных траншей составляется проект на основании проекта строительной

организации и материалов изысканий. При изыскании должны быть получены следующие исходные данные для проектирования: площадь, подлежащая разработке, мощность съема, крепость пород по СНИП, глубина воды над взрываемыми породами и скорость течения, на судоходных реках и водоемах – частота прохождения судов.

Составляется план местности радиусом не менее 300 м, на который наносят: очертания, подлежащего взрыванию участка; шоссезные дороги, навигационные знаки, населенные пункты, а также сооружения, подлежащие охране от воздействия взрывов, на нерестовых реках– периоды хода рыбы.

*Методы взрывных работ при сооружении подводных траншей.* При сооружении подводных траншей применяются следующие основные способы выполнения взрывных работ под водой: шпуровыми зарядами с подготовкой шпуров при помощи бурильных молотков или самоходных бурильных установок (водолазы выполняют только зарядание шпуров); скважинными зарядами с бурением скважин и их заряданием с плавучего средства или платформы; накладными зарядами с размещением необходимого количества ВВ по дну водоема.

*Метод шпуровых зарядов* используется при глубине рыхления породы до 2,0 м и послойно, метод скважинных зарядов – при глубине рыхления породы до 6,0 м, метод накладных зарядов – при глубине рыхления породы до 1,0 м.

При методе шпуровых зарядов диаметр шпуров обычно не превышает 75 мм, глубина составляет 3,0–5,0 м. Перед бурением шпуров с поверхности скальной породы, подлежащей рыхлению, снимается слой наносов с использованием средств гидромеханизации или других землеройных механизмов.

При расчете параметров взрывных работ определяются: масса заряда, величина с.п.п., расстояние между шпурами и длина шпуров.

1. Величина с.п.п. определяется согласно выражению

$$W = 47d_3\sqrt{\Delta e/\gamma},$$

где  $d_3$  – диаметр заряда, см;  $\Delta$  – плотность ВВ в патроне, г/см<sup>3</sup>;  $e$  – коэффициент работоспособности данного ВВ по отношению к аммониту № 6ЖВ;  $\gamma$  – плотность горной породы, г/см<sup>3</sup>.

2. Шпуры располагают по сетке с расстояниями между шпурами и рядами

$$a = b = mW,$$

где  $m$  – коэффициент сближения зарядов, принимаемый равным 0,9 при максимально допустимом размере куска 0,5 м и 0,7 – при размере куска 0,3 м.

### 3. Длина шпуров

$$l_{ш} = h + l_{пер} ,$$

где  $h$  – глубина рыхления;  $l_{пер}$  – величина перебура.

Длина перебура для пород до VIII группы крепости принимается равной  $10 d_3$ , выше VIII группы –  $15 d_3$ .

### 4. Масса заряда

$$Q = 0,7 l_{ш} Q_1 , \quad (7.20)$$

где  $Q_1$  – вместимость ВВ в 1,0 м шпура, кг/м.

Рекомендуется применять порядное короткозамедленное взрывание при помощи ДШ. Большое значение придается способу и технологии бурения и заряжания скважин. Для бурения скважин используются буровые станки, установленные на понтонах и баржах.

Схема размещения подводных скважинных зарядов приведена на рис. 7.27.

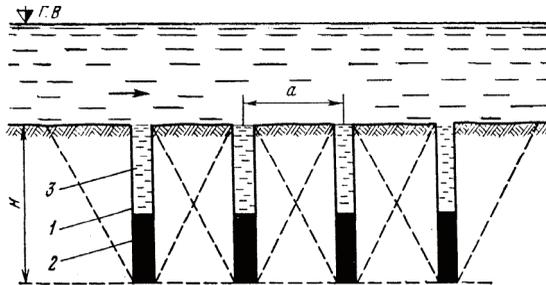


Рис. 7.27. Схема размещения подводных скважинных зарядов:  
1 – скважина; 2 – ВВ; 3 – столб водяной забойки

При методе скважинных зарядов (рис. 7.27) рассчитываются те же параметры, что и при методе шпуровых зарядов.

1. Определяется величина с.п.п.

$$W = 53 d_3 \sqrt{\Delta / \gamma e} .$$

2. Сетка скважин принимается из расчета

$$a = b = mW ,$$

где  $m = 0,7 - 0,9$ .

3. Масса скважинного заряда определяется по формуле М.М. Борескова (6.2), где показатель действия взрыва  $n$  принимается равным 2,5 при глубине рыхления  $H \leq 4$  м;  $n=3$  при  $H = 3-5$  м;  $n = 3,5$  при  $H = 5-7$  м.

Метод накладных зарядов применяется в случаях сооружения траншей на малых переходах в труднобуримых породах, на участках водоемов, где затруднена доставка плавучих буровых механизмов, для доработки подводных траншей до проектных отметок. Расчет параметров взрывных работ при методе накладных зарядов выполняется в следующем порядке.

1. Расстояние между рядами

$$a = (2,5 - 3,5)H_g,$$

где  $H_g$  – глубина воронки под зарядом; в среднем  $H_g = 1,5h$ , м ( $h$  – глубина рыхления, м).

2. Масса заряда

$$Q = qH_g a^2.$$

Удельный расход  $q$  взрывчатого вещества принимается в соответствии с данными табл. 7.12.

Таблица 7.12. Удельный расход взрывчатого вещества

Группа крепости пород по СНиП	III	IV	V	VI	VII	VIII
Удельный расход $q$ , кг/м <sup>3</sup>	20	30	40	50	80	130

3. Расстояние между рядами принимается для плотных грунтов  $b = 0,8h$ ; для трещиноватых грунтов  $b = h$ .

Накладные заряды, размещаемые на дне канала или водоема, укладывают в водонепроницаемые оболочки из полиэтилена или другого материала. При взрыве забойкой является столб воды, в результате чего использование энергии взрыва увеличивается примерно в 10 раз по сравнению с поверхностным взрывом и повышается эффективность разрушения дна выемки. При взрыве накладных зарядов должно происходить перекрытие воронок разрушения, причем, если вертикальный радиус разрушения принять за единицу, то горизонтальный радиус составляет 1,4–1,5 в зависимости от свойств грунтов.

При укладке зарядов на дно реки по оси траншеи их предварительно закрепляют на стальном тросе. Одновременность взрыва всех зарядов достигается инициированием при помощи детонирующего шнура.

Величины и расстояния между зарядами, укрепляемыми на тресе, зависят от характера грунта, необходимой глубины траншеи и толщи воды. Если верхний слой сложен мягкими грунтами, взрывы накладных зарядов не дают необходимого эффекта. В этом случае грунт верхнего слоя до укладки зарядов удаляют земснарядами или скреперными установками.

При применении способа удлиненных горизонтальных зарядов в качестве ВВ используются отходы пироксилиновых порохов, заряды которых помещают в полиэтиленовые шланги.

Масса заряда пироксилинового пороха на 1,0 м длины траншеи определяется по формуле Н.М.Сытого

$$Q = 0,5(B + b)Hq,$$

где  $B$  – ширина траншеи по верху, м;  $b$  – ширина траншеи по дну, м;  $H$  – глубина траншеи, м;  $q$  – удельный расход пороха, кг/м<sup>3</sup>.

Диаметр порохового заряда

$$D = a_n \sqrt{(B + b)H / \Delta},$$

где  $\Delta$  – плотность порохового заряда, т/м<sup>3</sup>. Коэффициент  $a_n$ , зависящий от плотности грунта, имеет следующие значения (табл. 7.13).

Таблица 7.13. Значения коэффициента  $a_n$

Группа грунта по СНиП	I	II	III	IV	Скальный грунт
Удельный расход пороха, кг/м <sup>3</sup>	1,28	1,77	1,86	2,6	10
Коэффициент $a_n$	0,028	0,033	0,034	0,04	0,08

При рыхлении скальных грунтов целесообразно применение кумулятивных зарядов направленного действия.

При использовании технологии с применением кумулятивных зарядов такие заряды поступают на место ведения работ в полностью собранном виде. Кроме того, отпадает необходимость использовать большое количество ВВ и бурить шпурсы со специальной баржи.

Разработка скальных грунтов при помощи взрыва применяется при строительстве трубопроводов через водные преграды. Такие работы проводились в разное время при прокладке трубопроводов через реки Днепр, Волга, Белая Вятка, Чусовая и др.

Исследования по разработке твердых грунтов под водой на крупных преградах проводились в США, ФРГ, Швеции, Японии и др. [134].

На прибрежных участках в районе Оркнейских островов в Северном море при сооружении траншей взрывным способом применялись специальное оборудование и технология. В этом районе сооружены траншеи длиной до 1500 м на глубине 9–12 м. Для выполнения буровзрывных работ применялся метод, разработанный шведской фирмой «Атлас Копко». В качестве обсадной оболочки, оставляемой в скважине после бурения, использовались пластмассовые трубы диаметром 75 мм.

В США при строительстве трубопровода протяженностью 450 км методом шпуровых зарядов сооружены подводные траншеи при переходе через р. Дэн Ривери Сэнди. В Канаде при строительстве подводной траншеи через р.Боу применен метод скважинных зарядов диаметром 76 мм при сетке 1,5×1,5 м.

*Охрана окружающей среды при сооружении подводных траншей взрывным способом.* Производство взрывных работ под водой или на прибрежных участках водоема отрицательно влияет на ихтиофауну, нанося ей определенный ущерб в результате поражающего действия гидроударной и сейсмической волнами, степень которого зависит от места проведения взрывов (в русле или на берегу), гидрогеологической характеристики водной преграды, вида заряда и его величины, а также технологии взрывных работ.

Результаты исследований с целью повышения эффективности взрывных работ при сооружении подводных траншей и разработки способов снижения отрицательного воздействия взрывов на ихтиофауну приведены в работах [135,136]. Установлено [137], что при взрыве накладных зарядов под водой давление на фронте ударной волны увеличивается на 21–23% по сравнению с другими методами взрывных работ. Предложена зависимость, позволяющая определять безопасные расстояния  $R_6$  для ихтиофауны.

$$R_6 \geq \sqrt[3]{Q(A/P_6)^{1/\alpha}},$$

где  $Q$  – масса взрываемого заряда, кг;  $P_6$  – безопасная величина давления на фронте подводной ударной волны для ихтиофауны, Па;  $A=66$  – коэффициент для аммонита № 6ЖВ;  $\alpha = 1,14$ .

При проектировании взрывных работ рекомендуется радиус опасной зоны по глушению рыбы давлением на фронте ударной волны (величиной не более 0,3 МПа) определять по формуле

$$R = C_2 \sqrt[3]{Q},$$

где  $C_2$  – коэффициент, равный 100 для накладных зарядов; 20 для углубленных в грунт зарядов рыхления;  $Q$  – общая масса зарядов, взрывааемых в грунте, кг.

Наиболее эффективны и менее опасны для ихтиофауны скважинные заряды, широко применяемые в практике строительства подводных переходов. Для снижения опасного воздействия подводных взрывов на ихтиофауну рекомендуется короткозамедленное взрывание зарядов. Применяются также конструкции зарядов с индивидуальной защитной прослойкой.

Для обеспечения сохранности ихтиофауны и ограждения мест подводных взрывов применяются экранирующие устройства. Устройство, разработанное в Институте геофизики НАН Украины, позволяет гасить гидроударные волны и представляет собой полиэтиленовую оболочку, содержащую внутри пакет с газовыделяющим веществом (рис. 7.28) [136].

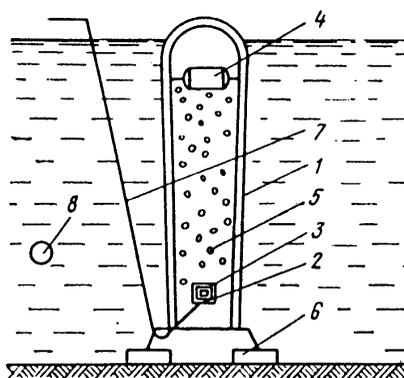


Рис. 7.28. Схема экранирования для снижения интенсивности гидроударных волн: 1 – эластичная оболочка; 2 – пакет с газовыделяющим веществом; 3 – контейнер; 4 – поплавок; 5 – пузырьки газа; 6 – балласт; 7 – электропровод к источнику тока для дистанционного освобождения пакета; 8 – заряд аммонита №6 ЖВ

При помощи балласта экран устанавливается на границе раздела дно-вода. Непосредственно перед взрывом содержимое внутреннего пакета дистанционно освобождается, смешивается с водой и оболочка экрана наполняется пузырьками газа. В качестве газообразующего реагента используется карбид кальция.

Способ защиты водной среды при взрывах с использованием воздушно-пузырьковой завесы применяется в ФРГ [134].

Для временного освобождения участков акватории от рыбы в местах проведения подводных взрывов используются различные физические и другие раздражители (взрыв небольшой мощности, звук, электроток), условия применения которых, исследуются в лабораторных и производственных условиях.

При сооружении подводных траншей взрывным способом для снижения ущерба рыбному хозяйству следует принимать во внимание зоны нерестилища ценных пород рыб и постоянные скопления их на реках. Необходимо предусматривать перерыв в ведении взрывных работ на период хода рыбы на нерест.

### **7.7. Взрывные работы при строительстве трубопроводов в зимний период и в многолетнемерзлых грунтах**

Строительство магистральных трубопроводов в районах многолетнемерзлых грунтов по сравнению со строительством в других районах осложняется их природно-климатическими особенностями. Кроме того, технология сооружения трубопроводов является непрерывной и работы ведутся в различные периоды года независимо от климатических условий и районов.

Обеспечение высоких темпов строительства трубопроводов в течение года обуславливает применение взрывного способа сооружения траншей в зимний период и в многолетнемерзлых грунтах. Взрывание мерзлоты применяется при глубине промерзания свыше 0,5 м. При прокладке трубопроводов зимой через водные преграды выполняется также значительный объем работ по взрыванию льда.

*Рыхление мерзлых грунтов взрывом при сооружении траншей.* При рыхлении мерзлых грунтов применяют следующие методы взрывных работ: шпуровыми зарядами, скважинными зарядами на выброс, удлиненными горизонтальными зарядами.

При методе шпуровых зарядов принимается следующая последовательность выполнения технологических операций: расчистка трассы от снега, разбивка сети шпуров, бурение шпуров и их очистка, зарядание шпуров, забойка зарядов измельченным грунтом, взрыв, планировка участка бульдозером, разработка грунта экскаватором.

При этом способе участок траншеи делится на две заходки: на одной ведется разработка взорванного грунта, на другой – бурение, зарядание и взрывание зарядов.

Расчет шпуровых зарядов ведется в следующем порядке.

1. Масса шпурового заряда

$$Q = 0,7Q_1H_M, \quad (7.21)$$

где  $H_M$  – толщина мерзлого слоя, м.

1. Общее число зарядов на заданную площадь рыхления

$$N = H_M S q / Q,$$

где  $S$  – площадь участка, подлежащего рыхлению,  $\text{м}^2$ ;  $q$  – удельный расход ВВ,  $\text{кг}/\text{м}^3$  (при использовании аммонита № 6ЖВ  $q$  принимается 0,8–0,9 для мерзлой глины; 0,7–0,8 – для суглинка моренного с галькой; 0,6–0,7 – для песчаных и черноземных грунтов).

### 2. Расстояние между шпурами

$$a = \sqrt{Q/(H_m q)} .$$

Схема расположения шпуров при бурении одношпindelными станками – шахматная, двухшпindelными – квадратная.

### 3. Глубина шпуров

$$l_{ш} = (0,85 - 0,9)H_m .$$

Для практических целей параметры зарядов в шпурах диаметром 45–50 мм при рыхлении мерзлых грунтов приведены в табл. 7.14.

В качестве ВВ обычно применяются гранулиты и аммонит № 6ЖВ.

**Таблица 7.14. Параметры зарядов при рыхлении мерзлых грунтов**

Показатели	Глубина промерзания, м					
	0,5	1,0	1,5	0,5	1,0	1,5
	Ширина траншеи по низу 1,0 м			Ширина траншеи по низу 1,5 м		
Глубина шпуров, м	0,45	0,9	1,3	0,4	0,9	1,3
Расстояние между шпурами, м	1,1	1,3	1,1	1,1	1,25	1,35
Расстояние между рядами, м	0,45	0,55	0,6	0,5	0,6	0,55
Масса заряда, кг	0,2	0,5	0,8	0,2	0,5	0,8

При взрывных работах для рыхления мерзлого грунта на торфяных болотах предварительно при помощи зонда необходимо проверить глубину промерзания на каждом участке разрабатываемой площадки.

Мерзлый слой на торфяных болотах рыхлится методом шпуровых зарядов ВВ. Глубина шпуров принимается  $(0,8 - 1,2)H_m$ .

Определение массы зарядов и их расположения производится согласно данным табл. 7.15, которые уточняются в процессе работы.

Таблица 7.15. Параметры зарядов при рыхлении мерзлого торфа

Толщина слоя мерзлого торфа, м	До 0,2	0,2–0,3	0,3–0,5	0,5–0,85
Расстояние между зарядами в ряду и между рядами, м	1,75–2,0	1,6–1,85	1,4–1,75	больше 5,0
Масса заряда, кг	0,25–0,45	0,3–0,55	0,4–0,7	1,25–1,5

ВВ помещают в шпур в патронированном виде. Для забойки применяется мелкий торф.

Взрывы на выброс скважинными зарядами применяют для рыхления и разработки мерзлых грунтов при сооружении береговых траншей для укладки подводных трубопроводов, когда невозможно использовать экскаваторы, а также для рыхления мерзлого грунта на равнинных участках при мощности мерзлого слоя свыше 1,5 м.

Технологическая последовательность устройства траншей в зимний период взрывами на выброс следующая: расчистка полосы от снега; бурение скважин; зарядание и забойка скважин; взрыв зарядов.

Масса скважинного заряда

$$Q = 0,5Q_1H_m . \quad (7.22)$$

Остальные параметры определяются так же, как и для шпуровых зарядов.

Основным недостатком технологии рыхления мерзлого грунта шпуровыми и скважинными зарядами является трудоемкость немеханизированного процесса зарядания и забойки шпуров и скважин. В суровых климатических условиях северных районов процесс зарядания еще более осложняется. При этом, как правило, не обеспечивается кондиционное дробление мерзлого грунта. Кроме того, при взрыве скважинных и шпуровых зарядов образуется воронка рыхления, а в нижней части земляного сооружения между шпурами или скважинами остаются «пороги» или «гребни» неразрушенного взрывом грунта.

В последнее время в производственных условиях применяются более совершенные методы рыхления мерзлых грунтов удлиненными горизонтальными зарядами [130,138,139]. Так, для устройства траншей на пойменных участках перехода через реку Енисей применялись удлиненные горизонтальные заряды ВВ в щели, прорезанной в мерзлом грунте щелерезной машиной. В щель глубиной 1,8–2,0 м вдоль оси будущей траншеи укладывали сплошной заряд ВВ. После взрыва образовалась

траншея правильной формы с одинаковой глубиной по всей длине без перемычек на дне. Одновременно обеспечивалась заданная степень рыхления грунта или его выброс. Применение щелерезной машины позволило механизировать взрывные работы, значительно повысить производительность труда при разработке мерзлых грунтов.

Расчет удлиненных горизонтальных зарядов на рыхление мерзлых грунтов выполняется по формуле

$$Q = 0,6qW^2 \frac{n^2 + 1}{1 - 0,1n},$$

где  $Q$  – масса 1,0 м сплошного щелевого заряда, кг/м;  $W = (0,85 - 0,95)H_m$ .

При устройстве траншей для рыхления мерзлых грунтов взрывом требуется полная механизация всех процессов. Для траншей глубиной до 2,5 м необходимо прорезать щель глубиной 0,6–0,8 м и шириной 0,12–0,14 м. Так как глубина траншей, как правило, меняется, щелерезная машина должна быть оборудована приспособлением для непрерывного регулирования глубины щели. В процессе проведения щели машина одновременно укладывает ВВ.

При устройстве узкощелевых длинных выработок, предназначенных для укладки ВВ, применяется щелерезная зарядная машина на базе экскаватора [138]. В качестве режущего рабочего органа в ней использован бар врубовой машины, который образует узкую щель на заданную проектную глубину. Для забойки заряженной щели используется бульдозерная подвеска, расположенная впереди экскаватора (рис. 7.29).

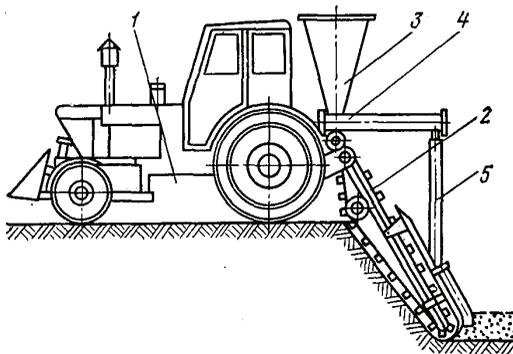


Рис. 7.29. Щелерезная зарядная машина на базе экскаватора :  
1 – базовая машина; 2 – режущий бар; 3 – зарядный бункер;  
4 – шнековый дозатор; 5 – управляющий трубопровод

Взрывы удлиненных горизонтальных зарядов, размещенных в щелях, применяются для рыхления мерзлого грунта с последующей уборкой породы экскаватором при прокладке трубопроводов, когда глубина промерзания грунтов достигает 1,6 м. В результате глубокого рыхления грунта увеличивается производительность землеройных машин и повышается скорость проходки траншей.

Для взрывного рыхления мерзлых грунтов наиболее эффективен метод удлиненных горизонтальных зарядов с компенсирующими щелями [140]. По сравнению с обычными методами взрывных работ он позволяет сократить объем ручных работ по заряджанию и полностью механизировать процесс; улучшить качество дробления мерзлого грунта; снизить разлет кусков при взрыве; получить вертикальные откосы траншеи, что значительно снижает объем земляных работ.

Сущность метода заключается в том, что при взрыве удлиненных горизонтальных зарядов, размещенных в основании щелевого вруба, происходит сдвиг грунта в сторону свободного компенсирующего пространства. По сравнению с методом шпуровых зарядов качество рыхления мерзлых грунтов улучшается. Во первых, вследствие того, что щели во взрываемом массиве образуют дополнительные открытые поверхности, и, во-вторых, при ударе кусков мерзлого грунта о поверхность компенсирующей щели происходит их дополнительное дробление за счет кинетической энергии, полученной при распространении волны сжатия.

Компенсирующие щели способствуют увеличению объема разрыхленного мерзлого грунта на уровне расположения зарядов. Если один удлиненный заряд взорвать без двух боковых компенсирующих щелей, то призма рыхления будет иметь вид траншеи треугольного поперечного сечения. При взрыве такого же заряда с двумя боковыми (компенсирующими) щелями разрыхленный объем в виде параллелепипеда с прямоугольным сечением увеличится примерно в 2 раза. Применяются следующие схемы зарядных и компенсирующих щелей: двухщелевая (одна щель зарядная, вторая – компенсирующая); трехщелевая (средняя щель – зарядная, крайние – компенсирующие).

При сооружении траншей шириной 0,7–1,3 м рекомендуется применять двухщелевую схему (рис. 7.30, а). Для сохранения наружной стенки зарядной щели от разрушения заряд следует располагать у противоположной стенки и прижимать к разрушаемому массиву.

При ширине траншеи 1,3–1,5 м и более применяется трехщелевая схема с взрыванием заряда в центральной щели (рис. 7.30, б). Наружные стенки компенсирующих щелей служат откосами траншеи.

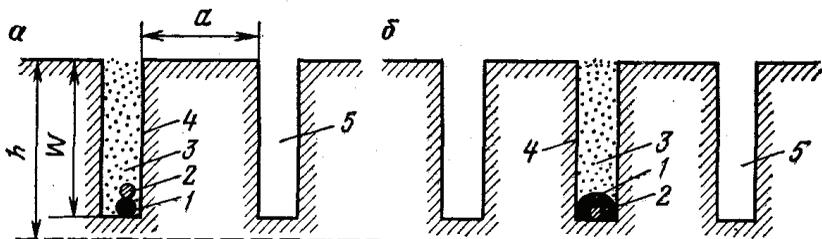


Рис. 7.30. Схемы заряжения с компенсирующими щелями:  
 1 – заряд ВВ; 2 – ДШ; 3 – забоечный материал; 4 – зарядная щель;  
 5 – компенсирующая щель

Основные параметры щелей и заложения заряда ВВ принимаются такими: глубина щели  $h_{щ} = 0,9h$  ( $h$  – заданная глубина рыхления); ширина щели равна ширине режущего элемента землеройной машины и составляет 100–300 мм; расстояние между щелями  $a = (0,9 - 1,3)h_{щ}$ , м; коэффициент сближения щелей  $m = a / h_{щ}$ .

Общий расход ВВ, требуемый для рыхления заданного объема мерзлого грунта

$$Q = q(V - V_{щ}),$$

где  $V$  – заданный объем рыхления грунта,  $\text{м}^3$ ;  $V_{щ}$  – объем грунта в щелях,  $\text{м}^3$ .

Площадь поперечного сечения заряда для обеспечения передачи детонации должна быть не менее критической.

В основании щели укладывают ДШ, концы которого выведены на поверхность и соединены с электровзрывной сетью. К концам отрезков ДШ присоединяют электродетонаторы. Сверху ДШ по оси зарядной щели при помощи специальной воронки или зарядной машины укладывают сплошные удлиненные или рассредоточенные заряды. В качестве ВВ могут использоваться россыпные или патронированные ВВ типа аммонита № 6 ЖВ.

Рассредоточенные заряды целесообразно применять при заряжении щелей глубиной до 1,0 м. Интервал между зарядами ВВ 0,5–0,6 м по длине щели. Для нарезания щелей применяют дискофрезные и баровые машины.

Расчеты показывают [140], что стоимость взрывного способа рыхления мерзлых грунтов с применением щелевых зарядов по сравнению с методом шпуровых зарядов снижается: при глубине выемки 1,0 м более чем в 2 раза; при глубине до 2,0 м на 10–20%.

Теоретические и экспериментальные работы позволили установить, что применение взрывов щелевых зарядов при устройстве траншей и рыхлении мерзлых грунтов значительно повышает эффективность взрывных работ, так как представляется возможность их полностью механизировать и ликвидировать сезонность работ при строительстве трубопроводов, повысить производительность труда и снизить стоимость работ, сократить удельный расход ВВ на 25-35 %, средств инициирования – на 90-95 %. Укладка ВВ непрерывной лентой обеспечивает получение траншей без перемычек, а главное, достигается поточный метод взрывных работ.

*Образование ледяных прорезей взрывным способом.* Работы по устройству ледяных прорезей (майн) при строительстве подводных переходов в зимних условиях более трудоемки. Устройство майн обычно должно быть выполнено в короткий срок. Ледокольные работы с применением ручного труда затрудняют организацию строительных работ, поэтому их следует максимально механизировать.

Наряду с применением механического способа образования майн при помощи ледорезных машин применяется взрывной способ. Применение его эффективно при толще льда, превышающей глубину реза машины, и на прибрежных участках перехода, промерзших до дна.

На ледокольные работы составляется проект, в который включается карта района с нанесением участков водоема, подлежащих рыхлению, мест хранения ВВ и нахождения взрывников, а также схемы расположения зарядов с таблицами их величины.

Перед началом работ определяют толщину льда. Ледокольные работы при глубине воды под льдом 0,5 м допускается выполнять после определения толщины ледяного покрова, способного выдерживать нагрузку ледорезной, буровой и землеройной машин.

Приведенная толщина льда

$$h_{np} = (h_n + 0,5h_m)k_1k_2,$$

где  $h_n$  – толщина нижнего прозрачного льда, м;  $h_m$  – толщина мутного льда, м;  $k_1$  – коэффициент, зависящий от структуры льда: при наличии раковин в структуре равный 1,0, при игольчатой структуре – 0,66;  $k_2$  – коэффициент, зависящий от температуры, равный 1,0 при температуре воздуха ниже 0<sup>0</sup>С, 0,8 – при температуре выше 0<sup>0</sup>С.

Для предварительной оценки наименьшую допустимую толщину кристаллического льда для работы механизмов принимают согласно данным, приведенным в табл. 7.16.

**Таблица 7.16. Наименьшая толщина кристаллического льда**

Масса груза, т	Толщина льда, см	Масса груза, т	Толщина льда, см
До 0,5	2/15	6–8	37/43
0,5-1,0	14/18	8–10	40/48
1,0–1,5	16/20	10–12	45/52
1,5–2,0	18/22	12–15	50/58
2–3	22/27	20	55/–
3–4	25/30	40	95/–
4–6	32/38		

*Примечание.* В числителе – для механизмов на гусеничном ходу, в знаменателе – для механизмов на колесном ходу

При устройстве майн применяются различные способы ведения взрывных работ: зарядами, размещенными в лунках, накладными, подводными, удлиненными горизонтальными зарядами, щелевыми.

Ведению взрывных работ при образовании майн предшествует подготовка лунок и колодцев для установки заряда ВВ.

Масса накладного заряда для образования во льду лунки-проруби, через которую под лед опускают основные заряды, в зависимости от толщины льда принимается в соответствии с данными табл. 7.17.

**Таблица 7.17. Масса накладного заряда для образования во льду лунки-проруби**

Толщина льда, м	До 0,7	0,7–0,9	0,9–1,0	1,1–1,2	1,2–1,3	1,3–1,4
Масса заряда аммонита № 6 ЖВ, кг	2	3	4	5	6	7

При выборе ВВ для ледокольных работ при образовании майн следует ориентироваться на водоустойчивые ВВ плотностью больше единицы с тем, чтобы заряд погружался под лед без груза: прессованные тротильные шашки, аммонит № 6ЖВ в патронах диаметром 90 мм.

Для проведения ледокольных взрывных работ заряды устанавливаются различными способами: на поверхности льда без забойки и с забойкой, в толще льда и подо льдом.

Подводные заряды взрывают при помощи ЭД или ДШ. Величина подводного заряда при взрывании ледяного покрова рассчитывается по формуле

$$Q = qW^3,$$

где  $W$  – расстояние по л.н.с., равное расстоянию от центра заряда до верха ледяного покрова (м), принимаемое 1,5–2,0 м при толщине льда до 0,4 м и 2,0–3,5 м при толщине льда более 0,4 м [128].

Удельный расход  $q$  взрывчатого вещества принимается в зависимости от ширины майны (табл. 7.18).

**Таблица 7.18. Удельный расход  $q$  взрывчатого вещества в зависимости от ширины майны**

Ширина майны, м	Рыхление без образования майны	(3-3,5) W	4W	(7-8) W
Удельный расход $q$ , кг/м <sup>3</sup>	0,4	0,5	0,9	1,2–1,5

Расстояние между зарядами зависит от условий взрывания и требуемой ширины майны и принимается в пределах (5-15)W. Параметры взрывных работ при подледном расположении зарядов приведены в табл. 7.19.

