

В. М. ГЛОБА

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

**при строительстве
магистральных
трубопроводов
и подземных
хранилищ**



Глоба В. М. Буровзрывные работы при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ. М., Недра, 1984. 239 с.

Изложены физико-механические свойства горных пород, разрушаемых взрывом при строительстве трубопроводов и подземных газонефтехранилищ. Изложены методы и техника буровзрывных 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 буровзрывных работ. Приведены технико-экономические показатели эффективности применения взрывной технологии в строительстве.

Для инженерно-технических работников нефтяной и газовой промышленности, занимающихся проектированием и строительством объектов с использованием энергии взрыва.

Табл. 44, ил. 125, список лит. — 50 назв.

Рецензент — проф., д-р техн. наук Б. Н. Кутузов (Московский горный институт)

Решениями XXVI съезда КПСС предусмотрено обеспечить в 1985 г. добычу 620—645 млн. т нефти (с газовым конденсатом) и 600—640 млрд. м³ газа. Предусмотрены высокие темпы развития нефтяной и газовой промышленности в Западной Сибири. Дальнейшее развитие получают газово-нефтедобывающие районы Тюмени, Оренбурга, Коми АССР, Туркмении, Предуралья.* Увеличиваются объемы поисково-разведочных работ на континентальном шельфе с целью выявления перспективных подводных месторождений нефти и газа.

В связи с увеличением объемов добычи нефти и газа, расширением географии нефтегазовых месторождений требуется развитие сети магистральных газонефтепроводов и газонефтехранилищ с комплексом компрессорных и нефтеперекачивающих станций.

Подземные магистрали надежно связали основные центры нефтегазодобывающей промышленности в районах Сибири, Средней Азии и Казахстана с индустриальным центром страны. Только за десятую пятилетку было проложено 50 тыс. км трубопроводов, в том числе нефтепровод Куйбышев — Лисичанск — Кременчуг и Омск — Павлодар. Построены многониточные газовые системы: север Западной Сибири — Ухта — Торжок — Минск — Ивацевичи — Долина; Уренгой — Петровск, а также при совместном участии стран — членов СЭВ — магистраль «Союз».

За годы одиннадцатой пятилетки предусмотрено построить 62 тыс. км магистральных трубопроводов, в том числе шесть крупнейших магистральных газопроводов Западная Сибирь — Центр, в том числе газопровод Уренгой — Ужгород.

Строительство магистральных трубопроводов ведется в сложных природно-климатических условиях, в труднодоступных районах. Так, в Тюменской области почти половина трубопроводов прокладывается по топям и водоемам, а в лесотундровой зоне сложность их прокладки усугубляется большими участками многолетнемерзлых грунтов.

Например, при строительстве нефтепровода Сургут — Полоцк 411 км трассы пришлось прокладывать по непро-

* Суворов Г. Т. Важнейшие стройки одиннадцатой пятилетки. М., Знание, 1981

ходимым болотам, разработать 5 млн. м³ мерзлых грунтов и 250 тыс. м³ скальных пород. При строительстве газопроводов «Братство» и «Союз» 800 км трассы проложено в скальных грунтах, в сложных горных условиях Карпат.

Решение сложной топливно-энергетической проблемы связано не только с транспортировкой нефти и газа на большие расстояния по трубам, но и с необходимостью доставлять миллионы тонн твердого топлива от мест добычи в промышленные регионы страны.

С развитием промышленности увеличиваются грузопотоки угля. Например, все более актуальной становится транспортировка по трубам кузнецких углей на электростанции Урала и Поволжья. В перспективе по трубопроводам будут транспортировать на большие расстояния рудные концентраты и другие сыпучие материалы.

Дальнейшее развитие нефтяной, газовой, нефтеперерабатывающей и нефтехимической промышленности потребовало создания новых прогрессивных методов строительства подземных хранилищ.

В отечественной практике разработана и осуществлена в производственных условиях технология сооружения подземных хранилищ методом выщелачивания каменной соли, шахтным способом в устойчивых породах, методом камуфлетных взрывов в пластичных породах и др.

Преимущества подземных хранилищ по сравнению с наземными резервуарами заключаются в низких капитальных (в 3 раза меньших) и эксплуатационных (в 2 раза меньших) затратах, в повышенной безопасности, в 30—70 раз уменьшенной потребности земельных отводов для строительства.

Впервые в отечественной практике разработан метод подземного захоронения токсичных промышленных отходов в подземных резервуарах, сооружаемых камуфлетными взрывами [1].

Строительство магистральных трубопроводов в сложных условиях гор, скальных, многолетнемерзлых пород, обводненных участков, болот потребовало не только новых технологических схем, но и новых прогрессивных инженерно-технических решений с применением буровзрывных работ, позволяющих повысить темпы строительства. В широком масштабе энергию взрыва применяли при строительстве переходов трубопроводов через реки Днепр, Волгу, горные массивы Урала, Кавказа, Карпат, непроходимые болота Крайнего Севера.

Еще в 1958 г. при прокладке газопровода от Шебелинки

к Днепропетровску был выполнен большой объем взрывных работ по дроблению валунов, скал на участке пород, затопленных водами Днепра. Взрывом шпуровых зарядов было выброшено из подводной траншеи 44 тыс. м³ скальной породы. Стоимость строительных работ уменьшилась в 4 раза, а сроки строительства сократились в 11 раз.

В 1972 г. развернулось строительство крупнейшего нефтепровода длиной в 2200 км Самотлор — Тюмень — Курган — Уфа — Альметьевск. Строители преодолели 300 км горной и до 900 км болотистой местности. Применение энергии взрыва при проходке траншей позволило сэкономить большое количество материалов и средств. При прокладке газопровода «Союз» через Карпаты объем горной массы, разрыхленной энергией взрыва, достиг 5 млн. м³.

Сооружение траншей на болотах методом взрыва горизонтально-удлиненных зарядов широко применялось на строительстве трубопроводов в условиях Севера. Так, экономический эффект от применения энергии взрыва при прокладке трубопроводов на болотах только на строительстве газопровода Ухта — Торжок составил 30—40 тыс. руб. на 1 км трассы.

Большой объем буровзрывных работ выполняется при строительстве подземных газонефтехранилищ. Так, при строительстве подземных хранилищ шахтного типа 100 % всех выработок — вскрывающих, коллекторных и выработок-емкостей проходится взрывным способом.

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

В зарубежной практике для создания подземных газонефтехранилищ [2] использованы ядерные взрывы.

Разработаны методы разрушения взрывов нерастворимых пропластков при строительстве подземных хранилищ в солевых пластах методом выщелачивания.

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

В данной работе впервые предпринята попытка обобщить и проанализировать материалы по использованию энергии взрыва для интенсификации строительства магистральных трубопроводов и подземных хранилищ.

Учитывая требования, предъявляемые к эффективности и качеству буровзрывных работ, в данной работе приве-

дены рекомендации по выбору методов ведения взрывных работ и оптимальных параметров, систематизированы и даны рекомендации по проектированию буровзрывных работ в соответствии с Техническими правилами ведения взрывных работ, «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и другими инструктивными указаниями.

При написании книги автором обобщены результаты работ, проведенные Всесоюзным научно-исследовательским институтом по строительству магистральных трубопроводов (ВНИИСТом), СКБ Газстроймашина, ВНИИпромгазом, МГИ, Челябинским политехническим институтом (ЧПИ), Ивано-Франковским институтом нефти и газа (ИФИНГ), строительными организациями Миннефтегазстроя СССР.

Автор выражает благодарность рецензенту проф., д-ру техн. наук Б. Н. Кутузову за ценные замечания, сделанные при подготовке рукописи к печати.

1. СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД (ГРУНТОВ), РАЗРУШАЕМЫХ ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ И ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ

Магистральные трубопроводы являются линейными сооружениями, которые характеризуются значительной протяженностью и подвижностью строительства.

При строительстве 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 немыслимы без повышения производительности труда, комплексного применения передовой техники, технологии и организации буровзрывных работ.

Подземные хранилища сооружаются в различных горных породах. При этом взрывные работы широко применяются при проходке технологических выработок хранилищ шахтного типа, сооружении подземных емкостей в пластичных породах камуфлетными взрывами, строительстве подземных хранилищ в солях со сложными горно-геологическими условиями (рис. 1).

Буровзрывные работы при строительстве объектов нефтяной и газовой промышленности ведутся в различных по физико-механическим свойствам горных породах (грунтах). Так, разработка траншей взрывом для укладки трубопроводов выполняется в скальных породах, многолетнемерзлых, болотистых и торфяных грунтах, в ряде случаев разработка траншей взрывным способом применяется и в мягких грунтах.

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.

Эффективность разрушения горных пород и грунтов взрывом во многом определяется их свойствами, которые учитываются при расчете и выборе параметров буровзрывных работ как при разработке линейных выемок при

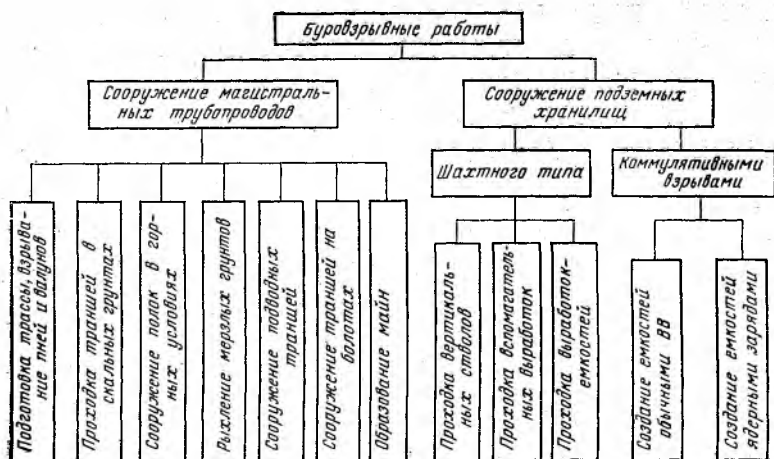


Рис. 1. Области применения взрывных работ при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ

строительстве магистральных трубопроводов, так и при строительстве емкостей подземных хранилищ.

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

При ведении буровзрывных работ на строительстве магистральных трубопроводов встречаются скальные горные породы, которые характеризуются значительной прочностью. К ним относятся граниты, базальты, диабазы, песчаники, известняки, сланцы и др.

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

На износ инструмента при бурении и выбор величины осевого усилия, частоты вращения бурового инструмента главным образом влияют твердость и абразивность горных пород. Относительные показатели твердости, абразивности и вязкости некоторых пород, встречающихся при строитель-

стве магистральных трубопроводов, имеют следующие значения:

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 приведены показатели временных сопротивлений сжатию, растяжению, сдвигу некоторых горных пород.

Т а б л и ц а 1

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	—
Ангидрит	101,6	18	10
Гипс	20,2	5	0,9
Базальт	30—40	15	17,5—46

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

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

Свойства пластичности (вязкости) и дробимости взрывом часто характеризуют пористостью. Показатели общей

пористости некоторых пород и грунтов (%) следующие: 0—40 песчаники; $<1—>40$ алевролиты; 5—20 аргиллиты; 40—55 лёссы; 0— >35 известняки; $<2—>35$ доломиты; 0,6—19 базальты.

Пористость горных пород изменяется в пределах от десятых долей до 90 %. Наибольшей пористостью обычно характеризуются рыхлые обломочные породы, а наименьшей — плотные осадочные, магматические и метаморфические породы.

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

Удельный расход ВВ зависит от плотности горных пород. Показатели плотности и коэффициента разрыхления пород имеют следующие значения:

Порода	Плотность, г/см ³	Коэффициент разрыхления
Песок	1,4—2	1,6—1,95
Глина	1,4—2,5	1,2—2,1
Известняки	1,2—2,5	1,5—2,7
Сланцы	1,4—1,6	2,3—2,6
Песчаники	1,25—1,5	1,8—2,5

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

Показатель устойчивости обычно характеризуется углом естественного откоса, т. е. углом, при котором откос породы (грунта) полки или стенки траншеи находится в устойчивом состоянии. Величина его для различных пород меняется от 0 до 80°. Величина угла естественного откоса зависит от угла внутреннего трения, силы сцепления, плотности, влажности и других характеристик грунта. Из них 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. 2.

Крутизна откосов зависит не только от состояния пород и грунтов, но и от срока службы земляного сооружения. При строительстве трубопроводов траншеи являются временным сооружением, так как после опускания труб их

Таблица 2

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

засыпают. Это дает возможность придавать стенкам траншеи (в связных грунтах нормальной влажности) вертикальное положение. Устойчивость пород имеет существенное значение при выборе методов ведения буровзрывных 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 буровзрывных работ введены понятия крепость, буримость и взрываемость. Эти свойства определяются совместным влиянием рассмотренных выше механических характеристик пород.

Наиболее широко используемый параметр — крепость пород. Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова хорошо коррелирует со всеми видами механического разрушения пород, им пользуются и при расчете параметров буровзрывных работ в нефтегазовом строительстве.

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

Взрываемость характеризует степень сопротивляемости пород взрыву. Она выражается расходом ВВ на дробление 1 м³ горной породы в массиве (удельный расход ВВ) и применяется для установления расхода ВВ, составления паспорта буровзрывных работ и нормирования труда взрывников. Иногда взрываемость выражается не удельным расходом ВВ, а расходом шпуров (в метрах) на дробление 1 м³ породы.

Классификации горных пород по буримости и взрываемости приведены в п. 1.4.

1.2. Механические свойства мерзлых грунтов и ледяного покрова

Правильный выбор оптимальных параметров буровзрывных работ при строительстве магистральных трубопроводов в зимний период и в многолетнемерзлых грунтах определяется физико-механическими свойствами мерзлых грунтов и ледяного покрова.

Мерзлые грунты в отличие от скальных пород не имеют кристаллизационных связей между минеральными частицами грунта и прочностные характеристики их не постоянны, а зависят от многих факторов и прежде всего от цементирующего действия льда, образующегося в результате замерзания воды и рассолов, находящихся в порах грунта. К факторам, обуславливающим нестабильность физико-механических свойств мерзлых грунтов, относятся: изменение температуры грунтов и напряженного состояния под влиянием внутренних и внешних воздействий, время действия нагрузки, обуславливающее релаксацию напряжений и ползучесть мерзлых и протаивающих грунтов.

Свойства мерзлых грунтов определяются физико-механическими характеристиками талых грунтов и, кроме того, относительным сжатием при переходе мерзлого грунта под нагрузкой в талое состояние. Относительное сжатие при переходе грунта из мерзлого состояния в талое [5]

$$\delta = (h_m - h_t) / h_m, \quad (1.1)$$

где h_m — высота образца грунта в естественном мерзлом состоянии, см; h_t — высота образца грунта после перехода его в талое состояние в условиях невозможности бокового расширения при заданном давлении (σ , МПа), см.

К основным расчетным характеристикам мерзлых грунтов относятся: мгновенная прочность при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$, растяжении σ_p и сдвиге τ ; сцепление τ_0 ; угол внутреннего трения ρ_t , определяющий часть сопротивления сдвигу, зависящую от нормального давления. Сцепление является частью сопротивления сдвигу, оно не зависит непосредственно от нормального давления.

Величины τ_0 и ρ_t при мгновенной прочности на сжатие и растяжение можно рассчитать по формулам:

$$\tau_0 = 0,5 \sqrt{\sigma_{сж} \sigma_p}; \quad (1.2)$$

$$\rho_t = \arcsin(\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p). \quad (1.3)$$

Основное влияние на физико-механические свойства мерзлых грунтов оказывают гранулометрический состав минеральных частиц скелета грунта, естественная водонасыщенность грунта и температура промерзания. Основные прочностные характеристики мерзлых грунтов приведены в табл. 3, из которой следует, что при понижении темпе-

Таблица 3

Грунт	Влажность, %	Предел прочности (условно-мгновенные сопротивления), МПа, при сжатии (в числителе) и растяжении (в знаменателе) в зависимости от температуры, °С		
		—1	—5	—10
Песок	5	1,25/0,12	2,23/0,4	3,01/0,59
	10	1,96/0,32	3,33/0,66	5,05/0,93
	15	3,4/0,44	5,44/1,01	6,88/1,34
	18—20	5,21/0,62	9,19/1,34	10,87/1,66
Супесь	5	1,36/0,2	2,49/0,31	2,89/0,49
	10	3,22/0,6	66,4/0,92	7,49/1,06
	17	5,19/0,77	11,36/1,52	13,58/2,23
Суглинок	20	2,55/0,87	7,84/1,92	10,57/2,09
	30	4,18/1,23	8,13/2,16	12,13/2,23
	41	5,58/1,15	10,03/2,26	13,31/2,4
	70	6,83/0,94	12,09/1,6	143,7/2,06
Глина	20	2,05/0,55	4,96/1,14	6,41/2,01
	30	2,17/0,84	5,63/1,55	7,65/2,11
	48	3,81/1,4	8,32/2,16	10,62/2,5
	70	5,45/1,17	10,56/1,405	13,2/2,05

ратуры от —1 до — 5 °С предел прочности для мерзлых пород увеличивается почти в два раза. Чем ниже отрицательная температура мерзлых грунтов, тем больше их сопротивляемость сдвигу. Так, при положительной температуре $\tau_{сд}=0,1$ МПа, при —0,8 и —2 °С $\tau_{сд}$ составляет соответственно 0,65 и 0,9 МПа (рис. 2).

Большое влияние на прочность оказывает влажность мерзлых грунтов. С ее увеличением временное сопротивление на сжатие песчаных грунтов значительно возрастает, в глинистых грунтах — только до влажности 13—14 %, затем до влажности 19 % остается постоянным, а при даль-

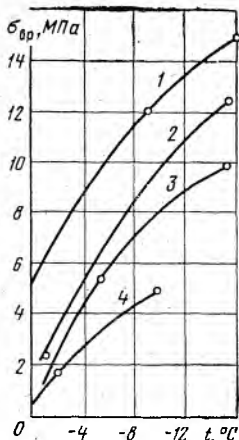


Рис. 2. Зависимости временно-сопротивления грунтов от величины отрицательной температуры:

1 — песок ($W=16 \div 17 \%$); 2 — тяжелые супеси ($W=22 \div 23 \%$); 3 — супесь ($W=11 \div 12 \%$); 4 — глина ($W=43 \div 49 \%$)

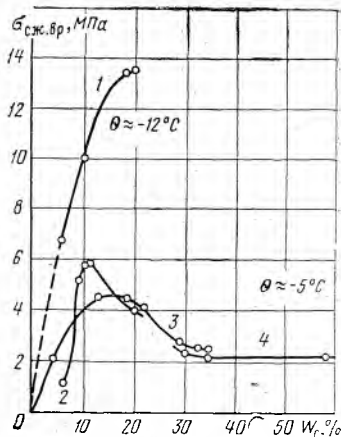


Рис. 3. Зависимость временно-сопротивления мерзлых грунтов сжатию от суммарной влажности мерзлых грунтов:

1 — песок; 2 — супесь; 3 — глина (содержание фракций 0,005 мм — 51 %); 4 — пылеватая глина (содержание фракций 0,005 мм — 63 %)

нейшем увеличении ее до 35 % снижается (рис. 3). При увеличении влажности значения сопротивления сдвигу, сцепления и угла внутреннего трения всех типов мерзлых грунтов возрастают.

При выборе параметров буровзрывных работ учитывается взрываемость мерзлых грунтов. И. З. Дроговейко проведены комплексные исследования физико-механических свойств мерзлых грунтов по определению зависимости сопротивляемости их разрушению взрывом и установлению корреляционных связей между ними. Исследованиями на образцах установлены зависимости взрываемости от гранулометрического состава частиц скелета грунта, его влажности и температуры (рис. 4). На основании проведенных исследований И. З. Дроговейко разработана классификация мерзлых грунтов по взрываемости.

Технология и организация земляных работ в зимнее время в значительной мере зависят от степени промерзания грунтов. Глубина промерзания данного грунта, в свою очередь, в значительной мере зависит от температуры наружного воздуха, влажности грунта, толщины снежного покрова, характера растительности и т. д.

Максимальная глубина сезонного промерзания грунтов увеличивается с юга на север и с запада на восток. В центральных районах европейской части СССР наибольшее промерзание грунтов составляет 0,8—1,3 м, а в южных — 0,25—0,5 м. Наибольшее сезонное промерзание грунтов наблюдается в районах Западной и Восточной Сибири, где оно достигает 3 м.

Плотные грунты, содержащие в своих порах меньше воздуха, промерзают быстрее и глубже. Глубина промерзания в глинистых грунтах меньше, чем в песчаных, на 30—35 %, причем на открытых участках степень промерзания грунтов увеличивается по сравнению с участками, имеющими растительный и снеговой покров.

Учет перечисленных факторов имеет важное значение для выбора наиболее рациональных способов производства земляных работ и определения сроков их выполнения в конкретных условиях строительства магистральных трубопроводов.

Для прогноза промерзания грунтов с целью выбора технологии разработки траншей можно пользоваться данными о средних многолетних месячных температурах, имеющихся в климатологических справочниках, эти данные уточняются на основании метеорологических прогнозов на ближайшую зиму:

$$H_n = H_{\max} \sqrt{\Sigma_n / \Sigma_{\max}}, \quad (1.4)$$

где H_n — глубина промерзания неутепленного грунта через n дней после начала зимнего периода, м; $H_{\max}$ — максимальная для данного грунта и местных условий глубина промерзания, м; Σ_n и $\Sigma_{\max}$ — сумма градусо-дней соответственно за n дней и за весь зимний период.

При проектировании буровзрывных работ для строительства подводных траншей и образования майн в зимний период необходимы сведения о механических свойствах льда. Прочностные характеристики кристаллического льда

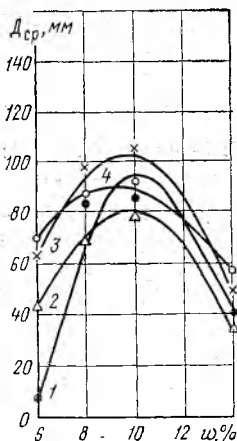


Рис. 4. Интенсивность дробления взрывом образцов мерзлого песка в зависимости от влажности:

1, 2, 3, 4 — при температуре соответственно $-5,5$; -2 ; -10 и $-7,5^\circ\text{C}$

(соответственно максимальные, средние и минимальные пределы прочности, МПа) следующие:

На сжатие	На растяжение	На изгиб	На срез	На перелом при динамических нагрузках
15; 3—4; 0,5	0,2; 1,1; 0,3	4,5; 1,4; 0,4	1,5; 1,0; 0,2	0,5

Прочность льда зависит от температуры: при повышении температуры от -10 до 0° прочность льда уменьшается в 1,5—2 раза. Наиболее резкое снижение прочности льда наблюдается весной, оно происходит как вследствие нагрева его до температуры плавления, так и в результате поглощения льдом лучистого тепла солнечной радиации. Таяние льда, не покрытого снегом, в весенний период идет интенсивно, достигая в отдельные дни 15 см в сутки.

Имеющиеся в ледяном покрове трещины, которые в зависимости от температуры воздуха расширяются или сужаются, резко снижают несущую способность льда. Особенно большую опасность представляют мокрые сквозные трещины: при передвижении груза поперек трещин грузоподъемность льда снижается почти вдвое, при следовании груза вдоль трещины грузоподъемность снижается примерно вчетверо.

1.3. Физико-механические свойства торфа

На болотах и в заболоченной местности магистральные трубопроводы прокладывают в каналах или траншеях, создаваемых при помощи взрывов. Болото представляет собой избыточно-увлажненный участок земной поверхности, покрытый слоем торфа мощностью свыше 0,5 м. Участки с мощностью торфяной залежи менее 0,5 м относятся к заболоченным.

Физико-механические свойства торфа зависят от свойств отдельных его фаз и качественных соотношений между ними. Экспериментально определяемыми физическими характеристиками торфа являются влажность, плотность, а количественное соотношение между фазами определяется расчетными величинами — пористостью, коэффициентом пористости и плотностью.

Физико-механические свойства некоторых видов торфа [7] приведены в табл. 4.

Средняя плотность в основном зависит от типа торфа, степени его разложения и влажности. Зависимость между средней плотностью ρ (кг/м^3), влажностью W (%) и степенью разложения R (%) выражается следующими

Таблица 4

Торф	Степень разложения, %	Зольность, %	Плотность, г/см ³	Средняя плотность абсолютно сухого торфа, г/см ³	Пористость, %	Влагоемкость, %	
						полная	капиллярная
Осоковый	65—84	8,25	1,62	0,32	80	628,16	628,16
Древесно-осоковый	83	8,91	1,52	0,35	77	562,67	—
Тростниковый	98	8,86	1,45	0,62	57	550,94	550,94
Тростниково-осоковый	99	8,03	1,44	0,64	56	526,19	526,13
Тростниково-древесно-осо- вый	60—65	11,64	1,47	0,57	61	316,94	—
Пушицево-осоковый	30—35	10,37	1,56	0,48	69	302,25	301,1
Древесно-осоковый	80—85	19,25	1,67	0,84	50	179,2	—
Пушицево-сфагновый	55	3,31	1,52	0,85	56	1934,2	—
Пушицевый	40	2,29	1,45	0,69	48	1381,1	—
Древесный	55	2,29	1,45	—	—	—	—
Сфагновый	5	—	1,71	—	—	—	—

формулами для верхового и низинного торфа соответственно:

$$\rho_{\text{в}} = [1,4R / (100 - W + R)] - 0,004R + 0,06;$$

$$\rho_{\text{н}} = [1,7R / (100 - W + R)] - 0,005R - 0,09.$$

1.4. Классификации горных пород (грунтов)

Для правильного выбора способа производства земляных и буровзрывных работ при строительстве трубопроводов и подземных газонефтехранилищ необходимо учитывать основные физико-механические свойства пород (грунтов). На основании существующих классификаций горных пород (грунтов) и болот производится выбор технологии ведения работ, выбор механизмов, устанавливаются удельный расход ВВ, взрываемость пород (грунтов) и другие показатели.

Выбор методов проведения земляных работ при строительстве магистральных трубопроводов и, в частности, использования энергии взрыва для рыхления горных пород основывается на классификации грунтов по степени разрабатываемости, приведенной в табл. 5.

Таблица 5

Категория грунта (класси- фикация ДорНИИ)	Грунт (порода)	Число ударов
I	Песок, супесь мягкая и средняя, суглинок влажный и разрыхленный	1—4
II	Суглинок, глина мягкая и влажная или разрыхленная, гравий мелкий и средний	5—8
III	Суглинок крепкий, глина средняя, [крепкая, влажная или разрыхленная]	9—16
IV	Суглинок крепкий, с щебнем или галькой; глина крепкая и очень крепкая, влажная; конгломерат слабобетонированный (мягкий)	17—34
V	Конгломераты; глина и лёсс, крепкие и сухие; мел, гипс, мергель, песчаник мягкий; скальная, хорошо разрыхленная	35—70
VI	Ракушечник, известняк [мягкий, пористый; мел, мергель и гипс средней крепости]	70—140
VII	Сланцы; мергель, мел и гипс крепкие; известняк средней крепости; песчаник крепкий; мерзлые грунты средней крепости и крепкие	140—280
VIII	Скальные и мерзлые, очень хорошо разрыхленные	280—500

Таблица 6

Грунт	Группа грунтов по трудности разработки				
	экскаваторами		бульдозерами	скреперами	грейдерными и автогрейдерами
	одноковшовыми	многоковшовыми			
Галька и гравий: размером до 80 мм	I	II	II	II	II
более 80 мм с примесью булыг	II	—	—	—	—
Гипс мягкий	IV	—	—	—	—
Глина: жирная мягкая или насыпная, слежавшаяся, с примесью щебня, гравия или булыг до 10%	II	II	II	II	II
то же, с примесью щебня, гравия или булыг более 10%	III	—	II	II	III
моренная с валунами до 30% по объему	IУ	—	III	—	III
сланцевая	IV	—	III	—	III
твердая	IV	—	III	—	III
тяжелая ломовая	III	—	III	—	III
Грунт растительного слоя: без корней и с корнями	I	I	I	I	I
с примесью гравия, щебня или строительного мусора	II	—	I	I	—
Лёсс: естественной влажности, рыхлый, с примесью гравия и гальки	I	II	I	I	I
отвердевший	IV	—	III	II	II
Мел мягкий	IV	—	—	—	—
Мерзлые грунты песчаные и супесчаные, предварительно разрыхленные	II	—	III	—	—
Мерзлые грунты глинистые и суглинистые, предварительно разрыхленные	V	—	III	—	—
Опоки	IV	—	—	—	—
Песок всех видов (кроме сухого сыпучего барханного и дюнного), в том числе с примесью щебня, гравия или гальки	I	II	II	II	II—III
Скальные грунты, предварительно разрыхленные	VI	—	—	—	—
Скальные грунты, не требующие разрыхления	IV	—	—	—	—
Солончак и солонец: мягкие	I	II	I	I	I
отвердевшие	III	—	III	II	III

Грунт	Группа грунтов по трудности разработки				
	экскаваторами		бульдозерами	скреперами	грейдерными и автогрейдерами
	одноковшовыми	многоковшовыми			
Суглинок: легкий и лёссовидный тяжелый, а также всех видов с примесью гравия, щебня, булыг и строительного мусора	I II	I II	I II	I II	I II
Супеси: всех видов, в том числе с примесью щебня, гравия, строительного мусора или булыг до 10% то же, с примесью булыг более 10%	I II	II —	II II	II —	II II
Торф: без корней и с корнями толщиной до 30 мм с корнями толщиной более 30 мм	I II	I —	I I	I I	I —
Трепел слабый	IV	—	—	—	—

Согласно данной классификации для определения категории грунта в трассовых условиях используется плотномер ДорНИИ. Рабочий орган плотномера представляет собой цилиндрический штамп длиной 100 мм с площадью поперечного сечения 1 см², внедряемый в грунт ударами груза массой 1—2,5 кг. Высота падения груза и его масса выбираются таким образом, чтобы работа удара составляла 9,81 Дж. Число ударов *C*, необходимых для полного внедрения штампа в грунт, и определяет степень их разрабатываемости.

Степень разрабатываемости грунтов зависит от вида грунта и типа используемой машины. Классификация грунтов по трудности разработки их различными машинами приведена в табл. 6.

Выбор метода разработки подводных траншей также зависит от вида и прочности грунтов. В табл. 7 показано укрупненное разделение грунтов по трудности их разработки землеройными машинами.

Наиболее распространенным критерием крепости, кото-

Таблица 7

Грунты	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова	Группа грунта при раз-работке землеройным снаря-дом по СНиП IV—10	Способ рыхления	Способ извлечения
Легкие				
Илы, пески, супеси, рых-лые и легко размываемые связные грунты, торф	0,05—0,6	I—III	Гидравличе-ский	Гидравли-ческий
Средние				
Пески и супеси, плотные с включением гравия	0,6—1,5	III—IV	Легкими фрезами, легкими черпаками	То же
Связные	1,5—2	IV—V	Тяжелыми фрезами, тяжелыми черпаками	Гидравли-ческий; механиче-ский
Тяжелые				
Твердые и сцементирован-ные, слабые выветривши-еся скальные грунты, твердые скальные	2—3	—	Тяжелыми фрезами, тяжелыми черпаками	То же
Предварительно раздроб-ленные	3—5	—	Тяжелыми черпаками, тяжелыми долотами	Механиче-ский
Специальными скалодро-бильными средствами или взрывом	5—14	—	Тяжелыми долотами. Буровзрыв-ной	То же
Скальные грунты не-раздробленные	14—20	—	Буро-взрывной	»

Таблица 8

Категория крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Степень крепости	Типичные горные породы	Коэффициент крепости f	Группа крепости пород по ЕНЧР — 1969 г.
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20	XI
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	X
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10	IX—VIII
IIIa	То же	Известняки (крепкие). — Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор	10	
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6	VI
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5	VI
V	Породы средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник, мягкий конгломерат	4	V
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3	IV
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированные галька и хрящ, каменистый грунт	2	IV
VIa	Довольно мягкие породы	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	1,5	III
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкие наносы, глинистый грунт	1,0	III
VIIa	То же	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8	II

Категория крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова	Степень крепости	Типичные горные породы	Коэффициент крепости f	Группа крепости пород по ЕНиР — 1969 г.
VIII	Землистые породы	Растительная земля. Торф. Легкий суглинок, сырой песок	0,6	II
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5	I
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3	I

рым пользуются при проектировании буровзрывного комплекса с точки зрения выбора методов взрывных работ для строительства объектов нефтегазовой промышленности и особенно строительства подземных газонефтехранилищ, является коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова, характеризующий прочность горных пород на раздавливание при одноосном сжатии. Классификация горных пород проф. М. М. Протодяконова в сопоставлении с группами пород по крепости (ЕНиР—69) приведена в табл. 8.