**Таблица 7.19. Параметры взрывных работ при подледном расположении зарядов**

Толщина льда, м	Глубина погружения заряда, м	Масса заряда, кг		Расстояние между зарядами, м		
		$q = 0,5$ кг/м <sup>3</sup>	$q = 0,9$ кг/м <sup>3</sup>	5W	10W	15W
0,3–0,4	1,4	1,4	2,5	7,0	14	21,0
0,4–0,5	1,5	1,7	3,0	7,5	15	22,5
0,5–0,6	1,6	2,0	3,6	8,0	16	24,0
0,6–0,7	1,7	2,5	4,4	8,5	17	25,5
0,7–0,8	1,9	3,4	6,2	9,5	19	28,5
0,8–0,9	2,1	4,6	8,3	10,5	21	31,5
0,9–1,0	2,3	6,1	10,9	11,5	23	34,5
1,0–1,1	2,5	7,8	14,0	12,5	25	37,0
1,1–1,2	2,7	8,8	17,7	13,5	27	40,5
1,2–1,3	2,9	12,2	21,9	14,5	29	43,5
1,3–1,4	3,3	18,0	32,3	16,5	33	44,5

Заряды опускают под лед на крепкой веревке или шесте, которые закрепляют на перекладине, уложенной поперек проруби.

На приближенных участках при толщине льда более 0,6 м рекомендуется применять сосредоточенные заряды, установленные в лунках с плотной забойкой. Лунки выполняются диаметром 200 мм в шахматном порядке на расстоянии 5–10 м одна от другой (рис. 7.31).

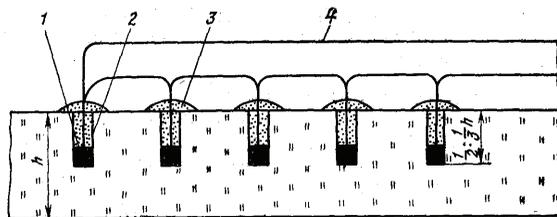


Рис. 7.31. Схема расположения зарядов в толще льда при образовании узкой майны: 1 – заряд ВВ; 2 – лунка; 3 – забойка; 4 – электровзрывная сеть

Масса ВВ (аммонита № 6ЖВ) при применении сосредоточенных зарядов в лунках принимается согласно данным табл. 7.20.

Таблица 7.20. Масса ВВ при применении сосредоточенных зарядов в лунках

Толщина льда, м	до 0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	до 1,0
Масса заряда, г	400	500	700	900	1100	1400	2000

Для повышения эффективности взрывных работ, уменьшения трудоемкости операций по устройству взрывных лунок и их заряданию, при строительстве переходов применяются удлиненные горизонтальные заряды, уложенные в щель. При этом технология работ следующая. Во льду на глубину, равную половине толщины льда, прорезают щель, в которую по всей длине укладывают удлиненные горизонтальные заряды (рис.7.32). В качестве зарядов применяются пироксилиновые пороха, заряды в виде шашек, уложенных в линию, или детонирующий шнур. Величина заряда в зависимости от толщины льда и типа ВВ определяется опытным путем. Тип ледорезных машин выбирают в зависимости от толщины ледяного покрова и параметров взрывных работ.

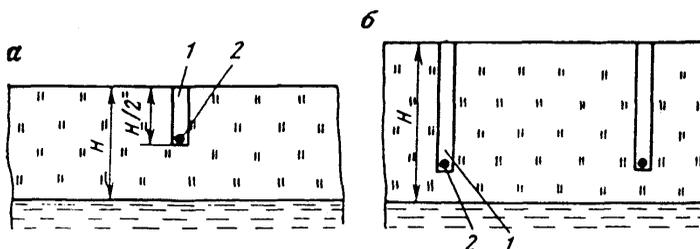


Рис. 7.32. Схемы размещения удлиненных горизонтальных зарядов в прорезях: а – при узких майнах; б – при широких майнах; 1 – щель; 2 – удлиненный горизонтальный заряд

При устройстве широких майн взрывным способом на реках, где толщина льда превосходит глубину щели ледорезной машины, для ограничения растрескивания льда за пределами майны ледорезной машиной устраиваются несквозные прорезы по краям будущей майны.

### **7.8. Особенности проведения взрывных работ вблизи действующих трубопроводов<sup>2</sup>**

Разработка траншей взрывом вблизи действующих трубопроводов связана с определенными сложностями. Поскольку расстояния между строящимися и действующими трубопроводами находятся в пределах 5–32 м, давление в трубопроводах достигает 5,5–7,5 МПа и магистральные трубопроводы сооружаются в пределах отводимой строительной полосы, то возникает необходимость обоснованного выбора методов расчета массы заряда и расстояний, сейсмически безопасных для действующего трубопровода. В ряде работ приведены данные о сейсмическом действии подземных толчков при землетрясении на подземные трубопроводы [141].

В работе [142] приведены результаты экспериментальных исследований в скальных грунтах в условиях Карпат для определения сейсмически безопасного расстояния при строительстве газопровода «Братство». Предложена формула для приближенного расчета сейсмически безопасного расстояния (м) применительно к трассе газопровода «Братство»

$$r_{\min} \geq \sqrt{57100Q / (2550 - 40,25P)},$$

где  $Q$  – масса заряда, взрываемого мгновенно, кг;  $P$  – давление в газопроводе, МПа.

На основе анализа и обобщения материалов, полученных при строительстве нефтепровода Узень–Куйбышев и газопровода Средняя Азия–Центр, изучения напряженного состояния трубопроводов при нагрузках с учетом имеющегося потенциального резерва их прочности, опыта производственных организаций, разработана методика расчета сейсмически безопасных параметров: массы заряда  $Q$  и безопасного расстояния  $R$  [141].

Массу заряда, которую допустимо взрывать вблизи действующих трубопроводов, находящихся в удовлетворительном техническом состоянии, рекомендуется определять по эмпирической формуле

---

<sup>2</sup> Подраздел написан совместно с В.А. Поляковским

$$Q = 0,0025R^3, \quad (7.23)$$

где  $R$  – расстояние от трубопровода до ближнего заряда, м.

Если величина заряда по этой формуле недостаточна для качественного рыхления мерзлых грунтов, целесообразно его рассчитывать по формуле, учитывающей конструктивные и эксплуатационные параметры трубопровода

$$Q = kR^3(\sigma_1 - \sigma_{np})/3500,$$

где  $k = 1,7 - 0,25$  – коэффициент, учитывающий специфику участка трубопроводов, грунтовые условия, назначение взрыва, вид защиты изоляции трубопровода и ряд других особенностей;  $\sigma_1$  – расчетное сопротивление стальной стенки трубопровода, Па·10<sup>5</sup>;  $\sigma_{np}$  – приведенные напряжения в стенке трубопровода, зависящие от фактического рабочего давления и температурных деформаций, Па·10<sup>5</sup>.

Масса заряда ВВ, определенная по выше приведенным формулам с учетом кратчайших расстояний до действующих стальных трубопроводов и их конструкции, обеспечивает их безопасность по сейсмическому воздействию.

Приведенная методика расчета позволяет применять скважинные заряды вместо мелкошпуровых, т.е. в большинстве случаев отказаться от послонного метода разработки траншей. Анализ способов производства взрывных работ показал, что наиболее эффективным является метод скважинных зарядов, взрываемых короткозамедленно. При ведении взрывных работ вблизи действующих трубопроводов наиболее безопасным является способ взрывания при помощи детонирующего шнура и пиротехнических замедлителей КЗДШ-69 с интервалом замедления взрывания зарядов 10–60 мс [138].

Предложенная методика расчета и технология ведения взрывных работ внедрены на трассах трубопроводов Нижняя Тура–Пермь, Нижневартовский–Парабель-Кузбасс и на других объектах.

В работе [142] предложен графический метод определения сейсмически безопасных параметров  $Q_c$  и  $R$  при взрывных работах вблизи действующих подземных трубопроводов с конкретными (наиболее распространенными на практике) конструктивными и эксплуатационными характеристиками (табл. 7.21, рис.7.33).

Таблица 7.21. Характеристики трубопроводов

Диаметр трубопровода, мм	Толщина, стенки, мм	Сопrotивление стали разрыву, МПа	Нормативное рабочее давление, МПа	Кривая на рис. 7.33
529	9,0	520	5,5	1
720	8,0	520	5,5	15
720	11,0	520	5,5	3
820	9,5	550	5,5	9
820	11,0	550	5,5	4
1020	11,0	570	5,5	11
1020	11,0	520	5,5	14
1020	14,0	570	5,5	2
1020	14,0	520	5,5	7
1220	12,5	600	5,5	8
1220	15,0	570	5,5	5
1220	15,2	520	5,5	6
1420	17,5	600	7,5	13
1420	19,5	600	7,5	10
1420	20,5	560	7,5	12

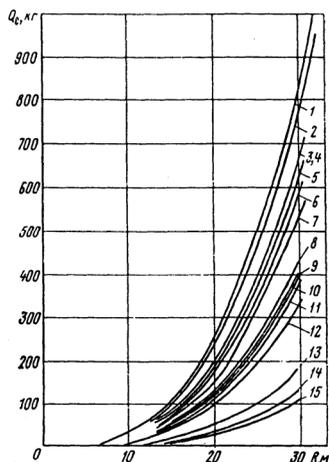


Рис. 7.33. Графический метод определения сейсмически безопасных величин  $Q_c$  и  $R$

В работе [143] приведены результаты модельных экспериментальных исследований взаимодействия взрывных волн с отрезками металлических труб разных диаметров. В качестве источника взрыва использовались: сосредоточенные заряды аммонита № 6 ЖВ и гексогена массой от 0,02 до

1,0 кг в гидроизолированных оболочках и линейные – из детонирующего шнура ДШ - А. Взрывы зарядов инициировались электродетонатором ЭД-8 и электровзрывом (мгновенным разрядом конденсатора, заряженного до 3,0 кВ, на медную проволочку). В экспериментах использовались отрезки стальных труб диаметрами 0,15; 0,33 и 0,72 м. Заряды ВВ располагались на той же глубине, что и ось трубы.

Для измерения напряжений в грунтах разработаны и изготовлены пьезодатчики на основе титаната бария. Конструкция пьезодатчика приведена в работе [144].

Исследования проводились в песчаном грунте, плотностью 1400-1600 кг/м<sup>3</sup>. Гранулометрический состав грунта приведен в табл. 7.22.

Таблица 7.22. Гранулометрический состав грунта

Размеры фракций, мм	2,0	1,2	0,5	0,25	0,1	<0,1
Содержание фракций в грунте, %	0,1	0,2	7,0	66,5	16,0	8,2

Пьезодатчики устанавливались на внешней поверхности трубы в четырех положениях с интервалом  $\Delta\varphi = \frac{\pi}{2}$  от лобовой точки ( $\varphi = 0$ ), а также на линии между лобовой точкой трубы и зарядом (рис.7.34).

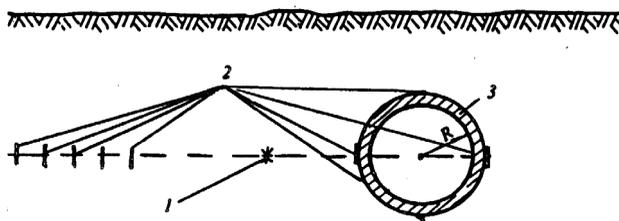


Рис. 7.34. Схема расположения заряда взрывчатого вещества, пьезодатчиков и отрезка трубы:  
1 – заряд ВВ; 2 – пьезодатчики; 3 – отрезок трубы

При исследовании параметров взрывных волн в грунте при отсутствии трубы пьезодатчики и заряды размещались в грунте в одной плоскости, равноудаленной от дневной поверхности. Значения импульса определялись в тех же точках, что и напряжения. Для удобства сравнения результатов взрывов разных масс и установления геометрического подобия графики

зависимостей  $\sigma(R_0)$  и  $I(R_0)$  строились в относительных координатах, где  $R_0 = R/Q^{1/3}$ ,  $\text{м} \cdot \text{кг}^{-1/3}$ .

На рис. 7.35 приведены максимальные значения  $\sigma_r$  в зависимости от приведенного расстояния к заряду в водонасыщенном песке с влажностью  $W = 8-10\%$  и плотностью  $\rho = 1560 \text{ кг/м}^3$  при взрыве сосредоточенного и линейного удлиненного заряда (диаметр трубы  $d_{\text{тр}} = 0,15 \text{ м}$ , масса заряда  $Q = 0,02 \text{ кг}$ ).

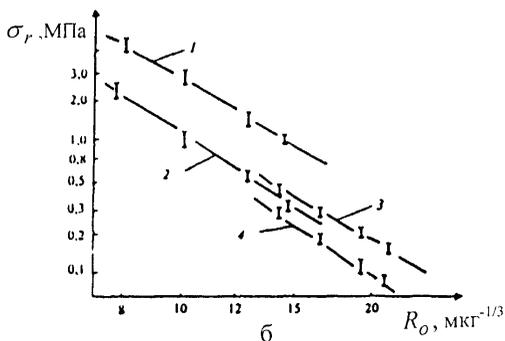
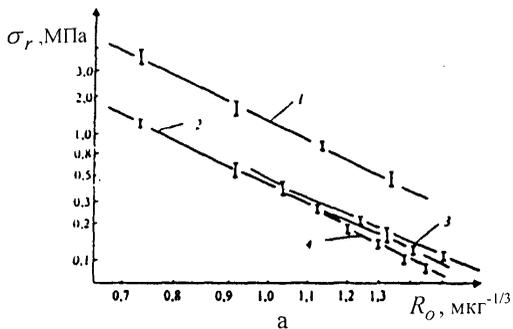


Рис. 7.35. Максимальные значения  $\sigma_r(R_0)$  при взрыве сосредоточенного (а) и линейно-удлиненного (б) зарядов:

$$1 - \varphi = 0; 2 - \text{при отсутствии трубы}; 3 - \varphi = \frac{\pi}{2}, \frac{3\pi}{2}; 4 - \varphi = \pi$$

По оси абсцисс для линейного удлиненного заряда (20 ниток детонирующего шнура длиной 0,2 м) расстояние к заряду определялось согласно выражению  $R_0 = Rq^{1/2}$ , где  $R$  – расстояние от источника взрыва к исследуемой точке,  $q$  – энергия взрыва заряда длиной 1,0 м, кДж/м. В

обоих случаях максимальные значения напряжений наблюдаются в лобовой точке ( $\varphi = 0$ ), что связано с отражением ударной волны жесткой преградой. В других точках ( $\varphi = \frac{\pi}{2}; \pi; \frac{3\pi}{2}$ ) –  $\sigma_r$  значительно ниже, чем в лобовой точке. Значения напряжений в точках  $\varphi = \frac{\pi}{2}$  и  $\frac{3\pi}{2}$  близки к значениям  $\sigma_r$ , полученным при отсутствии трубы. Наименьшие значения  $\sigma_r$  зарегистрированы в теневой точке ( $\varphi = \pi$ ). Особенности изменения напряжений  $\sigma_r$  и  $\sigma_\theta$  с расстоянием от заряда аналогичны изменению  $\sigma_r$ .

На рис. 7.36 приведены максимальные значения  $\sigma_r(R_0)$  в момент взрыва сосредоточенных зарядов аммонита №6 ЖВ вблизи отрезка трубы диаметром 0,72 м.

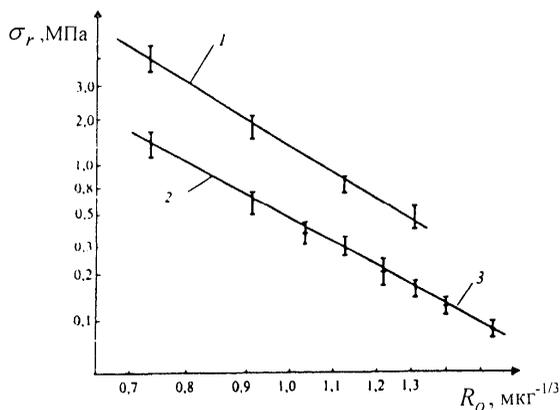


Рис. 7.36. Максимальные значения  $\sigma_r(R_0)$  вблизи отрезка трубы диаметром 0,72 м:

1 –  $\varphi = 0$ ; 2 – при отсутствии трубы; 3 –  $\varphi = \frac{\pi}{2}, \frac{3\pi}{2}$

Изменение  $\sigma_r(R_0)$  в лобовой точке представлено кривой 1, кривая 2 представляет изменение  $\sigma_r(R_0)$  при отсутствии трубы. Для точек, расположенных на поверхности трубы, при ( $\varphi = 0$ ), зависимость максимальных значений  $\sigma_r(R_0)$  для сосредоточенного заряда в исследуемом диапазоне расстояний подчиняется принципу закона подобия вида  $\sigma_r = k(Q/R_0)^\mu$ , МПа ( $k = 3,2; \mu = 2,2$ ). Значение коэффициента  $\mu$

близко к значению  $\mu$  при взрыве при отсутствии трубы [146]. Поэтому в исследуемом интервале изменений  $R_0$ , в первом приближении, максимальные значения напряжений в лобовой точке трубы можно прогнозировать в 2,1-2,3 раза большими, чем при отсутствии трубы.

Известно, что устойчивость конструкций и сооружений в значительной мере зависит не только от максимальных напряжений, действующих на их элементы, но и от времени действия импульса. Поэтому в расчетах степени воздействия взрывной волны на подземные объекты целесообразно учитывать импульс взрывной волны.

Изменение импульса взрывной волны в лобовой точке трубы при взрыве сосредоточенного заряда вблизи отрезка трубы представлено на рис. 7.37. Начало координат выбрано в точке расположения заряда. Глубина заложения заряда составляла  $H_3^0 = 0,8 \text{ м} \cdot \text{кг}^{-1/3}$ .

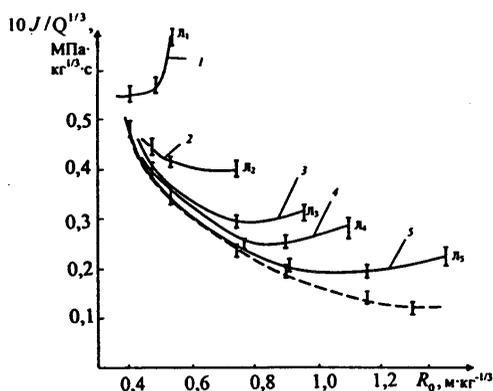


Рис. 7.37. Экспериментальные зависимости импульса взрывной волны с расстоянием от заряда к трубе в лобовой точке:  
сплошные линии 1–5 – изменение импульса при расстояниях между зарядом и лобовой точкой трубы 0,55; 0,73; 0,92; 1,1; 1,4,  $\text{м} \cdot \text{кг}^{-1/3}$ , соответственно;  
пунктирная линия – изменение импульса при отсутствии трубы

Из рис. 7.37 следует, что при больших значениях расстояний между трубой и зарядом в ближней зоне взрыва значения импульсов ударной волны близки к значениям импульса при отсутствии трубы. Это связано с тем, что волна, отражаясь от трубы и распространяясь в сторону заряда, угасает и не существенно влияет на значение импульса. С приближением трубы к заряду значения импульсов существенно возрастают. Отраженная волна возвращается в исследуемую точку до того, как закончится действие прямой волны. Значения импульса в лобовой точке трубы не более чем в 2 раза превышают значения импульса при отсутствии трубы. Отметим, что

эта закономерность наблюдается при взрыве в песках разной влажности. Анализ экспериментов показал, что значения импульса в теневой точке  $\varphi = \pi$  в каждом из экспериментов близки к значениям импульса при отсутствии трубы на том же самом расстоянии от заряда, в точке  $\varphi = \frac{3\pi}{2}$  — несколько ниже.

На основании полученных осциллограмм построены характерные эпюры напряжений  $\sigma_r$  и схемы нагружений трубы ударной волной в различные моменты времени (рис. 7.38).

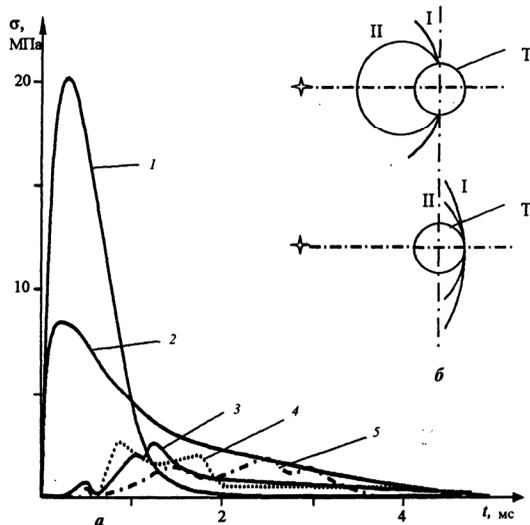


Рис. 7.38. Эпюры компоненты  $\sigma_r$  тензора напряжений в точках вблизи трубы (а) и схемы взаимодействия ударной волны с отрезком трубы (б):

1 —  $\varphi = 0$ ; 2 — при отсутствии трубы; 3 —  $\varphi = \frac{\pi}{2}$ ; 4 —  $\varphi = \frac{3\pi}{2}$ ; 5 —  $\varphi = \pi$ ;

I, II — падающая и отраженная волна, соответственно; T — труба

Экспериментально установлено, что напряжения в лобовой точке трубы в 2,3 раза выше, чем на том же расстоянии при взрыве без трубы. При этом продолжительность действия импульса в лобовой точке вблизи трубы более чем в 2 раза меньшая, чем при отсутствии трубы. Амплитуды напряжений в точках  $\varphi = \frac{\pi}{2}$  и  $\varphi = \frac{3\pi}{2}$  в 4,0-4,5 раза ниже, чем в лобовой точке, продолжительность их действия близка к продолжительности напряжений при отсутствии трубы. При этом эпюры компоненты  $\sigma_r$ ,

имеют слабовыраженные два максимума: прямой ударной волны и волны дифракции. В отличие от напряжений в лобовой точке трубы напряжения в точке  $\varphi = \pi$  медленно увеличиваются, и за первым максимумом идет второй, при этом перед первым максимумом распространяется упругий предвестник. Значения  $\sigma_r$  для первого максимума близки к значениям  $\sigma_r$ , полученные при взрыве на том же расстоянии от заряда при отсутствии трубы [145].

При других условиях (увеличение диаметра трубы и массы заряда) волновая картина качественно остается неизменной, изменяются лишь максимальные значения напряжений.

В результате анализа экспериментальных данных при взрыве при отсутствии трубы установлено, что зависимость радиальных напряжений с расстоянием от заряда, глубины заложения заряда и влажности грунта описывается выражением

$$\sigma_r = f_1(W)H_n^{f_2(W)}R_n^{-(f_3(W)+0,35H_n)}, \quad (7.24)$$

где

$$f_1(W) = 0,62W + 0,095; \quad f_2(W) = 0,14W + 0,274;$$

$$f_3(W) = 5,0W^{-0,29},$$

$W$  – влажность грунта;  $R_n = R/Q^{1/3}$  и  $H_n = H/Q^{1/3}$  – соответственно, приведенные расстояния от заряда и глубина заложения заряда.

Учитывая то, что максимальные напряжения в лобовой точке трубопровода в 2,3 раза выше, чем при взрыве при отсутствии трубы, зависимость для определения радиальных напряжений  $\sigma_r$ , возникающих на поверхности трубы при взрыве сосредоточенных зарядов с учетом (7.24), имеет вид

$$\sigma_r = 2,3f_1(W)H_n^{f_2(W)}R_n^{-(f_3(W)+0,35H_n)}. \quad (7.25)$$

Погрешность расчета напряжений по формуле (7.25) не превышает 23%.

При организации взрывных работ вблизи действующего трубопровода должен быть решен ряд вопросов, специфических для данных условий. До начала взрывных работ должны быть проверены трасса действующего газопровода на возможную загазованность и состояние засыпки. Взрывные работы на строительстве второй нитки газопровода необходимо проводить строго по проекту производства работ, составляемому для всех косогорных участков с учетом глубины полувыемок, крутизны склонов, группы грунтов, взаимного расположения по высоте и в плане действующего и

строящегося трубопроводов и наличия других сооружений, а также установленных для того или другого участка способов разработки и перемещения взорванной породы.

Непосредственно взрывные работы могут быть выполнены по специальному разрешению управления эксплуатации действующего газопровода. Учитывая близость действующего трубопровода, при сооружении полки для строящегося трубопровода необходимо применять взрывы на рыхление. Взрывы на выброс, а также накладные заряды не допускаются.

Уменьшение влияния сейсмических колебаний на действующий трубопровод при заданных расстояниях между ним и местом взрывания может быть достигнуто в первую очередь путем уменьшения массы зарядов ВВ [146,147].

Значительное уменьшение влияния сейсмического действия на действующий трубопровод может быть достигнуто путем устройства прорези-щели рядом с ним на глубину 0,3–0,5 м от уровня нижней отметки трубы. При глубине существующей траншеи 1,3–1,4 м для указанной цели будет достаточна прорезь глубиной 1,7–1,8 м. В трещиноватых скальных грунтах такая прорезь может быть образована рыхлителем, роторными или цепными экскаваторами. Несмотря на то, что щель после прохода рыхлителя или экскаватора частично заполнится разрыхленным грунтом, смягчающее ее влияние на сейсмический толчок в значительной мере сохранится. На участках, где существующий и строящийся трубопроводы находятся на одном уровне, применение этого способа, и в особенности при взрывном рыхлении скальных грунтов в траншеях, дает положительный эффект.

Объем, взрываемой на данном участке породы должен быть не меньше сменной нормы выработки занятых на этом участке землеройных машин с тем, чтобы избежать их простоев.

Требуемая длина взрываемого участка

$$L = Q_m / (k h b),$$

где  $Q_m$  – сменная производительность землеройных машин на данном участке, м<sup>3</sup>;  $k$  – коэффициент рыхления горной породы;  $h$  – высота взрываемого слоя, м;  $b$  – ширина взрываемого слоя, м.

При ограниченной величине одновременно взрываемых зарядов и промежутков времени, отводимых для взрывов, взрывные работы должны опережать земляные не менее, чем на одну – две смены.

## 7.9. Взрывные работы при производстве специальных работ

*Взрывные работы при прокладке трубопроводов под дорогами.*

Энергия взрыва может быть использована для устройства цилиндрической полости при закрытой прокладке трубопроводов под автомобильными и железными дорогами. Опыт прокладки трубопроводов под автомобильным и железнодорожным полотнами (Киевгорстрой) и строительства переходов под асфальтовыми дорогами (Киевподземдорстрой) показывает, что возможно прокладывать под насыпью кожух для трубопровода, не нарушая полотна дороги и не прекращая движения по ней. При этом стоимость прокладки трубопроводов с использованием энергии взрыва и ее продолжительность значительно снижается.

Качество цилиндрической полости заданных размеров зависит от выбора параметров взрывных работ: диаметра заряда ВВ, величины, конструкции и глубины заложения заряда.

С учетом данных работы [6] разработаны зависимости, позволяющие определить радиус и глубину заложения сосредоточенного заряда при образовании подземных полостей.

Порядок расчета параметров взрывных работ с применением удлиненных зарядов при образовании цилиндрических полостей диаметром 0,3–0,8 м следующий.

1. Глубина заложения заряда (м)

$$H_{\min} = 3R_y,$$

где  $R_y$  – радиус уплотненной зоны, м.

Экспериментальные данные по уплотненности пластичных пород при внутреннем взрыве показывают, что зона уплотнения, возникающая в процессе взрыва, распространяется вокруг полости примерно на два ее радиуса, плотность породы в зоне уплотнения возрастает в среднем на 30–40%.

Исходя из оценки распространения зоны уплотнения, минимальную глубину заложения заряда (м) находим из условия

$$H_{\min} = 6R_n,$$

где  $R_n$  – радиус необходимой цилиндрической полости, м.

2. Радиус заряда (м) определяется из условий образования полости в глинистых породах [148]

$$R_3 = R_n / (5 - 7).$$

3. Масса заряда (кг), необходимого для создания цилиндрической полости,

$$Q = 3R_3^2 l_3 \rho, \quad (7.26)$$

где  $\rho$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $l_3$  – длина заряда, м.

Длину заряда выбираем согласно конструкции и схемы расположения заряда (рис.7.39).

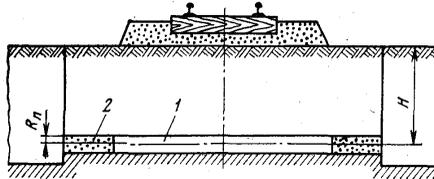


Рис. 7.39. Схема расположения заряда для создания перехода под дорогой:  
1– заряд ВВ; 2–забойка зарядной полости

Для ведения взрывных работ при создании цилиндрических полостей рекомендуется применять низкобризантные ВВ – игданиты, позволяющие механизировать зарядание горизонтальных скважин.

На основании расчетных формул (для удобства пользования в практике) разработана номограмма, при помощи которой в зависимости от диаметра прокладываемого кожуха можно определить глубину заложения, радиус и величину заряда на 1,0 м перехода (рис.7.40). Пунктиром и стрелками показана последовательность определения параметров взрывных работ по известному диаметру кожуха.

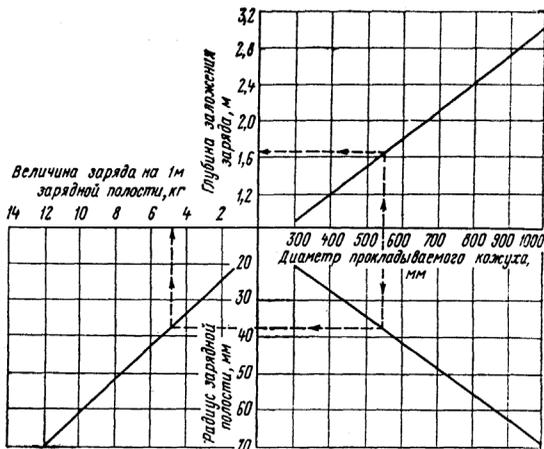


Рис. 7.40. Номограмма для определения параметров взрывных работ

*Взрывные работы при сооружении свай.* При строительстве объектов нефтегазовой промышленности в сложных условиях широко применяются сваи, предназначенные для передачи на грунт основания нагрузок от зданий и сооружений, для восприятия сдвигающих усилий оползающего грунта и уплотнения грунта основания.

При сооружении свай с уширенной пятой применяются взрывы камуфлетных зарядов, размещаемых в котловых полостях скважин или шпуров. Камуфлетные полости применяются также при подготовке ям под столбы и опоры.

Для образования камуфлетных полостей на каждый взрыв составляют рабочий проект. Такой же проект составляют при строительстве камуфлетных бетонных свай, а также при сооружении ям под столбы и опоры.

Масса заряда при сооружении камуфлетных свай (кг)

$$Q = R^3 / 0,24P_{np}, \quad (7.27)$$

где  $R$  – проектный радиус уширенной пяты свай, или радиус котла, дм;  
 $P_{np}$  – показатель простреливаемости, дм<sup>3</sup>/кг.

При необходимости последовательного прострела параметры заряда рассчитываются по методике сооружения подземных хранилищ камуфлетными взрывами, изложенной в подразделе 8.3. Для сооружения камуфлетных свай бурят скважины диаметром на 3,0–5,0 см больше диаметра бетонной свай и простреливают сосредоточенными зарядами (рис. 7.41). Взрывание – электрическое.

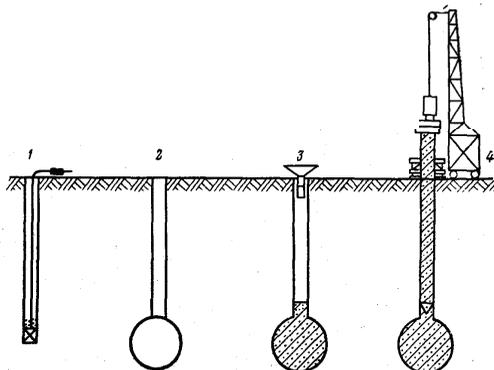


Рис. 7.41. Схема установки камуфлетных свай:

1–бурение скважины; 2–прострел; 3–заполнение котла и скважины бетоном; 4–вибропогружение сваи в бетон

При сооружении полости под столбы и опоры предварительно бурят скважину и затем взрывом удлиненного заряда расширяют ее до проектного диаметра.

Диаметр образующейся полости (дм)

$$d = D / \sqrt{\Pi_{np} \Delta}, \quad (7.28)$$

где  $D$  – проектный диаметр полости, дм;  $\Delta$  – плотность ВВ в заряде, кг/м<sup>3</sup>.

Диаметр скважины принимают не менее чем в 1,5 раза больше расчетного диаметра заряда. Глубина скважины  $L$  на 10% превышает проектную глубину выемки. Длину забойки в летний период принимают равной  $20d_3$ , длину заряда  $l_3 = L - 20d_3$ , массу заряда (кг)

$$Q = 0,785d_3^2 l_3 \Delta. \quad (7.29)$$

На протяжении трассы, по которой сооружаются полости, возможны изменения свойств грунта, главным образом вследствие сезонного изменения его влажности. Поэтому в проекте следует предусматривать периодическую корректировку принятого диаметра заряда (дм) [122]

$$d = d_{\phi} D / D_{\phi},$$

где  $d_{\phi}$  – принятый диаметр заряда с начала работ, дм;  $D_{\phi}$  – фактический диаметр полости на период корректировки заряда, дм.

В качестве ВВ применяют патронированный аммонит. В шпуров размещают 12–14 патронов аммонита в виде рассредоточенного заряда.

Заряд-гирлянду опускают в шпур на шпагате, затем конец шпагата привязывают к деревянной перекладине, размещаемой над устьем шпура. Нижний патрон заряда должен находиться у дна шпура, верхний – на расстоянии 100–150 мм от его устья [149]. Взрывание выполняют при помощи электродетонатора и отрезка ДШ, выведенного на поверхность.

Для предотвращения образования воронки в устьевой части скважины одновременно с иницированием основного (скважинного) заряда взрывают накладной заряд с использованием дополнительных отрезков ДШ.

Радиус и высота накладного заряда

$$R_n = 1,25R_k; \quad H_n = (1,1 - 1,4)d_3,$$

где  $R_k$  – проектируемый радиус котлована, см;  $d_3$  – диаметр заряда в скважине, см.

*Взрывные работы при посадке насыпей на болотах.* При строительстве магистральных трубопроводов, а также входящих в их состав насосных и компрессорных станций, подземных газохранилищ и нефтебаз в условиях севера, при строительстве дорог через торфяные болота с применением взрывных работ производят посадку насыпи на минеральное дно болот.

Перед началом взрывных работ выполняют изыскания, в ходе которых должны быть выяснены: мощность торфяника и плотного покрова («коры») болота, степень разложения торфа, наличие сплавины. При этом на ситуационный план местности должны быть нанесены искусственные сооружения, ЛЭП и линии связи, попадающие в опасную зону. В проекте должны быть предусмотрены меры по защите указанных объектов от действия взрыва.

При посадке насыпи применяют метод поперечных траншей.

Поперечные траншеи сооружают удлиненными зарядами, расположенными в наклонных скважинах. Для увеличения объема выброса взорванного грунта за пределы трассы поперечные траншеи располагают под углом к оси трассы (рис.7.42).

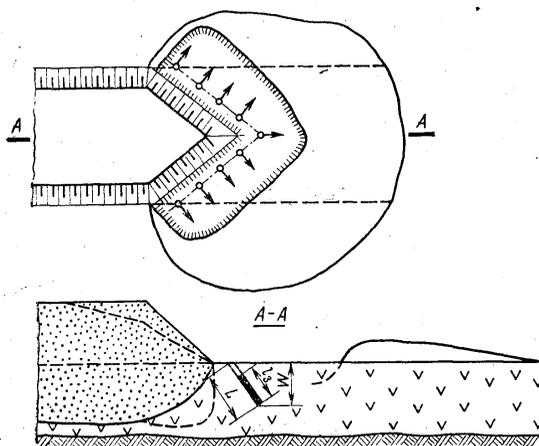


Рис. 7.42. Схема образования поперечной траншеи

Параметры буровзрывных работ рассчитывают по методике, изложенной в работе [128].

1. Масса заряда в скважине (кг) при снятии верхнего торфяного покрова

$$Q = qW^3 f(n), \quad (7.30)$$

где  $W$  – мощность взрываемого слоя торфа, м.

Значения функции  $f(n)$  в зависимости от показателя  $n$  действия взрыва приведены в табл. 7.10.

Удельный расход  $q$  взрывчатого вещества в зависимости от зольности торфа принимается согласно данным табл. 7.11.

2. Глубина скважины (м)

$$L = W / \sin \alpha ,$$

где  $\alpha$  – угол наклона скважины, обычно  $45\text{--}50^\circ$ .

3. Длина заряда при снятии верхнего покрова принимается равной  $0,75 L$ .

4. Расстояние между зарядами при сооружении осевой траншеи (м)

$$a = W \sqrt[3]{f(n)} .$$

5. Диаметр заряда (дм)

$$d_3 = \sqrt{4Q / (\pi l_3 \Delta)} .$$

При посадке всего основания насыпи, не достигшего минерального дна болота, заряды взрывают под насыпью. Высота насыпи перед ее посадкой должна быть в два и более раза больше слоя торфа, находящегося под насыпью (рис.7.43). Для производства таких взрывов через насыпь пробуривают до минерального дна в шахматном порядке скважины диаметром 130–160 мм. С каждой стороны нижнего края насыпи у самых откосов также до минерального дна пробуривают по одному ряду скважин того же диаметра. Параллельно этим рядам на расстоянии 1,5–2,0 м от нижнего края насыпи пробуривают скважины глубиной, равной мощности верхнего покрова.

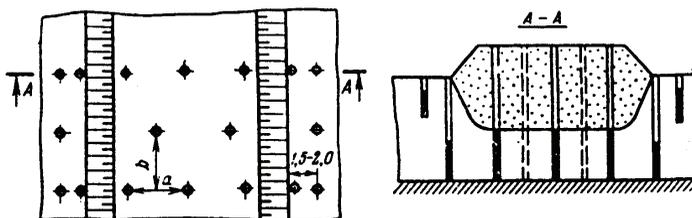


Рис. 7.43. Схема расположения скважин при посадке всего основания насыпи, не достигшего минерального дна болота

При взрывании под насыпью параметры зарядов рассчитывают следующим образом [122].

1. Диаметр заряда принимают 200 мм; вблизи искусственных сооружений (мостов, труб и т. п.) диаметр составляет 130–150 мм.

2. Длина заряда  $l_3 = h$ ; для ориентировочных расчетов  $h$  принимают равным  $\frac{2}{3}$  мощности слоя торфа, оставшегося после снятия "коры" болота.

3. Величина заряда определяется по формуле (7.30).

4. Расстояние между скважинами в ряду и между рядами составляет

$$a = b = 30d_3.$$

В придорожной полосе для рыхления «коры» болота бурят скважины диаметром 50–100 мм. Глубину скважин принимают равной мощности «коры» болота (обычно 1,5– 2,0 м); длина заряда равна  $0,5L$ , величину заряда определяют по формуле (7.29).

Взрывание электрическое при помощи электродетонаторов мгновенного и замедленного действия. В первую очередь взрываются заряды осевого ряда и в придорожной полосе, затем через 1–2 с заряды двух рядов, ближайших к оси, затем через 1–2 с следующие два ряда и т. д. В последнюю очередь взрывают заряды под откосами насыпи.

*Взрывные работы при вскрытии подземных трубопроводов.* Для ликвидации аварий на подземных трубопроводах необходимо вскрыть трубопровод, уложенный в траншею.

Результаты экспериментальных исследований по использованию энергии взрыва для проверки возможности вскрытия трубопроводов приведены в работе [150]. Опыты были проведены на трассе магистральных трубопроводов Уфа–Ишимбай (диаметр трубопровода 377 мм, толщина стенки 10 мм) и Ромашкино–Шугур (диаметр трубопровода 273 мм, толщина стенки 10 мм). Экспериментальные исследования были проведены с применением однорядного (рис. 7.44, а) и двухрядного (рис. 7.44, б) взрывания.

Расчет зарядов выполнен в следующем порядке:

1. По формуле (6.2) М.М.Борескова определяют общую массу  $Q$  заряда.

2. Расстояние по л.н.с. (м)

$$W = 3H / (2n - 1),$$

где  $H$  – глубина траншеи, м.

3. Распределение масс зарядов по рядам выполняют в соответствии с формулой

$$Q_1 = (0,5 - 0,8)Q_2,$$

где  $Q_1$  – масса заряда первого ряда, кг.

Масса заряда второго ряда (кг)  $Q_2 = Q - Q_1$ .

4. Расстояние между зарядами в направлении оси траншеи

$$a = 2,14H / (2n - 1).$$

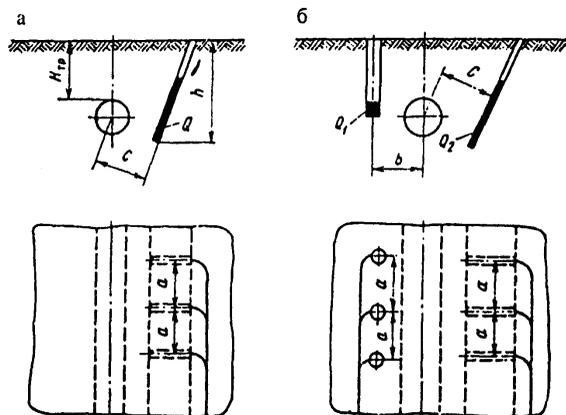


Рис. 7.44. Схема размещения зарядов при однорядном (а) и двухрядном (б) взрывании

В качестве ВВ применялся аммонит № 6ЖВ, плотность заряжания колебалась в пределах  $1,0-1,2$  кг/дм<sup>3</sup>. Взрывание зарядов осуществлялось при помощи детонирующего шнура. Замедление взрывания  $t_3$  второго ряда зарядов относительно первого ряда достигалось при помощи пиротехнических замедлителей детонирующего шнура КЗДШ-69.

В результате исследований установлена возможность использования энергии взрыва для вскрытия трубопроводов. Причем, при залегании трубопроводов глубиной до  $1,0$  м рекомендуется применять однорядное взрывание (рис. 7.44, а), при глубине залегания более  $1,0$  м – двухрядное взрывание (рис. 7.44, б). Наилучшие показатели по направленному выбросу получены при времени замедления  $50$  мс. Изменение угла наклона к горизонту второго ряда скважин с  $60^\circ$  до  $45^\circ$  приводит к увеличению длины скважины, времени бурения, при этом эффект направленности выброса породы увеличивается незначительно (на  $5\%$ ).

Взрывные работы по вскрытию трубопроводов имеют свои особенности, так как при этом необходимо учитывать деформации трубопроводов. После вскрытия труба должна остаться геометрически неизменной в поперечном сечении и годной для дальнейшей эксплуатации.

*Сварка и резка взрывом.* В нефтегазовой промышленности качественное выполнение сварочных работ способствует надежной эксплуатации магистральных трубопроводов.

Важным достоинством сварки взрывом является возможность соединения между собой таких металлов, сварка которых другими способами сложна или практически невозможна, например, стали с алюминием или титаном [151].

При помощи взрыва можно плакировать (покрывать поверхность одного металла слоем другого) плоские и пространственные заготовки переменной толщины и сложной формы, производить сварку и резку труб.

Все схемы сварки взрывом основаны на движении одной (метаемой) пластины в сторону неподвижной или на встречном движении свариваемых элементов. Впервые сварка металлов взрывом была осуществлена по так называемой угловой схеме (рис. 7.45). При применении такой схемы плакирующий лист металла 3, который нужно приварить к основному листу 2, помещают под небольшим углом  $2-10^0$  к основному листу. На всей поверхности плакирующего листа располагают слой ВВ 4, инициируемый от детонатора 5. Лист основания, к которому приваривают плакирующий слой, устанавливают на сравнительно жесткую опору 1 [152].

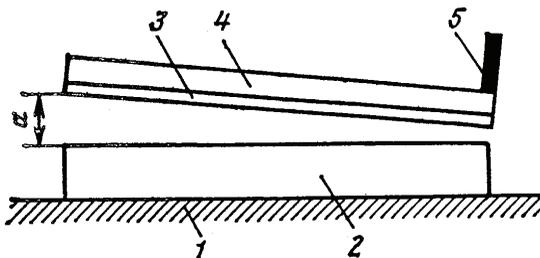


Рис. 7.45. Схема сварки пластин взрывом

Под воздействием высокого давления, возникающего при детонации ВВ, элементы метаемой пластины последовательно приобретают большую скорость, вследствие чего между двумя пластинами образуется угол соударения  $\gamma = \alpha + \beta$ , где  $\beta$  – угол динамического изгиба метаемой пластины. Величина угла  $\beta$  составляет

$$\beta = 2 \arcsin v_n / (2D),$$

где  $D$  – скорость детонации ВВ;  $v_n$  – скорость движения метаемой пластины в месте соударения, определяемая по формуле

$$v_n = 1,2D \frac{\sqrt{1+1,2r-1}}{\sqrt{1+1,2r+1}},$$

где  $r = \rho_0 h_3 / (\rho_m \delta)$  – безразмерный параметр;  $\rho_0, h_3$  – соответственно, плотность и толщина заряда ВВ;  $\rho_m, \delta$  – плотность материала и толщина метаемой пластины.

Основной недостаток угловой схемы сварки – непостоянство сварочного зазора между основным 2 и плакирующим листом 3, которое обуславливает изменение параметров процесса сварки и его качества по длине свариваемых листов, особенно при их больших размерах.

Для осуществления сварки труб между ними устанавливается определенный зазор.

На основе различных схем взрыва создана система сварки труб (рис. 7.46).

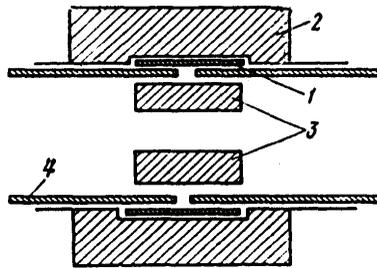


Рис. 7.46. Схема сварки труб взрывом

Чтобы сварить две трубы, их концы вводят в соединительную муфту 1. В трубы помещают заряд ВВ 3. Трубы с муфтой устанавливают в разъемную матрицу 2. После взрыва трубы свариваются с соединительной муфтой.

Для выполнения сварки внутренний диаметр муфты должен быть несколько больше наружного диаметра свариваемых труб. Применяется заряд ВВ трубчатой формы. Длина заряда ВВ близка к длине муфты. Наружную поверхность труб и внутреннюю поверхность муфты перед сваркой необходимо очищать металлической щеткой. После проведения взрыва сваренные трубы легко высвобождаются из разъемной матрицы.

Важнейший параметр сварки взрывом – скорость  $v_{св}$ , равна скорости детонации ВВ. Скорость сварки устанавливается экспериментальным

путем. При большой скорости сварки прочность соединения снижается [148].

В связи с этим для сварки взрывом наиболее приемлемы те ВВ, скорость детонации которых ниже 3200 м/с.

Аналогично критическому диаметру заряда существует критическая толщина слоя ВВ. Для надежного возбуждения и стабильного протекания процесса детонации толщина слоя ВВ заряда должна быть больше критической. Только при этом условии можно получить качественные изделия.

Наряду со сваркой взрывом широкое применение при строительстве магистральных трубопроводов и других объектов может найти резка взрывом. Она основана на использовании энергии направленного взрыва, действие которого аналогично действию режущего инструмента с высокой концентрацией энергии в рабочем пространстве. На основе этого принципа разработан линейно-распределенный заряд ВВ, проявляющий при детонации режущие свойства (рис. 7.47).

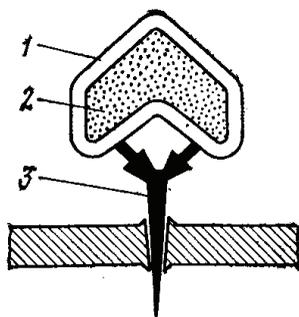


Рис. 7.47. Поперечный разрез линейно-распределенного заряда

При детонации заряда 2 ударный фронт, распространяясь, развивает значительное давление. Металлическая рубашка 1, покрывающая заряд, разрушается. Продукты взрыва 3 вместе с частицами металла из внутренней стороны заряда формируют режущую струю. Для вырезания участков трубопровода заряды выполняются в виде замкнутых лент, накладываемых на вырезаемый участок трубы.

## Раздел 8

### ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ ГАЗОНЕФТЕХРАНИЛИЩ

Исходя из задач бесперебойного снабжения промышленности и транспорта нефтепродуктами, нефтеперерабатывающих и нефтехимических комплексов сырьем, с целью обеспечения ритмичной работы транспортно-распределительной системы широко применяется подземный способ хранения нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов.

Подземные хранилища сооружаются в отложениях каменной соли методом размыва; в непроницаемых устойчивых горных породах (гипсах, гранитах, доломитах и др.) – шахтным методом, в плотных пластичных горных породах – методом камуфлетных взрывов.

#### 8.1. Параметры подземных хранилищ

В практике используются различные типы подземных хранилищ для нефти, нефтепродуктов и сжиженных углеводородов. В результате исследования физико-механических свойств нетрещиноватых доломитов, известняков, гипсов, ангидридов, каменной соли, монолитных изверженных пород, глинистых сланцев и др. установлена возможность строительства подземных хранилищ с параметрами, обеспечивающими их устойчивость в течение длительного срока службы без возведения крепи.

Объемы подземных хранилищ, сооружаемых в каменной соли выщелачиванием, достигают 200 тыс. м<sup>3</sup> и более, глубина заложения – до 1500 м. Диаметр емкостей обычно в пределах 40–50 м, в отдельных сечениях может достигать 80 м. Как правило, подземные емкости имеют форму тел вращения с купольной кровлей и вертикально расположенной большой осью. Наиболее широко применяются емкости цилиндрической формы. Высота емкостей принимается в зависимости от мощности отложений каменной соли, условий залегания пласта и других факторов.

Подземные хранилища, создаваемые шахтным способом, представляют собой комплекс горных выработок (рис. 8.1). Глубина заложения хранилищ для различных видов углеводородов составляет для нефтепродуктов 20- 40 м, для сжиженных газов 80-100 м.

В комплекс подземного хранилища входят вскрывающие выработки, выработки вспомогательного назначения и выработки-емкости. В качестве вскрывающих выработок при сооружении подземных шахтных хранилищ используются вертикальные и наклонные стволы и горизонтальные выработки (штольни).

Стволы подземных газонефтехранилищ обычно имеют круглую форму поперечного сечения. Диаметр стволов колеблется в пределах 4,0–6,0 м. Проявляется тенденция к уменьшению диаметра стволов до минимума, что дает возможность обеспечить надежную герметизацию хранилищ. В результате экономических расчетов установлено, что наиболее целесообразны стволы диаметром до 1,5 м. Стволы небольшого диаметра проходятся бурением.

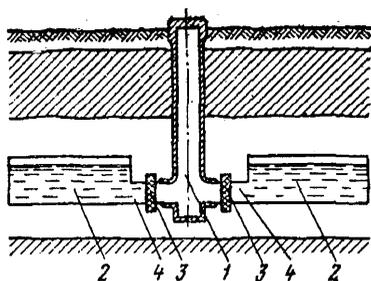


Рис. 8.1. Схема подземной части хранилища шахтного типа:

- 1 — ствол; 2 — выработки-емкости; 3 — герметичные перемычки;  
4 — коллекторные выработки

Емкости подземных шахтных газонефтехранилищ представляют собой горизонтальные и вертикальные выработки. Горизонтальные выработки площадью поперечного сечения 20–100 м<sup>2</sup> сооружаются в толще пород ограниченной мощности.

Высота выработок-емкостей для гипса принимается равной 7,0, для ангидрита и гранита соответственно 7,8–10,0 и 15,0 м. Вертикальные подземные емкости для сжиженных газов сооружаются в непроницаемых горных породах и выполняются в виде шахтных стволов, прочность и герметичность которых достигается в результате возведения железобетонной крепи и металлоизоляции (рис.8.2). Диаметр стволов, используемых в качестве подземных емкостей, достигает 6,0 м.

К выработкам вспомогательного назначения относятся околоствольные (коллекторные) и подводящие выработки, камеры подземных насосных станций и эксплуатационные скважины. Форма поперечного сечения коллекторных выработок принимается в зависимости от горно-геологических условий по аналогии с типовыми сечениями откаточных горных выработок.

Подводящие выработки служат для сообщения коллекторных выработок с выработками-емкостями и для размещения герметичных перемычек. Размеры поперечного сечения подводящих выработок

принимаются минимальными по условиям проведения горнопроходческих работ, а также из соображений уменьшения размеров герметичных перемычек и упрощения работ при их возведении. Эксплуатационные скважины проходятся обычно роторным бурением с применением шарошечных долот диаметром до 500 мм.

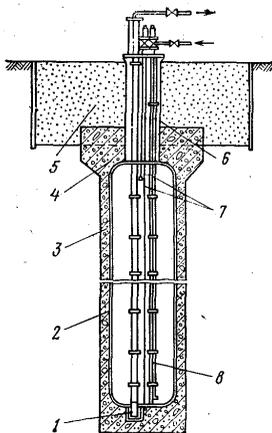


Рис. 8.2. Подземная вертикальная емкость:

- 1—насос для отбора газа; 2—металлическая облицовка; 3—железобетонная крепь;
- 4—железобетонный воротник; 5—грунтовая засыпка; 6—горловина; 7—мерные трубы;
- 8—трубопровод для закачки газа

Подземные хранилища, сооружаемые в пластичных породах камуфлетными взрывами, состоят из подземной емкости (полости), скважины или шурфа с системой технологических трубопроводов и комплекса поверхностных сооружений. Глубина заложения таких хранилищ не превышает 60 м, объем единичной выработки-емкости достигает  $200 \text{ м}^3$  (диаметр до 7,0 м).

## 8.2. Взрывные работы при строительстве подземных хранилищ шахтного типа

Подземные шахтные газонефтехранилища, сооружаемые в плотных породах, представляют собой комплекс вертикальных, наклонных и горизонтальных выработок, созданных преимущественно взрывным методом.

*Основные технологические параметры шахтных хранилищ.* Надежная эксплуатация подземных хранилищ зависит от правильного выбора технологических параметров их строительства, к которым относятся:

глубина заложения, минимальная мощность вмещающих пород, площадь поперечного сечения выработок, допустимое давление в хранилище, обеспечение герметичности подземных емкостей.

Глубина заложения подземного хранилища шахтного типа определяется в первую очередь наличием достаточно мощного пласта непроницаемой горной породы, пригодной для сооружения емкости. Минимальная глубина заложения емкостей принимается из расчета максимального рабочего давления 0,1 МПа, уравновешенного давлением толщи пород над емкостью мощностью не менее 6,0 м.

Глубина заложения емкостей подземных хранилищ светлых нефтепродуктов определяется из условия максимально возможного приближения их к земной поверхности. Так, на глубине 20,0 м для таких емкостей избыточное давление может быть около 0,3 МПа, что обеспечит условия хранения без потерь от испарения.

Глубина заложения кровли емкостей хранилищ сжиженного газа

$$H = kp_{вн} / \gamma_{ср}, \quad (8.1)$$

где  $k=1,2-1,5$  – коэффициент запаса прочности покрывающих пород;  $p_{вн}$  – максимально возможное давление сжиженного газа в емкостях, МПа;  $\gamma_{ср}$  – средневзвешенный удельный вес покрывающих горных пород, Н/м<sup>3</sup>.

Практически глубина заложения емкости определяется горно-геологическими условиями и соответствующими свойствами горных пород.

Мощность вмещающих горных пород для размещения выработок-емкостей (рис.8.3) определяется из условия

$$M \geq h + m_{кр} + m_n + \Delta h, \quad (8.2)$$

где  $h$  – высота выработки, м;  $m_{кр}$  и  $m_n$  – минимальная мощность непроницаемых пород, соответственно, в кровле и почве выработки-емкости, м;  $m_{кр}$  и  $m_n$  должны быть не менее 5,0 м;  $\Delta h$  – превышение отметок почвы выработки-емкости, м,

$$\Delta h = Li,$$

где  $L$  – длина выработки-емкости, м;  $i$  – продольный уклон выработки,  $i \geq 0,002$ .

Подземная часть шахтных хранилищ состоит из вертикальных выработок (стволов или скважин большого диаметра), околоствольных выработок, камер или горизонтальных выработок (рис. 8.1).

При строительстве подземной шахтной емкости вертикальными или наклонными выработками вскрывают пласт породы, в котором намечено расположить хранилище.

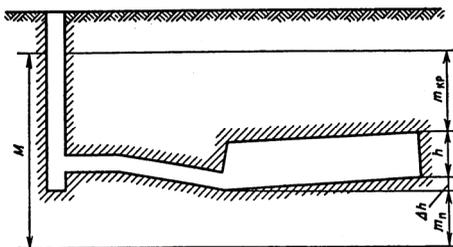


Рис. 8.3. Схема для расчета минимальной мощности вмещающих пород

Вертикальные выработки предназначены для спуска и подъема рабочих механизмов, грузов и рабочих, извлечения породы, для целей вентиляции, прокладки водоотводящих труб, кабелей и т. д.

В период эксплуатации стволы используются в качестве емкости для размещения продукта; частично в качестве емкости (только в пределах непроницаемой толщи пород до герметичной переемычки, размещенной в нижней части ствола); в качестве выработки для сообщения наземных сооружений с подземными емкостями и размещения технологических подземно-транспортных и специальных коммуникаций.

По окончании горных работ хранилище оснащают технологическим оборудованием и трубопроводами, монтируют системы контрольно-измерительных приборов и проводят окончательное испытание хранилища. Для ремонтов и осуществления надзора обеспечивают вентиляцию, спуск оборудования и рабочих.

При сооружении хранилищ ячеистого типа подземная емкость в плане имеет форму прямоугольника или квадрата (рис.8.4). Кровля выработок поддерживается целиками породы. Ствол располагается в центре, герметизирующая переемычка устраивается в стволе. Иногда кровля между целиками крепится анкерной крепью.

Подземные емкости представляют собой систему взаимосвязанных горизонтальных выработок, проведенных с небольшим уклоном к стволу или от него в зависимости от технологической схемы выполнения сливно-наливных операций.

Для придания устойчивости выработкам подземных емкостей, испытывающих давление вышележащих пород, в процессе их сооружения оставляют породные целики, величина которых зависит от устойчивости

пород. В глинистых сланцах разрабатывается 35% породы, 65% остается и скрепит естественной крепью.

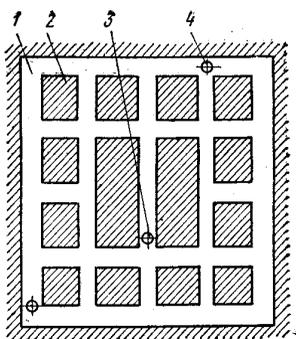


Рис. 8.4. Схема шахтного газонефтехранилища ячеистого типа:  
1 – выработки-емкости; 2 – породный целик; 3 – вскрывающая выработка (ствол);  
4 – вентиляционная скважина

В граните 35 % породы остается в качестве целиков, 65% извлекается. Ширина предохранительных целиков в глинистых сланцах в 2–3 раза больше ширины выработок. При ширине выработок 4,5 м ширина предохранительных целиков составляет 10,0–11,0 м. В зависимости от объема емкости и устойчивости горных пород хранилища занимают площадь 1,0–10,0 тыс.м<sup>2</sup>.

Выработки подземных хранилищ в породах-коллекторах обычно имеют поперечное сечение 4,0–8,0 м<sup>2</sup>. Выработки-емкости в устойчивых горных породах сооружают поперечным сечением 6,0×5,8; 6,0×4,5; 10,5×7,5; 7,5×7,5; 7,5×4,5; 9,0 × 4,5; 13,0×6,0 (первая цифра – высота, вторая – ширина выработки).

Наиболее устойчивыми выработками в глинистых сланцах являются выработки арочной или конусообразной формы, высота которых превышает ширину в 1,5–2,0 раза. Такая форма поперечного сечения выработок позволяет вести работы с применением анкерной крепи, что в значительной степени снижает стоимость строительства. В породах средней устойчивости поперечное сечение выработок уменьшается и камерам придается форма, сводящая до минимума необходимость крепления.

*Взрывные работы при проходке вертикальных стволов шахтных хранилищ* связаны с определенными трудностями, так как фронт работ ограничен небольшими размерами ствола по площади. На проходку вертикальных стволов при строительстве хранилищ обычно затрачивается 40 – 50 % всего времени строительства.

При определении размеров поперечного сечения вертикальных стволов учитывают основные размеры подъемных сосудов и их расположение, величину зазоров между ними и крепью, а также размещение лестничных отделений, водяных труб и кабелей.

Вертикальные стволы при строительстве подземных хранилищ проходят как при помощи взрывных работ, так и бурением, а в сложных геологических условиях – с применением замораживания.

Взрывным способом проходят вертикальные выработки круглого поперечного сечения диаметром до 6,0 м. Породу из забоя ствола в этом случае подают бадьями вместимостью до 1,0 м<sup>3</sup>. В дальнейшем устанавливают подъемную клеть и породу из горизонтальных выработок подают в шахтных вагонетках. Вертикальные стволы, как правило, проходят сплошным забоем, при этом применяется метод шпуровых зарядов.