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

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

В качестве показателя буримости, по которому породы разделены в СНиПе на одиннадцать групп, принято время бурения 1 м шпура при следующих стандартных условиях бурения: тип бурильного молотка ПР-19; давление сжатого воздуха 0,45 МПа; характеристика бурового инструмента: диаметр головки бура—42 мм; форма лезвия бура—крестовая; угол приострения лезвия—90°; длина штанги—1 м; глубина бурения—до 1 м. Показатели, характеризующие буримость различных пород, и классификация их по СНиП приведены в табл. 9.

Таблица 9

Породы	Плотность, г/см ³	Время бурения 1 м шпура легким ручным бурильным молотком, мин	Группа пород по СНиП
Известняк мягкий пористый, песчаник выветрившийся, сланцы глинистые	1,5—2,6	4,2—5,6	V
Ангидрит, доломит мягкий пористый, известняк и песчаник слабые, сланцы крепкие, глубинные породы среднезернистые выветрившиеся	2,2—2,8	5,6—6,4	VI
Известняк, доломит и песчаник плотные, сланцы окварцованные, изверженные породы мелкозернистые выветрившиеся	2,4—2,8	7,6—10,2	VII
Известняк крепкий, доломит плотный, песчаник кремнистый или на кварцевом цементе, кварцит сланцевый, глубинные крупнозернистые невыветрившиеся породы, излившиеся слабовыветрившиеся породы	2,6—2,9	10,2—12,9	VIII
Известняк плотный окварцованный, доломит крепкий, глубинные среднезернистые породы со следами выветривания	2,6—3	13,9—19,0	IX
Сланцы кремневые, кварцит без сланцеватости, глубинные мелкозернистые невыветрившиеся породы, излившиеся породы без следов выветривания	2,6—3	19,0—25,3	X
Сланцы кремнистые, кремень, кварцит мелкозернистый, изверженные мелкозернистые породы, не затронутые выветриванием	2,6—3,2	25,3 и более	XI

Многолетнемерзлые и мерзлые грунты, встречающиеся при строительстве магистральных трубопроводов, относятся к особой группе по буримости и могут быть классифицированы на три категории:

Группа по СНиП	Характеристика грунта	Категория грунта по буримости
IV	Без включения скальных материалов	Легкобуримые
V и VI	Содержащие скальные включения из некрепких пород (V и VI групп)	Среднебуримые
VI и VII	Содержащие более 10% крепких скальных включений	Труднобуримые

Классификации пород по взрываемости основаны на величине удельного расхода определенного ВВ при стандартных условиях взрывания. Числовым показателем взрываемости является величина стандартного ВВ в килограммах, необходимого для образования воронки взрыва радиусом $r=1$ м при глубине заложения заряда 1 м (табл. 10).

Таблица 10

Породы	Группа пород по СНиП-IV-13	Удельный рас- четный расход ВВ для зарядов рых- ления, кг/м ³	Расчетный расход аммонита № 6ЖВ для зарядов нормального выброса, кг/м ³
Песок	—	—	1,5—1,7
Песок плотный или влажный	—	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	0,35—0,4	1,0—1,15
Глины крепкие	III	0,35—0,4	1,0—1,15
Лёсс	III—IV	0,3—0,45	0,9—1,3
Мел	IV	0,25—0,3	0,8—0,95
Гипс	IV	0,35—0,45	1,0—1,3
Известняк-ракушечник	V—VI	0,5—0,6	1,5—1,75
Опоки, мергель	IV—V	0,35—0,45	1,0—1,3
Туфы трещиноватые, пемза плотная тяжелая	V	0,45—0,5	1,3—1,5
Конгломерат и брекчии на извест- ковом цементе	V—VI	0,4—0,5	1,5—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, мергель	VI—VII	0,4—0,5	1,15—1,4
Доломит, известняк, магнезит, пес- чаник на известковом цементе	VII—VIII	0,45—0,6	1,3—1,7
Известняк, песчаник	VII—IX	0,45—0,7	1,3—2,1
Гранит, гранодиорит	VII—X	0,5—0,7	1,5—2,15
Базальт, андезит	IX—XI	0,6—0,75	1,75—2,3
Кварцит	X	0,5—0,6	1,5—1,75
Порфирит	X	0,7—0,75	2,10—2,15

При расчете параметров буровзрывных работ в мерзлых грунтах рекомендуется пользоваться классификацией мерзлых грунтов по взрываемости, разработанной И. З. Дроговейко (Союзвзрывпром). При составлении классификации мерзлых грунтов по взрываемости за основу были приняты гранулометрический состав минеральных частиц грунта и льдистость, которая, в свою очередь, зависит от вида грунтов, их естественной влажности и температуры промерзания. Данная классификация приведена в табл. 11 [6].

Таблица II

Группа грунтов	Категория взрываемости	Грунты	Температура грунта, °С	Льдистость	Рекомендуемый удельный расход ВВ (кг/м³) при взрывании	
					на рыхление	на выброс и сброс
I	Легковзрываемые	Мерзлые песчаные со степенью водонасыщения до 0,5 м	—0,5 и ниже	Сильнольдистые	0,4—0,6	1,3—1,8
	Средневзрываемые	Мерзлые песчаные со степенью водонасыщения 0,5—0,9	—0,5 и ниже	То же	0,6—0,8	1,5—2,2
		Мерзлые моренные, обломочные и гравийные с песчаным заполнителем	—0,5 и ниже	»	0,6—0,8	1,5—2,2
		Мерзлые глинистые, моренные, обломочные и гравийные грунты с глинистым заполнителем	—5 и ниже	Льдистые	0,6—0,8	1,5—2,2
III	Трудновзрываемые	Мерзлые глинистые, моренные, обломочные и гравийные грунты с глинистым заполнителем	От 0 до —5	Слабльдистые и льдистые	0,8—1,1	1,8—2,5

Примечание. Содержание льда в сильнольдистых, льдистых и слабльдистых грунтах соответственно свыше 50, 25—50 и до 25%. Мерзлые грунты растительного слоя и торфянистые относятся к группе I.

При ведении взрывных работ на строительстве полков 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 буровзрывного комплекса является степень их трещиноватости. Основным классификационным признаком степени трещиноватости принято среднее расстояние между трещинами.

Для практических целей пользуются классификацией пород по трещиноватости Междуведомственной комиссии по взрывному делу (табл. 12).

Таблица 12

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Удельная трещиноватость, м^{-1}	Средний диаметр отдельностей, м	Содержание (%) в массиве отдельностей размером крупнее, см		
				30	70	100
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 различных мощности, плотности и степени разложения с подстилающими минеральными грунтами, глинами, суглинками, водонасыщенными песками. Болота можно разделить на открытые, слабозалесенные, 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, предложенная Гипроспецгазом:

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 |

2. БУРЕНИЕ И ЗАРЯЖАНИЕ ШПУРОВ И СКВАЖИН ПРИ ВЕДЕНИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Эффективность применения взрыва при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ в значительной степени зависит от правильного выбора машин и оборудования для буровых работ.

Специфические условия строительства трубопроводов (протяженность, рассредоточенность, непрерывно меняющиеся геологические и горнотехнические условия, ограниченность зоны работ) обуславливают ряд требований к буровой технике. При строительстве подземных хранилищ, особенно шахтного типа, условия проведения горнопроходческих работ, отождествляются с условиями горных работ, которые ведутся на рудниках.

В зависимости от физико-механических свойств пород (грунтов) бурение шпуров и скважин выполняется различными бурильными машинами вращательного, ударно-поворотного, ударно-вращательного, вращательно-ударного и термомеханического действия.

Для повышения эффективности буровзрывных работ применяется механическое зарядание шпуров и скважин, которое значительно повышает производительность труда рабочих и к. п. д. взрыва.

2.1. Оборудование, применяемое для бурения шпуров и скважин

При строительстве трубопроводов буровое оборудование выбирается исходя из конкретных условий строительства, физико-механических свойств горных пород и мерзлых грунтов, наличия энергетических ресурсов, параметров буровзрывных работ (масса заряда, глубина шпура или скважины и др.), параметров земляных сооружений (траншеи, каналы, полки). Обычно параметры траншеи в зависимости от диаметра трубопровода составляют: глубина 2—2,5 м, ширина по низу 1,1—2,5 м. Параметры полки зависят от величины поперечных уклонов косогоров: ширина полки 12—15 м, мощность взрываемого слоя 2—30 м.

При сооружении наземных трубопроводов в многолетне-мерзлых грунтах в состав земляных работ входит бурение скважин под свайные опоры диаметром 350 мм и более.

Таблица 13

Буровые молотки

Показатели

Показатели	Буровые молотки							
	ПР-18Л	ПР-19	ПР-22	ПР-24Л	ПР-25	КС-50	ПК-60	ПК-75
Глубина шпуров, м	3	4	4	4	4	12	25	30
Ход поршня, мм	40	50	55	40	35	75	45	45
Диаметр воздушного шланга, мм	25	25	25	25	25	32	32	38
Расход сжатого воздуха, м³/мин	2,6	2,5	2,8	3	2,8	5,0	9,0	13,0
Диаметр водяного шланга, мм	13	13	13	13	13	12	12	12
Диаметр буровой стали, мм	22	25	25	25	25	32	32	32
Длина хвостовика бура, мм	82	108	108	108	108	—	—	—
Диаметр буровой коронки, мм	45	46	49	49	49	45,25	49—65	65—85
Мощность молотка, кВт	1,45	1,0	1,7	2,0	2,1	2,45	4,1	4,85
Энергия удара поршня, дЖ	35	35	50	50	50	90	90	150
Число ударов в минуту	2700	1850	1850	2500	2600	1670	2800	2000
Максимальный крутящий момент, Н·м	10	10	15	20	20	25	180	250
Скорость бурения по граниту, мм/мин	3	45	105	140	120	300	300	400
Длина молотка, мм	570	612	635	610	632	720	575	600
Масса молотка, кг	18	22	25	26	25	50	60	75

При сооружении траншей в скальных грунтах для бурения шпуров применяются в основном ручные бурильные молотки. В слабых породах бурение выполняется легкими бурильными молотками ПР-18Л, ПР-19, ПР-22 массой до 18 кг.

Для бурения шпуров глубиной до 2,5 м в породах средней крепости и крепких применяются ручные бурильные молотки средней массы (до 25 кг): ПР-25, ПР-23, ПР-24Л. Кроме того, в скальных породах используются пневматические бурильные молотки ПР-30Л, ПР-30ЛБ и ПР-30К. Шпуры глубиной более 2,5 м в средних и крепких породах бурят с использованием тяжелых колонковых бурильных молотков.

Технические характеристики основных типов бурильных молотков приведены в табл. 13.

При бурении шпуров бурильными молотками применяют главным образом съемные коронки, армированные твердыми сплавами: долотчатые, крестовые и многолезвийные диаметром 28, 32, 36, 40, 43, 46, 52 мм. Долотчатые коронки с прямоугольными пластинами применяют для бурения в крепких породах, коронки крестовые — в трещиноватых породах. Лезвия коронок армируют пластинами из металлокерамических вольфрамо-кобальтовых твердых сплавов ВК-8В для бурения пород средней крепости и ВК-15 — для бурения крепких и вязких пород (рис. 5, 6).

Бурильные молотки применяются и для бурения шпуров при строительстве полков в горных условиях на продольных уклонах в 40—50°. В этом случае разработка скальных пород ведется послойно с высотой каждого слоя до 2 м.

При строительстве трубопроводов для бурения шпуров и скважин в скальных породах и мерзлых грунтах широко применяются самоходные машины БТС-60, ШПА-2, БТС-150, БМ-276, БМ-253, БМ-254 и другие, которые позволили повысить темпы строительства трубопроводов.

В табл. 14 приведена техническая характеристика бурильных машин БМ-276, БМ-253, БМ-254 [8].

Бурильные машины БМ-276 (рис. 7) и БМ-253 (рис. 8) предназначены для бурения шпуров при сооружении траншей магистральных трубопроводов в скальных грунтах V и VIII групп по СНиП и мерзлых грунтах. Конструкция и применяемые материалы позволяют использовать бурильные машины при температуре окружающего воздуха от —40 до +50 °С.

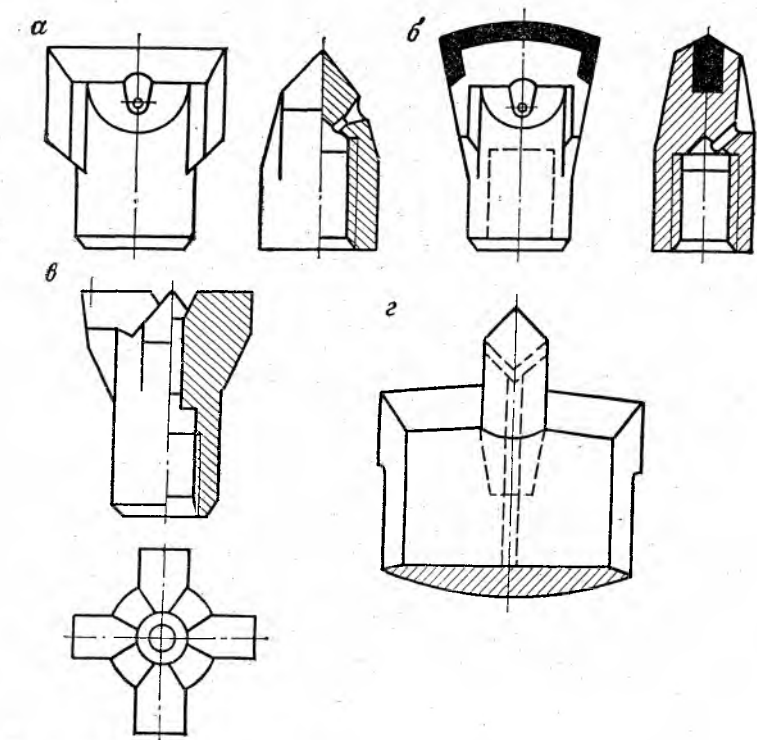


Рис. 5. Коронки для ударно-поворотного бурения бурильными молотками:

а — долотчатая с прямым лезвием;
б — долотчатая с закругленным лезвием;
в — крестовая;
г — трехперая со съемным опережающим лезвием

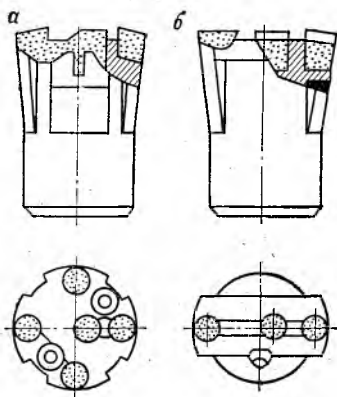


Рис. 6. Коронки с прерывистым лезвием:

а — крестовая; *б* — долотчатая

При бурении скальных пород сжатый воздух подается от передвижных компрессоров, производительность которых должна быть не менее $9 \text{ м}^3/\text{мин}$, а давление до $0,5 \text{ МПа}$.