При составлении паспортов взрывных работ расход ВВ на взрывание комплекта шпуров при заданной их глубине определяют исходя из удельного расхода ВВ в зависимости от коэффициента использования шпуров. Расход ВВ зависит от физико-механических свойств породы, глубины шпуров, конструкции зарядов, качества и плотности забойки и других факторов.

Усредненные величины удельных расходов ВВ (аммонит № 6ЖВ) при проходке вертикальных стволов в породах различной крепости приведены в табл. 8.1.

**Таблица 8.1. Усредненные величины удельных расходов ВВ (аммонит № 6ЖВ) при проходке вертикальных стволов**

Группа пород по СНиП	V	VI и VII	VIII	IX и X	XI
Удельный расход ВВ (кг/м <sup>3</sup> ) в патронах диаметром:					
32 и 36 мм	0,7–0,8	0,9–1,1	1,2–1,5	1,6–2,1	2,2–2,9
45 мм	0,56–0,64	0,72–0,88	0,96–1,2	1,3–1,7	1,75–2,3

Машины для бурения шпуров выбирают в зависимости от крепости пород и площади поперечного сечения ствола. При крепости пород  $f$  до 12 рекомендуется применять ствольные механизированные бурильные установки и бурильные молотки, при крепости  $f > 12$  – бурильные молотки. Число бурильных молотков, находящихся в забое, устанавливается из расчета один на 4,5 м<sup>2</sup> забоя.

Глубина шпуров устанавливается 2,5–3,5 м для групп пород IV–VIII и 2,0 – 2,5 м для групп пород IX и X (по СНиП).

При проектировании взрывных работ тип вруба и схема расположения шпуров в забое выбираются в зависимости от крепости пород, их напластования и формы поперечного сечения выработки (рис. 8.5).

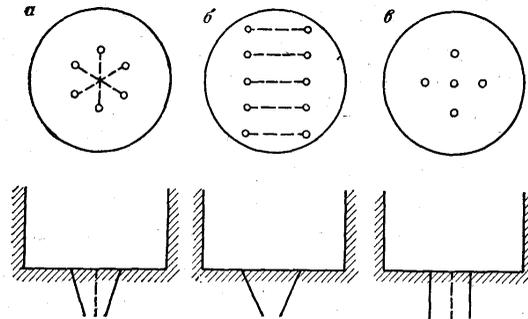


Рис. 8.5. Схемы врубов, применяемых при проведении вертикальных выработок

Характеристика врубов, применяемых при проходке стволов круглого поперечного сечения, приведена в табл. 8.2.

Таблица 8.2. Характеристика врубов, применяемых при проходке стволов круглого поперечного сечения

Вруб	Характеристика	Породы
Конусообразный (рис. 8.5, а)	Шпуры образуют усеченный конус	Крепкие и средней крепости при пологом и наклонном напластованиях
Клиновой (рис. 8.5, б)	Шпуры образуют клин, заложенный по простиранию пород	Крепкие и средней крепости при крутом напластованиях
Призматический (рис. 8.5, в)	Все шпуры, за исключением оконтуривающих, бурят перпендикулярно к плоскости забоя	Крепкие и средней крепости различного залегания

При проектировании взрывных работ определяют число шпуров на забой, общий расход ВВ и массу заряда в шпуре.

1. Среднее число шпуров определяют по формуле Н.М.Покровского

$$N = 1,25q_n S / (a \Delta dk),$$

где  $q_n$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $S$  – площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;  $d$  – диаметр патронов ВВ, мм;  $k$  – коэффициент, учитывающий уплотнение ВВ в шпуре, для аммонитов  $k=1$ . Коэффициент  $a$  заложения ВВ в шпуре принимается в пределах, приведенных табл. 8.3.

Таблица 8.3 Коэффициент  $a$  заложения ВВ в шпуре

Диаметр патронов, мм	32	45
Коэффициент $a$ :		
при $f = 3 - 9$	0,40– 0,50	0,35– 0,45
при $f = 10 - 20$	0,50– 0,65	0,45– 0,50

2. Общий расход ВВ (кг)

$$Q_{\text{общ}} = q_n Sl, \quad (8.3)$$

где  $l$  – глубина заходки, м.

3. Масса заряда в шпуре (кг)

$$Q_{ш} = P_{п} k_z l_{ш} / l_{п},$$

где  $P_{п}$  – количество ВВ в патроне (0,2 кг при  $d = 32$  мм; 0,5 кг – при  $d = 45$  мм);  $k_z$  – коэффициент заложения шпура (для врубовых и отбойных шпуров равный 0,3–0,88, для контурных 0,34–0,39);  $l_{ш}$  – длина шпура;  $l_{п}$  – длина патрона ВВ, равная 0,22 м при  $d=32$  мм, 0,27 м при  $d = 45$  мм.

В стволах круглого поперечного сечения шпуры располагают по нескольким концентрическим окружностям (рис. 8.6, а). Вруб состоит из 6–12 шпуров, глубина их на 15–20 см больше остальных шпуров. Наиболее широко применяют врубы с параллельными шпурами, обеспечивающими меньший выброс породы вверх.

Оконтуривающие шпуры бурят на расстоянии 15–20 см от проектного контура под углом 85–87° в сторону стенок. Концы шпуров, как правило, не выходят за контур поперечного сечения ствола.

Для усиления действия врубовых шпуров по центру ствола бурят скважину диаметром 200 мм, опережающую забой на 10-20 см. Эта скважина не заряжается, а используется как дополнительная открытая поверхность (рис.8.6, б).

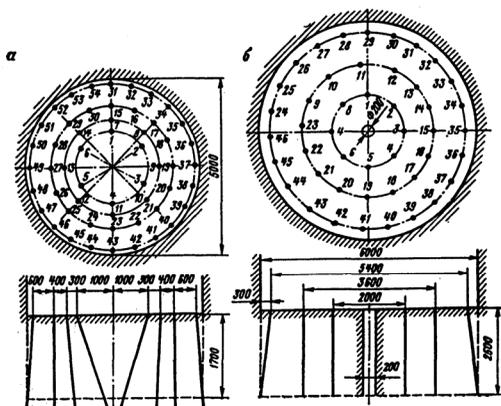


Рис. 8.6. Схема расположения шпуров при проходке стволов круглого сечения:  
 а – врубом из шести шпуров; б – с опережающей скважиной диаметром 200 мм

Наряду с проходкой стволов взрывным способом применяется проходка стволов бурением с применением установок, позволяющая механизировать операции и исключая пребывание людей в стволе в процессе его сооружения.

Такой способ проходки применяется в практике шахтного строительства при сооружении стволов малого диаметра.

*Взрывные работы при проведении горизонтальных выработок шахтных хранилищ.* В зависимости от способа проведения и площади поперечного сечения горизонтальных выработок проведение их ведется сплошным забоем и с опережающей выработкой с малой площадью поперечного сечения.

Выработки с небольшой площадью сечения проводятся в основном сплошным забоем, выработки-емкости с большой площадью сечения – уступным забоем и с опережающей выработкой.

Взрывные работы должны обеспечивать максимальный коэффициент использования шпуров при минимальных трудовых затратах, получение заданной формы и размеров выработок, устойчивость кровли и, главное, уменьшение трещиноватости в стенках выработки.

Результаты взрывов при проведении выработок в значительной степени зависят от формы и размеров врубовой полости. Прямые врубы целесообразно применять для проходки выработок хранилищ с небольшой площадью поперечного сечения, клиновые – для выработок шириной не менее 2,0 м. Эффективными врубами при проведении выработок являются врубы с центральной незаряженной скважиной.

При проектировании и составлении паспорта взрывных работ выбор и расчет основных параметров буровых и взрывных работ (глубина и диаметр шпура, число шпуров на цикл, тип буровой машины, тип ВВ, удельный расход ВВ, расход ВВ на цикл, способ взрывания) производится в такой последовательности.

1. Диаметр шпура выбирается в зависимости от диаметра стандартного патрона промышленных ВВ.

2. Выбор глубины шпуров в зависимости от площади поперечного сечения  $S$  выработки и коэффициента крепости пород  $f$  производится в соответствии с данными, приведенными в табл. 8.4.

Таблица 8.4. Выбор глубины шпуров

Площадь сечения выработки $S$ , м <sup>2</sup>	1,5-3,0	4,0-6,0	7,0-25,0
Глубина шпура, м:			
$f \leq 12$	2,0-3,0	1,5-2,0	1,2-1,8
$f > 12$	2,5-3,5	2,2-2,5	1,5-2,2

Глубину врубных шпуров принимают обычно на 0,1–0,2 м больше глубины остальных шпуров.

3. Удельный расход ВВ (для аммонита № 6ЖВ) в зависимости от крепости пород при площади поперечного сечения выработки 5,0–6,5 м<sup>2</sup> принимается в следующих пределах (табл. 8.5).

Таблица 8.5. Удельный расход  $q$  (для аммонита № 6ЖВ)

Крепость пород, $f$	19-22	15-18	13-14	11-12	9-10	7-8	4-6	Менее 4
Удельный расход, $q$ , кг/м <sup>3</sup>	3,8	3,5	3,0	2,6	2,4	2,0	1,2	0,9

Для выработок иных сечений при определении величины удельного расхода ВВ поправочный коэффициент принимают согласно табл. 8.6.

Таблица 8.6. Значение поправочного коэффициента

Площадь сечения выработки, м <sup>2</sup>	2,5–5,0	5,0–6,5	6,5–10,0	10,0–15,0	Более 15,0
Поправочный коэффициент	1,3	1,0	0,85	0,8	0,75

4. Масса ВВ на цикл (кг)

$$Q = q_n S l_{ш} . \quad (8.4)$$

5. Масса заряда ВВ в одном шпуре (кг)

$$Q_{ш} = \pi d^2 l_{ш} k_3 \Delta / 4 ,$$

где  $d$  – диаметр патрона, м;  $k_3$  – коэффициент заложения шпура, принимается  $k_3 = 0,75$ ;  $\Delta$  – плотность заряжания, кг/м<sup>3</sup>.

Масса заряда врубовых шпуров принимается на 15–20 % больше средней величины массы заряда остальных шпуров.

6. Число шпуров на цикл

$$N = Q/Q_{ш} .$$

В качестве врубовых используют (в зависимости от площади поперечного сечения выработки и коэффициента крепости пород) 2–10 шпуров, занимающих при прямых врубах 5–10 %, при врубах из сходящихся шпуров 10–20 % общей площади выработки (табл.8.7).

**Таблица 8.7. Число врубовых шпуров**

Крепость пород, $f$	2-3	4-6	7-9	10
Число шпуров в зависимости от площади сечения выработки, м <sup>2</sup> :				
до 12	4	4-6	6-8	8–10
свыше 12	4-6	6-8	8-10	10-12

Расстояния между врубовыми шпурами в клиновом врубе могут быть приняты согласно данным, приведенным в табл. 8.8.

**Таблица 8.8. Расстояние между врубовыми шпурами**

Группа пород (по СНиП)	IV-VI	VII-IX	X-XI
Коэффициент крепости, $f$	1-4	5-14	15-20
Расстояние между парами шпуров, м	0,5	0,4	0,3
Угол при вершине вруба, градус	40	50	60

Отбойные шпуры располагаются равномерно по площади сечения выработки между врубовыми и оконтуривающими шпурами. Оконтуривающие шпуры бурят на расстояниях 0,5–0,8 м один от другого.

7. Исходя из выбранной схемы расположения шпуров и расчетных параметров, определяют объем разрушенной породы, удельный расход ВВ

и бурения на  $1,0 \text{ м}^3$  разрушенного объема породы и данные расчета заносят в паспорт взрывных работ.

Подвигание забоя за цикл  $l_{ц}$  с учетом коэффициента  $\eta$  использования шпуров  $l_{ц} = l_{ш}\eta$  ( $\eta = 0,8 - 0,9$ ). Объем разрушенной породы за цикл  $V = Sl_{ц}\eta$ , расход ВВ на  $1,0 \text{ м}^3$  разрушенной породы  $q = Q/V$ , расход бурения на  $1,0 \text{ м}^3$  разрушенной породы  $V_б/V$  ( $V_б$  – объем буровых работ,  $\text{м}^3$ ).

Ивано-Франковским национальным техническим университетом нефти и газа проведены экспериментальные работы по совершенствованию проведения горизонтальных выработок с применением врубовых скважин большого диаметра. Работы проводились на калийных рудниках Прикарпатья по породам с коэффициентом крепости  $f = 2 - 5$ , характеризующимся повышенной пластичностью [24]. Испытывались врубы с применением скважин диаметром 70 (рис.8.7, а), 160 (рис.8.7, б, в) и 390 мм (рис.8.7, г).

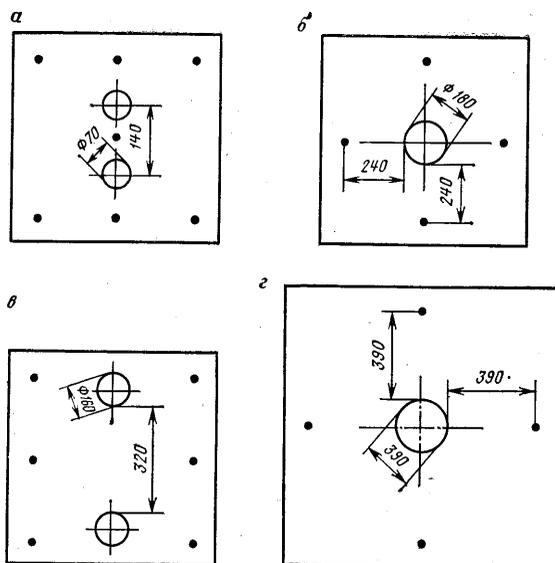


Рис. 8.7. Схемы врубов с применением скважин большого диаметра

На основе выполненных исследований даны рекомендации по выбору диаметра врубовых скважин и их числа в зависимости от пластичности пород (табл.8.9).

Таблица 8.9. Выбор диаметра врубовых скважин и их числа

Показатели	Породы		
	Соленосные	Каинитовые	Каинит-ланг-бейнитовые
Коэффициент пластичности	4,5-5,0	3,1	2,3
Диаметр врубовой скважины, мм	160	160	390
Число скважин	2	2	1

Технико-экономические показатели проведения выработок с применением врубовых скважин приведены в табл. 8.10.

Таблица 8.10. Показатели проведения выработок с применением врубовых скважин

Показатели	Породы					
	Каинит-лангбейнитовые		Каинитовые		Соленосные	
	Щелевой вруб	Скважины большого диаметра	Вертикально-клиновый вруб	Скважины большого диаметра	Вертикально-клиновый вруб	Скважины большого диаметра
Подвигание забоя за цикл, м	1,83	2,4	1,65	2,34	1,5	2,0
Коэффициент использования шпуров	0,8	0,93	0,75	0,9	0,68	0,9
Производительность проходчика, м/смену	0,45	0,6	0,41	0,59	0,38	0,5

Таким образом, применение в качестве врубовых скважин большого диаметра повышает эффективность проведения выработок по сравнению с вертикально-клиновым врубом. Подвигание забоя за цикл возрастает с 1,6 до 2,34 м, удельный расход ВВ снижается на 20 %, производительность труда проходческой бригады увеличивается на 30–35 %.

При сооружении выработок-емкостей большого поперечного сечения, применяются различные схемы проведения выработок: с использованием врубовой машины для образования щели, с проходкой опережающим забоем с малой площадью сечения, проведение выработок уступным забоем.

При сооружении выработок с использованием врубовой машины для образования щели величину продвижения за цикл принимают равной глубине врубовой щели. Глубину оконтуривающих и отбойных шпуров принимают на 10–20 см больше глубины щели.

Сооружение выработок с опережающим забоем применяется для выработок с площадью поперечного сечения 20–30 м<sup>2</sup>. Расположение шпуров (скважин) веерное в плоскостях, перпендикулярных к оси выработки (рис. 8.8).

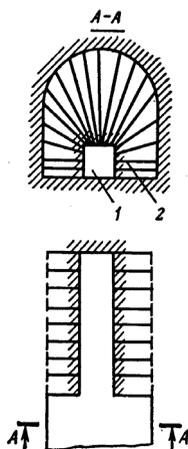


Рис. 8.8. Схема проведения выработок-емкостей с опережающим забоем и веерным расположением шпуров:  
1 – опережающий забой; 2 – скважинные заряды

Расстояние между плоскостями вееров принимается 0,8–1,2 м. Определяющим в веере является максимальное расстояние между шпурами на контуре проектного сечения выемки, принимаемое в пределах 0,8–1,2 м. Перебур шпуров за проектный контур выемки принимается 0,1 м. Величины шпуровых и скважинных зарядов рассчитываются по их вместимости.

Выработки с большой площадью поперечного сечения сооружаются с верхним или нижним уступом (рис. 8.9). С верхним уступом выработки проводятся в породах, не требующих установки в кровле анкерной крепи. Верхний уступ начинают разрабатывать после окончания работ в нижнем уступе на всю длину выработки-емкости.

При высоте уступа 3,0–4,0 м можно применять вертикальные шпуровые или скважинные заряды, при большей высоте – скважинные заряды.

При использовании скважинных зарядов величина расстояния по л.н. с.

$$W = d \sqrt{8,2\Delta / (mq)}, \quad (8.5)$$

где  $d$  – диаметр скважины, м;  $\Delta$  – плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>;  $m$  – коэффициент сближения зарядов, принимаемый в пределах 1,0-1,5;  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Остальные параметры определяются по методике расчета для обычных скважинных зарядов.

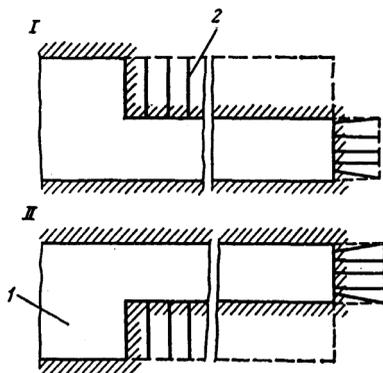


Рис. 8.9. Схема проведения выработок-емкостей с опережающим забоем:  
I – с верхним уступом; II – с нижним уступом;  
1 – выработка-емкость; 2 – скважинные заряды

Перед составлением паспорта взрывных работ уточняют тип ВВ и способ заряжения скважин. Восстающие и нисходящие скважины целесообразно заряжать гранулированными ВВ с использованием пневмозарядчиков бункерного или нагнетательного типа.

При сооружении выработок применяется многорядное короткозамедленное взрывание. При выборе схемы взрывания зарядов перспективными являются волновая и врубовая схемы. Наиболее широко применяемый интервал замедления 25–50 мс.

*Контурное взрывание.* Основными требованиями, предъявляемыми к выработкам, предназначенным для подземных хранилищ, являются прочность, устойчивость, отсутствие трещиноватости, герметичность с целью их длительной эксплуатации и уменьшения потерь хранимого продукта.

При ведении взрывных работ действие взрыва обуславливает образование вокруг выработки-емкости зоны интенсивной трещиноватости, являющейся зоной повышенной проницаемости. При наличии такой зоны в подземных хранилищах в период их эксплуатации могут происходить фильтрационные процессы, что снижает устойчивость выработки и приводит к потерям продукта.

Важным вопросом при строительстве подземных хранилищ является уменьшение трещиноватости в законтурной зоне емкостей. Одним из способов, уменьшающих разрушение законтурного массива, является контурное взрывание, которое выполняется двумя методами: взрывание сближенных зарядов и предварительное шелеобразование.

Взрывание сближенных зарядов применяют при проведении горных выработок небольшого сечения. Оно основано на сближении оконтуривающих шпуров, уменьшении коэффициента заряжания, рассредоточении зарядов, уменьшении диаметра патронов ВВ.

Предварительное шелеобразование применяют при проведении подземных выработок с большой площадью поперечного сечения. Щель по контуру выработки создается в результате опережающего взрыва оконтуривающих шпуров или скважин.

При сооружении выработок на качество оконтуривания влияют расстояния между оконтуривающими шпурами, расстояние по л.н.с., коэффициент сближения зарядов, величина удельного расхода ВВ, диаметр и конструкция зарядов, очередность взрывания и расположение оконтуривающих шпуров.

Расстояние между оконтуривающими шпурами и величину расстояния по л.н.с. определяют с соблюдением условия: при взрыве ряда шпуровых зарядов от каждого из них распространяется волна сжатия, результатом действия которой является образование вокруг шпура радиальной зоны трещин. При достижении свободной поверхности волна отражается и в глубь массива распространяется отраженная волна растяжения, способствующая образованию трещин, параллельных открытой поверхности, и отрыву породы. Следовательно, коэффициент сближения зарядов (отношение расстояния между шпурами к величине расстояния по л. н. с.) должен быть таким, чтобы между шпурами образовалась трещина раньше, чем отраженная от поверхности волна подойдет к линии оконтуривающих шпуров. Образовавшаяся трещина преградит путь отраженной волне, в результате чего законтурный массив останется неповрежденным.

При проектировании контурного взрывания определяют такие параметры взрывных работ.

1. Величина расстояния по л. н. с. [91]

$$W = (p_{дет} / \sigma_p)^{2/3} / r_{ш}, \quad (8.6)$$

где  $p_{дет}$  – детонационное давление в шпуре, МПа;  $\sigma_p$  – временное сопротивление породы растяжению, МПа;  $r_{ш}$  – радиус шпура, см.

2. Расстояние между шпурами

$$a = (P_{cm} / \sigma_p)^{2/3} r_{ш},$$

где  $P_{cm}$  – квазистатическое давление в шпуре, МПа.

### 3. Коэффициент сближения оконтуривающих шпуров

$$m = a / W = 0,4(1 + y)^{2/3},$$

где  $y$  – отношение волновых сопротивлений

$$y = \rho_{ВВ} D / (\rho_{п} c),$$

$\rho_{ВВ}$  и  $\rho_{п}$  – соответственно плотность ВВ и породы, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – скорость детонации ВВ, м/с;  $c$  – скорость звука в породе, м/с.

Обеспечение оптимального коэффициента сближения зарядов оконтуривающих шпуров значительно уменьшает глубину разрушения приконтурного массива.

Анализ экспериментов показал, что при коэффициенте сближения 1,1-1,6 глубина зоны разрушения приконтурного массива в каинитовой руде 0,55 м, каинито-ланг-бейнитовой руде 0,4-0,6 м и во вмещающих породах 0,65 м. При коэффициенте сближения 0,6-0,7 м глубина разрушенной зоны приконтурного массива снижается до 0,2-0,25 м.

Чтобы уменьшить разрушения законтурного массива радиальными трещинами, необходимо уменьшить бризантное действие взрыва. В оконтуривающих шпурах целесообразно уменьшить удельный расход взрывчатого вещества и обеспечить более равномерное его распределение вдоль шпура. При контурном взрывании возможно применение зарядов уменьшенного диаметра 16-24 мм в шпурах диаметром 36-41 мм. Расстояния между оконтуривающими шпурами (диаметром 43-52 мм) для различных пород приведены в табл.8.11.

**Таблица 8.11. Расстояние между оконтуривающими шпурами**

Расстояние между оконтуривающими шпурами, м	0,3-0,4	0,5	0,6
Группа пород (по СНиП)	IX-X	VII—VIII	VI-VII

При контурном взрывании плотность заряжения принимают 0,4-0,5 кг/м<sup>3</sup>, длину забойки в шпурах 0,3-0,5 м.

Схема расположения оконтуривающих шпуров при контурном взрывании в выработке приведена на рис. 8.10.

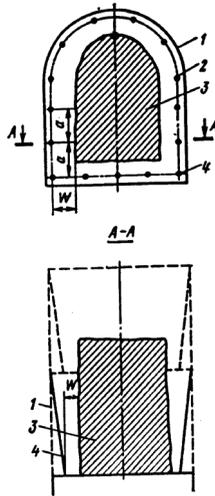


Рис. 8.10. Схема расположения шпуров при контурном взрывании:  
 1 – проектный контур выработки; 2 – линии заложения контурных шпуров;  
 3 – средняя часть забоя, взорванная зарядами врубовых и отбойных шпуров;  
 4 – контурные шпуры

Одним из способов уменьшения разрушения приконтурного массива является применение зарядов с воздушными промежутками (рис.8.11), обеспечивающие низкую плотность заряжения шпуров, равномерное распределение заряда по их длине, относительно низкое давление продуктов взрыва в шпурах. У зарядов с воздушными промежутками отбойная способность значительно ниже, чем у зарядов сплошной конструкции.

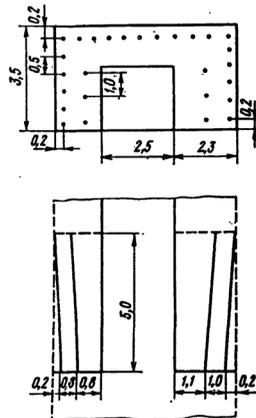


Рис. 8.11. Схема расположения шпуров при контурном взрывании с воздушными промежутками (размеры в метрах)

Оконтуривающие заряды с воздушными промежутками рассчитывают в следующем порядке.

1. Величина оптимального удельного заряда (кг/м) оконтуривающих шпуров [153]

$$q_o = 0,98W - 0,032P_{op}W, \quad (8.7)$$

где  $P_{op}$  – показатель дробимости, определяемый по формуле

$$P_{op} = 67 / f - 1,7.$$

2. Число воздушных промежутков в шпуре

$$n_{в.п} = l_{ш}q_o / q' - 1,$$

где  $q'$  – масса патрона ВВ, кг.

3. Длина воздушного промежутка между отдельными частями рассредоточенного заряда

$$l_{в.п} = \frac{l_{ш}}{n_{в.п}} (1 - q_o l_3 / q'),$$

где  $l_3 = 0,25$  м – длина патрона ВВ.

Калушской лабораторией НИИГ совместно с Ивано-Франковским национальным техническим университетом нефти и газа проведены опытные взрывы в калийных рудах с применением в оконтуривающих шпурах зарядов с воздушными промежутками. Расстояние между оконтуривающими шпурами составляло 0,6 м, масса заряда ВВ (аммонал водоустойчивый) в шпуре составляла 2,0 кг, удельный заряд ВВ – 0,4 кг/м.

Для передачи детонации между патронами, рассредоточенными воздушными промежутками, использовали детонирующий шнур. Воздушные промежутки создавались при помощи деревянных брусков длиной 0,25 м.

В результате проведенных экспериментов для пород с крепостью  $f = 2 - 5$  рекомендованы оконтуривающие заряды с воздушными промежутками величиной 0,2–0,25 м. При этом на точность оконтуривания большое влияние оказывают точность расположения и выдержанность направления оконтуривающих шпуров. Необходимо, чтобы расположение их возможно точнее соответствовало проектной контуре выработки. Расстояние между устьем шпуров и контурной линией не должно превышать 0,1 м, при этом дно шпура должно точно выходить на

проектный контур, глубину оконтуривающих шпуров рекомендуется принимать на 0,2–0,3 м меньше глубины врубовых и отбойных шпуров.

При сооружении вертикальных стволов по породам, залегающим под углом, взрывание оконтуривающих шпуров, расположенных на одинаковом расстоянии от стенок ствола, приводит к неравномерному отрыву породы. Перебур площади сечения со стороны висячего бока всегда больше, чем со стороны лежачего. В этих условиях оптимальное расстояние от стенок ствола до оконтуривающих шпуров со стороны висячего бока

$$b = 0,5\lambda(1 + \sin \gamma),$$

где  $\lambda$  – расстояние от стенок ствола до оконтуривающих шпуров без учета угла падения пород, м;  $\gamma$  – угол падения пересекаемых пород, градус; 0,5 – коэффициент, учитывающий конструкцию заряда, порядок взрывания и крепость пород.

Со стороны лежачего бока расстояние от стенок ствола до линии оконтуривающих шпуров остается неизменным.

При сооружении выработок-емкостей для уменьшения прямого действия взрыва на законтурный массив применяют предварительное щелеобразование. При сооружении выработок-емкостей уступным забоем шпуровые или скважинные заряды 1, пробуренные вблизи стенки выработки (рис. 8.12), подрывают одновременно при помощи ДШ или электрическим способом.

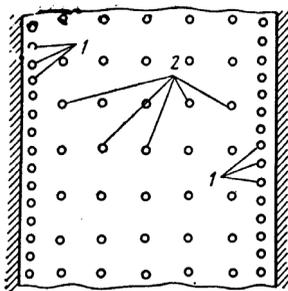


Рис. 8.12. Схема расположения контурных скважин (шпуров) при проходке выработок-емкостей уступным забоем

Внутренние шпуровые или скважины 2, предназначенные для дробления оконтуренного щелью участка, взрывают во вторую очередь. Контурная щель предохраняет законтурный массив от разрушения и является врубом – дополнительной открытой поверхностью. При этом облегчается работа

зарядов 2 и улучшается дробление породы внутри контура. Заряды по контуру располагают один от другого на расстоянии четырех – пяти диаметров зарядов.

### **8.3. Сооружение подземных хранилищ камуфлетными взрывами**

Впервые способ сооружения подземных хранилищ камуфлетными взрывами предложен в 1960 г. при строительстве подземных хранилищ в пластичных глинах и суглинках [154, 155]. В дальнейшем изучение, опробование и внедрение метода проводилось в различных геологических условиях.

Хранилища состоят из подземной емкости (полости), скважины с системой технологических трубопроводов и комплекса поверхностных сооружений. Подземные емкости образуются под действием камуфлетного взрыва за счет уплотнения пластичных горных пород. Форма емкостей, получаемых в результате камуфлетных взрывов сосредоточенных зарядов ВВ, близка к сферической.

#### ***8.3.1. Действие камуфлетного взрыва при строительстве подземных хранилищ***

Взрыв одиночного заряда в зарядной камере сопровождается повышением давления. При давлении  $10^4$  МПа и более, возникающим на границе раздела заряд ВВ – порода, любое твердое тело заметно сжимается [6]. В связи с этим в непосредственной близости от заряда появляется сферическая полость, границы которой определяются удельным давлением ударной волны и физико-механическими свойствами среды. Экспериментальные исследования показали [156], что на сжимаемость среды оказывает влияние ее пластичность: по мере возрастания пластичности сжимаемость породы увеличивается.

Камуфлетный взрыв способствует возникновению в неограниченной пластичной горной среде зон, следующих одна за другой от центра взрыва. На основании экспериментальных исследований действия камуфлетного взрыва в глинистых породах выделены следующие характерные зоны [15]: полость радиусом  $R_e$ , зона растрескивания породы радиусом  $R_T$ , зона уплотнения (пластических деформаций) глинистых пород радиусом  $R_{зл}$  и зона упругих деформаций радиусом  $R_y$  (рис.8.13). Установлено, что уплотнение породы характеризуется увеличением предела прочности на одноосное сжатие и сцепления в 2,0–2,5 раза, увеличением плотности на 5,0–8,0% и снижением пористости на 15,0–30,0 %. При этом отношение

величины зоны уплотнения к радиусу образуемой полости не зависит от масштаба взрыва и находится в пределах 3,0–3,5.

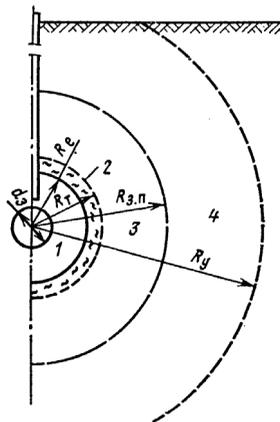


Рис. 8.13. Схема расположения зон действия камуфлетного взрыва в пластичных горных породах :  
1–полость; 2–зона трещиноватости; 3–зона пластических деформаций; 4–зона упругих деформаций

Основным условием создания подземной полости камуфлетным взрывом является необходимая величина заглубления центра заряда. Установлено [157], что предельную величину заглубления центра заряда камуфлетного взрыва при однородном геологическом разрезе можно определить по формуле

$$H_{\min} = 2\sqrt[3]{Q/q_n}, \quad (8.8)$$

где  $Q$  – масса камуфлетного заряда, кг;  $q_n$  – удельный расход ВВ на единицу нормальной воронки, кг/м<sup>3</sup>.

Образование подземных полостей радиусом  $7 R_z$  и более ( $R_z$  - радиус заряда) методом камуфлетных взрывов происходит в пластичных породах, обладающих дисперсностью и пористостью.

В результате взрыва наблюдаются структурно-текстурные изменения в пластичной породе, влияющие на механические свойства грунта. Известно [157], что абсолютное максимальное увеличение плотности глинистых грунтов после взрыва составляет около 40%, с удалением от центра взрыва плотность уменьшается.

Изменение прочностных свойств глинистых пород в зоне уплотнения взрывом описывается эмпирическими кривыми следующего вида

$$\sigma_r = \sigma_0 + k_1 / e^{\alpha_1 r} ; \quad (8.9)$$

$$c_r = c_0 + k_2 / e^{\alpha_2 r} , \quad (8.10)$$

где  $\sigma_r$  – предел прочности на одноосное сжатие грунта в зоне уплотнения;  $\sigma_0$  – предел прочности на одноосное сжатие грунта до взрыва;  $c_r$  – величина сцепления грунта в зоне уплотнения;  $c_0$  – величина сцепления грунта до взрыва;  $r$  – расстояние от контура полости до данной точки в зоне уплотнения;  $k_1, k_2, \alpha_1, \alpha_2$  – коэффициенты, зависящие от величины взрываемого заряда, физических свойств данной породы и ее минералогического состава.

В результате выполненных экспериментальных работ и обработки полученных данных установлены значения эмпирических констант  $k$  и  $\alpha$  для двух типов глинистых пород: скифских глин  $k_1=6,6; k_2=4,0; \alpha_1=0,18; \alpha_2=0,49$ ; моренных суглинков  $k_1=6,9; k_2=1,15; \alpha_1=0,2; \alpha_2=0,22$  [158].

Опытно-промышленные испытания подземных хранилищ, созданных методом камуфлетных взрывов, сопровождались изучением параметров области деформации пород вокруг полостей. В результате исследований установлено изменение трещинной проницаемости пород  $K_n$  с расстоянием от центра взрыва (рис. 8.14).

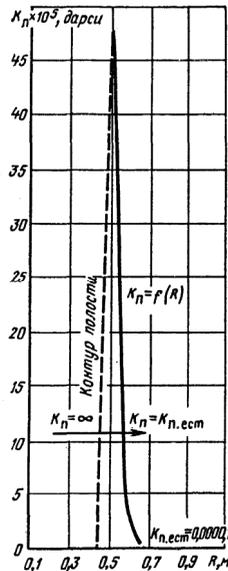


Рис. 8.14. Изменение трещинной проницаемости пород  $K_n$  с расстоянием от центра взрыва

Из рис. 8.14. следует, что трещинная проницаемость уменьшается от максимума на контуре каверны по кривой гиперболического типа, асимптотически приближаясь к естественной проницаемости в зоне упругих деформаций.

Наличие в области вокруг полости ослабленной зоны пород, вследствие развития радиальных и кольцевых трещин, обуславливает необходимость закрепления емкостей.

### **8.3.2 Технология сооружения подземных емкостей камуфлетными взрывами**

Технология образования подземных емкостей в пластичных горных породах камуфлетными взрывами состоит из процессов, выполняемых в определенной последовательности в два этапа.

На первом этапе бурятся скважины станками, имеющими оборудование для цементации затрубного пространства. Диаметр каждой скважины до глубины обсадки составляет 300-400 мм. Обсадка выполняется трубами нефтяного сортамента, цементирование затрубного пространства – расширяющимся цементным составом. Бурение цементной пробки и добуривание скважины осуществляется буровой коронкой диаметром 200-500 мм. Скважина считается подготовленной к проведению взрывных работ, если она герметична и искривление ствола не превышает одного-двух градусов [1].

На втором этапе производятся взрывные работы. Создание подземной емкости взрывным способом заключается в том, что в нижней части скважины после взрыва нескольких небольших зарядов ВВ возникает сферическая полость, в которую помещается основной заряд большой величины. При взрыве основного заряда пластичная порода подвергается пластическому течению и уплотнению, в результате чего образуется шарообразная емкость с упрочненными стенками. Размеры емкости зависят от величины заряда ВВ и сжимаемости среды.

Проектирование взрывных работ начинается с расчета величины заряда, необходимого для образования полости. Она может быть определена в зависимости от требуемого объема и физико-механических свойств грунта по формуле

$$Q = qV, \quad (8.11)$$

где  $q$  - удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $V$  - проектный объем полости, м<sup>3</sup>.

Удельный расход взрывчатого вещества зависит от типа грунта и свойств ВВ. Для аммонита №6 ЖВ он составляет: лессы – 2,0-3,0;

моренные суглинки – 4,0-6,0; чеганские и аральские глины – 3,0-3,5; скифские глины – 4,0-5,0 кг/м<sup>3</sup>.

Одним из основных условий сооружения подземных емкостей методом камуфлетных взрывов сосредоточенных зарядов ВВ является соблюдение камуфлетности взрыва. Масса  $Q_p$  заряда ВВ (кг) должна проверяться по условию камуфлетности [159]

$$Q_p \leq Q_k = kH^n, \quad (8.12)$$

где  $Q_k$  – предельная масса заряда, удовлетворяющая условию камуфлетности, кг;  $k$  – коэффициент, зависящий от условий взрывания (для аммонита №6 ЖВ при глубине 15–40 м он равен 0,0043-0,0045);  $H$  – глубина заложения заряда, м;  $n$  – показатель степени, величина которого зависит от физико-механических свойств глинистых пород (для легких суглинков  $n=2,8$ , для пластичных глин  $n=3$ ).

Глубина заложения заряда для глинистых пород, имеющих влажность 10–20%, плотность не более 2,0 г/см<sup>3</sup>, пористость 30% и показатель простреливаемости 0,1–0,3 м<sup>3</sup>/кг, определяется из выражения [6]

$$H \geq (48 - 50)R_0, \quad (8.13)$$

где  $R_0$  – радиус сосредоточенного заряда ВВ, м

$$R_0 = \sqrt[3]{\frac{3Q}{4\pi\Delta}}, \quad (8.14)$$

$Q$  – масса сосредоточенного заряда, кг;  $\Delta$  – плотность взрывчатого вещества, кг/м<sup>3</sup>.

Объем подземной полости  $V$ , образуемой камуфлетным взрывом, определяется по формуле

$$V = k \sum Q_i \Pi_{пр}, \quad (8.15)$$

где  $k$  – поправочный коэффициент, равный 0,8 для заряда величиной 100–1500 кг;  $\sum Q_i$  – суммарная величина заряда, кг;  $\Pi_{пр}$  – показатель простреливаемости пород, м<sup>3</sup>/кг.

При сооружении подземных полостей через буровые скважины диаметром 250-300 мм требуется предварительное образование на забое скважины зарядной камеры для размещения основного заряда ВВ. Для этого скважину предварительно простреливают возрастающими по величине зарядами ВВ.

Число прострелок и величина прострелочного заряда зависят от требуемого объема зарядной камеры для размещения основного заряда ВВ с учетом коэффициента заряжения и удельного расхода ВВ. Общая масса прострелочных зарядов (кг) для образования зарядной камеры

$$Q_{np} = qQ / \Delta, \quad (8.16)$$

где  $\Delta$  – плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>.

Способом камуфлетных взрывов можно создавать как одиночные, так и групповые подземные емкости. При создании базы подземных емкостей важное значение имеет определение оптимальных расстояний между емкостями (табл.8.12).

**Таблица 8.12. Оптимальные расстояния между емкостями**

Радиус проектной емкости, м	2,3	2,9	3,3	3,6
Объем проектной емкости, м <sup>3</sup>	50	100	150	200
Минимальное расстояние между центрами незакрепленных емкостей, м	16	20	23	25

Расстояние  $l$  между центрами подземных емкостей должно составлять  $l > 7R_p$ , где  $R_p$  – радиус емкости.

Заряжение скважин основным зарядом ВВ выполняется в определенной последовательности: сначала загружается половина массы заряда ВВ и опускается первый боевик; затем загружается четвертая часть заряда ВВ, опускаются второй боевик и оставшаяся часть заряда ВВ. Боевики снаряжают на месте работ в 50 м от заряжаемой скважины. При сохранении общей последовательности процесса заряжения рекомендуемые весовые дозы ВВ могут в отдельных случаях несколько изменяться.

Для взрывания на глубинах до 25 м боевики изготавливаются в мягкой термической оболочке, при взрывании на больших глубинах применяются боевики в герметичных жестких оболочках, которые опускаются воротком или механической лебедкой.

Опускание боевиков в скважину производится при помощи прочной веревки или стального троса, снабженного крючком, который легко освобождается от ушка патрона после его опускания. Трос и веревка для опускания боевиков тарируются. Диаметр боевика подбирается с таким расчетом, чтобы он был меньше минимального диаметра скважины на 50 мм. В каждый боевик помещаются, как правило, два водоустойчивых электродетонатора, соединенных между собой параллельно. Для

изготовления боевиков применяются ВВ, безотказно детонирующие от электродетонатора.

В качестве забойки используется вода (гидрозабойка), которая является наиболее экономичным и эффективным забоечным материалом. Вода заливается в простреливаемую скважину перед опусканием заряда. Взрывом вода полностью выбрасывается на поверхность и вновь заливается в скважину перед каждой последующей прострелкой. Гидрозабойка позволяет получить правильную сферическую конфигурацию емкости, предохраняет поверхность получаемой емкости от излишнего разрушения возле устья. Кроме воды эффективным материалом для забойки является глинистый раствор.

Группы емкостей образуются как при последовательном взрывании одиночных зарядов, так и при одновременном или короткозамедленном взрывании серии зарядов, обеспечивающих значительное снижение сейсмического эффекта.

При сооружении подземных емкостей камуфлетными взрывами применяются сосредоточенные заряды водоустойчивых ВВ (тротил прессованный и гранулированный, алюмотол, некондиционные пироксилиновые пороха и др.), которые тонут в воде и хорошо в ней детонируют. Взрывание зарядов производится электрическим способом с применением водостойких электродетонаторов.

После проведения взрывных работ и создания полости приступают к монтажу технологических трубопроводов и обвязке устья скважины. Залив топлива в подземные емкости осуществляется порциями из наземных резервуаров с последующими замерами уровня топлива. Наблюдения показывают, что потери дизельного топлива в емкостях составляют 0,9%, причем большая часть потерь (0,6-0,8%) приходится на первые месяцы хранения.

Топливо при хранении в подземных емкостях в состоянии покоя и в процессе многократных перекачек находится в пределах кондиции. При этом содержание в нем механических примесей составляет не более 0,005%, что соответствует требованиям ГОСТа.

Технология сооружения подземных хранилищ кассетного типа взрывным способом приведена в работе [160]. В таких хранилищах сохраняются положительные свойства индивидуальных полостей и достигаются дополнительные эксплуатационные преимущества за счет наличия нескольких связей с дневной поверхностью через сохраняющиеся части зарядных скважин. Наиболее рационально создание кассетных хранилищ объемом 2000–2500 м<sup>3</sup>.

### 8.3.3. Обеспечение герметичности и прочности подземных емкостей, созданных камуфлетными взрывами

Подземные хранилища, созданные способом камуфлетных взрывов, выгодно отличаются по ряду технико-экономических показателей от хранилищ, сооружаемых другими способами. Однако, при использовании таких емкостей возникают проблемы, связанные в основном с проявлением горного давления и деформациями подземных полостей. Установлено [161], что подземные полости сохраняют относительно устойчивое состояние в течении двух-трех лет. Со временем незакрепленные полости деформируются за счет обрушения отдельных блоков породы с контура полости. При этом процесс обрушения зарождается в своде подземной полости и постепенно охватывает весь контур. Следовательно, обеспечение эксплуатационной надежности хранилищ данного типа требует применения соответствующих мер по искусственному закреплению контура подземной полости, предназначенной для использования в качестве газонефтехранилищ.

Опробованы и прошли опытную проверку различные способы закрепления емкостей: нанесение облицовочных материалов механическим способом и формирование бетонной крепи взрывом.

Разработана технология сооружения подземных емкостей камуфлетными взрывами с последующим доступом человека в емкость и механическим креплением емкости [158]. Сущность ее сводится к следующему. С поверхности земли до определенной глубины  $H_{об}$  проходят шурф длиной 1,2–1,3 м и обсаживают его металлическими трубами или железобетонными кольцами (рис. 8.15).

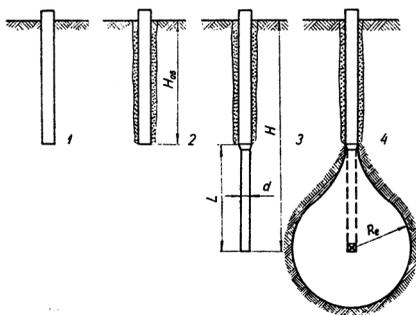


Рис. 8.15. Технологическая схема сооружения подземной емкости с последующим ее креплением:  
1 – бурение шурфа начальным диаметром; 2 – обсадка шурфа и цементация затрубного пространства; 3 – бурение шурфа конечным диаметром; 4 – подземная емкость после взрыва заряда

После закрепления и цементации затрубного пространства шурф бурят диаметром 0,8 м до проектной глубины заложения заряда  $H$ . Нижнюю незакрепленную часть шурфа заряжают необходимым количеством ВВ, создают забойку и производят взрыв. В результате образуется подземная выработка сферической формы радиусом  $R_e$ , сообщающаяся с поверхностью земли посредством закрепленного шурфа. После проветривания подземной полости выполняют работы по ее искусственному закреплению путем нанесения на стенки полости набрызга бетона с помощью сжатого воздуха.

Однако закрепление подземных емкостей с механическим возведением бетонной крепи предусматривает использование малоэффективного оборудования. Поэтому процесс характеризуется большой трудоемкостью, что снижает эффективность применения взрывного способа сооружения подземных хранилищ камуфлетными взрывами.

Разработан новый метод создания подземных полостей взрывом с одновременным формированием бетонной крепи, практически исключая трудозатраты на их крепление [162]. Для этого с поверхности земли на необходимую глубину проходят шурф, в котором взрывом заряда ВВ образуется камуфлетная полость. Объем полости должен быть таким, чтобы в ней разместился бетон крепи проектируемой емкости и заряд ВВ. Полученную полость заполняют бетонной смесью, в центре полости помещают заряд ВВ (рис. 8.16).

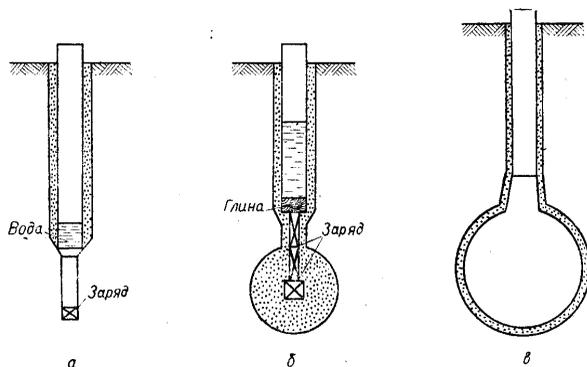


Рис. 8.16. Технологическая схема сооружения подземной емкости сферической формы взрывом с одновременным формированием бетонной крепи: а – проходка шурфа и размещение заряда для образования камуфлетной полости; б – загрузка бетонной смеси в камуфлетную полость; в – подземная емкость с бетонной крепью, полученная с помощью взрыва

В результате взрыва заряда ВВ, находящегося в центре сферы с твердеющим бетоном, возникает расширяющаяся сфера взрывных газов. Под давлением этих газов грунт уплотняется через бетонную оболочку. Отодвигая границы раздела бетон-грунт, сфера взрывных газов деформирует твердеющий бетон, уменьшая толщину его оболочки до тех пор, пока не прекратится процесс расширения. По окончании формирования емкости в грунте бетон распределяется слоем определенной толщины между грунтом и сферой взрывных газов. По мере увеличения прочности бетона надежность крепления и устойчивость полости повышается. По достижении бетоном проектной прочности емкость используется для эксплуатации.

Описанный метод позволяет сооружать емкости не только сферической, но цилиндрической и конической формы.

В работе [162] разработана методика расчета и технология сооружения вертикальных подземных камер цилиндрической и конической формы с одновременным формообразованием бетонной крепи. Технологическая схема работ по сооружению вертикальных подземных полостей приведена на рис. 8.17.

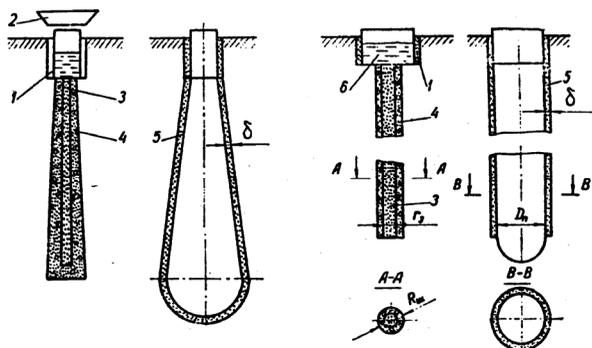


Рис. 8.17. Технологическая схема сооружения подземной полости конической (а) и цилиндрической (б) формы:

1 – крепь устья ствола; 2 – приемный бункер; 3 – заряд взрывчатого вещества; 4 – твердеющий бетон; 5 – бетонная крепь; 6 – вода

Устье камеры предварительно крепят на глубину трех радиусов полости. Радиус передового шурфа определяют по формуле

$$R_{ш} = 1,1\delta\sqrt{\frac{D}{\delta}} + 1, \quad (8.17)$$

где  $1,1$  – коэффициент, учитывающий объем заряда ВВ и неравномерность толщины бетонной оболочки;  $\delta$  – толщина крепи проектируемой полости, мм;  $D$  – диаметр проектируемой полости, мм.

Погонная масса заряда ВВ

$$Q_{\text{п}} = \frac{\pi R_{\text{п}}^2}{\Pi_{\text{пр}}}, \quad (8.18)$$

где  $R_{\text{п}}$  – радиус проектируемой полости, м;  $\Pi_{\text{пр}}$  – показатель простреливаемости грунта, м<sup>3</sup>/кг.

Расход бетона  $V_{\text{б}}$  (м<sup>3</sup>) на крепление одного метра полости определяют по формуле

$$V_{\text{б}} = \pi (R_{\text{ш}}^2 - r_{\text{з}}^2) h,$$

где  $R_{\text{ш}}$  и  $r_{\text{з}}$  – радиус шпура и заряда, соответственно;  $h=1,0$  м.

Применение способа строительства подземной емкости с одновременным возведением бетонной крепи камуфлетным взрывом исключает опускание человека в незакрепленную емкость и позволяет возводить бетонную крепь взрывом.

В Институте геофизики НАН Украины разработан взрывной метод создания подземных полостей с грунтополимерной отделкой [163]. В основе метода – химическое закрепление околополостного массива грунта для создания противодиффузионных экранов при сооружении подземных хранилищ жидких и газообразных продуктов камуфлетными взрывами. Этот метод может применяться для получения как сферических выработок взрывом сосредоточенного заряда, так и цилиндрических – взрывом заряда с осевой симметрией. В момент создания полости приповерхностный слой полости покрывается смесью грунт – вяжущие вещества, создавая органоминеральную отделку, которая значительно изменяет физико-механические и фильтрационные свойства приконтурной зоны полости. Основными функциями такой отделки являются закрытие пор и трещин, через которые может перемещаться хранимый продукт, а также повышение прочности пород, окружающих выработку.

### ***8.3.4. Сооружение криогенных хранилищ в грунтах с применением энергии взрыва***

Опыт создания криогенных хранилищ в грунтовых массивах показал, что большинство неудач при строительстве такого вида хранилищ обусловлено высокой скоростью промерзания грунта и недостаточной

глубиной заложения хранилищ. Если последний фактор сказывается, прежде всего, на величине потерь (утечки) продукта, а также на сезонных колебаниях температуры околополостного пространства, то режим промерзания оказывает на качество хранилища более сложное влияние.

С точки зрения обеспечения достаточной начальной (до формирования зоны промерзания) устойчивости подземного хранилища низкотемпературного продукта и минимизации его фильтрационных потерь в процессе хранения, криогенные хранилища целесообразно создавать взрывом в глинистых отложениях (глинах, суглинках) достаточно большой мощности, позволяющей герметизировать подземную емкость. В то же время грунты, а особенно глинистые, интенсивно расширяются под давлением низких температур. Стремление глины увеличить объем в результате промерзания приводит к возникновению в массиве больших внутренних напряжений, обуславливающих миграцию незамерзшей поровой влаги, деформацию скелета и т.п., которые могут стать причиной местного или полного нарушения устойчивости подземной емкости.

Таким образом, при разработке технологии сооружения подземных криогенных хранилищ чрезвычайно важным является установление оптимальной скорости перемещения фронта промерзания в глубь массива и определение конечного радиуса зоны промерзания [164].

Исследуем динамику формирования температурного поля в зоне промерзания. Рассмотрим распространение границы зоны промерзания в грунтовом массиве с начальной температурой  $T_0$  вокруг подземной полости радиусом  $r_{п}$ , в которой поддерживается температура  $T_{п} < T_3$ , где  $T_3$  – температура замерзания грунта. При этом будем считать, что подземное хранилище заложено в грунтовом массиве достаточно глубоко, вследствие чего влиянием температуры поверхности земли на теплообмен между хранилищем и грунтом можно пренебречь. Кроме того, будем рассматривать однородные и изотропные грунтовые массивы, не содержащие пласты, пропластки, сдвиги и т.п., а подземные полости, образованные в них взрывом, осе – и центрально-симметричными, что в конечном итоге предопределяет симметрию теплового потока.

Как известно, процесс переноса тепла в вещественных средах описывается дифференциальным уравнением теплопроводности, устанавливающим связь между временным и пространственным изменениями температуры в любой точке среды, в которой происходит процесс теплопередачи. Для твердых сред (какими являются грунтовые массивы), допуская независимость коэффициента теплопроводности  $\lambda$  от температуры и координат при постоянной плотности  $\rho$ , перенос тепла в

теле теплопроводностью подчиняется дифференциальному уравнению Фурье [165]

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a \nabla^2 T, \quad (8.19)$$

где  $a = \lambda / \rho c$  – коэффициент температуропроводности;  $T, c$  – температура и теплоемкость среды;  $\nabla^2$  – оператор Лапласа,  $\nabla^2 = \frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2}$ ;  $x, y, z$  – прямоугольные координаты;  $t$  – время.

Внешнюю границу зоны промерзания будем характеризовать постоянной температурой  $T_3$ , при которой происходит переход грунта из одного агрегатного состояния в другое (немерзлый грунт переходит в мерзлый). Таким образом, в околополостном пространстве всегда можно выделить две области с существенно различными теплофизическими характеристиками грунтов. Соответственно, для описания движения фронта промерзания в мерзлом и немерзлом грунте, необходимо использование двух уравнений теплопроводности.

Вначале рассмотрим промерзание грунта вокруг хранилища, имеющего вид цилиндрической полости, длина которой значительно больше ее радиуса. При принятых выше допущениях математическая задача определения температурного поля в грунте вокруг такой полости с низкотемпературным продуктом в цилиндрических координатах имеет вид [165]

$$\frac{\partial T_1(r, t)}{\partial t} = a_1 \left[ \frac{\partial^2 T_1(r, t)}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial T_1(r, t)}{\partial r} \right], \quad (t > 0, r_{\text{п}} < r < \xi), \quad (8.20)$$

$$\frac{\partial T_2(r, t)}{\partial t} = a_2 \left[ \frac{\partial T_2(r, t)}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial T_2(r, t)}{\partial r} \right], \quad (t > 0, \xi < r < \infty). \quad (8.21)$$

Краевые условия

$$T_1(r_{\text{п}}, t) = T_{\text{п}}; \quad (8.22)$$

$$T_2(r, 0) = T_0; \quad (8.23)$$

$$T_1(\xi, t) = T_2(\xi, t) = T_3; \quad (8.24)$$

$$\lambda_1 \frac{\partial T_1(\xi, t)}{\partial r} - \lambda_2 \frac{\partial T_2(\xi, t)}{\partial r} = LW\rho_2 \frac{d\xi}{dt}. \quad (8.25)$$

В выражениях (8.20)–(8.25)  $i=1$  относится к промерзшей зоне,  $i=2$  – к немерзлой, при этом:  $r_{\Pi}$  – радиус полости;  $r$  – радиальная координата;  $W$  – замерзающая влага в грунте при температуре  $T_3$ ;  $L$  – теплота перехода грунта из немерзлого состояния в мерзлое.

Условие (8.22) характеризует температуру границы полости, а условие (8.23) – начальную температуру массива. Граничные условия (8.24), (8.25) задают равенство температур и тепловых потоков на границе раздела  $\xi$  немерзлого и мерзлого грунта. Причем, фазовое превращение грунта (промерзание) учтено в условии (8.25) наличием члена  $LW\rho_2 \frac{d\xi}{dt}$ , характеризующего скорость выделения скрытой теплоты фазового перехода.

Задача (8.20)–(8.25) представляет собой разновидность задачи Стефана. Получение точного аналитического решения задачи (8.20) – (8.25) сопряжено со значительными трудностями удовлетворения начального условия (8.23). Ниже предлагается приближенный метод решения задачи (8.20) – (8.25), при этом начальное условие (8.23) заменяется условием

$$T_2(r_6, t) = T_0, \quad (8.26)$$

где  $r_6$  – радиус влияния промерзшей зоны, определяемый из решения стационарной задачи процесса теплопроводности в цилиндрической стенке [165]

$$r_6 = r_{\Pi} \exp\left(\frac{T_0 - T_{\Pi}}{T_3 - T_{\Pi}}\right) \ln \frac{\xi}{r_{\Pi}}. \quad (8.27)$$

Построим решение задачи (8.20), (8.22) при условиях (8.24) – (8.27) (при этом в уравнении (8.21)  $\xi < r < r_6$ ).

Обозначим

$$T_1(r, t) = \theta_1(u); \quad (8.28)$$

$$T_2(r, t) = \theta_2(u), \quad (8.29)$$

при этом  $u = \frac{r}{\sqrt{t}}$ .