Базой машин является мощный трактор, к раме

Показатели	Бурильная машина		
	БМ-276	БМ-253	БМ-254
Базовый тягач	T-100M	T-130 Г	ТДТ-55А
Вид бурения	Вращательный	Вращательный	Вращательный и ударно-вращательный
Вид инструмента:			
для скальных пород	Трехшарошечное долото		Трехшарошечное долото, пневмоударник с коронкой
для мерзлого грунта	Резцы с твердым сплавом		Шнеки с резаками, армированными твердым сплавом
Диаметр инструмента, мм	76 и 105	76 и 105	76 и 105
Глубина бурения пород, м:			
скальных	2,5	2,5	2,5
мерзлых	2	2	2,5
Средняя техническая производительность, м/смену:			
в грунтах V—VIII групп	120	120	80
в мерзлых грунтах	До 600	До 600	До 520
Угол наклона к горизонту, градус	90	90	0—90
Основные размеры в транспортном положении, мм	5100×2850×3960	5640×2860×3960	7100×2840×2720
Масса бурильной машины, т	19	20,5	12,2

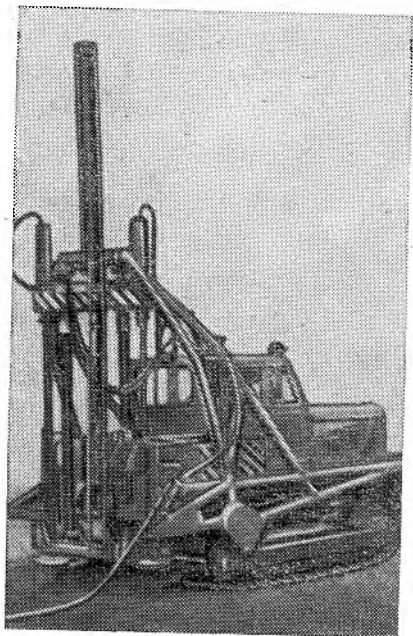
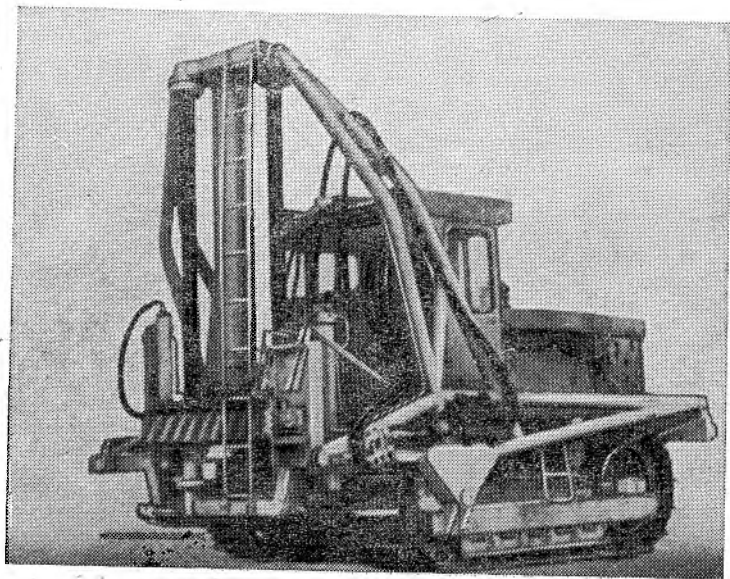


Рис. 7. Бурильная машина БМ-276

Рис. 8. Бурильная машина БМ-253



которого приварены опоры с закрепленной на них рамой машины. Вращатель представляет собой цилиндрический редуктор с двумя шпинделями с установленными на них бурильными штангами, обеспечивающими бурение одновременно двух шпуров. При помощи резиновых рукавов к каждому буру подводится сжатый воздух от прицепного компрессора для охлаждения долот и выноса разбуренной породы из шпура. При бурении в мерзлых грунтах компрессоры не применяются.

Отличительной особенностью машины БМ-253 является то, что она дополнительно оснащена пневмобурами для бурения скальных пород выше VIII категории.

Самоходная бурильная машина БМ-254 предназначена для бурения вертикальных и наклонных шпуров для взрывных работ в скальных породах до XI категории и в мерзлых грунтах при сооружении магистральных трубопроводов. Она может быть использована при бурении смерзшего бруствера. Машина может работать при температуре окружающего воздуха от -40 до 40°C . При бурении скальных пород сжатый воздух подается от компрессора производительностью не менее $4,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ и при давлении $0,5-0,7 \text{ МПа}$.

Бурильная машина БМ-254 характеризуется большой маневренностью; небольшие масса и габаритные размеры позволяют перевозить ее в кузове большегрузного автомобиля на значительные расстояния. Машина БМ-254 является машиной комбинированного бурения — наряду со шнековым инструментом применяются пневмоударник и шарошечные долота. Бурильные машины типа БМ разработаны СКБ Газстроймашина и ПКБ Главстроймеханизация, изготавливаются заводом Тюменьгазстроймаш и рекомендуются в качестве основных комплектующих машин для выполнения буровзрывных работ при строительстве траншей магистральных трубопроводов, а также полок, когда имеются небольшие уклоны и высота взрываемого слоя составляет до 2 м.

Для бурения шпуров в мерзлых грунтах хорошо зарекомендовали себя самоходные бурильные машины БТС-60 (рис. 9) и БТС-60МУ-Г, которые позволяют бурить одновременно два шпура глубиной 2 и 1,6 м диаметром 60 мм. Благодаря возможности одновременного бурения двух шпуров сменная производительность этих машин достигает 300 м. Эти машины характеризуются высокой маневренностью и проходимостью, а также наличием собственного источника энергии — генератора, приводимого в дей-

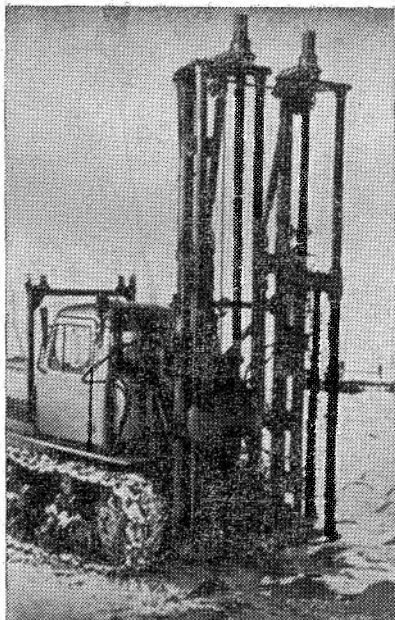


Рис. 9. Бурильная машина БТС-60

ствие от вала отбора мощности трактора. Редуктор каждого рабочего органа машины можно поворачивать вокруг оси крепления и благодаря этому изменять расстояние между бурами. Для БТС-60 базовая машина—трактор ДТ-МА, для БТС-60МУ-Г — трактор Т-74.

В последнее время в практике трубопроводного строительства, в частности в горных районах Закавказья, Украины, при сооружении полок в скальных грунтах применяется скважинный метод взрывных работ. Для бурения скважин глубиной до 35 м применяются бурильные машины ШПА-2, БТС-2, БТС-150, БТС-105.

Передвижная бурильная машина БТС-105 предназначена главным образом для выполнения комплекса буровых работ при разработке и доработке выемок в условиях территориальной разобщенности объектов и значительного их удаления от строительных и ремонтных баз. Вертикальные и наклонные скважины диаметром 105 мм, глубиной до 6 м бурят без наращивания буровой штанги преимущественно в скальных породах. Машина может быть также использована в качестве самоходной компрессорной установки, обеспечивающей сжатым воздухом работу двух легких перфораторов, и в качестве электростанции, снабжающей электроэнергией силовые и осветительные установки мощностью до 12 кВт.

Техническая характеристика самоходных бурильных машин приведена в табл. 15.

Самоходная машина комбинированного бурения ШПА-2 (рис. 10) предназначена для бурения вертикальных, наклонных и горизонтальных скважин в скальных породах и мерзлых грунтах. При шнековом бурении глубина сква-

Таблица 15

Бурильная машина	Установочная мощность привода, кВт	Наибольшая глубина, скважин, м	Диаметр скважин, мм	Число рабочих органов
ШПА-2	66,2	До 35*	80; 100; 105*	2
БТС-2	785,7	25	150; 250; 350**	1
БТС-150	785,7	23	150	1

Продолжение табл. 15

Бурильная машина	Привод вращения рабочего органа	Частота вращения рабочего органа, об/мин	Масса, машины, т	Сменная производительность буровой машины, м
ШПА-2	Механический	250; 500; 41*	8,95	400—500
БТС-2	То же	60; 120; 44 (обратный ход)	17,6	До 300
БТС-150	»	105; 195 57 (обратный ход)	20	До 300

* При бурении пневмоударником.

** При бурении шарошками.

жин достигает 4 м, а при бурении пневмоударниками 35 м. Возможность бурения скважин в пределах от 0 до 90° к горизонту позволяет применять эти машины на местности со сложным профилем. При бурении применяется пневмоударник М-1900УК. Универсальность установки обеспечивается за счет быстрой замены вращателей пневмоударников на вращатели шнеков.

Отличительной особенностью установки является сочетание электрического привода вращения бура с гидравлическим приводом для его принудительного заглубления. От электрического привода вращение буровому инструменту передается через вращатель от двухскоростных фланцевых электродвигателей. Вращатель с приводом и бурами перемещается вдоль направляющих, в нижней части которых установлен люнет с отражателем, предохраняющий скважину от засыпания выбуренным грунтом.

Бурильная машина БТС-150 предназначена для бурения взрывных скважин при сооружении полок в горных условиях строительства магистральных трубопроводов. Базой машины служит трактор Т-100М.

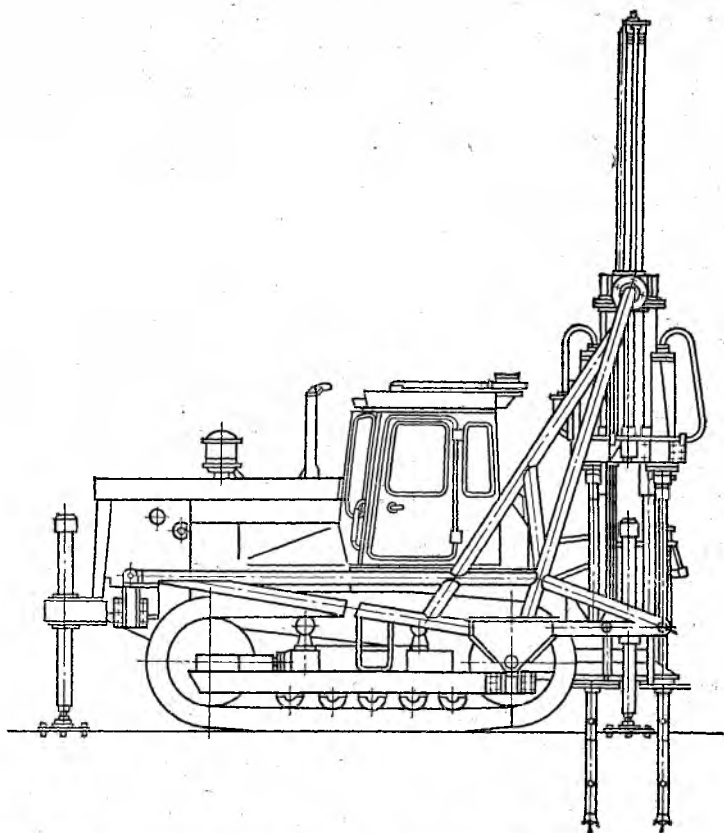


Рис. 10. Двухшпиндельная бурильная машина ШПА-2

Рабочим органом машины является буровой став, состоящий из штанг с шарошечным долотом или из шнеков. Вращение буровому ставу передается от вала отбора мощности трактора через коробку передач, карданный вал, ротор и вращатель. Нарастивание и разборка бурового става механизированы и осуществляются при помощи специальной кассеты. Буровая мелочь удаляется из скважины сжатым воздухом и транспортируется в пылеосадительную камеру вентилятором.

Для бурения скважин при установке свай диаметром 350 мм и более в зависимости от группы грунта рекомендуется применять бурильные механизмы термомехнического, ударно-канатного, вращательного или комбиниро-

ванного действия. Для бурения скважин в грунтах IV и VI групп по СНиП в неоднородных грунтах используют станки ударно-канатного действия БС-1М, БУ20-2м и УКС-22м.

Выбор станков вращательного действия со шнековыми рабочими органами (БМ-802С, БКМА-1/3,5, БКС-1м и БКГС-1м) зависит от конкретных условий трассы. Станки БМ-802С применяют в основном в однородных песчаных грунтах, БКМА-1/3,5 — в мерзлых однородных грунтах I—II групп, БКГС-1м — в мерзлых грунтах I—III групп.

Техническая характеристика буровых станков шнекового бурения

	БМ-802	БКМА-1/3,5
Базовая машина	Автомобиль КраЗ-287	Автомобиль ЗИЛ-130
Диаметр скважин, мм	300; 400; 650	300; 400
Глубина скважин, м	До 8	До 3,5
Буровой инструмент	Шнековый бур	с резцами
Частота вращения, об/мин	28—259	44—180
Грузоподъемность кранового оборудования, т	До 2,5	1,8
Масса станка, т	22,5	7,33
Изготовитель	Алапаевский завод «Стройдор- маш»	Ростовский на Дону механичес- кий завод

Термомеханическое бурение скважин под свайные опоры станками ТБС основано на принципе ослабления прочности мерзлых грунтов при помощи огнеструйных горелок и последующего механического разрушения грунта трехперыми коронками или шарошками. Это позволяет, меняя режимы проходки, разрабатывать мерзлые неоднородные грунты различных категорий.

Техническая характеристика станка ТБС

Диаметр скважин, мм	350; 450
Глубина скважин, м	6—8
Осевое усилие на забой, кН	9,8—118
Частота вращения рабочего органа, об/мин	0—30
Расход воздуха, м ³ /ч	1200
Расход горючего, л/ч	60—64
Температура газовой струи, °С	800—1400
Скорость газовой струи, м/с	950

Для обеспечения эффективности бурения при помощи самоходных буровых машин в условиях широко изменяющихся свойств пород и мерзлых грунтов применяют буровые коронки и долота различной конструкции.

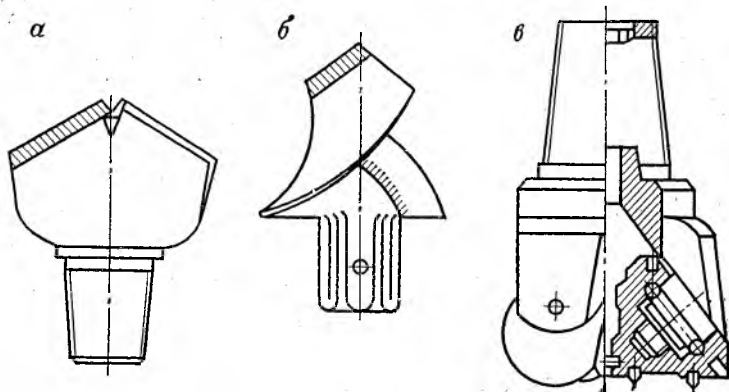


Рис. 11. Буровые коронки для вращательного бурения

При бурении пород средней крепости и мерзлых грунтов с небольшим количеством включений твердых пород применяют коронки с режущими элементами, армированными пластинками твердого сплава (рис. 11, а). Коронки спиралевидной формы (рис. 11, б) способствуют эффективной подаче буровой мелочи от забоя скважины к шнекам, обеспечивают бурение однородных грунтов до V категории (по шкале СНиП).

При бурении скважин в породах выше средней крепости и в мерзлых грунтах с большим количеством скальных включений применяют шарошечные долота (рис. 11, в) диаметром 76 мм.

Буровой инструмент самоходных бурильных машин, применяемый при строительстве трубопроводов, включает в себя гладкостенные штанги, шнековые буровые штанги и спиральные буры (рис. 12).

Для бурения крепких пород установкой ШПА-2 ИГД Сибирского отделения АН СССР и Кыштымским машиностроительным заводом сконструирован пневмоударник МГ900-УК (рис. 13). Он состоит из корпуса, бурового долота, поршня с бойком, цилиндра воздухораспределительного устройства и элементов крепления долота к корпусу. В конструкции пневмоударника предусмотрено обеспечение работы удара 70—75 Дж при частоте 1750 ударов в минуту и расходе воздуха 4,2 м³/мин. При автономной работе машины с пневмоударниками требуется компрессор производительностью 9 м³/мин с давлением воздуха 0,6 МПа.

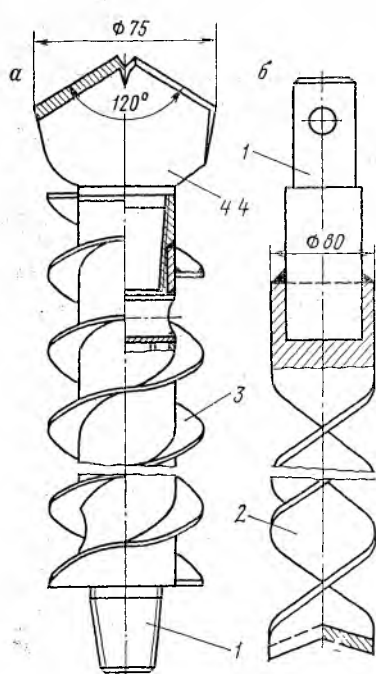


Рис. 12. Буровой инструмент:

a — шнековые буровые штанги; *б* — спиральные буры; 1 — хвостовик; 2 — спиральный бур; 3 — шнек; 4 — буровая коронка

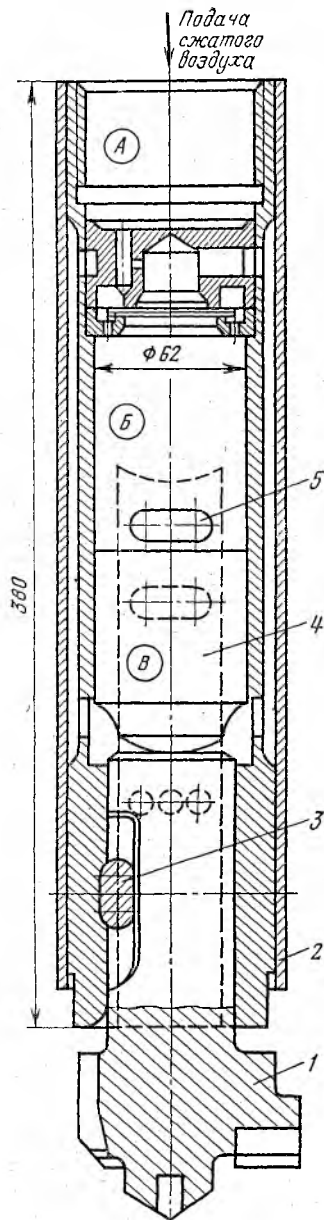


Рис. 13. Схема пневмоударника МГ900-УК:

1 — долото; 2 — ствол; 3 — шпонка; 4 — ударник; 5 — выходное отверстие

Долото снабжено помимо трех основных лезвий еще одним опережающим, которое облегчает центрирование и забуривание, а также способствует увеличению выхода более крупных фракций разрушенной породы. Корпус долота изготовлен из хромоникелевых сталей, армированных пластинками металлокерамического сплава ВК-15. Буровая мелочь при бурении выносятся к устью скважины сжатым воздухом. В мерзлых грунтах для бурения скважин диаметром 300, 400 и 500 мм под свайные опоры бурильными машинами БКМА-1/3,5, БМ-802С, БКГС-1м применяют буровые головки БМ-301, БМ-401 и БМ-501 (рис. 14). Для разработки грунтов без каменных вклю-

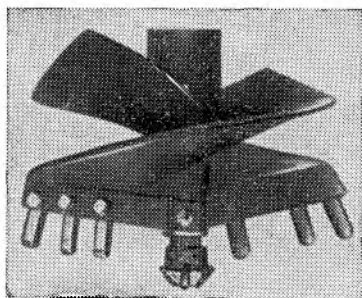
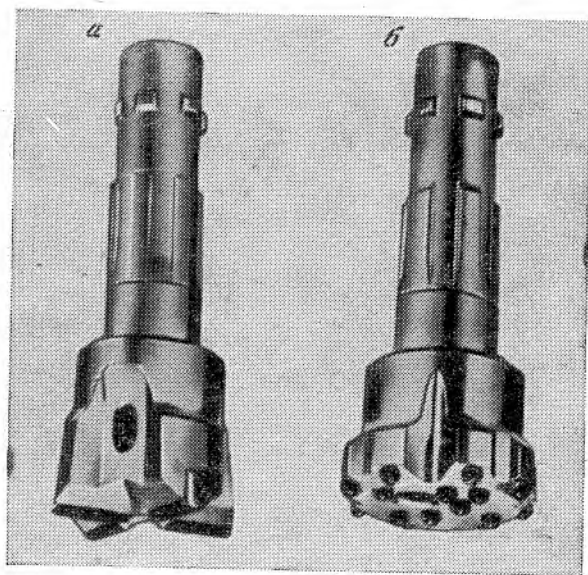


Рис. 14. Буровая головка БМ

Рис. 15. Долото фирмы «Атлас Копко»:

а — армированные пластинками твердого сплава; *б* — армированные алмазными вставками



чений применяют призматические резцы, а при наличии мелких каменистых включений — полукруглые. Резцы оснащены пластинками из твердого сплава ВК-8. Плотность мерзлых грунтов, разрабатываемых головками, до 200 ударов (по плотномеру ДорНИИ). Диаметр буровых головок БМ-301, БМ-401 и БМ-501 соответственно 300, 400 и 500 мм, а масса 25,8; 30,6 и 51,2 кг. Их конструкции разработаны СКБ Газстроймашина Изготовитель — Серпуховский комбинат строительных конструкций.

В зарубежной практике при строительстве полог в крепких скальных породах для бурения скважин широко применяют бурильные машины ROC 604, ROC 606 (фирма «Атлас Копко») с долотами различной конструкции (рис. 15).

Для бурения крепких пород и мерзлых грунтов, встречающихся при строительстве магистральных трубопроводов, перспективным способом бурения шпуров является огневое бурение. Буровым инструментом установки огневого бурения является термобур, который работает на основе термодинамического воздействия газовой струи на забой.

Основными узлами термобура являются: штанга, воздушно-реактивная горелка — камера сгорания, узел управления рабочим режимом с кранами для подачи горючего и окислителя. Камера сгорания является основным элементом термобура и включает головку с завихрителем воздуха, топливную форсунку, сопловый аппарат с опорными ножками, кожух и запальную пробку.

При бурении шпуров в мерзлых грунтах термобурами РТБ-В1 и РТБ-В2 достигнуты следующие скорости проходки (м/ч):

в мерзлых песках и супесях	35—40
в мерзлых глинах и суглинках	20
в мерзлых глинах с включением гальки диаметром 30—40 мм до 15% объема	18

В качестве горючего в термобурах этого типа используется бензин; а в качестве окислителя — кислород воздуха, подаваемого сжатым воздухом в камеру сгорания термобура.

Техническая характеристика РТБ-В2

Глубина шпуров, м	1,5—2,5
Диаметр шпура, мм	70—100
Диаметр термобура, мм	54
Длина термобура, м	3
Расход бензина, г/мин	70—130
Расход воздуха, м ³ /мин	4—6

Для бурения шпуров и скважин при строительстве подводных траншей применяются различные типы бурильных машин, которые устанавливаются на понтонах и баржах-площадках. В последние годы применяются плавающие установки на свайных опорах, обеспечивающие при необходимости подъем их площадки с буровым станком над поверхностью воды.

При значительных глубинах рек возможно применение легких бурильных установок УРБ-ЗАМ. Такие установки применялись при разработке подводных траншей для прокладки трубопроводов через Волгу.

За рубежом при использовании скважинных зарядов широко применяется разработанный в Швеции метод бурения с платформы, при котором для направления бура и последующего заряжания скважины применяются направляющие трубы (метод ОД). Оборудование, используемое при этом методе, состоит из внешней трубы с кольцевой буровой коронкой и внутренней буровой штангой с крестообразной буровой коронкой. Забуривание выполняется внешней трубой через покрывающий слой мягкого грунта в скальный грунт на 30—50 см. Бурение до заданной глубины выполняется при помощи внутреннего бура. Внешняя труба остается в скважине, облегчая зарядание, после чего ее извлекают. В зарубежной практике в качестве обсадной оболочки, оставляемой в скважине после бурения, использовались пластмассовые трубы диаметром 75 мм [9].

В тяжелых грунтах с коэффициентом крепости $f=5\div 14$ в отечественной практике рыхление выполняют также механическим способом при помощи тяжелого долота, свободно сбрасываемого либо забиваемого в дно пневмо- или гидромолотом. При работе долотами рыхление грунта производится на глубину 0,3—0,5 м. Этими долотами снабжены специальные скалодробильные земснаряды «Подводник-1» и «Подводник-3» (рис. 16). Производительность предварительного рыхления в грунтах составляет 3—5 м³/ч.

При строительстве подземных хранилищ выполняется большой объем буровзрывных работ. Так, подземная часть хранилищ шахтного типа представляет собой систему вертикальных, наклонных и горизонтальных выработок, которые проходятся в породах с коэффициентом крепости $f=2\div 10$ в основном буровзрывным способом.

Наибольший удельный вес (до 35 %) в общем комплексе строительства по трудовым затратам занимает

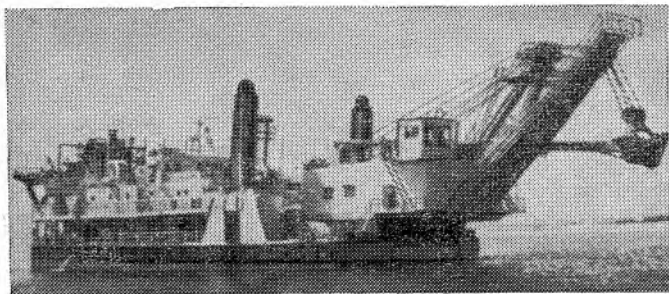


Рис. 16. Скалодробильный штанговый земснаряд «Подводник-1»

проходка стволов. Обычно стволы подземных хранилищ проходят круглого сечения и диаметром 4—6 м. Стволы небольшого диаметра проходят специальными бурильными установками.

Горизонтальные выработки — емкости сооружаются площадью поперечного сечения от 25 до 100 м² и более, вспомогательные выработки проводят сечением 4—8 м².

Учитывая условия строительства подземных хранилищ шахтного типа, для бурения шпуров и скважин при проходке подземных горных выработок на шахтах и рудниках внедряется современное буровое оборудование.

Подземные хранилища, образованные камуфлетными взрывами, сооружаются на глубину 100—150 м. Для размещения зарядов ВВ бурятся скважины начальным диаметром 300—400 мм с последующим добуриванием до 200 мм на всю проектную глубину заложения заряда. Для бурения применяются самоходные станки и специальные установки для проходки шахтных колодцев.

Бурение шпуров и скважин является одной из основных операций проходческого цикла при сооружении подземных хранилищ и занимает 30—70 % продолжительности цикла. Поэтому правильная организация буровых работ определяет эффективность буровзрывного комплекса и технико-экономические показатели проходки.

Бурильные машины, применяемые при строительстве подземных хранилищ шахтного типа. Учитывая стесненные условия и изменяющиеся физико-механические свойства пород по глубине, при проходке вертикальных стволов шахтных хранилищ для бурения шпуров применяют тяжелые бурильные молотки ПР-30, ПК-50 массой 30 и 50 кг.

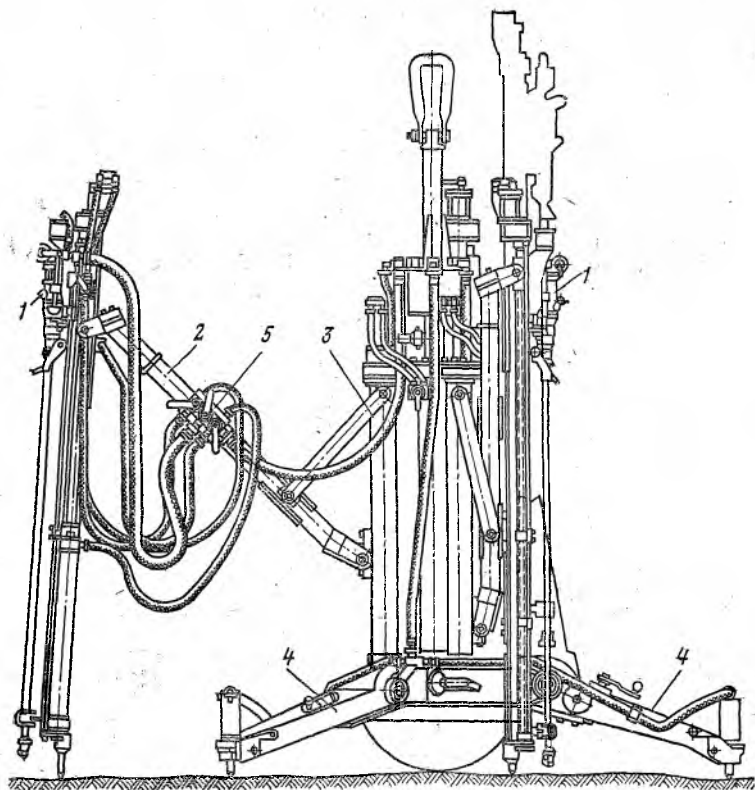


Рис. 17. Схема буровой установки БУКС-1м:

1 — буровой агрегат; 2 — манипуляторы; 3 — гидравлические цилиндры; 4 — опорная станина; 5 — пульт управления

Для сооружения вертикальных стволов диаметром до 6 м, используемых в качестве подземных вертикальных емкостей, эффективно применение установки БУКС-1м (рис. 17), состоящей из трех бурильных машин 1 вращательно-ударного действия, трех манипуляторов 2 и станины 3 с откидными опорными лапами 4. Установка снабжена устройствами для очистки шпуров водовоздушной смесью, что обеспечивает интенсивный вынос шлама и полное пылеудаление.

Установку обслуживают три — четыре бурильщика. Забой ствола можно обуривать одним агрегатом, расположенным в центре забоя. Установка позволяет в 3—4 раза

увеличить скорость бурения шпуров по сравнению с ручными бурильными молотками.

В последнее время в связи с использованием стволов небольшого диаметра в качестве вскрывающих выработок подземных хранилищ их проходку ведут одним из наиболее прогрессивных способов — бурением. При этом способе полностью механизированы все работы по разрушению и уборке породы.

При строительстве газонефтехранилищ в США вертикальные стволы бурят усовершенствованными роторными установками с шарошечными долотами, используемыми для проходки нефтяных скважин.

Работы по проходке стволов ведут по многоступенчатой схеме с предварительным бурением передовой скважины и последующим расширением ее до проектного диаметра [10].

В отечественной практике шахтного строительства для проходки стволов малого диаметра широко применяется реактивно-турбинное бурение. Благодаря этому способу можно максимально автоматизировать и механизировать

Таблица 16

Агрегат	Число турбобуров (в работе)	Диаметр долота, мм	Число применяемых долот	Масса агрегата с утяжелителями, т	Диаметр выработки в свету, м
РТБ-760	2	346	2	13,5	0,53
РТБ-1020	2	490	2	13,2	0,82
РТБ-1200	2	490	2	14	1,02
РТБ-1720	3	394	3	26,8	1,5
РТБ-2080	3	490	3	25,8	1,8
РТБ-2250	3	490	3	26,6	1,9
РТБ-2600	3	490 и 750	2 и 1	31	2,3
РТБ-3200	4	490 и 750	3 и 1	58	2,6
РТБ-4000	4	620 и 750	3 и 1	59	3,2
РТБ-5000	4	720 и 880	3 и 1	62	4,3

$P, \text{руб./1 м}$

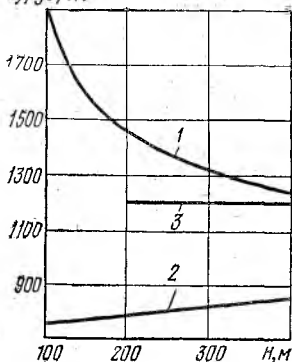


Рис. 18. График стоимости 1 м ствола, пройденного:

1 — установкой УКБ-8,6;
2 — обычным способом (ствол 3,6 м в проходке);
3 — установкой РТБ-2080

основные производственные процессы без присутствия людей в забое. При этом численность производственного персонала по сравнению с обычным способом проходки при помощи буровзрывных работ сокращается примерно в три раза и сокращаются также общие затраты (рис. 18).

Широкое применение данного способа бурения оказалось возможным в результате создания отечественной про-

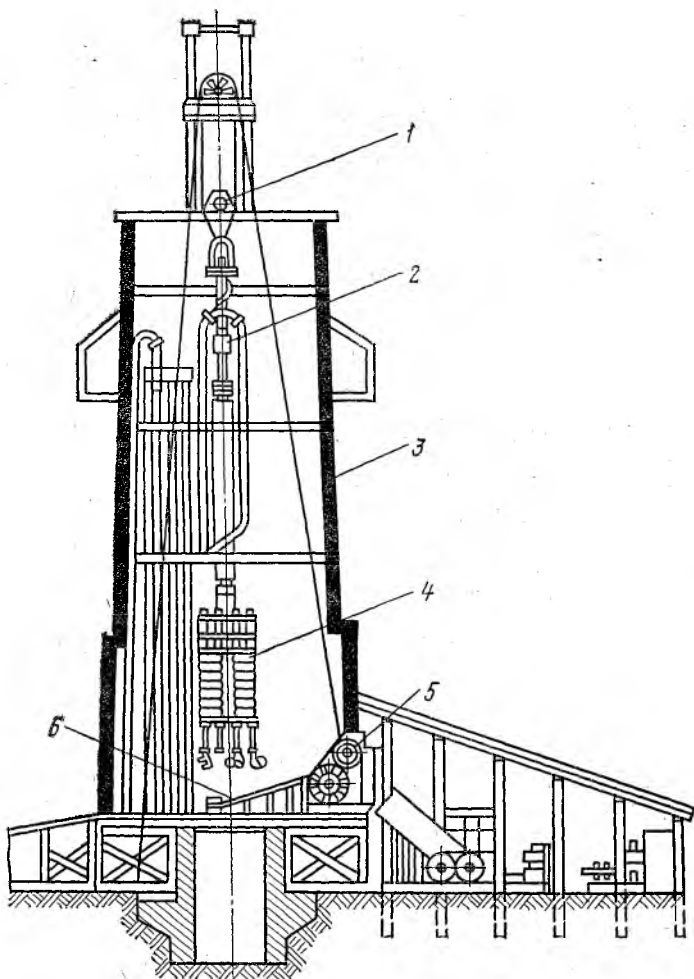


Рис. 19. Схема буровой установки РТБ-2080:

1 — талевая система; 2 — вертлюг; 3 — вышка; 4 — реактивный турбинный блок; 5 — буровая лебедка; 6 — ротор

мышленностью необходимых технических средств и прежде всего разработанных институтом ВНИИБТ агрегатов реактивно-турбинного бурения (РТБ). На основе РТБ трестом Спецшахтобурение разработан параметрический ряд агрегатов (табл. 16), а затем освоено их промышленное производство [11].