Подставляя (8.28), (8.29) соответственно в уравнения (8.20), (8.21), получим

$$a_1 \frac{d^2 \theta_1}{du^2} + \frac{(u^2 + 2a_1)}{2u} \frac{d\theta_1}{du} = 0; \quad (8.30)$$

$$a_2 \frac{d^2 \theta_2}{du^2} + \frac{(u^2 + 2a_2)}{2u} \frac{d\theta_2}{du} = 0. \quad (8.31)$$

Введем замену

$$\frac{d\theta_1}{du} = z_1; \quad (8.32)$$

$$\frac{d\theta_2}{du} = z_2. \quad (8.33)$$

С учетом (8.32), (8.33) из уравнений (8.30), (8.31) следует

$$\frac{dz_1}{du} + \frac{(u^2 + 2a_1)}{2ua_1} z_1 = 0; \quad (8.34)$$

$$\frac{dz_2}{du} + \frac{(u^2 + 2a_2)}{2ua_2} z_2 = 0. \quad (8.35)$$

Решения уравнений (8.34), (8.35) имеют вид

$$z_1 = A_1 \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_1}\right)}{u}; \quad (8.36)$$

$$z_2 = A_2 \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_2}\right)}{u}. \quad (8.37)$$

С учетом (8.32), (8.33) определяем

$$T_1(r, t) = A_1 \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_1}\right)}{u} du + B_1(t); \quad (8.38)$$

$$T_2(r, t) = A_2 \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_2}\right)}{u} du + B_2(t). \quad (8.39)$$

Удовлетворяя условия (8.22), (8.26), находим

$$T_{\Pi} = A_1 \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_1}\right)}{u} du \Big|_{r=r_{\Pi}} + B_1(t); \quad (8.40)$$

$$T_0 = A_2 \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_2}\right)}{u} du \Big|_{r=r_0} + B_2(t). \quad (8.41)$$

Определяя  $B_1(t)$  и  $B_2(t)$  из уравнений (8.40), (8.41) и подставляя найденные выражения в соотношения (8.38), (8.39), получаем

$$T_1(r, t) = T_{\Pi} + A_1 P_1;$$

$$T_2(r, t) = T_0 + A_2 P_2,$$

где

$$P_1 = \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_1}\right)}{u} du - \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_1}\right)}{u} du \Big|_{r=r_{\Pi}};$$

$$P_2 = \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_2}\right)}{u} du - \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_2}\right)}{u} du \Big|_{r=r_0}.$$

Из граничного условия (8.24) следует

$$T_{\Pi} + A_1 P_3 = T_0 + A_2 P_4 = T_3,$$

где

$$P_3 = \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_1}\right)}{u} du \Big|_{r=\xi} - \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_1}\right)}{u} du \Big|_{r=r_{\Pi}};$$

$$P_4 = \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_2}\right)}{u} du \Big|_{r=\xi} - \int \frac{\exp\left(-\frac{u^2}{4a_2}\right)}{u} du \Big|_{r=r_e}.$$

Следовательно

$$A_1 = \frac{T_3 - T_{\text{п}}}{P_3}; \quad A_2 = \frac{T_3 - T_0}{P_4}.$$

Таким образом, решение задачи (8.20)-(8.22) при условиях (8.24)-(8.27) имеет вид

$$T_1(r, t) = T_{\text{п}} + (T_3 - T_{\text{п}}) \frac{P_1}{P_3}; \quad (8.42)$$

$$T_2(r, t) = T_0 + (T_3 - T_0) \frac{P_2}{P_4}. \quad (8.43)$$

Закон изменения границы промерзания  $\xi$  определяется с учетом граничного условия (8.25) из уравнения

$$\lambda_1(T_3 - T_{\text{п}}) \frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{P_1}{P_3} \right) \Big|_{r=\xi} - \lambda_2(T_3 - T_0) \frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{P_2}{P_4} \right) \Big|_{r=\xi} = LW\rho_2 \frac{d\xi}{dt}. \quad (8.44)$$

Следуя задаче Стефана о промерзании влажного грунта, при котором  $\xi = \beta\sqrt{t}$  ( $\beta$  – коэффициент, характеризующий скорость углубления зоны промерзания) и, учитывая наличие временных членов в уравнении (8.44), примем, что закон изменения границы промерзания подчиняется условию

$$\xi = \beta(t)\sqrt{t}. \quad (8.45)$$

Воспользовавшись известными представлениями интегралов в виде рядов [166], соотношения (8.42)-(8.44) предоставим в виде

$$T_1(r, t) = T_{\text{п}} + (T_3 - T_{\text{п}}) \frac{C_1 - C_{\text{п}}}{C_{1\beta} - C_{\text{п}}}; \quad (8.46)$$

$$T_2(r, t) = T_0 + (T_3 - T_0) \frac{C_1 - C_e}{C_{2\beta} - C_e}; \quad (8.47)$$

$$\frac{\lambda_1(T_3 - T_{\Pi})}{C_{1\beta} - C_{\Pi}} \exp\left(\frac{\beta^2}{4a_1}\right) - \frac{\lambda_2(T_3 - T_0)}{C_{2\beta} - C_{\epsilon}} \exp\left(\frac{\beta^2}{4a_2}\right) = \frac{LW\rho_2}{4} \left(2\beta t \frac{d\beta}{dt} + \beta^2\right), \quad (8.48)$$

где

$$C_1 = \ln \frac{r}{4a_1 t} - \frac{r}{4a_1 t} + \frac{\left(\frac{r}{4a_1 t}\right)^2}{2 \cdot 2!} - \frac{\left(\frac{r}{4a_1 t}\right)^3}{3 \cdot 3!} + \dots; \quad (8.49)$$

$$C_2 = \ln \frac{r}{4a_2 t} - \frac{r}{4a_2 t} + \frac{\left(\frac{r}{4a_2 t}\right)^2}{2 \cdot 2!} - \frac{\left(\frac{r}{4a_2 t}\right)^3}{3 \cdot 3!} + \dots; \quad (8.50)$$

$$C_{\Pi} = \ln \frac{r_{\Pi}}{4a_1 t} - \frac{r_{\Pi}}{4a_1 t} + \frac{\left(\frac{r_{\Pi}}{4a_1 t}\right)^2}{2 \cdot 2!} - \frac{\left(\frac{r_{\Pi}}{4a_1 t}\right)^3}{3 \cdot 3!} + \dots; \quad (8.51)$$

$$C_{\epsilon} = \ln \frac{r_{\epsilon}}{4a_2 t} - \frac{r_{\epsilon}}{4a_2 t} + \frac{\left(\frac{r_{\epsilon}}{4a_2 t}\right)^2}{2 \cdot 2!} - \frac{\left(\frac{r_{\epsilon}}{4a_2 t}\right)^3}{3 \cdot 3!} + \dots; \quad (8.52)$$

$$C_{1\beta} = \ln \frac{\beta^2}{4a_1} - \frac{\beta^2}{4a_1} + \frac{\left(\frac{\beta^2}{4a_1}\right)^2}{2 \cdot 2!} - \frac{\left(\frac{\beta^2}{4a_1}\right)^3}{3 \cdot 3!} + \dots; \quad (8.53)$$

$$C_{2\beta} = \ln \frac{\beta^2}{4a_2} - \frac{\beta^2}{4a_2} + \frac{\left(\frac{\beta^2}{4a_2}\right)^2}{2 \cdot 2!} - \frac{\left(\frac{\beta^2}{4a_2}\right)^3}{3 \cdot 3!} + \dots \quad (8.54)$$

Соотношения (8.46)-(8.54) позволяют рассчитать температурное поле в грунтовом массиве вокруг цилиндрической полости с низкотемпературным продуктом при выполнении условия (8.45).

Найдем температурное поле в грунтовом массиве вокруг полости сферической формы, в которой находится низкотемпературный продукт.

Принимая те же допущения, что и при определении температурного поля вокруг цилиндрической полости, дифференциальные уравнения

теплопроводности в массиве вокруг полости сферической формы в сферических координатах имеют вид [165]

$$\frac{\partial T_1(r,t)}{\partial t} = a_1 \left[ \frac{\partial^2 T_1(r,t)}{\partial r^2} + \frac{2}{r} \frac{\partial T_1(r,t)}{\partial r} \right], \quad (t > 0, r_{\text{п}} < r < \xi), \quad (8.55)$$

$$\frac{\partial T_2(r,t)}{\partial t} = a_2 \left[ \frac{\partial^2 T_2(r,t)}{\partial r^2} + \frac{2}{r} \frac{\partial T_2(r,t)}{\partial r} \right], \quad (t > 0, \xi < r < \infty), \quad (8.56)$$

Краевые условия (8.22)-(8.25), а также принятые выше обозначения  $T_i, a_i, \lambda_i, C_i, \rho_i, (i=1,2), W, L, t$  останутся без изменений.

Как и ранее, ввиду значительных трудностей определения точного аналитического решения системы (8.55), (8.56) при условиях (8.22)-(8.25) применим приближенный метод, связанный с заменой начального условия (8.23) условием (8.26), где радиус влияния промерзшей зоны  $r_\theta$  определяется из решения стационарной задачи процесса теплопроводности в сферической стенке [165]

$$r_\theta = \frac{K r_{\text{п}}}{K-1}; \quad (8.57)$$

$$K = \frac{(T_3 - T_{\text{п}})\xi}{(T_0 - T_{\text{п}})(\xi - r_{\text{п}})}, \quad (8.58)$$

при этом в уравнении (8.56)  $\xi < r < r_\theta$ .

Производя, как и выше, аналогичные преобразования, получаем решение задачи (8.55), (8.56) при условиях (8.22), (8.24)-(8.26), (8.57), (8.58) в виде

$$T_1(r,t) = T_{\text{п}} + (T_3 - T_{\text{п}}) \frac{C}{E}; \quad (8.59)$$

$$T_2(r,t) = T_0 + (T_3 - T_0) \frac{D}{F}, \quad (8.60)$$

где

$$C = \frac{\exp\left(-\frac{r^2}{4a_1 t}\right)\sqrt{t}}{r} - \frac{\exp\left(-\frac{r_{\text{п}}^2}{4a_1 t}\right)\sqrt{t}}{r_{\text{п}}} + \frac{\sqrt{\pi}}{2\sqrt{a_1}} \left[ \operatorname{erf}\left(\frac{r}{2\sqrt{a_1 t}}\right) - \operatorname{erf}\left(\frac{r_{\text{п}}}{2\sqrt{a_1 t}}\right) \right];$$

$$D = \frac{\exp\left(-\frac{r^2}{4a_2t}\right)\sqrt{t}}{r} - \frac{\exp\left(-\frac{r_6^2}{4a_2t}\right)\sqrt{t}}{r_6} + \frac{\sqrt{\pi}}{2\sqrt{a_2}} \left[ \operatorname{erf}\left(\frac{r}{2\sqrt{a_2t}}\right) - \operatorname{erf}\left(\frac{r_6}{2\sqrt{a_2t}}\right) \right];$$

$$E = \frac{\exp\left(-\frac{r^2}{4a_1t}\right)\sqrt{t}}{r} \Bigg|_{r=\xi} - \frac{\exp\left(-\frac{r_{\Pi}^2}{4a_1t}\right)\sqrt{t}}{r_{\Pi}} + \frac{\sqrt{\pi}}{2\sqrt{a_1}} \left[ \operatorname{erf}\left(\frac{r}{2\sqrt{a_1t}}\right) \Bigg|_{r=\xi} - \operatorname{erf}\left(\frac{r_{\Pi}}{2\sqrt{a_1t}}\right) \right];$$

$$F = \frac{\exp\left(-\frac{r^2}{4a_2t}\right)\sqrt{t}}{r} \Bigg|_{r=\xi} - \frac{\exp\left(-\frac{r_6^2}{4a_2t}\right)\sqrt{t}}{r_6} + \frac{\sqrt{\pi}}{2\sqrt{a_2}} \left[ \operatorname{erf}\left(\frac{r}{2\sqrt{a_2t}}\right) \Bigg|_{r=\xi} - \operatorname{erf}\left(\frac{r_6}{2\sqrt{a_2t}}\right) \right].$$

Закон изменения  $\xi$  определяется с учетом граничного условия (8.25) из уравнения

$$\lambda_1(T_3 - T_{\Pi}) \frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{C}{E} \right) \Bigg|_{r=\xi} - \lambda_2(T_3 - T_0) \frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{D}{F} \right) \Bigg|_{r=\xi} = LW\rho_2 \frac{d\xi}{dt}.$$

Считая, что продвижение границы промерзания  $\xi$  подчиняется условию (8.45), получаем решение задачи промерзания грунтового массива вокруг сферической полости с низкотемпературным продуктом в виде

$$T_1(r, t) = T_{\Pi} + (T_3 - T_{\Pi}) \frac{C}{E_{\beta}};$$

$$T_2(r, t) = T_0 + (T_3 - T_0) \frac{D}{F_{\beta}};$$

$$\frac{\lambda_1(T_3 - T_{\Pi})}{E_{\beta}(-\beta)} \exp\left(-\frac{\beta^2}{4a_1}\right) - \frac{\lambda_2(T_3 - T_0)}{F_{\beta}(-\beta)} \exp\left(-\frac{\beta^2}{4a_2}\right) = \frac{LW\rho_2}{2} \left( 2\beta t \frac{d\beta}{dt} + \beta^2 \right),$$

где

$$E_{\beta} = \frac{\exp\left(-\frac{\beta^2}{4a_1}\right)}{\beta} - \frac{\exp\left(-\frac{r_{\Pi}^2}{4a_1 t}\right)\sqrt{t}}{r_{\Pi}} + \frac{\sqrt{\pi}}{2\sqrt{a_1}} \left[ \operatorname{erf}\left(\frac{\beta}{2\sqrt{a_1}}\right) - \operatorname{erf}\left(\frac{r_{\Pi}}{2\sqrt{a_1 t}}\right) \right];$$

$$F_{\beta} = \frac{\exp\left(-\frac{\beta^2}{4a_2}\right)}{\beta} - \frac{\exp\left(-\frac{r_{\delta}^2}{4a_2 t}\right)\sqrt{t}}{r_{\delta}} + \frac{\sqrt{\pi}}{2\sqrt{a_2}} \left[ \operatorname{erf}\left(\frac{\beta}{2\sqrt{a_2}}\right) - \operatorname{erf}\left(\frac{r_{\delta}}{2\sqrt{a_2 t}}\right) \right].$$

Согласно полученным решениям выполнен расчет температурного поля в грунтовом массиве (валунной глине) при следующих данных:  $T_{\Pi} = -196^{\circ}\text{C}$ ;  $T_0 = 10^{\circ}\text{C}$ ;  $T_3 = -1,3^{\circ}\text{C}$ ;  $\lambda_1 = 1,4 \cdot 10^6$  эрг/см·с·град;  $\lambda_2 = 1,28 \cdot 10^6$  эрг/см·с·град;  $a_1 = 0,062$  см<sup>2</sup>/с;  $a_2 = 0,048$  см<sup>2</sup>/с;  $r_{\Pi} = 150$  см;  $\rho_2 = 2,0$  г/см<sup>3</sup>;  $L = 3,33 \cdot 10^9$  эрг/г;  $W = 0,028$ , где  $W = W_c - W_{\text{н}}$ ;  $W_c$  – суммарное влагосодержание;  $W_{\text{н}}$  – количество незамерзающей влаги в грунте при температуре  $T_3$ .

Результаты расчета температурных полей вокруг цилиндрической (а) и сферической (б) полостей представлены на рис. 8.18. На рис. 8.18,а приведена также изотерма  $-1,3^{\circ}\text{C}$ , рассчитанная согласно работе [167] (кривая б).

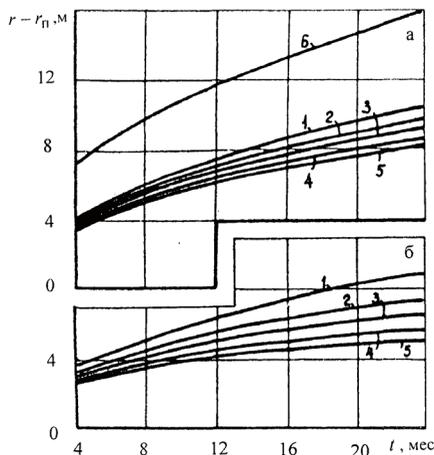


Рис. 8.18. Температурные поля в грунте вокруг цилиндрической (а) и сферической (б) полостей:  
1-5 – изотермы температур  $+5^{\circ}$ ;  $-1,3^{\circ}$ ;  $-5^{\circ}$ ;  $-10^{\circ}$ ;  $-15^{\circ}\text{C}$ , соответственно;  
б – изотерма температуры  $-1,3^{\circ}\text{C}$ , рассчитанная согласно работы [167]

Сравним результаты расчетов, представленные на рис. 8.18, с опытными данными. По данным работы [168], зона промерзания в глинах вокруг цилиндрической полости радиусом 1,5 м и длиной 30 м, заполненной жидким азотом при температуре  $-196^{\circ}\text{C}$  и находящейся на глубине 23 м от поверхности земли, составляет 5-6 м через 9,8 месяцев после начала промерзания. Из рис. 8.18, а видно, что расчетная зона промерзания в этих условиях составляет 6,3 м. Прогнозная мощность зоны промерзания за 30 лет при тех же исходных данных составляет 50 м, согласно предложенному решению – 49 м.

Сравнение полученных теоретических и экспериментальных результатов показывает достаточную их сходимость (разброс показателей величины зоны промерзания составляет 6,0–8,5%), что указывает на практическую пригодность предлагаемых решений для определения температурного поля в грунтовых массивах вокруг криогенных хранилищ.

Сравнивая кривые 2 и 6, легко убедиться в том, что величины зоны промерзания и скорости промерзания грунтового массива, рассчитанные согласно работе [169], превышают опытные данные, установленные в [168], соответственно, в 1,8-2,2 и 3,6-5,0 раза.

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

с увеличением времени промерзания область промерзания массива вокруг полости возрастает по нелинейному закону так, что скорость перемещения границы промерзания уменьшается;

область промерзания грунта вокруг цилиндрической полости больше, чем вокруг сферической;

всегда можно выбрать такой режим промерзания, чтобы скорость формирования зоны промерзания была достаточной для образования льдогрунтовой крепи полости до момента ее самопроизвольного обрушения (~12-18 мес.).

## Раздел 9

### **ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ СООРУЖЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ В КАМЕННОЙ СОЛИ МЕТОДОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ**

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

Сооружение подземных емкостей методом выщелачивания состоит из бурения скважины с поверхности до соляного пласта (или купола) и опускания в нее двух-трех колонн труб (одна в другой). По одной колонне труб в забой скважины подается вода, которая, размывая пласт, насыщается солью. Насыщенный солью раствор (рассол) подается на поверхность по другой колонне труб. Таким образом, с помощью циркуляции воды осуществляется выщелачивание соли и образование подземной емкости [169].

#### **9.1. Физико-химические основы процесса выщелачивания каменной соли**

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

При растворении всегда наблюдается перемещение жидкой фазы относительно твердой поверхности растворимого вещества. Даже в случае отсутствия внешних причин, вызывающих движение жидкой фазы (например, перемешивания), происходит естественная конвекция жидкости, обусловленная тем, что плотность жидкой фазы неодинакова в разных точках внутри раствора. Независимо от характера движения жидкости у границы раздела фаз имеется диффузионный слой жидкости, препятствующий диффузии частиц растворимого вещества в массу раствора.

Впервые гипотеза о том, что вблизи поверхности растворяющегося тела образуется пограничный слой жидкости, была высказана Нернстом. Согласно современным представлениям, жидкость в диффузионно-пограничном слое находится в динамическом равновесии, вызванном действием механизмов конвективной и молекулярной диффузии [170].

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

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

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

$$\frac{VdC}{d\tau} = kS(C_n - C), \quad (9.1)$$

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

Под скоростью растворения понимается количество соли, растворяемой в единицу времени с единицы поверхности (массовая скорость растворения), или расстояние, на которое распространяется растворение (линейная скорость растворения).

Для определения линейной скорости растворения  $W$  можно пользоваться зависимостью Нойеса и Уитнея [170]

$$W = \frac{q}{\rho_c} = \frac{K_v(C_n - C_0)}{\rho_c}, \quad (9.2)$$

где  $q$  – количество соли, переходящее в раствор с единицы поверхности в единицу времени;  $K_v$  – коэффициент скорости растворения;  $C_n$  – концентрация насыщения;  $C_0$  – концентрация растворителя в удалении от поверхности;  $\rho_c$  – плотность каменной соли.

Из уравнения (9.2) следует, что чем меньше концентрация растворителя, тем больше скорость растворения. Однако значения скорости растворения недостаточно для описания этого явления.

Коэффициент скорости диффузионного растворения определяется формулой [170]

$$K_v = \frac{k_{диф}}{\delta}, \quad (9.3)$$

где  $k_{диф}$  – коэффициент диффузии;  $\delta$  – толщина слоя насыщенного раствора вблизи растворяющейся поверхности.

В результате изучения растворимости каменной соли П. А. Кулле пришел к выводу, что для точного описания процесса должны учитываться гидродинамические параметры движения жидкости, зависящие от таких важных факторов, как ее вязкость и сила тяжести [171].

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

При исследовании растворимости образцов П. А. Кулле было замечено, что скорость растворения поверхности, расположенной под углом  $180^0$  к горизонту, значительно превышает скорость растворения поверхности, расположенной под углом  $90^0$ . Так, при  $\varphi=0$   $q=3,5$  кг/м<sup>2</sup>·ч; при  $\varphi=90^0$   $q=10,0$  кг/м<sup>2</sup>·ч; при  $\varphi=180^0$   $q=24,0$  кг/м<sup>2</sup>·ч [172].

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

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

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

$$W = \left(1 - \frac{C_0 \rho_{\text{нр}}}{C_{\text{н}} \rho_0}\right) \left(1 + \frac{t}{22,4}\right) (3,25 \rho^{0,5} + 1,8). \quad (9.4)$$

Если поверхности расположены к горизонту под углами от  $90$  до  $180^0$ , следует пользоваться формулой

$$W = \left(1 - \frac{C_0 \rho_{\text{нр}}}{C_{\text{н}} \rho_0}\right) \left(1 + \frac{t}{22,4}\right) (8,75 \sin \beta + 5,87), \quad (9.5)$$

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

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

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

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

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

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

Каменная соль легко растворяется в пресной воде (до 358 кг в 1,0 м<sup>3</sup> воды при 20<sup>0</sup> С). Для получения концентрированного рассола для образования 1,0 м<sup>3</sup> емкости требуется 6,0-7,0 м<sup>3</sup> воды.

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

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

чтобы вода поступала во внутреннюю колонну труб. Рассол выдавливается на дневную поверхность по межтрубному пространству.

В начальный период эксплуатации пресная вода насыщается за счет растворения стенок скважины на участке вскрытой соляной залежи. Так как скорость растворения соляных стенок сравнительно высока (до 15 см/сут), этот период работы непродолжителен. В связи с подачей свежей воды непосредственно к забою скважины наиболее интенсивно развивается нижняя зона скважины с постепенным уменьшением ее диаметра по высоте. В результате выщелачивания образуется камера (полость) грушевидной формы (рис. 9.1 а).

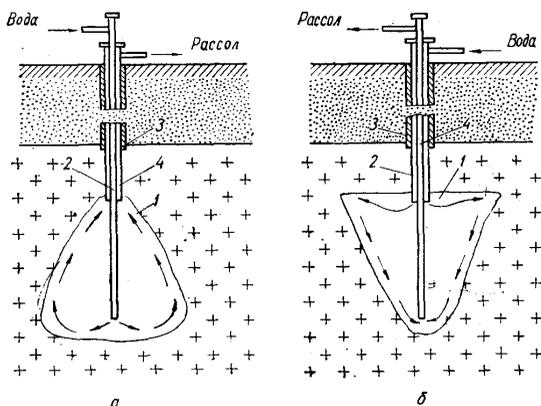


Рис. 9.1. Подземное выщелачивание каменной соли прямоточным (а) и противоточным (б) методами:  
1 – камера выщелачивания; 2 – водоподающая колонна; 3 – тампонажный цемент;  
4 – рассолоподъемная колонна

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

Боковая поверхность конуса по мере растворения становится более полой, покрывается различными примесями, находящимися в каменной

соли. Растворение у кровли емкости происходит примерно с постоянной скоростью, равной линейной скорости растворения вертикальной поверхности каменной соли в пресной воде (10-12 см в сутки). При этом высота растворяющейся верхней части весьма незначительная. Диаметр основания конуса за год может достигнуть 75-90 м (рис. 9.1, б).

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

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

**Комбинированный метод.** Этот метод получил наиболее широкое применение в практике строительства подземных хранилищ (рис. 9.2). Он предусматривает осуществление размыва в два этапа. На первом этапе формируется емкость в восходящем направлении. Вначале размывается гидровруб (I ступень размыва), а затем еще несколько ступеней до получения емкости определенных размеров. На втором этапе верхняя и нижняя части емкости формируют навстречу друг другу: верхнюю – в нисходящем направлении, нижнюю – в восходящем.

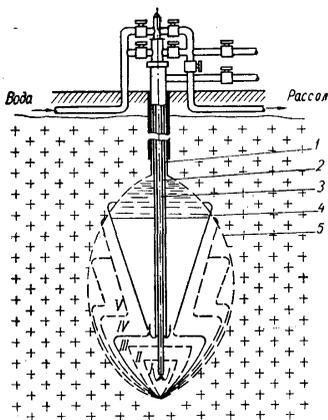


Рис. 9.2. Схема создания подземной емкости комбинированным методом размыва:  
 1 – обсадная колонна труб; 2 – водоподающая рабочая колонна;  
 3 – рассолоподъемная рабочая колонна; 4 – нерастворитель;  
 5 – контур проектной емкости; I-V – ступени размыва.

При переходе со II ступени на III, т.е. с размыва по схеме снизу вверх на размыв сверху вниз, уровень нерастворителя поднимается до кровли

будущей емкости и изменяется уровень (отметка) подачи воды в емкость. Дальнейшее выщелачивание при постоянном положении водоподводящей колонны с периодическим подкачиванием нерастворителя происходит по регламенту, обеспечивающему формирование верхней части камеры на противоточном режиме.

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

### **Подземное выщелачивание каменной соли с гидроврубом.**

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

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

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

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

Теоретическое обоснование и практическое осуществление метод выщелачивания с гидроврубом получил в работах П. А. Кулле [171]. Разработана система создания гидровруба с применением в качестве нерастворителей различных видов нефтепродуктов – нефти, жидких углеводородных газов и др. (рис. 9.3). При этом скважина, вскрывающая

соляную залежь, обсаживается обсадной колонной диаметром 325 мм и затрубное пространство цементируется. После проверки скважины на герметичность в нее опускаются две свободно висящие эксплуатационные (рабочие) колонны труб (труба в трубе) диаметрами 219 и 114 мм. Оголовок скважины оборудуется фланцами для обеспечения герметического разобщения обсадной и висячих рабочих колонн труб, открытых в нижней части. Таким образом, создаются три пути движения: внешний - между обсадной колонной (а ниже зоны обсадки – стенками скважины) и внешними стенками рабочей колонны труб большего диаметра, который служит для подачи жидкого нерастворителя; промежуточный кольцевой – между внутренними стенками рабочей колонны большего диаметра и внешними стенками рабочей колонны меньшего диаметра, используемой для подачи воды; центральный – внутреннее пространство рабочей колонны труб меньшего диаметра, необходимое для подъема рассола.

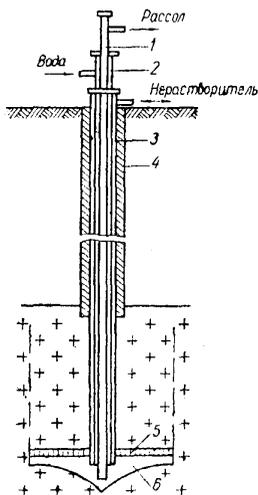


Рис. 9.3. Схема создания подземной емкости с применением гидровруба и жидких углеводородов в качестве нерастворителей:  
 1 – рассолоподъемная колонна; 2 – водоподающая колонна; 3 – колонна для подачи и отбора нерастворителя; 4 – затрубный тампонаж; 5 – слой нерастворителя; 6 – камера гидровруба

Рассолоподъемная колонна опускается с таким расчетом, чтобы перед началом размыва каменной соли ее башмак находился на 0,3-0,5 м выше подошвы обрабатываемой залежи. Башмак водоподающей колонны (рабочей колонны большего диаметра) устанавливается на 1,5-2,0 м (высота гидровруба) выше башмака рассолоподъемной. Подача воды и нерастворителя в камеру, а также отбор рассола производится непрерывно.

Нерастворитель (например, нефть) скапливается в верхней части камеры и предохраняет кровлю от растворения водой. Камера развивается только в горизонтальном направлении.

По окончании сооружения гидровруба большая часть нерастворителя (60-70%) возвращается на поверхность; вода получает доступ к кровле камеры и начинается процесс интенсивного размыва соляной залежи снизу вверх.

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

**Ступенчатое выщелачивание каменной соли.** Широкое распространение в практике строительства подземных хранилищ в солях получил метод ступенчатого выщелачивания, который может быть успешно применен и на месторождениях с содержанием нерастворимых примесей до 30% (рис. 9.4). При данном способе выщелачивания развитие камеры вверх по вертикали регулируется применением нерастворителя, предохраняющего кровлю камеры от растворения пресной водой.

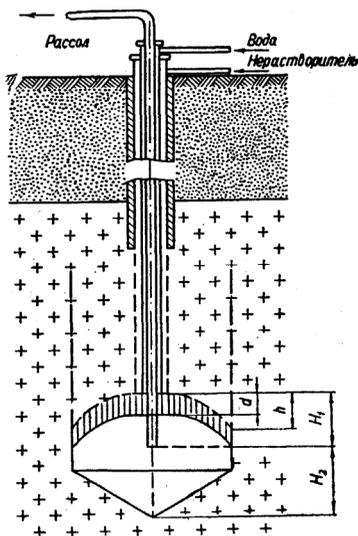


Рис. 9.4. Схема создания подземной емкости ступенчатым противотоком снизу вверх:  $H_1$  — высота активной зоны;  $H_2$  — высота зоны консервации;  $h$  — конечная высота зоны формирования;  $d$  — высота ступени выщелачивания

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

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

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

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

Наиболее простым и дешевым нерастворителем является воздух. Регламент и методы расчета размыва с применением воздушного нерастворителя разработаны Б. Н. Федоровым и изложены в работе [173].

Использование воздушного нерастворителя возможно при любой схеме выщелачивания. Обычно в камеру размыва воздух подается вместе с водой, где он выделяется и собирается в верхней части камеры, создавая воздушную подушку, которая предохраняет потолочину от произвольного размыва. Существуют несколько схем подачи воздуха в водяную линию. Наиболее эффективно применение двух последовательно соединенных центробежных насосов (низкого и среднего давления) с вводом воздуха после первого насоса низкого давления (рис. 9.5), а также подача воздуха через специальные отверстия в корпусе многоступенчатого насоса и смешивания с водой после первого (или второго) рабочего колеса. В этих схемах насосы выполняют роль дожимных компрессоров.

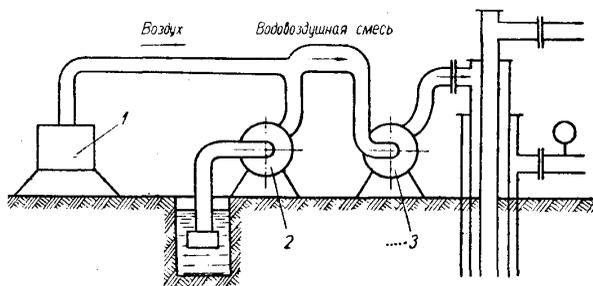


Рис. 9.5. Схема подачи воздуха в подземную емкость:  
1 – компрессор; 2 – насос низкого давления; 3 – насос среднего давления

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

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

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

Использование двухтрубной конструкции при прямой промывке способствует уменьшению энергетических потерь во время движения воды и рассола по колоннам труб. Это позволяет повысить производительность выщелачивания, получая при этом подземные емкости большого объема [1].

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

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

Выщелачивание осуществляется орошением стенок камеры струями воды. Вначале бурится скважина, затем в нее до забоя опускается колонна рассолоподъемных труб (с погружным насосом), проходящая в колонне водоподающих труб. Водоподающие трубы имеют по всей высоте обрабатываемой толщи соляного пласта отверстия, рассчитанные на выдачу струи определенной длины (рис.9.6,а), или насадки, перемещение которых по высоте обеспечивает размыв емкости (рис.9.6,б).

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

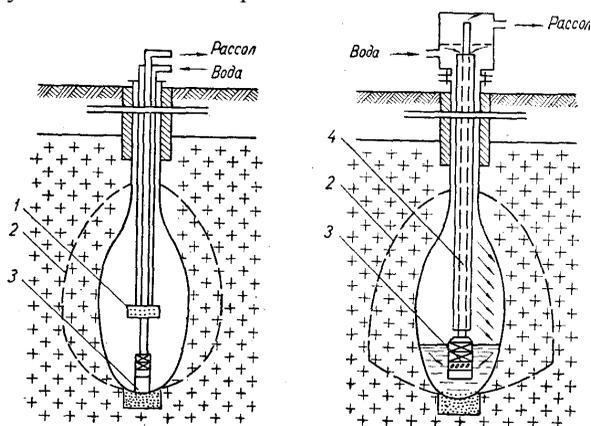


Рис. 9.6. Схемы размыва емкости струйным методом:  
 1 – ороситель с насадками; 2 – проектный контур емкости;  
 3 – погружной электронасос для откачки рассола;  
 4 – система насадок по высоте размываемой емкости

В табл. 9.1 приведены данные по циркуляционному и струйному методам размыва.