На рис. 19 показана буровая установка РТБ-2080 для бурения ствола (скважины) диаметром вчере 2,07 м. Основными элементами этих установок являются: вышка 3, буровая лебедка 5, ротор 6, талевая система 1, вертлюг 2 и реактивный турбинный блок 4 типа РТБ-6м, состоящий из четырех турбобуров.

Турбобуры вращаются под действием проходящего через них глинистого раствора, нагнетаемого с поверхности. При бурении скважины диаметром 2,08 м одновременно работают три турбобура, из которых один головной разбуривает центральную часть забоя диаметром 1,02 м, а два других — периферийную его часть (рис. 20). Проектная скорость бурения стволов глубиной до 300 м для описанной установки составляет 0,5—0,6 м/ч.

Быстрое внедрение РТБ обусловлено существенными достоинствами этого вида буровой техники, главные из которых: применение в агрегате турбобуров и породоразрушающего инструмента (долот, буровых вышек, бурильных труб и др.), серийно выпускаемых для бурения на нефть и газ; планетарный принцип разработки забоя, не требующий больших осевых усилий, высокой грузоподъемности буровой установки и обеспечивающий относительно небольшие искривления выработки в процессе ее бурения; простота конструкции и надежность в эксплуатации, позволяющие путем простейших изменений в пространственной компоновке турбобуров оснащать их долотами различных диаметров.

Выбор бурильных машин для сооружения горизонтальных выработок-емкостей осуществляется исходя из физико-механических свойств горных пород, параметров выработки и метода взрывных работ. Все вспомогательные и

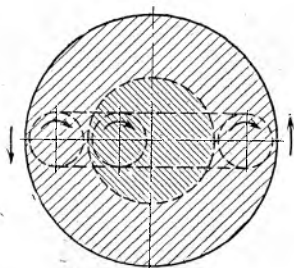


Рис. 20. Схема разрушения забоя при бурении установкой РТБ-2080 (направление вращения долот показано по часовой стрелке, корпуса РТБ — против часовой стрелки)

коллекторные выработки проходятся при помощи шпуровых зарядов, выработки-емкости — при помощи шпуровых и скважинных зарядов. Бурение осуществляется бурильными машинами вращательного, ударно-вращательного и ударно-поворотного действия.

Вращательное бурение экономически целесообразно применять при проходке выработок по породам с $f=4\div 6$. При выборе электрических бурильных машин вращательного действия следует учитывать геологические и гидро-геологические условия строительства подземных хранилищ. Для бурения шпуров в породах с $f=3\div 4$ рекомендуется применять ручные электросверла, а при $f=5\div 6$ — колонковые электросверла. Техническая характеристика ручных и колонковых электросверл приведена в табл. 17.

Таблица 17

Показатели	Ручные сверла			
	ЭР-14Д-2м	СЭР-19м	ЭР-18Д-2м	ЭРП-18Д-2м
Диаметр шпура, мм	43	50	43	43
Мощность двигателя, кВт	1	1,2	1,4	1,4
Частота вращения шпинделя, об/мин	860	600; 750; 960	640	300
Максимальный ход шпинделя, мм	—	—	—	—
Усилие подачи на забой, кН	—	—	—	3,0
Основные размеры, мм	380× ×316× ×248	350× ×318× ×300	395× ×316× ×248	460×316× ×248
Масса сверла без колонки и кабеля, кг	16	16,5	17	24

Продолжение табл. 17

Показатели	Колонковые сверла			
	ЭБК-5	СЭК-1	ЭБГ	ЭДШ-2
Диаметр шпура, мм	50	43	43	43
Мощность двигателя, кВт	3,6—3,8	3,6—4,8	3	2,8
Частота вращения шпинделя, об/мин	152; 305	152; 305	170; 340	180; 380
Максимальный ход шпинделя, мм	950	870	900	200
Усилие подачи на забой, кН	15,0	15,0	16,0	10,0
Основные размеры, мм	1345× ×407× ×360	1640× ×445× ×415	1245× ×400× ×370	2500×400× ×400
Масса сверла без колонки и кабеля, кг	110	112	110	150

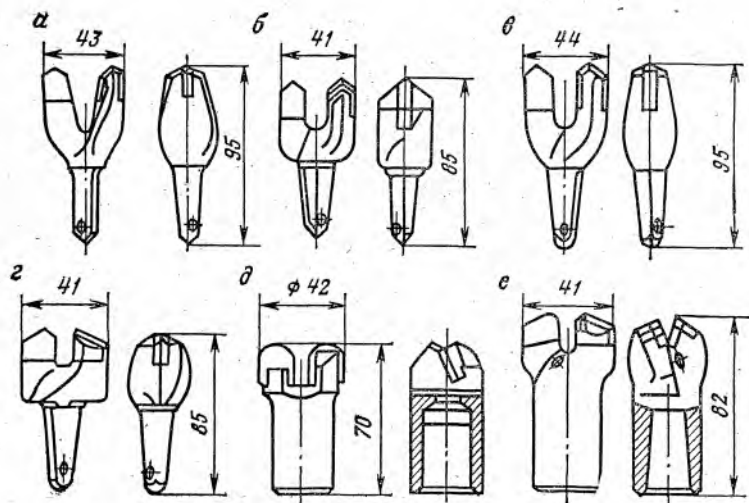


Рис. 21. Конструкция резцов для вращательного бурения (а—в — для слабых пород, г—е — для крепких пород)

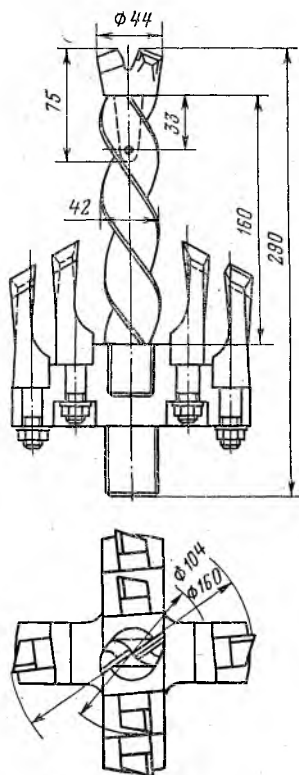
При вращательном бурении шпуров применяются резцы (рис. 21, а—е) с лезвиями, армированными пластинками твердого сплава ВК-6, ВК-8, ВК-8В.

В практике проходки выработок широко применяются врубы со скважинами большого диаметра. Создание таких компенсационных врубовых скважин особенно эффективно при строительстве подземных хранилищ шахтного типа в породах, обладающих повышенной вязкостью и пластичностью (гипс, ангидрид, соляные породы). Такие скважины бурятся специальными бурильными машинами или колонковыми электросверлами с использованием специальных буровых инструментов.

Ивано-Франковским институтом нефти и газа совместно с Калужским филиалом Всесоюзного научно-исследовательского института галургии (ВНИИГ) разработана буровая головка диаметром 160 мм (рис. 22). Буровой инструмент устанавливается на колонковое сверло ЭБК, которое раскрепляется в забое выработки между кровлей и почвой. Режимы бурения скважины следующие: частота вращения шпинделя электросверла 220 об/мин, скорость подачи 390 мм/мин. Применение скважин большого диаметра позволило повысить показатели проходки выработок.

В зарубежной практике для бурения скважин большого диаметра при сооружении подземных шахтных хранилищ

Рис. 22. Буровая головка для бурения скважин диаметром 160 мм



применяются специальные самоходные бурильные машины фирмы «Секома» (рис. 23), позволяющие бурить компенсационные скважины диаметром 280—380 мм и глубиной до 4 м.

Для бурения шпуров в крепких породах с $f=8\div 10$ рекомендуется применять ручные бурильные молотки, оборудованные приспособлением для их установки на пневмоподдержках и колонках (ПР-18Л, ПР-30К, ПР-24Л) и колонковые бурильные машины ПК-50, ПК-60, устанавливаемые на буровых тележках и манипуляторах.

В отечественной горной практике широко применяются установки, полностью механизующие процесс бурения и оснащенные бурильными машинами вращательно-ударного действия (рис. 24).

Принципиальная особенность вращательно-ударного способа бурения шпуров заключается в одновременном использовании для разрушения породы удара, крутящего момента и осевого усилия на бурильный инструмент. Данный способ позволяет бурить шпуры с высокой скоростью в породах с $f=12\div 14$ при нормальной стойкости бурильного инструмента.

Технические характеристики буровых установок

Показатели	КВШ	СБКН-2п	СБУ-2м	БК-2Д	БК-3Д
Число бурильных машин	2	2	2	2	3
Тип бурильных машин	ПК-60	ПК-50	БГА-1	ПК-70	ПК-60
Диаметр коронки, мм	40—60	32—42	32—46	40—42	40—42
Длина подачи, мм	2750	2200	2500	3000	3000
Размеры забоя, обуриваемого с одной установки (ширина×высота), . . .	3×3	4×3	5×3,9	3,5×4,2	4,5×3,6

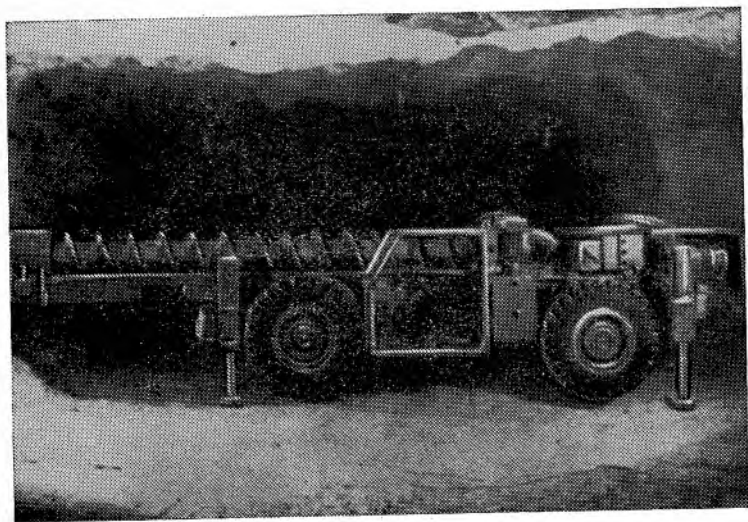


Рис. 23. Бурильная установка фирмы «Секома» для бурения скважин большого диаметра

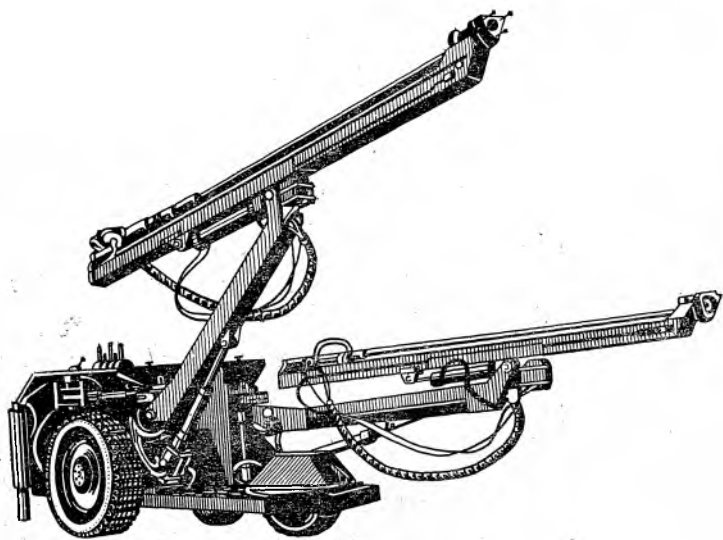


Рис. 24. Бурильная установка СБКН-2П

Ходовой механизм . . .	Пневмоколесный	Гусенич- ный	Пневмоколесный	
Мощность привода, кВт .	7,36	52	—	36,8 44,2
Транспортная скорость, км/ч	—	3	2	10 10
Масса бурильной маши- ны, т	4,2	2,6	6,7	9,5 14
Расход воздуха, м³/мин .	—	11,0	24	24 36

Средняя скорость бурения (м/мин) шпуров самоходными бурильными установками зависит от коэффициента крепости пород: 2—3 при $f=3\div 4$; 1—1,5 при $f=6\div 8$ и 0,6—0,8 при $f=10\div 12$.

При определении области применения бурильных установок необходимо учитывать крепость пород, параметры выработок, направление бурения, возможность быстрой доставки машин в забой, их монтажа и демонтажа.

Техническая и эксплуатационная производительность бурильных установок при наличии нескольких бурильных машин определяется с учетом одновременности их работы.

Техническая производительность установки (м/мин)

$$P_T = 66 P'_T k_o n_o, \quad (2.1)$$

где P'_T — техническая производительность одной бурильной машины, м/мин; k_o — коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный 0,95—0,85 для установок с двумя или тремя и 0,8—0,9 с четырьмя манипуляторами; n_o — число бурильных машин на установке.

Сменная эксплуатационная производительность установки

$$P_o = P_T k_B T_c, \quad (2.2)$$

где k_B — коэффициент использования установки в течение смены (в расчетах можно принимать 0,5—0,7); T_c — длительность смены, ч.

При сооружении емкостей больших поперечных сечений применяются скважинные заряды. В породах с f до 5 для бурения восходящих скважин используются колонковые электросверла ЭБГП-1, а также самоходные бурильные установки БК-2, БК-2м и БСН-110/25. Установка БК-2 предназначена для бурения из разрезного штрека веера скважин диаметром 42 мм, длиной до 20 м. Она представляет собой самоходный агрегат, который состоит из длинноходовой бурильной машины с электрическим вращателем и гидравлическим податчиком, манипулятора поворотного типа, ходовой части с четырьмя ведущими колесами.

Пермским заводом горно-шахтного оборудования изготовляется шахтная бурильная установка БК-2м, производительность которой составляет 75 м/ч при диаметре скважины 42 мм и глубине их до 20 м.

Для бурения вертикальных нисходящих скважин возможно применение бурового станка БСН-110/25. Часовая производительность станка составляет 12 м, диаметр скважин 95 мм, глубина — до 30 м.

Технологическая скважина при строительстве подземных хранилищ методом камуфлетных взрывов предназначена для спуска и размещения заряда ВВ, ведения взрывных работ по образованию подземной полости и дальнейшей ее эксплуатации. Для вскрытия подземной полости и проведения работ по ее закреплению проходится технологический шурф.

Скважины рекомендуется бурить самоходными буровыми станками УРБ-3м, УРБ-2А, АБВ-3, УШБ-16, в комплект поставки которых входит оборудование для цементации затрубного пространства.

Технические характеристики самоходных буровых станков

	УРБ-3АМ	УРБ-2А	АБВ-3	УШБ-26
Глубина скважины, м . . .	500	200	20; 40; 100	80/300*
Начальный диаметр скважины, мм	248	151	168; 325	150/219*
Способ бурения	Вращательный (ротор)		Ударно-ка- натный, вибрацион- ный, удар- но-враща- тельный, колонковый	Вращатель- ный
База	МАЗ-500	ЗИЛ-157К	ЗИЛ-131	ЗИЛ-157
Основной рабочий орган .	Долото	Долото	Вибромолот ВБ-7М	Долото
Грузоподъемность лебед- ки, т	2,8	2,5	4	2,5
Частота вращения, об/мин	100; 197; 300	110; 190; 314	58; 98; 124; 245; 390	106; 177
Двигатель	Д-64	Д-37-СЗ-1		ЗИЛ-157К
Мощность двигателя, кВт	45,6	75,8	29	80
Масса станка, т	10,5	10,05	9,9	7,96

* В числителе — при шнековом бурении; в знаменателе — при колонковом бурении.