Таблица 9.1. Показатели методов размыва подземных емкостей [174]

Показатели	Методы размыва	
	Циркуляционный	Струйный
Высота зоны растворения, м	10,0	10,0
Объем камеры, м <sup>3</sup>	221,0	221,0
Время размыва, ч	530	122
Расход воды на 1,0 м емкости, м <sup>3</sup>	28,4	6,54
Способ управления формообразованием	Применение нерастворителя	Подбор параметров струй воды

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

**Сооружение емкостей галерейного типа.** Многие месторождения каменной соли имеют пласты мощностью 5,0-20,0 м. О. М. Иванцов и Ю.С. Васюта впервые разработали метод сооружения подземных емкостей в пластах каменной соли ограниченной мощности. Сущность метода заключается в бурении наклонно-горизонтальных скважин и образовании протяженных выработок-емкостей галерейного типа, расположенных вдоль простирания пласта. Несмотря на то, что стоимость бурения наклонных и горизонтальных скважин выше, чем вертикальных, возможность создания крупных хранилищ делает этот способ экономичным [4].

Схема размыва емкости галерейного типа показана на рис. 9.7.

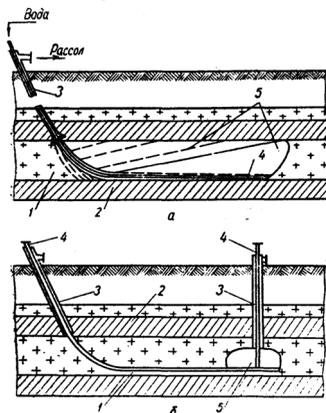


Рис. 9.7. Схема размыва емкости галерейного типа через одну (а) и две (б) скважины: 1 – пласт соли; 2 – вмещающие породы; 3 – обсадные трубы для отбора рассола; 4 – водоподающая колонна труб; 5 – камера, образованная размывом (первая захватка)

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

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

Первая схема предусматривает размыв захватками. После насыщения воды солью рассол опускается вниз, а новые порции «свежей» воды поднимаются вверх. Образующийся рассол донасыщается при движении по соли вдоль скважины. Поэтому первоначально камера вытянута вдоль горизонтальной части скважины, а затем, постепенно развиваясь вверх, приобретает конечную форму (рис. 9.7,а). После размыва первой захватки эксплуатационная труба поднимается из скважины на заданную высоту. При этом горизонтальный участок укорачивается и начинается размыв следующей захватки. Эта схема размыва применяется в основном при наличии в пласте соли 5-10% нерастворимых включений.

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

Третья схема предусматривает сооружение подземных емкостей путем размыва с использованием наклонно-горизонтальной и вертикальной скважин (рис. 9.7, б). Этот способ следует использовать при создании хранилищ крупного объема.

В практике строительства подземных хранилищ первые две схемы являются ведущими. Однако выбор наиболее рационального пути основывается на технико-экономическом сравнении вариантов, учете технической возможности применения методов и схем в конкретных геологических и горнотехнических условиях залегания каменной соли, формы и объемов емкости, условий прочности, планируемого срока строительства, способе доставки нерастворителя, наличия источников водоснабжения, а также возможностей сброса и утилизации рассола.

### 9.3. Методы интенсификации процесса размыва подземных емкостей в отложениях каменных солей

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

Теоретические и экспериментальные исследования позволили обнаружить возможность ускорения растворения при активном воздействии на диффузионный слой [1]. Этот принцип применим на всем протяжении процесса размыва, однако наиболее эффективен в первой фазе формирования подземной емкости, т. е. когда концентрация извлекаемого рассола находится еще на низком уровне.

Математически диффузионный процесс в жидкой фазе выражается формулой [175]

$$\frac{\partial c}{\partial \tau} + W_x \frac{\partial c}{\partial x} + W_y \frac{\partial c}{\partial y} + W_z \frac{\partial c}{\partial z} = D \left( \frac{\partial^2 c}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 c}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 c}{\partial z^2} \right). \quad (9.6)$$

В левой части уравнения имеем локальную и конвективную составляющие диффузии, в правой – молекулярную диффузию. Представляя равенство (9.6) в безразмерном виде для условия установившегося процесса  $\partial c / \partial \tau = 0$ , получаем соотношение между левой и правой частями уравнения, характеризующееся безразмерным параметром – числом Пекле  $P_e$  [176]. Большие значения числа  $P_e$ , свойственные рассматриваемому процессу, указывают на преобладание конвекционной диффузии. Поэтому искусственное создание конвективных потоков в нужном направлении, даже с небольшими скоростями, дает положительный эффект.

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

Одним из эффективных средств, вызывающих возмущение, которые обуславливают сдвиговые усилия вблизи границы раздела твердой и жидкой фаз, могут служить упругие колебания звукового диапазона частот [177].

В работе [176] обоснована возможность и эффективность работы в условиях выщелачивания подземной камеры гидродинамического излучателя. Возникающие при падении акустических волн на растворяющуюся поверхность стационарные течения среды представляют собой микропотоки, способствующие уменьшению толщины пограничного слоя и ускорению переноса вещества. Воздействие поля акустических колебаний изменяют характер движения растворенного вещества в пограничном диффузионном слое, а также в общем объеме растворителя. Появление акустических потоков в поле упругих колебаний усиливает конвекцию в камере и ускоряет массообменные процессы.

Наиболее приемлемым при подземном выщелачивании каменной соли является роторный гидродинамический излучатель (рис. 9.8) [176]. Он представляет собой устройство, с помощью которого кинетическая энергия жидкости преобразуется в акустическую. Жидкость, находящаяся в трубе и используемая как растворитель, через отверстия переменного во времени сечения поступает в пространство, создавая в нем возмущения среды, воспринимаемые как звук. Выходное сечение излучателя изменяется от максимума (когда отверстия статора совпадают с отверстиями ротора) до минимума (когда отверстия статора перекрыты). Вращение ротора осуществляется электродвигателем или гидротурбиной. Излучатель имеет цилиндрическую форму и его можно опускать на любую глубину, подсоединив к центральной колонне труб. Роторные гидродинамические излучатели позволяют получить значительные мощности в широком диапазоне частот (500-5000 Гц).

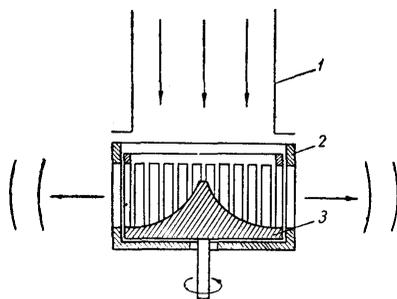


Рис. 9.8. Принципиальная схема роторного гидродинамического излучателя:  
1 – водопадающая колонна; 2 – статор; 3 – ротор

Исследования, проведенные А. В. Колосовым [176], подтвердили эффективность применения акустической интенсификации. Динамика выдачи соли (характеристика прироста объема камеры) свидетельствует о положительном влиянии упругих колебаний на всех этапах формирования камеры.

В работе [178] установлено, что с повышением колебательной скорости увеличивается эффективность звукового воздействия. Изменение амплитуды колебательной скорости позволяет интенсифицировать растворение каменной соли при любых начальных концентрациях растворителя (раствора). При частоте 100 Гц и изменении колебательной скорости в течение всего периода растворения концентрация соли в рассоле возрастает: при колебательной скорости 2,5 см/с – в 1,4 раза; при 5,0 см/с - в 1,87 раза и при 7,5 см/с – в 2,2 раза.

Результаты, полученные в работе [179], показали возможность интенсификации процесса размыва с помощью электрического разряда в воде. В экспериментах было достигнуто увеличение концентрации рассола на различных расстояниях в 1,3-2,7 раза.

В Ивано-Франковском национальном техническом университете нефти и газа проведены работы по использованию энергии упругих колебаний при размыве камер и определены технико-экономические показатели работы устройств, возбуждающих такие колебания. Исследовалась эффективность многократного периодически повторяющегося разрушения пограничного слоя с использованием модели малогабаритного скважинного генератора упругих импульсов. Испытания проводились на размытой в целике соли 100-литровой емкости. Установлено, что применение генератора упругих волн для интенсификации процесса выщелачивания позволяет сократить сроки развития камеры более чем в 2,4 раза. Повышение скорости выщелачивания при рассолах высокой концентрации позволяет снизить расход пресной воды и значительно сократить сроки размыва камеры [180].

В работе [1] приведено гидравлическое перемешивающее устройство (рис. 9.9), с помощью которого внутри зоны растворения создается турбулентное движение жидкости в результате вихревого движения струи на выходе в зону растворения. Шнекообразная насадка, создавая вихревое движение жидкости, увлекает близлежащие слои и постепенно турбулизует всю массу жидкого реагента, обтекающего поверхность растворения. Вынужденная усиленная конвекция жидкости способствует уменьшению толщины диффузионного слоя и резко активизирует процесс растворения. Наиболее эффективным является использование устройства в

начальной стадии размыва при небольших объемах размываемой жидкости.

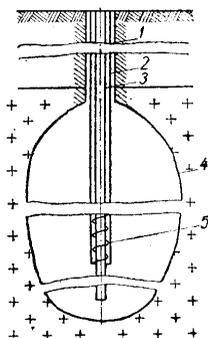


Рис. 9.9. Конструктивная схема перемешивающего устройства:  
1 – обсадная колонна; 2 – водопадающая колонна;  
3 – рассолоподъемная колонна; 4 – контур подземной емкости;  
5 – шнекообразная насадка

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

Способ ускорения растворения и массообмена в камере выщелачивания путем образования барботаж, в заполняющем камеру растворителе, приведен в работе [181]. Вместе с водой в камеру выщелачивания вводится быстроиспаряющаяся жидкость большей плотности, чем концентрированный рассол. Тяжелая жидкость собирается на дне камеры. Регулируя давление в камере, можно создать условия для образования газовых пузырьков, которые, устремляясь вверх, барботируют слой растворителя по всему сечению камеры в горизонтальной плоскости. Использованием в качестве активизирующего агента  $\text{CO}_2$  и других газов создается перепад давления, который обеспечивает выделение достаточного количества газа.

Технология сооружения подземных хранилищ в каменной соли методом размыва имеет существенный недостаток, связанный с чрезвычайно низкой эффективностью размыва в первоначальной стадии размыва емкости, где концентрация рассола редко превышает 25-50 г/л. Это приводит к перерасходу растворителя (воды), увеличению энергозатрат и продолжительности строительного периода, и как правило, к ухудшению технико-экономических показателей строящегося объекта.

Интенсификация обменных процессов при размыве емкостей в каменных солях связана с увеличением поверхности взаимодействия

растворителя и соляного массива, что возможно достигнуть, используя разрушающую способность взрыва. Анализ результатов исследований по разуплотнению структуры каменной соли под действием динамических нагрузок, выполненных в Институте геофизики НАН Украины, показал, что необходимая степень разуплотнения соляной породы может достигаться при определенном виде неравномерного напряженного состояния [105,106]. Требуемый вид неравномерного нагружения соляного массива можно создать путем ультракороткозамедленного взрывания зарядов в торпеде, конструкция которой и расчет зарядов приведены в разделе 5.

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

#### **9.4. Обрушение пластов нерастворимых пород в процессе размыва подземных емкостей**

Опыт эксплуатации подземных хранилищ, созданных методом выщелачивания, показывает, что в мощных пластах соли, как правило, нерастворимые породы имеют вид рассеянных включений или сплошных пропластков и прослоев различной мощности. Наличие нерастворимого пропластка обуславливает потери полезного объема камеры, зачастую препятствует ее образованию и опусканию новой эксплуатационной колонны при замене старых труб без повторного разбуривания пропластков, затрудняет выбор метода и схемы размыва подземной емкости.

Особенно осложняет процесс размыва то обстоятельство, что довольно часто нерастворимые пласты не самообрушаются. Оставление таких пластов в емкости размыва и дальнейшие самопроизвольные смещения, и местные разрушения таких пластов могут привести к нарушению нормальной работы хранилища, а в некоторых случаях, к выходу его из строя со значительной потерей хранимого продукта. Поэтому вопрос о ликвидации (разрушении) сплошных нерастворимых пропластков, осложняющих технологию сооружения и эксплуатацию подземных хранилищ, заслуживает особого внимания.

Первые сведения о необходимости постановки проблемы содержатся в работе О. М. Иванцова [182]. На основании теоретических исследований и опытно-промышленных испытаний в работе [183] предложены методы расчета мощности пропластков при их самообрушении, а также методы управляемого принудительного обрушения во время строительства емкости.

Для предотвращения стихийного обрушения пропластков предложены способы искусственно управляемого обрушения посредством давления сил гидростатического столба жидкости и с помощью энергии взрыва. Первый метод заключается в том, что пропласток разрушается под действием гидростатического столба жидкости, находящегося над пропластком, и собственной массы пропластка [184]. Если этого давления для обрушения пропластка недостаточно, то нагружение на пропласток повышается путем закачивания поверх разрушаемого пласта жидкости под давлением. Применение управляемого обрушения пропластков в емкости позволяет ликвидировать опасность обрыва рабочей колонны труб.

В Институте геофизики НАН Украины на основе проведенных теоретических и экспериментальных исследований поведения горных пород при действии различного вида нагружений разработаны методы и технологии разрушения нерастворимых пластов в зоне размыва емкостей в каменных солях в сложных горно-геологических условиях. Разработанные методы и технологии разделены на три группы.

К первой группе относятся методы, базирующиеся на основе самообрушения нерастворимых пластов. Главная идея таких методов состоит в том, что при достижении зоной обнажения пласта проектных размеров, последний обрушается под влиянием сил, обусловленных собственной массой пласта. Условие саморазрушения обнаженного пласта определяется согласно выражению (2.77).

Для хранилищ радиусом 15,0–20,0 м согласно инструкции [2] допускается наличие в массиве соли нерастворимых прослоек толщиной до 2,5 м. Однако практика размыва хранилищ показывает, что в большинстве случаев необходимо принудительное обрушение нерастворимых пластов, поскольку зона обнажения пласта не всегда достигает проектных значений. В таких случаях для достижения условий самообрушения пласта необходимо снизить его характеристику  $\sigma_p$  (предела прочности породы пласта на разрыв), или дополнительно его нагрузить. Главный недостаток первой группы методов состоит в том, что при неконтролируемом самообрушении пласта возможен обрыв технологических колонн.

Ко второй группе методов относятся методы обрушения обнаженных пластов статическим нагружением. Простейшим видом такого нагружения

является гидростатическое давление столба жидкости на пласт, масса которой обеспечит необходимое нагружение. Минимальная высота столба жидкости для обрушения пласта определяется согласно выражению (2.79).

Внедрение методов второй группы усложняется применением технологий гидроизоляции верхней и нижней полостей размываемой емкости для обеспечения необходимого прогиба пласта в сторону свободной от жидкости поверхности. Следует принять во внимание ограниченность возможностей метода, связанная с тем, что верхняя часть емкости не всегда может вместить необходимое количество жидкости для обеспечения выполнения условия обрушения пласта.

Наиболее перспективные методы третьей группы управляемого разрушения нерастворимых пластов под действием импульсных нагружений. Они разделяются на два класса. Первый класс основан на разупрочнении породы пласта для достижения условий его самообрушения. Второй связывается с взрывным обрушением обнаженных нерастворимых пластов. Если методы первого класса используются как до начала, а в случае необходимости, и в процессе выполнения работ по размыву емкости, то методы второго класса применяются лишь при наличии обнажения пласта в процессе размыва хранилища.

Таким образом, при выборе метода разрушения нерастворимых пластов в зоне выщелачивания каменной соли необходимо принимать во внимание горно-геологические условия строительства, геометрические характеристики и физико-механические свойства породы пласта, а также технические и технологические возможности предприятия, выполняющего работы по сооружению хранилищ.

Наличие нерастворимой прослойки горной породы в зоне строительства подземной емкости методом выщелачивания каменной соли усложняет регламент выполнения работ. При этом в технологию формирования емкости включается существенный элемент – разрушение нерастворимых пластов в зоне размыва емкости.

Технологическая схема выполнения работ по разрушению нерастворимых пластов горных пород зависит от выработанного метода их разрушения.

Технологическая схема №1. Разупрочнение нерастворимого пласта до начала технологического процесса размыва хранилища.

Если геометрические параметры пласта (его радиус и толщина) не могут обеспечить выполнение условия самообрушения, то следует выполнять предварительное разупрочнение породы пласта с целью снижения его характеристики  $\sigma_p$  в процессе неравномерного динамического нагружения до уровня  $\sigma_1$ , что обеспечит выполнение

условия самообрушения (2.73). При этом величина разрушающего нагружения  $\sigma_1$  определяется из выражения [77]

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

где  $C_0$  – величина сцепления породы пласта при испытаниях на одноосное сжатие;  $\varphi$  – коэффициент внутреннего трения породы пласта;  $\zeta$  – показатель неравномерности нагружения;  $B$  – коэффициент. Значение коэффициентов  $C_0$ ,  $\varphi$  и  $B$  для некоторых типов горных пород приведены в работе [77].

Сравнивая  $\sigma_1$  со значением динамической прочности породы пласта на разрыв  $\sigma_{p,d}$ , устанавливаем необходимое количество взрывных воздействий на породу пласта для достижения условий самообрушения пласта в процессе размыва емкости.

При применении технологической схемы №1 до начала процесса выщелачивания на скважине выполняется комплекс работ по подготовке скважины для проведения взрывных работ.

При этом необходимо:

- освободить скважину от технологических колонн и внутреннего оборудования;
- установить спускоподъемное оборудование с запасом кабеля, достаточного для работы на всех глубинах;
- оборудовать зарядную мастерскую для подготовки торпед;
- уточнить геофизическими методами геологический разрез скважины, в т.ч. интервал залегания нерастворимой прослойки и согласовать отметки кабеля спускоподъемного механизма с характерными отметками геологического разреза скважины;
- уровень воды в скважине должен располагаться на глубине не менее 50-100 м от устья скважины.

Непосредственно перед проведением взрывных работ выполняется шаблонирование скважины с целью проверки возможности доставки торпеды в заданный интервал обработки скважины.

Если шаблонирование прошло без осложнений, в скважину опускают заряд ВВ и выполняют его подрыв.

Результаты взрывных работ контролируются геофизическими методами, которые выполняются после проведения взрывных работ, а также по данным наблюдения за ходом размыва емкости.

Технологическая схема №2. Разрушение обнаженного пласта в камере выщелачивания статическим нагружением.

В практике подземного строительства подземных хранилищ методом выщелачивания каменной соли бывают случаи, когда в результате размыва емкости нерастворимый пласт, который согласно проектным данным должен самообрушиться, сохраняет положение равновесия и не обрушается. Для обрушения такого пласта может быть применена технологическая схема, которая базируется на методе статического нагружения пласта столбом жидкости, которая закачивается поверх пласта.

Данная технологическая схема может быть использована при условии, что пласт характеризуется низкой водопроницаемостью.

Для разрушения пласта статическим нагружением столба жидкости необходимо:

- провести откачку рассола как из надпластовой, так и частично с подпластовой полостей размываемой емкости для создания возможного прогиба пласта в сторону свободной поверхности;
- установить гидроизоляционный пакер (цементный мост) в интервале пласта;
- проверить надпластовую полость размываемой емкости на герметичность;
- выполнить закачку воды поверх пласта.

Когда нагружение на пласт достигнет критической величины, пласт обрушится в нижнюю часть емкости.

Технологическая схема № 3. Разрушение обнаженного пласта в камере выщелачивания с применением взрывчатых веществ.

В случае, когда по тем или иным причинам невозможно выполнить гидроизоляцию надпластовой и подпластовой полостей размываемой емкости, или надпластовая емкость по своим геометрическим параметрам не может принять необходимого количества жидкости для обрушения пласта, применима технологическая схема, основанная на методе разрушения обнаженного пласта нерастворимых пород с использованием энергии взрывчатого вещества. При этом необходимая масса заряда для разрушения пласта определяется согласно формуле [112]

$$Q = \frac{4}{3} \pi \rho_{BB} \left\{ \frac{(2 - \mu) h^2 \sigma_{p.d.}}{6k \left[ \frac{a_1}{4} \left( \frac{R}{A} \right)^2 + \frac{a_2}{6} \left( \frac{R}{A} \right)^4 + \frac{a_3}{8} \left( \frac{R}{A} \right)^6 \right]} \right\}^{3/\mu},$$

где  $R$  – радиус обнажения нерастворимого пласта; коэффициенты  $a_1, a_2, a_3$  определяются по формулам (2.88).

Работы по обрушению пласта выполняют в следующей последовательности:

- откачивают жидкость с надпластовой полости размываемой емкости;
- скважину освобождают от технологических колонн и внутреннего оборудования;
- устанавливают спускоподъемное оборудование и выполняют комплекс геофизических работ по уточнению параметров пласта, места его нахождения;
- выполняют расчет необходимой массы заряда для обрушения пласта;
- выполняют шаблонирование и проверяют возможность доставки заряда в подпластовую полость размываемой емкости;
- опускают заряд в заполненную жидкостью подпластовую полость размываемой емкости и выполняют подрыв заряда;
- проверяют результат торпедирования с помощью метода ультразвуковой локации.

Разнообразие горно-геологических условий строительства и технических возможностей предприятий обуславливает выбор той или другой из приведенных технологий. Решение о применении выбранной технологии принимается в каждом конкретном случае Техническим советом предприятия и непосредственно исполнителями работ. Непосредственные исполнители работ – специализированная геофизическая партия, имеющая все необходимые средства – подъемники, геофизические приборы, взрывчатые вещества и т.п.

## Раздел 10

### РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ МЕТОДОВ ПРИ ДОБЫЧЕ ПРИРОДНЫХ УГЛЕВОДОРОДОВ И СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ

#### 10.1. Повышение дебита скважин при добыче природных углеводородов

Важная роль в решении задач интенсификации работы нефтегазодобывающих скважин, как известно, принадлежит методам воздействия на призабойную зону пласта. От состояния призабойной зоны пласта во многом зависит эффективность работы скважин. В то же время фильтрационные свойства призабойных зон в процессе их эксплуатации имеют тенденцию к заметному ухудшению, что снижает не только дебит скважин, но и нефтегазоотдачу пластов. Поэтому от эффективности воздействия на призабойную зону пласта в значительной степени зависит интенсификация работы скважин по добыче природных углеводородов.

Ниже приводятся результаты работ по взрывному воздействию на призабойную зону продуктивных пластов с целью повышения производительности скважин различного целевого назначения.

Выбор конструкции торпед и расчет параметров взрывных работ проводились в соответствии с рекомендациями, изложенными в разделе 5. Торпеды состояли из двух равновеликих зарядов (массой 3,0 кг каждый), взрываемых в режиме ультракороткого замедления. Замедление взрывания зарядов в торпедах составляло  $(0,25-0,31)10^{-3}$  с и реализовывалось отрезком детонирующего шнура марки ДША длиной 1,6-2,0 м.

Объектами внедрения взрывных методов были скважины НАК «Нефтегаз Украины» и ОАО «Укрнефть». Глубина залегания продуктивных пластов 1500 – 4950 м. В результате внедрения достигнуто: среднее повышение дебита скважин – по нефти в 1,5-2,5, по газу – в 2,0-10,0 раз. Положительный эффект устойчив в течение 1,5 года и более. К примеру, дополнительная добыча продукции на скважине №103 (месторождение “Ланна”) ГПУ «Шебелинкагаздобыча» за период с 01.01.2008 по 12.12.2008 г.: по газу – 13,4 млн.м<sup>3</sup>, по конденсату – 152,3т.

Приемистость нагнетательных скважин в результате торпедирования увеличилась в 4–8 раз.

Результаты внедрения технологий повышения производительности скважин с применением энергии взрыва, разработанных Институтом геофизики НАН Украины, приведены в табл. 10.1.

**Таблица 10.1. Результаты внедрения технологий повышения дебита скважин, разработанных Институтом геофизики им. С.И. Субботина НАН Украины**

№ п/п	Организация	№ скважины	Интервал, мм	Порода	Пористость, %	Тип скважины
1.	НАК «Нефтегаз» Украины (Украина)	109	4611-4616	песчаник	17,0	газовая
		53	4811-4818	песчаник	8,0-9,0	газовая
		60	3660-3867	песчаник	13,0-15,0	газовая
		40	2688-2756	доломит	17,0-23,0	газовая
		58	4942-4951	песчаник	17,0-19,0	газовая
		25	2227-2235	песчаник	12,0-14,0	газовая
		103	3314-3318	песчаник	14,0	газовая
		26	4112-4118	песчаник	11,0-13,0	нефтяная
		120	1450-1478	песчаник	25,0	нагнетательная
		1	2281-2300	песчаник	20,0	нагнетательная
2.	ОАО «Укрнефть» (Украина)	53	3622-3880	песчаник	16,0	нефтяная
		905	3839-4382	песчаник	18,0	нефтяная
		816	3848-3880	песчаник	10,0	нефтяная
3.	ПО «Юганск-нефтегаз» (Россия)	587	2510-2525	песчаник	22,3	нефтяная
		612	2570-2583	песчаник	21,7	нефтяная
		688	2420-2436	песчаник	23,5	нефтяная
4.	ПО «Астрахань-газпром» (Россия)	112	1550-1573	песчаник	23,0	нагнетательная
		113	1545-1550	песчаник	25,2	нагнетательная

*продолжение табл. 10.1*

№ п/п	Диаметр колонны, мм	Дебит до торпедирования		Дебит после торпедирования	
		т/сут	м <sup>3</sup> /сут	т/сут	м <sup>3</sup> /сут
1.	140,0	0,0	1000	15,0	30000
	140,0		25000		57000
	140,0		0		20000
	127,0		16000		32000
	139,7		4500		50000
	140,0		1000		1850
	139,7		3000		45000
	140,0				
	167,8				
	146,0				
2.	146,0	0,6		1,5	
	146,0	0,4		1,7	
	146,0	1,3		2,5	
3.	146,0	20,2		39,4	
	146,0	15,0		52,5	
	146,0	7,2		40,02	
4.	177,8				Приемистость скважины увеличилась в 6,2 раза
	177,8				Приемистость скважины увеличилась в 7,9 раза

## 10.2. Интенсификация строительства подземных хранилищ в каменных солях

Опыт строительства подземных хранилищ в каменных солях методом размыва показывает, что проблема интенсификации сооружения ПХ таким методом содержит два аспекта: интенсификация обменных процессов в начальной стадии размыва солей и управление разрушением нерастворимых пластов.

Согласно штатному регламенту размыва подземной емкости объемом 100 тыс.м<sup>3</sup> при часовой подаче пресной воды 45,2 м<sup>3</sup> концентрация соли в начале размыва должна быть на уровне 14 г/л, при этом удельный расход растворителя составляет 26,5м<sup>3</sup> на 1,0 м<sup>3</sup> камеры. Предполагаемое время создания резервуара – 640 суток, из них чистое время строительства – 599 суток. При этом предполагается прокачать через скважину 837,8 тыс.м<sup>3</sup> пресной воды. Концентрацию 180 г/л предполагается достигать в конце 1-го этапа размыва через 123 суток от начала размыва при объеме выработанного пространства в 5,0 тыс.м<sup>3</sup>, концентрация 235 г/л достигается в конце 2-го этапа через 273 суток при объеме камеры в 28,2 тыс.м<sup>3</sup>. Как видно, даже в конце 4-го месяца размыва концентрация выдаваемых на поверхность рассолов не более 180 г/л, что значительно снижает эффективность размыва емкостей в каменных солях в первоначальный период строительства.

Внедрение рекомендаций по интенсификации процесса начальной стадии размыва подземных емкостей в каменных солях, разработанных в Институте геофизики НАН Украины, выполнено в условиях строительства подземных хранилищ на скважинах комбината «Неман» (Республика Беларусь) и ГП «Астраханьгазпром» (Российская Федерация). Выбор конструкции торпед и расчет параметров взрывных работ производились в соответствии с изложенным в разделе 5. Торпеды состояли из двух равновеликих зарядов массой от 3,5 до 5,0 кг каждый. Время замедления зарядов в торпедо составляло  $(0,31-0,62) \cdot 10^{-3}$  с и реализовалось отрезком детонирующего шнура марки ДША длиной 2,0-4,0 м. В каждой скважине был произведен подрыв 2-х торпед. Торпедирование осуществлялось на глубинах 800-980 м. В результате торпедирования в зоне взрывной обработки в соляном массиве создана искусственная трещиноватость, способствующая ускорению начальной стадии процесса размыва емкостей. Сокращение чистого времени сооружения емкостей объемом 50–100 тыс.м<sup>3</sup> по сравнению с продолжительностью строительства при регламентном размыве составило 180–219 суток.

Особого внимания заслуживает тот факт, что при торпедировании соляного массива, в котором присутствовали нерастворимые пласты и пропластки, за счет разуплотнения структуры пород происходило

снижение их прочности и нерастворимые отложения по мере их обнажения самообрушились, хотя мощность их составляла более 2,0 м и такие нерастворимые пласты согласно директивным материалам по размыву емкостей не подлежат самообрушению в процессе размывочных работ при строительстве подземных хранилищ в каменных солях. Это дало возможность построить подземные хранилища в пределах проектного контура.

Отличаясь простотой практической реализации, применение взрывных методов интенсификации строительства подземных хранилищ в каменных солях в сложных горно-геологических условиях, основанных на разупрочнении и разуплотнении структуры солей и сопутствующих нерастворимых отложений, обеспечивает значительное сокращение сроков строительства, снижение расхода материалов, экономии электроэнергии, повышению технико-экономических показателей строящихся хранилищ.

## Список литературы

1. Гофман-Захаров П.М. Проектирование и сооружение подземных резервуаров нефтегазохранилищ. – Киев: Будівельник, 1973. – 244 с.
2. Временные указания по проектированию и строительству подземных хранилищ в отложениях каменной соли (для нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов), СН 320-65.– М.: Стройиздат, 1965.– С. 1–42.
3. Петряшин Л.Ф., Глоба В.М., Желтухов В.В. Разрушение взрывом нерастворимых пропластков при сооружении хранилищ в соляных отложениях // Строительство трубопроводов.– 1977. – № 9. – С.25–36.
4. Мазуров В.А., Васюта Ю.С., Колосов А.В. Создание подземных емкостей в пластах соли малой мощности // Газовая промышленность.– 1969.–№ 6.– С. 18–20.
5. Брук Л.М. Критерии оценки пригодности горных пород и условий их залегания для строительства подземных хранилищ жидких углеводородов // Тр. ВНИГРИ. – 1975. – Вып.3. – С. 66–76.
6. Добина А.С., Евстропов Н.А. Сооружение подземных хранилищ. – М.:МГИ, 1967. – 129 с.
7. Сохранский В.Б., Черкашенинов В.И. Подземные газонефтехранилища шахтного типа.– М.: Недра, 1978. – 206 с.
8. Барон Л.И., Логунцов Б.М., Позин Е.З. Определение свойств горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 332 с.
9. Руппенейт К.В. Механические свойства горных пород. – М.: Углетехиздат, 1956. – 324 с.
10. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1973. – 286 с.
11. Спивак А.И. Механика горных пород. – М.: Недра, 1967.– 192 с.
12. Проскуряков Н.М., Пермьяков Р.С., Черников А.К. Физико-механические свойства соляных пород. – М.: Недра, 1973. – 272 с.
13. Глоба В.М. Сооружение подземных газонефтехранилищ.– Львов: Вища школа, 1982. – 148 с.
14. Кузнецов Г.Н. Механические свойства горных пород.– М.: Углетехиздат, 1947. – 179 с.
15. Свойства горных пород и методы их определения / Под ред. Е.И. Ильницкой. – М.: Недра, 1969. – 392 с.
16. Ставрогин А.Н. Экспериментальные исследования ползучести и долговечности горных пород // Исследование реологических свойств грунтов.– 1968.– Вып. 38. – С.11–18.
17. Авгаян Г.М. Физические свойства осадочных пород при высоких давлениях и температурах.– М.: Недра, 1972.–226 с.
18. Булатов В.В. Механика разрушения горных пород при сверхглубоком бурении.– Новосибирск: Наука, 1966. – 290 с.
19. Ломтадзе В.Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород. – Л.: Недра, 1972. – 312 с.
20. Uhlenbecker F.W. Verformungsmessungen in der Grube und ergänzende Laboruntersbchungen auf dem Haliweru Hattorf (Werra-Revier) im Hinblick auf eine optimale Festlegung des Abbauverlustes bei grossmöglicher Sicherheite der Grubtnbau. Freiberg, 1968. – 184 s.

21. Габдрахимов И.Х. Исследование длительной прочности горных пород и совершенствование системы разработки в условиях Верхнекамских калийных рудников: Автореф. дис. ... канд. геол.-мин. наук.– Фрунзе, 1968. –24 с.
22. Неяглов А.В., Коваленко Н.Ф., Яушев А.Е. Подземные шахтные хранилища для сжиженных углеводородных газов: Тематический обзор.– М.: ЦНИИТЭнефтехим, 1976. – 162 с.
23. Глоба В.М. К вопросу сооружения подземных газонефтехранилищ в соляных породах //Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений.– 1974. – № 7. – С.18–22.
24. Глоба В.М. Буровзрывные работы при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ.– М.: Недра, 1984.– 238 с.
25. Черкашенинов В.И., Сохранский В.Б. Методика исследования проницаемости пород в массиве // Газовая промышленность.– 1967.–№ 1.– С.20–24.
26. Хапин А.А. Основы учения о породах-коллекторах нефти и газа.– М.: Недра, 1965.–192 с.
27. Черкашенинов В.И., Сохранский В.Б. Исследование структуры порового пространства труднопроницаемых пород при создании подземных хранилищ //Тр.ВНИИПромгаза.–1977.– Вып. 8–9. – С.75–80.
28. Сохранский В.Б., Черкашенинов В.И. Оценка пригодности горных пород для строительства газонефтехранилищ //Строительство трубопроводов.– 1972. – №10.– С.13–15.
29. Сохранский В.Б., Черкашенинов В.И., Савин А.К. Исследование проницаемости горных пород в процессе их многолетнего контактирования с углеводородными средами // Тр. ВНИИПромгаза.– 1969. – Вып. 4. – С.38–44.
30. Глоба В.М. О деформируемости соляных пород подземных газонефтехранилищ при их длительном контактировании с нефтепродуктами // Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений.–1975.– № 8. – С.15–19.
31. Нагорный В.П., Глоба В.М., Кобасова Т.Е. Взрыв в пласте горной породы вблизи границы раздела сред // Изв. вузов. Горн. журн.– 1991.– № 6.– С.13–18.
32. Механический эффект подземного взрыва /В.Н.Родионов, В.В.Адушкин, В.В.Костюченко и др.– М.: Недра, 1971.– 217 с.
33. Баум Ф.А., Станюкович К.Н., Шехтер Б.И. Физика взрыва.–М.: Физматгиз, 1960.– 704 с.
34. Нагорный В.П. Разрушение нерастворимого пласта горной породы при взрыве в соляном массиве // Моделирование динамики деформируемых сред.– Киев: Наук. думка. – 1993.– С. 114–122.
35. Нагорный В.П. Разрушение пластовых отложений под влиянием взрывных волн при сооружении емкостей в соляных массивах. – Киев, 1990. – 31 с. (Препр./АН Украины, Ин-т геофизики им. С.И. Субботина).
36. Нагорный В.П., Глоба В.М., Кобасова Т.Е. Взрывное разрушение пласта горной породы при выщелачивании подземных хранилищ в каменных солях // Изв. вузов. Горн.журн.–1990.– № 4. – С.83–89.
37. Михалюк А.В. Горные породы при неравномерных динамических нагрузках.– Киев: Наук. думка, 1980.–154 с.
38. Нагорный В.П., Глоба В.М., Кобасова Т.Е. Камуфлетный взрыв в твердой однородной породе //Изв. вузов.Горн. журн.– 1991. – № 11.– С.66-72.
39. Булатов В.В.Глубинная геомеханика. – М.: Недра, 1990.–264 с.

40. Физические свойства минералов и горных пород при высоких термодинамических параметрах: Справочник /Е.И.Баюк, И.С.Томашевская, В.М.Добрынин и др.; Под ред. М.П.Воларовича. – М.: Недра, 1988.–255 с.
41. Лебедев Т.С., Корниец Д.В., Шаповал В.И., Корчин В.А. Упругие свойства горных пород при высоких давлениях.– Киев: Наук. думка, 1972.– 183 с.
42. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Пластичность горных пород.– М.: Недра, 1979. – 301 с.
43. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Прочность горных пород и устойчивость горных выработок на больших глубинах.– М.: Недра, 1985. – 271 с.
44. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Механика деформирования и разрушения горных пород.– М.: Недра, 1992.– 224 с.
45. Нагорный В.П., Поляковський В.О. Експериментальні дослідження параметрів імпульсного навантаження в ближній зоні свердловини при різних схемах навантаження. Ін-т геофізики ім. С.І.Субботіна НАН України.– Київ, 2008.–10с. Деп. в ДНТБ України 7.07.08, № 85 – Ук.2008.
46. Уилкинс М. Расчет упруго-пластического течения //Вычислительные методы в гидродинамике.– М.: Мир, 1967. – С.21–65.
47. Brown E.T., Hoek E. Tends in relationships between measured in-situ stressed and depth // Int. J.Rock.Mech.Min.Sci.– 1978.– Vol.15.– No 4.– P.211–215.
48. Писаренко Г.С., Агарев В.А., Квитка А.Л. Сопротивление материалов.– Киев: Вища школа, 1986.– 775 с.
49. Штамповка взрывом /Под ред. М.А.Анучина.– М.: Машиностроение, 1985.– 153 с.
50. Нагорный В.П., Кондратенко А.Ю. Разрушение нерастворимых пластов при строительстве подземных хранилищ в каменной соли // Моделирование динамики деформируемых сред. – Киев: Наук. думка, 1993.– С.107–113.
51. Тимошенко С.П., Войновский-Кригер С. Пластины и оболочки. – М.: Изд-во физ.мат.литер., 1963. –635 с.
52. Нагорный В.П. Обрушение нерастворимого пласта под совместным действием симметрично распределенной нагрузки и равномерного сжатия в средней плоскости // Горные породы при динамических нагрузках. – Киев: Наук. думка, 1989.– С.64–68.
53. Нагорный В.П. Взрывное обрушение нерастворимого пласта при строительстве подземных хранилищ глубокого заложения //Нетрадиционные технологии взрывных работ. – Киев: Наук. думка, 1993.–С. 91–97.
54. Нагорный В.П. Напряженное состояние обнаженного пласта наклонного залегания при его обрушении в подземной емкости // Теория и практика совершенствования взрывных работ. – Киев: Наук. думка, 1990. – С.11–15.
55. Коваленко А.Д. Избранные труды.– Киев: Наук. думка, 1976.– 761 с.
56. Нагорный В.П., Глоба В.М. Обрушение обнаженных пластов наклонного залегания под действием статической нагрузки //Иzv. вузов. Горн. журнал.– 1989.– №3. – С.35–38.
57. Нагорный В.П. Обрушение нерастворимых пластов при выщелачивании подземных хранилищ. – Киев, 1990. – 37 с. (Препр./АН Украины, Ин-т геофізики ім. С.І. Субботіна).
58. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах.– М.: Недра, 1976. – 272 с.
59. Харкевич А.А. Спектры и анализ .– М.: Физматгиз, 1962. – 236 с.

60. Друкованый М.Ф., Комир В.М., Кузнецов В.М. Действие взрыва в горных породах.– Киев: Наук. думка, 1973. – 184 с.
61. Артёмов В.І., Нагорный В.П., Писарев Ю.А., Куль А.Й. Нові вибухові технології інтенсифікації видобутку вуглеводнів із підземних формацій.– Київ, 1998. – 28 с. (Препр. /АН України, Ін-т геофізики ім. С.І. Субботина).
62. Рекомендации по торпедированию нагнетательных скважин для увеличения их приемистости /Михалюк А.В., Нагорный В.П., Ильин А.Ф. и др.– Киев: Книжн.типогр.научн. книги, 1993. – 18 с.
63. Ловля С.А. Прострелочно-взрывные работы в скважинах. – М.:Недра, 1987.–213 с.
64. Прострелочные и взрывные работы в скважинах /Н.Г.Григорян, С.А.Ловля, Г.Г.Шахназаров и др. – М.: Недра, 1992. – 302 с.
65. Кузьменко А.А., Воробьев В.Д., Денисюк И.И., Дауетас А.А. Сейсмическое действие взрыва в горных породах.– М.: Недра,1990. – 174 с.
66. Гурвич И.И. К теории сферического излучателя сейсмических волн // Изв. АН СССР. Физика Земли. – 1965.– № 10. – С.45–56.
67. О поведении сред в зоне разрушения при камуфлетном взрыве / В.Н. Родионов, И.А.Сизов, А.А.Спивак и др.// Взрывное дело.– 1976.– № 76/33. – С. 24 –39.
68. Ткачук К.Н., Ильин П.П. Ртыщев Б.А. Эффективность повышения объемной концентрации энергии зарядов при взрывной отбойке железистых кварцитов // Взрывное дело. –1976.– № 76/33. – С.109–113.
69. Вовк А.А., Черный Г.И., Кравец В.Г. Действие взрыва в грунтах.– Киев: Наук. думка, 1974. – 208 с.
70. Араманович И.Г., Лунц Г.Л., Эльсгольц Л.Э.Функции комплексного переменного. Операционное исчисление. Теория устойчивости. – М.: Наука, 1965. – 390 с.
71. Нагорный В.П., Денисюк И.И., Поляковский В.А. Определение амплитудно-частотного спектра при взрыве цилиндрического заряда ВВ //Изв. вузов. Горн.журн. – 2007.– № 7.– С.77–81.
72. Друкованый М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах.– М.: Недра, 1973. – 416 с.
73. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М. Теория упругости.– М.: Наука, 1965. – 204 с.
74. Оксанич И.Ф., Миронов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М.:Недра, 1982. – 165 с.
75. Основы теории и методы взрывного дробления горных пород /Э.И.Ефремов, В.С.Кравцов, Н.И.Мячина и др. – Киев.: Наук. думка, 1979.–224 с.
76. Нагорный В.П., Денисюк И.И., Петрушенко С.В. Частотное распределение энергии поля напряжений в горном массиве при его взрывном нагружении //Изв. вузов. Горн.журн.– 2007.– № 6. – С. 45–49.
77. Михалюк А.В. Торпедирование и импульсный гидроразрыв пластов.– Киев: Наук. думка, 1986. – 208 с.
78. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела.– Новосибирск: Наука, 1977.–264 с.
79. Рябинкин Л.А. Теория упругих волн.– М.: Недра, 1987.–182 с.
80. Кузьменко В.А. Новые схемы деформирования твердых тел. – Киев: Наук. думка, 1973.–200с.
81. Зуева Л.В. Деформирование и разрушение горных пород под действием импульсной нагрузки //Взрывные работы в грунтах и скальных породах.– Киев: Наук. думка, 1986. – С. 115–120.

82. Нагорный В.П., Денисюк И.И., Рудюк Я.А. Влияние поперечных волн на эффективность разрушения горных пород //Изв. вузов. Горн. журн.–2008.–№ 8.– С.35–40.
83. Нагорный В.П., Денисюк И.И., Петрушенко С.В., Рудюк Я.А. О влиянии коэффициента поперечной деформации на взрывное разрушение горных пород //Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках.–Симферополь: Таврический национальный университет, 2008.– С.232–237.
84. Павлова Н.Н. Деформационные и коллекторские свойства горных пород.–М.: Недра, 1975. – 240 с.
85. Разрушение горных пород энергией взрыва /Э.И.Ефремов, В.С.Кравцов, Н.И.Мячина и др.– Киев: Наук. думка, 1987. – 258 с.
86. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом.– М.: Госгортехиздат, 1962.–199 с.
87. Друкованый М.Ф., Гейман Л.И., Комир В.М. Новые методы и перспективы развития взрывных работ на карьерах.– М.: Наука, 1966. – 203 с.
88. Казаков Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. – М.: Недра, 1975. – 192 с.
89. Мартыненко В.С. Операционное исчисление.– Киев: Вища школа, 1973. –268 с.
90. Нагорний В.П., Денисюк І.І., Рудюк Я.О. Теоретичні дослідження передачі енергії імпульсного навантаження в пласт // Нафт. і газова пром-сть. – 2009. – № 2.– С.20–24.
91. Миндели Э.О. Разрушение горных пород.– М.: Недра 1975. – 600 с.
92. Кучерявый Ф.И., Друкованый М.Ф., Гаек Ю.В. Короткозамедленное взрывание на карьерах. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 227 с.
93. Комплексное исследование действия взрыва в горных породах /Э.О.Миндели, Н.Ф.Кусов, А.А.Корнеев и др.– М.: Недра, 1978.– 254 с.
94. Аметов И.М., Шерстнев Н.М. Применение композитных систем в технологических операциях эксплуатации скважин. – М.: Недра, 1989.– 214 с.
95. Теория и практика применения неравновесных систем в нефтедобыче /А.Х.Мирзаджанзаде, Ф.Г.Магсудов, Р.И.Нигматулин и др.– Баку: Элм, 1985–220с.
96. Jonston D.N., Toksoz M.N., Timur A. Attenuation of seismic waves in dry and saturated rocks.II Mechanisms //Geophys.– 1979. – 44.– No 4. – P.691–711.
97. Мищенко И.Т. Расчеты в добыче нефти.– М.: Недра, 1989. – 146 с.
98. Бугров Я.С., Никольский С.М. Дифференциальные уравнения.– М.: Недра, 1985. – 464 с.
99. Нагорний В.П., Денисюк І.І., Рудюк Я.О. Дослідження розповсюдження хвиль тиску у в'язкопружних системах // Нафтова і газова пром-ть.–2008.–№ 2.– С.35–37.
100. Немец И. Практическое применение тензорезисторов.– М.: Энергия, 1970.– 144 с.
101. Зайдель А.Н. Элементарные оценки ошибок измерений.– М.: Наука, 1968.–132 с.
102. Пустыльник Е.М. Статистические методы анализа и обработка наблюдений.– М.: Наука, 1968.–288 с.
103. Руппенейт К.В., Либерман Ю.М. Введение в механику горных пород.–М.: Госгортехиздат, 1960.– 356 с.
104. Комир В.М., Гейман Л.М., Кравцов В.С., Мячина Н.И. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах.– М.: Недра, 1972.– 215 с.

105. Михалюк А.В., Нагорный В.П. Неравномерное динамическое нагружение солевых и нерастворимых пород при сооружении подземных хранилищ в каменно-соляных структурах. – Киев, 1995.– 16с. (Препр./АН Украины. Ин-т геофизики им.С.И.Субботина).
106. Токарчук А.В., Яцков А.В., Смагин С.А. Некоторые особенности поведения каменной соли при динамических нагрузках // Теория и практика совершенствования взрывных работ. – Киев.: Наук. думка, 1990.–С.102-107.
107. Электрические измерения неэлектрических величин /А.М.Туричин, П.В.Новицкий, Е.С.Левшина и др.– Л.: – Энергия, 1975.–576 с.
108. Нагорный В.П., Кондратенко А.Ю. Напряженно-деформированное состояние защемленных по контуру пластов под действием статической нагрузки // Деформируемые среды при импульсных нагрузках.– Киев: Наук. думка, 1992. – С.76–81.
109. Феодосьев В.И. Соппротивление материалов. – М.: Наука, 1970.–544с.
110. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология. – Л.: Недра, 1984.– 511 с.
111. Нагорный В.П., Кондратенко А.Ю., Пекарь Н.Н. Исследование взрывного обрушения нерастворимых пластов при строительстве подземных емкостей в соли. //Взрывные работы в геотехнологии. – Киев.: Наук. думка, 1991.–С.37-44.
112. Михалюк А.В., Нагорный В.П. Взрывные работы при строительстве подземных хранилищ в каменной соли методом размыва.–Киев, 1995.– 26с. (Препр. /АН Украины, Ин-т геофизики им. С.И. Субботина).
113. Справочник по буровзрывным работам /М.Ф.Друкованый, Л.В.Дубнов, Э.О.Миндели и др.– М.: Недра, 1976.– 630 с.
114. Дубнов Л.В., Бахаревиц И.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества.– М.:Недра, 1988. – 357 с.
115. Замышляев Б.В., Яковлев Ю.С. Динамические нагрузки при подводном взрыве.– Л.: Судостроение, 1967.– 384 с.
116. Горст А.Г. Пороха и взрывчатые вещества.–М.:Машиностроение, 1972.– 206 с.
117. Поведение грунтов под действием импульсных нагрузок /А.А. Вовк, Б.В.Замышляев, Л.С. Евтерев и др. – Киев: Наук.думка, 1984. – 286 с.
118. Иогансен К.В. Спутник буровика. – М.:Недра, 1990.– 303 с.
119. Чуриков В.А., Колодий В.И., Черевко М.А. Динамика скважин при взрыво-прострелочных работах.– Киев: Наук. думка, 1994.–172 с.
120. Лабораторные и практические работы по разрушению горных пород взрывом / Б.Н.Кутузов, В.И.Комашенко, В.Ф.Носков и др.–М.: Недра, 1981. – 255 с.
121. Единые правила безопасности при взрывных работах. – М.: Недра, 1981.–182 с.
122. Проектирование взрывных работ /Б.Н.Кутузов, Ю.К.Валухин, С.А.Давыдов и др. – М.:Недра, 1974. – 110 с.
123. Ким Б.И., Лисевенко А.И. Земляные работы при строительстве магистральных трубопроводов. – М.: Недра, 1977.– 144 с.
124. Земляные работы на подводных переходах магистральных трубопроводов /М.А.Камышев, Б.М.Кукушкин, В.А.Масчев и др. //Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений. – Вып. 2.– М.: Информнефтегазстрой, 1981.– С. 20–24.
125. Кутузов Б.Н. Теория, техника и технология буровых работ. – М.: Недра, 1972.– 310с.
126. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Ф.А.Авдеев, В.Л.Барон, И.Л.Блейман и др. – М.: Недра, 1975. – 431 с.

127. Бородавкин П.П. Подземные магистральные трубопроводы.– М.: Недра, 1982.– 384с.
128. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности.– М.: Недра, 1972.– 240 с.
129. Эстеров Я.Х., Бродов Е.Ю., Иванов М.М. Буровзрывные работы на транспортном строительстве.– М.: Транспорт, 1974.– 376 с.
130. Кушнарев Д.М., Беликов М.П. Взрывные работы в гидромелиоративном и сельском строительстве.– М.: Госстройиздат, 1972. – 224 с.
131. Управление действием взрыва в грунтах и горных породах: Сборник научных трудов.– Киев: Наук. думка, 1979.– 232 с.
132. Зыков В.Ф. Повышение эффективности использования зарядов ВВ при разработке траншей на болотах //Строительство трубопроводов.– 1975.– № 8.– С. 15–16.
133. Березин В.Л., Ментюков В.П. Земляные работы при сооружении магистральных трубопроводов.– М.: МИНХиГП, 1975. – 69 с.
134. Разработка траншей в тяжелых и скальных грунтах при строительстве подводных переходов магистральных трубопроводов /Б.М.Кукушкин, Н.В.Большакова, В.З.Копылова и др.//Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений.– Вып.1.– М.: Информнефтегазстрой, 1982.– С. 10–15.
135. О снижении действия гидроударных волн на окружающую среду при разработке подводных траншей взрывом /Б.М.Кукушкин, В.Д.Новиков, П.З.Луговой, Г.Я.Глинский //Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений. – Вып.10. – М.: Информнефтегазстрой, 1981.– С.19–24.
136. Применение экрана для снижения интенсивности гидроударных волн при подводных взрывных работах /В.Д. Новиков, А.А.Вовк, П.З.Луговой и др.// Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений. – Вып. 7.–М.: Информнефтегазстрой, 1981.– С. 6–7.
137. Луговой П.З., Тихоненко В.В., Кукушкин Б.М. Определение безопасных расстояний при взрыве накладных зарядов на строительстве подводных трубопроводов //Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений.– Вып. 2.– М.: Информнефтегазстрой, 1982. – С. 9–11.
138. Дроговейко И.З. Разрушение мерзлых грунтов взрывом.– М.: Недра, 1981.– 245 с.
139. Чечиков М.С., Каммерер Ю.Ю., Мудрый И.П. Разработка мерзлых грунтов взрывным способом. – М.:Стройиздат, 1977.– 220 с.
140. Попов В.В., Олишевский А.Т. Щелевзрывной способ рыхления мерзлых грунтов //Вопросы разработки месторождений Дальнего Востока: Межвузовский сборник.– Вып. 1.– Владивосток, 1976. – С. 121–128.
141. Гехман А.С., Меликян А.А., Спиридонов В.В. Сейсмостойкость трубопроводов: Научно-технический обзор.–М.: НИПИЭСУнефтегазстрой, 1977.– 228 с.
142. Ментюков В.П., Подорожный Г.А. Взрывные работы в скальных грунтах вблизи действующих трубопроводов// Строительство трубопроводов.– 1978. – № 8.– С.25–28.
143. Нагорний В.П., Поляковський В.О. Особливості взаємодії вибухових хвиль з підземними трубопроводами // Нафт. і газова пром-сть.– 2002, № 5.– С. 42–44.

144. Тихоненко В.В., Поляковский В.А. Исследование параметров взрывных волн в насыщенной жидкостью пористой среде. – Киев, 1991.–23с. (Препр. /АН Украины. Ин-т геофизики им. С.И.Субботина).
145. Нагорний В.П., Поляковский В.О. Дослідження хвильових полів поблизу підземних трубопроводів за умови імпульсних дій //Нафт. і газова пром-сть.– 2001.– № 5. – С.37–40.
146. Денисюк И.И., Пурик В.А., Медведев Л.А. Сейсмобезопасные параметры взрывания в грунтах вблизи действующих трубопроводов и скважин // Нетрадиционные технологии взрывных работ. – Киев: Наук. думка, 1993.–С.128–134.
147. Силин В.С., Маленьких Ю.А., Фиста А.И. Использование энергии взрыва вблизи подземных трубопроводов // Взрывные работы в грунтах и горных породах. – Киев: Наук. думка, 1984. – С. 95-98.
148. Турута Н.У., Лучко И.А., Поплавский В.А. Взрыв и его мирные профессии.– Киев: Наук. думка, 1982.–176 с.
149. Использование взрыва при разработке нескальных грунтов. Материалы научного семинара.– Киев: Наук. думка, 1978.–168 с.
150. Некоторые экспериментальные исследования по вскрытию подземных трубопроводов энергией взрыва /Р.Г.Мухтаров, К.Е.Ращепкин, Н.В.Галактионов и др. // Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов.– 1975.– № 5.– С. 12–14.
151. Дерibas А.А. Физика упрочнения и сварки взрывом. – Новосибирск: Наука, 1972.– 188 с.
152. Степанов В.Г., Шавров И.А. Высокоэнергетические импульсные методы обработки металлов. – Л.: Машиностроение, 1975.– 278 с.
153. Барон Л.И., Турчанинов И.А., Ключников А.В. Нарушения пород при контурном взрывании.– Л.: Наука, 1975.– 339 с.
154. Добина А.С., Евстропов Н.А. Образование подземных емкостей в пластичных горных породах способом внутренних взрывов// Горный журнал.– 1966.– № 5.– С.40–43.
155. Добина А.С., Евстропов Н.А. Применение внутренних взрывов для создания подземных емкостей//Шахтное строительство.– 1966.– № 7.–С.17–19.
156. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах.– М.: Промстройиздат, 1957.–276 с.
157. Евстропов Н.А. Взрывные работы в строительстве. – М.: Госстройиздат, 1965.– 207с.
158. Смирнов В.И. Сооружение подземных емкостей камуфлетными взрывами и выбор методов их закрепления // Шахтное строительство.– 1975.– № 6.– С.18–22.
159. Коряпалов В.Ф., Мельников Л.Л., Овчинников В.М., Писарев Д.О. Механические действия взрыва камуфлетного заряда в грунтах //Изв. вузов. Горн. журн. – 1975.– № 12.– С. 52–56.
160. Михалюк А.В., Бузин В.А., Писарев Ю.А. Технология сооружения подземных локализованных хранилищ кассетного типа взрывным способом. – Киев: Ин-т геофизики НАН Украины, 1991.– 3 с.
161. Мельников Л.Л., Овчинников В.М., Смирнов В.М. О развитии деформации в незакрепленных емкостях, созданных методом камуфлетных взрывов// Тр. ВНИИПромгаз.– 1973. – Вып. 6.– С. 68–74.

162. Заславский Ю.З., Лысенко И.Т. Сооружение подземных полостей взрывом с одновременным формированием бетонной крепи//Шахтное строительство.– 1978.– № 8.– С. 12–14.
163. Куянецв С.Г. Применение полимерных композиций при строительстве полостей методом взрыва // Нетрадиционные технологии взрывных работ.– Киев: Наук. думка, 1993.– С. 147–149.
164. Некоторые проблемы сооружения криогенных хранилищ в грунтах с применением энергии взрыва /А.А.Вовк, А.В. Михалюк, В.П.Нагорный и др. – Киев,1985.–51с. (Препр. /АН Украины. Ин-т геофизики им. С.И.Субботина).
165. Юдаев Б.Н.Теплопередача. – М.: Высш. школа, 1981.– 318 с.
166. Бронштейн И.Н., Семендяев К.Л. Справочник по математике. – М.: Наука, 1986.– 543с.
167. Дмитриев А.П. Гончаров С.А. Термодинамические процессы в горных породах.– М.: Недра, 1983.–311 с.
168. Boulanger A., Luyten W. Pilot project shows liquefied gas is stored successfully at low temperature in clay // Technology.Oil and Gas Jom.– 1983.– No 7.– P. 118–120.
169. Аренс В.Ж., Белов В.М., Зыков В.А. Разработка месторождений каменной и калийной солей методом подземного выщелачивания.– М.:МГИ, 1968.– 136 с.
170. Иванцов О.М. Хранение сжиженных углеводородных газов. – М.: Недра, 1973.– 223 с.
171. Кулле П.А. Разработка месторождений соли подземным выщелачиванием //Тр.ВНИИГ.– 1949.– Вып. –20.– С. 55–61.
172. Кулле П.А., Королев В.Ф. О скорости растворения каменной соли. – М.: Госхимиздат, 1940.–С. 3–59.
173. Федоров Б.Н. Формообразование подземных емкостей выщелачиванием в отложениях каменной соли с использованием газообразного нерастворителя //Газовая промышленность.– 1967.– № 2.– С. 32–36.
174. Стулов Т.Т., Поповский Б.В., Иванцов О.М. и др. Сооружение газохранилищ и нефтебаз.– М.: Недра, 1973.–182 с.
175. Кафаров В.В. Основы массопередачи.– М.: Высш. шк., 1972.– 494 с.
176. Колосов А.В., Воронов А.Г. Акустическая технология сооружения подземных емкостей нефтехранилищ выщелачиванием в соляных отложениях. – М.: ВНИИОЭНГ, 1973.– 80 с.
177. Ямщиков В.С., Воронов А.Г., Колосов А.В., Вологин В.В. Экспериментальные исследования воздействия акустических колебаний на процесс выщелачивания каменной соли// Горный журнал.– 1971.– № 12.– С. 33–37.
178. Гофман-Захаров П.М., Сидорова Н.К. Перспективы интенсификации процессов сооружения газонефтехранилищ в отложениях каменной соли // Проектирование и строительство магистральных трубопроводов.– 1968.– № 5.– С. 10–14.
179. Сидорова Н.К. Интенсификация процессов растворения с помощью колебаний, создаваемых электрическим зарядом в воде // Нефтяная и газовая промышленность.– 1967.– № 2.– С. 50–52.
180. Петряшин Л.Ф., Желтоухов В.В., Поздняков А.Г. Экспериментальные исследования интенсификации процессов выщелачивания в подземных камерах при сооружении газонефтехранилищ // Разведка и разработка нефтяных и газовых месторождений.– 1976.– Вып. 13. – С. 115–116.
181. Колосов А.В. Подземное и подводное хранение нефтепродуктов.– М.:ВНИИОЭНГ, 1972. – 80 с.

182. Иванцов О.М. Подземное хранение жидких углеводородных газов. – М.: Гостоптехиздат, 1961. – 148 с.
183. Белоцерковская Г.В., Белоцерковский Е.А. О создании подземных хранилищ жидких углеводородов в соляных пластах, содержащих прослой нерастворимых пород // Нефтяное хозяйство.– 1967.– № 12. – С. 46–48.
184. Царенков Ю.В. Метод обрушения пропластков нерастворимых пород в подземной емкости //Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья.– 1979.– № 5. – С. 10–15.

**Научное издание**

**Нагорный Владимир Петрович  
Глоба Владимир Моисеевич  
Денисюк Иван Иванович**

**Взрывные работы при добыче природных  
углеводородов, строительстве магистральных  
трубопроводов и подземных хранилищ**

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

**На русском языке**

**Наукове видання**

**Нагорний Володимир Петрович  
Глоба Володимир Мойсейович  
Денисюк Іван Іванович**

**Вибухові роботи при видобутку природних  
вуглеводнів, будівництві магістральних  
трубопроводів і підземних сховищ**

**За редакцією докт.техн. наук, проф.  
В.П. Нагорного**

**На російській мові**

Підписано до друку 30.07.2009.  
Формат 60×84/16. Папір офсетний.  
Друк. арк. 21; умов. друк. арк. 18,375  
Замовлення № 8-1. Тираж 300 прим.

Фабрика «Поліграфіст»  
01601, Київ, вул. Воровського, 33  
Тел./факс: +38(044)486-57-97