Роторная установка УРБ-3АМ (рис. 25) смонтирована на автомашине МАЗ-500 и рассчитана на проходку скважин глубиной до 500 м, роторная установка УРБ-2А приме-

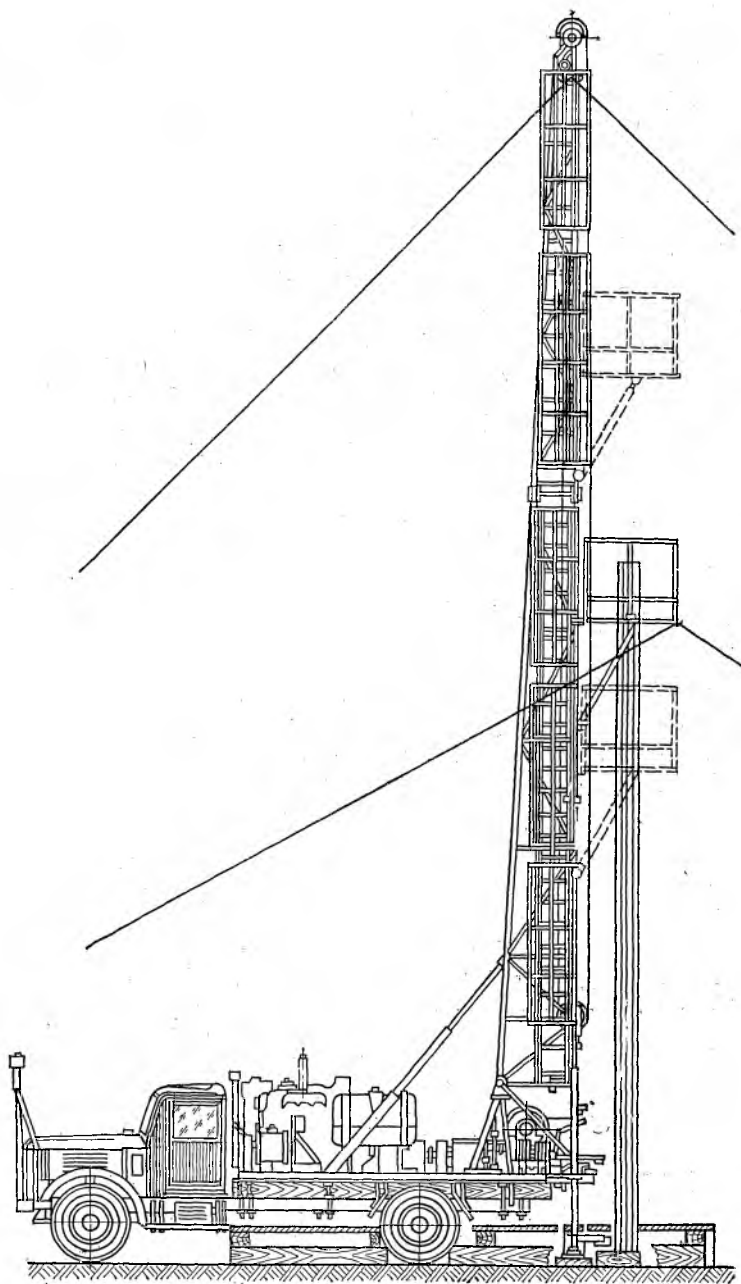
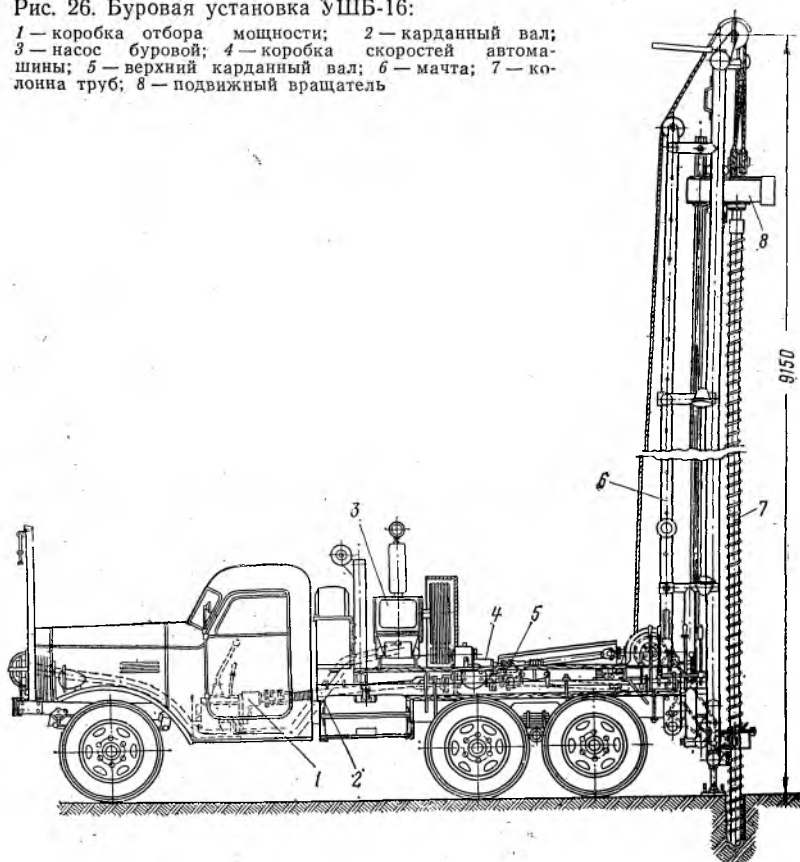


Рис. 25. Общий вид установки УРБ-3АМ

Рис. 26. Буровая установка УШБ-16:

1 — коробка отбора мощности; 2 — карданный вал; 3 — насос буровой; 4 — коробка скоростей автомашины; 5 — верхний карданный вал; 6 — мачта; 7 — колонна труб; 8 — подвижный вращатель



няется для бурения скважин при строительстве хранилищ методом камуфлетных взрывов глубиной до 200 м.

Самоходная установка УШБ-16 (рис. 26) позволяет бурить скважины шнековым или роторным способом, глубиной соответственно до 80 и 300 м и бурить шурфы диаметром 1200 мм до глубины 50 м. Установка оснащена вибровращателем, что повышает производительность шнекового бурения в вязких породах. Буровой инструмент для роторного бурения — лопастные и шарошечные долота, для шнекового — комплект шнеков и породоразрушающего инструмента — долота. Конструкции бурового инструмента детально изложены в литературе [12, 13].

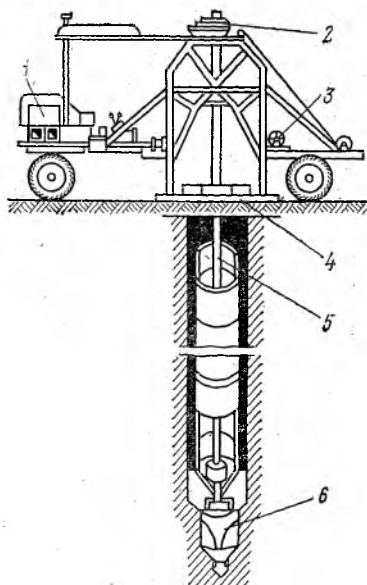


Рис. 27. Копатель шахтных колодцев КШК-30А:

1 — двигатель; 2 — верхний редуктор с механизмом вертикальной подачи; 3 — ручная лебедка для опускания обсадных колец; 4 — рама опорная; 5 — буровые трубы; 6 — бур

В мягких и средней крепости грунтах, глинистых породах для проходки шурфов целесообразно использовать станки КШК-30А и КШК-40, предназначенные для проходки шахтных колодцев сухим способом на глубину 30—40 м (рис. 27).

Рабочим органом машины является раскрывающийся бур, который одновременно с резанием грунта выполняет и набор его. Бур работает с циклической (прерывистой) транспортировкой грунта из шурфа на поверхность земли при помощи моторной лебедки.

Техническая характеристика КШК-30А

Диаметр шурфа, м	0,73—1,3
Максимальная глубина шурфа, м	30
Средняя расчетная скорость проходки, м/ч	1,0—1,25
Углубление бура за один цикл, мм	150—200
Подача бура за одно вращение, мм	24
Частота вращения бура, об/мин	11 и 22
Скорость подъема бура, м/с	0,3
Грузоподъемность моторной лебедки, т	2
Масса агрегата, т	5,98

Установки КШК-30А с успехом применяются при создании подземных хранилищ в моренных суглинках, лёссах и других разновидностях глинистых пород.

2.2. Организация и безопасность ведения буровых работ

Буровые работы при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ ведутся согласно утвержденному паспорту буровзрывных работ.

На равнинной местности перед началом ведения буровзрывных работ в скальных грунтах выполняются работы по подготовке рабочей площадки.

Подготовительные работы заключаются в расчистке строительной полосы, снятии и удалении слоя мягкого минерального грунта. В зависимости от характеристики грунтов и мощности вскрыши для удаления ее могут применяться различные способы производства работ.

Вскрышные работы на равнинной местности при мощности снимаемого слоя до 0,5 м могут быть выполнены бульдозером, работающим поперечными проходами к оси будущей траншеи. При этом снятый грунт укладывается на бровке траншеи. В дальнейшем при разработке траншеи поверх вскрыши укладывается отвал из разрыхленного скального грунта.

При толщине снимаемого слоя грунта 0,5—0,8 м вскрышные работы выполняются двумя бульдозерами, один из которых продольными проходами срезает грунт вдоль полосы траншеи, а второй поперечными проходами отодвигает его в отвал. При мощности вскрыши более 0,8 м работы по снятию и удалению ее можно производить одноковшовыми экскаваторами с обратной лопатой. На участках с небольшим слоем мягкого грунта (10—15 см) его можно удалять выборочно — только в местах бурения шпуров.

Для обеспечения нормальной работы бурильщиков и правильного расположения шпуров в плане ширина вскрышаемой полосы должна составлять не менее 1,5 м. В конкретном случае указанная полоса определяется в зависимости от диаметра трубопровода, размеров траншеи и принятой схемы ведения работ.

Выбор типа машин для бурения шпуров при строительстве траншей в скальных грунтах зависит от параметров траншеи, физико-механических свойств скальных пород и условий прохождения трассы. При ведении буровзрывных работ на равнинной местности целесообразно применять высокопроизводительные самоходные бурильные машины БМ-276 или БМ-253, в труднодоступных местах — бурильные молотки.

Перед производством буровых работ на склонах большой протяженности для строительства полук, так же как и на равнинной местности, вскрышные работы выполняют преимущественно бульдозерами, которые перемещают грунт под уклон.

При использовании самоходных бурильных машин для их перемещения и бурения шпуров сначала при помощи шпуровых зарядов устраивают полку шириной 4,5 м. В этом случае шпур бурят легкими бурильными молотками. Особенности работы бурильных машин в горных условиях связаны с опасностью потери устойчивости, поэтому на сложных участках горной трассы машины должны быть заякорены.

При строительстве траншей в мерзлых грунтах шпур на глубину 0,85—0,9 толщины промерзания грунта бурят самоходными бурильными машинами шнекового и шарошечного типов.

При строительстве подводных траншей перед бурением с поверхности скальной породы, подлежащей рыхлению, при помощи средств гидромеханизации или других землеройных механизмов должен быть удален слой наносов. При глубине бурения до 2 м применяются бурильные молотки, при глубине более 2 м — бурильные машины, которые устанавливаются и закрепляются на плавсредствах (рис. 28).

При строительстве подземных хранилищ буровые работы не отличаются от обычных горных работ [14, 15].

Буровые работы должны выполняться в соответствии

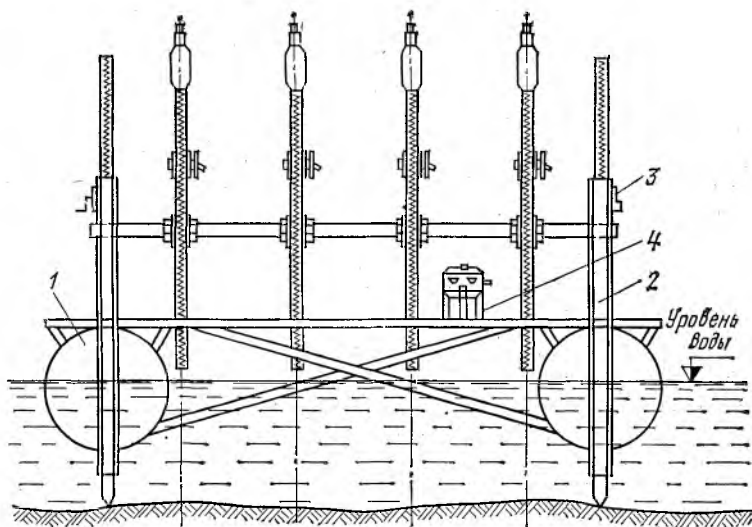


Рис. 28. Плавающая буровая платформа:

1 — понтон; 2 — выдвижной упор распорной колонки; 3 — подъемный винт; 4 — масленка для смазки молотков

с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах», «Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности», СНиПов и инструктивных материалов, разработанных ВНИИСТОм, ВНИИпромгазом и отраслевыми министерствами.

2.3. Механизация заряжания шпуров и скважин

Хотя процессы заряжания при строительстве трубопроводов и подземных хранилищ занимают относительно небольшой процент времени, однако механизированное заряжание шпуров и скважин имеет ряд достоинств.

Важным достоинством механизированного заряжания является увеличение плотности заряда в шпурах и скважинах с 0,8—0,9 до 1,0—1,15 г/см³. Это обеспечивает размещение большего заряда ВВ в одном шпуре или скважине и, как следствие, снижение расходов на буровые работы (при постоянстве коэффициента заряжания и удельного расхода ВВ), а также улучшение эффекта взрыва, особенно при применении ВВ средней мощности в крепких породах. Улучшение качества заряжания позволяет применять в зарядах небольшого диаметра более дешевые гранулированные ВВ.

Применение механизированного заряжания шпуров и скважин при строительстве трубопроводов зависит от условий прохождения трассы (равнинная, горная местность, болота). Так, при прокладке трубопроводов в горных условиях широкое использование зарядчиков и зарядных машин осложнено труднопроходимостью трассы. Поэтому, возникает необходимость разработки на базе трактора мобильной, высокопроходимой зарядной машины, обеспечивающей механизацию заряжания шпуров и скважин в горных условиях. Однако в связи с применением при строительстве траншей и полок граммонитов, гранулитов, игданитов в доступных местах при наличии передвижных компрессоров допускается механизированное заряжание шпуров и скважин при помощи зарядчиков «Курама», «Вахш», и др. Некоторые показатели применения зарядной машины ЗМ-1 приведены ниже.

Фактическая скорость заряжания, м/мин	0,35/3,5
Расход аммонита на 1 м ³ выброшенного грунта, м	5/1,65
Затраты труда, чел-дни	0,03/0,002
Объем бурения на 5 м ³ выброшенного грунта, м	0,4/0,3
Производительность труда одного рабочего, м ³	32/430
Затраты на 1 м ³ грунта, руб.	0,72/0,34

Примечание. В числителе — при ручном способе заряжания, в знаменателе — при механизированном способе заряжания.

При строительстве траншей на равнинной местности в мягких грунтах возможно применение удлиненных горизонтальных зарядов, которые позволяют механизировать процесс заряжания при помощи зарядной машины ЗМ-1. Зарядная машина предназначена для механизации укладки ВВ вслед за устройством горизонтальной удлиненной скважины. Разрез скважины после закладки в нее ВВ показан на рис. 29. При устройстве каналов в суглинках взрывом удлиненного горизонтального заряда, уложенного специальной зарядной машиной (в сравнении с другими способами), расход ВВ (аммонита) уменьшается на 20—25 %; затраты средств инициирования (ДШ, ЭД и др.) сокращаются в десятки раз; производительность труда увеличивается до 12 раз (вследствие замены ручного заряжания механическим); стоимость 1 м³ разрыхленного грунта снижается в 1,5—2 раза.

Однако при засыпке ВВ в горизонтальную скважину зарядной машиной ЗМ-1 не обеспечивается сплошность заряда при наличии под землей различных пустот и трещин, что обуславливает неполную детонацию ВВ. Для устранения этого недостатка разработан метод механизированной укладки непрерывного заряда в горизонтальную скважину при помощи полиэтиленового шланга, который изготавливается из полиэтиленовых труб высокого давления, диаметром 60, 70, 80 мм при толщине стенок 1,2—1,5 мм. Шланги, разработанные Всесоюзным институтом пластмасс, получают на экструзионной установке. Длина отдельных звеньев шланга может быть 25, 50, 75, 100 и 150 м. Шланги заполняют россыпными ВВ пневмозарядной машиной на местах ведения взрывных работ. Шланги незначительной длины можно заряжать вручную со специальной эстакады или с косогора, имеющего уклон около 45—50°. Для обеспечения плотности заряжания до 1,2 г/см³ шланг по мере заполнения встряхивается.

Бригада из четырех человек в течение смены может вручную зарядить до 300 м шланга диаметром 75 мм, т. е.

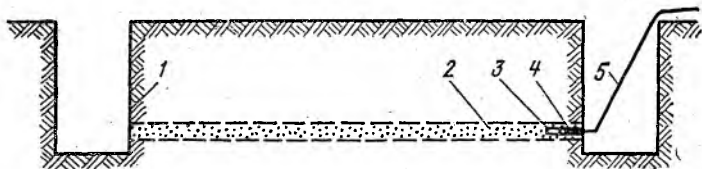


Рис. 29. Схема заряжания скважины:

1 — рабочий котлован; 2 — горизонтальная скважина; 3 — патрон-боевик; 4 — электродетонатор; 5 — электровзрывная магистраль

около 1500 кг заряда из аммонита. При помощи пневмозарядной машины марки ПЗК-150 эта работа выполняется за 1 ч.

При прокладке траншей магистральных трубопроводов в болотистых, обводненных и вечномёрзлых грунтах взрывным способом разработан укладчик типа УВМ, предназначенный для установки и дозировки зарядов ВМ.

Укладчик выполнен как навесное или прицепное оборудование к роторному траншейному экскаватору ЭТР-132А. Дозирующее устройство позволяет дозировать ВВ в широких пределах, что дает возможность получать траншеи заданного поперечного сечения.

Техническая характеристика укладчика типа УВМ

Производительность, м/ч	До 125
Дозировка ВВ, кг/м	1—3
Глубина заложения ВВ, м	До 1,3
Тип дозирующего устройства	Шнековый
Привод дозатора	Механический
Подача ДШ	Механическая
Марка базовой машины	ЭТР-132А
Основные размеры, мм	1200×4300×4300

При строительстве подземных хранилищ шахтного типа условия проходки вспомогательных коллекторных выработок и выработок-емкостей способствуют широкому внедрению различных типов пневмозарядчиков, зарядных машин и установок для механического заряжания шпуров и скважин.

Для заряжания шпуров могут быть рекомендованы переносные пневмозарядчики типа «Курама-7м», ППЗ-2, «Курама-8», «Вахш-5», ЗП-1, ПЗЖ, которые эксплуатируются в горнорудной промышленности СССР (табл. 18).

Эжекторные пневмозарядчики «Курама-7м», «Курама-8», ППЗ-2 используются для заряжания игданитом, гранулитами и граммонитами горизонтальных, наклонных («Курама-7м») и вертикальных («Курама-8») шпуров диаметром до 46 мм и глубиной до 3 м.

Зарядчик типа «Курама» состоит из открытого бункера 1, эжектора 2, клапанного устройства с ручным управлением 3, зарядной трубки 4 (рис. 30). Процесс заряжания зарядчиком следующий: после подключения воздушного шланга и продувки зарядчика в корпус засыпается ВВ. Зарядная трубка вводится в шпур и после упора в патрон-боевик или забой отводится назад на 10—15 см. Нажатием рычага ручного управления открывается воздушный клапан. Зарядчиком управляет один человек.

Нагнетательный камерный зарядчик «Вахш-5» предна-

Показатели	Пневмозарядчики				
	«Кура- ма-7м»	ППЗ-2	«Вахш-5»	ПЗЖ	ЗП-1
Принцип действия	Эжектор- ный	Пистолет- ный эжек- торный	Нагнета- тельный эжек- торный	Нагнета- тельный	Порцион- ный на- гнетатель- ный
Глубина шпуров, м	3	5	20	10	5
Угол наклона шпуров, градус	0—60	0—360	0—360	0—360	0—360
Рабочее давление воз- духа, МПа	0,5—7	0,5—0,6	0,15—0,4	0,2—0,3	0,5—0,6
Вместимость бункера, кг	5—8	Любая	25	25—30	0,5—2 (доза ВВ)
Плотность заряжания, г/см ³	1—1,15	1—1,15	1—1,15	1—1,15	1,1—1,2
Производительность, кг/мин	15	4—7	43	45	6—8
Число обслуживающих рабочих	1	1	2	2	2
Разработчик	ИГД им. А. А. Скочинского				КазПТИ
Масса пневмозарядчи- ка, кг	2,2	1,5	20	2	2

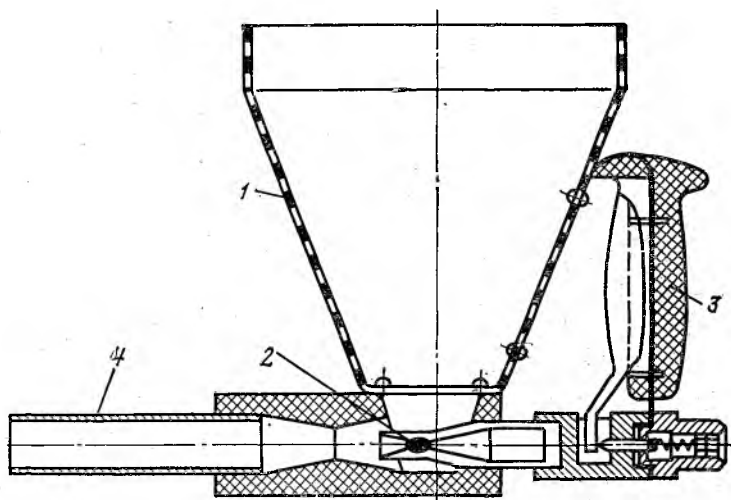


Рис. 30. Схема зарядчика «Курама»:

1 — бункер; 2 — эжектор; 3 — клапанное устройство с ручным управлением; 4 — зарядная трубка

значен для заряжания шпуров и скважин любого направления диаметром до 56 мм, глубиной до 20 м.

Для транспортирования и заряжания гранулированными ВВ (игданитом, гранулитами) скважин при строительстве выработок-емкостей подземных хранилищ можно применить зарядно-доставочную машину ЗДУ-50.

Техническая характеристика зарядно-доставочной машины ЗДУ-50

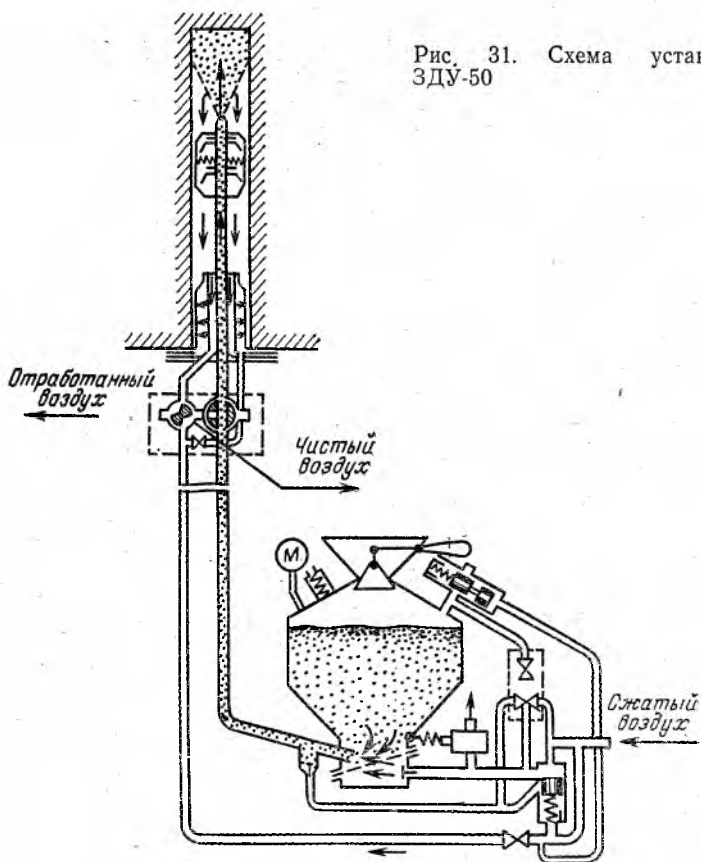
Диаметр скважины мм, не более	76
Вместимость камеры, л.	250
Масса зарядчика, кг	427
Рабочее давление, МПа	0,15—0,35
Плотность заряжания, г/см ³	1,1
Расстояние доставки по горизонтали, м.	300
Диаметр зарядного шланга, мм	25
Основные размеры, мм	1300×1400×870

Установка обычно располагается в горизонтальной выработке (рис. 31) и от нее до места заряжания прокладываются магистрали зарядных шлангов и дистанционного управления. Зарядный шланг пропускается через пневмопробку, служащую для герметизации устья скважин и для пылеулавливания при заряжании.

По мере заполнения скважины зарядный шланг вручную или автоматически выводится из скважины с тем, чтобы расстояние между заряженной частью скважины и соплом зарядной головки находилось в пределах 0,5—1 м в зависимости от отношения диаметра скважины к диаметру сопла. В этом случае плотность заряжания будет максимальной, а вынос частиц ВВ минимальным. Производительность установки 44—55 кг/мин. При механизированном заряжании шпуров и скважин машиной ЗДУ-50 производительность труда, по сравнению с ручным способом заряжания, повышается в 1,5—2,2 раза.

Для заряжания восстающих шпуров и скважин патентованным ВВ при строительстве выработок-емкостей подземных хранилищ рекомендуется применять пневмозаряжающую колонку АПЗК-22. Производительность колонки 0,4—0,6 т/ч, рабочее давление сжатого воздуха 0,5—0,6 МПа, диаметр трубопровода 36 мм.

Технология ведения взрывных работ с применением россыпных гранулированных ВВ обеспечила их приготовление на месте заряжания. Для этих целей применяется смесительно-зарядная установка УЗРМ-1, которая предназначена для механизированного приготовления игданита и заряжания скважин. Для приготовления игданита установка снабжена баком для дизельного топлива емкостью 150 л и гидронасосом.



При выборе типа машин для зарядания шпуров и скважин рекомендуется пользоваться отраслевым стандартом 24.073.02 «Машины зарядные для подземных горных работ». Этим стандартом установлены оптимальное число типоразмеров зарядных машин с широкой унификацией, нормативные технические требования, указаны основные параметры, правила приема, хранения и транспортирования.

Зарядание зарядных камер при образовании подземных хранилищ камуфлетными взрывами выполняется с применением подъемных устройств и механизмов, оборудованных тормозами, причем ВВ загружают в упаковке. Зарядание засыпкой разрешается лишь в случае применения труб, изготовленных из материалов, не дающих искр при ударах и трении.

3. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И СРЕДСТВА ИНИЦИИРОВАНИЯ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ТРУБОПРОВОДОВ И ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ

При строительстве трубопроводов и подземных хранилищ выбор типа промышленных ВВ и СИ зависит от условий строительства объектов нефтегазовой промышленности — магистральных трубопроводов и подземных газонефтехранилищ. Кроме того, выбор типа ВВ и СИ определяется резко изменяющимися условиями строительства, в которых ведутся буровзрывные работы (многолетнемерзлые грунты, болота, горные склоны и др.).

3.1. Взрывчатые вещества

При строительстве трубопроводов специфические условия ведения взрывных работ определяют требования, которым должны отвечать применяемые ВВ. Проведение траншей в скальных породах и полок в горных условиях обычно ведется в породах различной крепости, где землеройная техника обеспечивает необходимый ритм работы после предварительного рыхления горной массы взрывом.

При проведении траншей для рыхления горных пород (в основном методом шпуровых зарядов) следует выбирать ВВ с такими характеристиками, чтобы обеспечить равномерное дробление горной массы при минимальном ее разбросе.

При сооружении полок в сильнотрещиноватых породах, больших значениях л.н.с. и диаметров зарядов рекомендуется, чтобы основная масса ВВ имела относительно невысокую теплоту взрыва. Такие ВВ могут обеспечить хорошее дробление породы при невысокой стоимости ВВ.

Для ведения взрывных работ на болотах применяются ВВ, надежно инициирующие под водой от промежуточного детонатора из тротиловой шашки массой не более 400 г или боевика из аммонита № 6ЖВ массой не более 8 кг. Для рыхления мерзлых грунтов рекомендуется ВВ с ма-

лой скоростью детонации в связи с тем, что энергоемкость разрушения грунтов снижается по мере увеличения длительности взрыва.

Для взрывания валунов целесообразно использовать ВВ с небольшим критическим диаметром, порошкообразной или пластичной структуры.

При строительстве трубопроводов к ВВ не предъявляются жесткие требования в части величин кислородного баланса и количества ядовитых газов, выделяемых при взрыве, благодаря чему возможно использование ВВ с кислородным балансом, отличным от нулевого. Для заряжания шпуров при сооружении траншей применяются патронированные ВВ, в основном аммониты. Достоинством их является пониженная взрывоопасность. Это упрощает их транспортирование, особенно в горных условиях. Для взрывания в породах средней и выше средней крепости применяется аммонит № 6ЖВ. Его выпускают в патронированном виде или россыпным в бумажных крафтцеллюлозных мешках. Аммонит № 6ЖВ рекомендуется использовать как для заряжания сухих и влажных шпуров, так и в качестве промежуточных детонаторов для инициирования зарядов гранулированных ВВ. Он может быть рекомендован как основное ВВ при строительстве траншей. Для заряжания удлиненных горизонтальных зарядов наряду с аммонитом № 6ЖВ применяются гранулотол, водоустойчивый аммонал и пароксилиновые пороха.

Опыт строительства трубопроводов в горных условиях Кавказа, Карпат, Урала показал, что применение метода скважинных зарядов на строительстве полоч позволяет расширить ассортимент применяемых ВВ. Так, для заряжания скважин при строительстве полоч наряду с применением аммонита № 6ЖВ рекомендуется использовать дешевые гранулированные ВВ (граммониты, гранулиты, игданит). Отличительной особенностью граммонитов является пригодность к механическому заряданию. При выборе граммонита необходимо ориентироваться на применение водоустойчивых ВВ, например граммонита 50/50-В. Гранулиты АС-8 и АС-4 используются в сухих и влажных скважинах, гранулит М — только в сухих. При применении гранулитов возможно ручное и механическое зарядание скважин и шпуров. При механическом зарядании обеспечивается увеличение плотности ВВ до 1,15 г/см³. При строительстве траншей в сезонномерзлых и многолетнемерзлых грунтах применяются гранулиты АС-8, АС-4 и аммонит № 6ЖВ.

Условия строительства магистральных трубопроводов на болотах выдвигают ряд требований по скорости детонации в воде, критическому диаметру заряда, которые следует учитывать при выборе типа ВВ. В наиболее полной степени этим требованиям отвечают аммонит № 6ЖВ, гранулотол, аммонал водостойчивый. При строительстве траншей на болотах удлиненными горизонтальными зарядами, как показывает опыт прокладки трасс в северных районах страны, широко применяются пироксилиновые пороха. Установлено, что критический диаметр для крупнозернистых порохов должен составлять не более 160 мм, для мелкозернистых — не более 80 мм. При взрывании подводных траншей ВВ помещают в шланговые полиэтиленовые оболочки.

Т а б л и ц а 19

ВВ	Плотность заряжания, г/см ³	Грунты, в которых размещается заряд	Примечание
Аммонит № 6ЖВ	1,0—1,2	Сухие и обводненные	Допускается механизированное заряжание
Детонит М	1,0—1,3	То же	
Аммонал водостойчивый	0,95—1,1	Обводненные	
Гранулотол	1,0	То же	Допускается механизированное заряжание
Граммонал А-8	0,85—0,9(1)*	Сухие и обводненные	То же
Гранулит АС-8	0,87—0,92 (1,0—1,1)*	Сухие	»
Гранулит АС-4	0,8—0,85	То же	»
Гранулит М	0,9 (1,1—1,2)*	»	»
Игданит	0,8—0,9 (1,1—1,2)*	»	»
Граммонал 50/50-В	0,9—0,95	Обводненные	»
Граммонал 79/21	0,9—1,0	Сухие и обводненные	»

* Значение в скобках—при механизированном заряжании.

В табл. 19 приведены условия применения ВВ при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ.

предпочтительные области применения ВВ

При строительстве магистральных трубопроводов

Сооружение полок	Гранулотол, граммонит 50/50-В, гранулит М, игданит, аммонит № 6ЖВ
Сооружение траншей: в скальных грунтах	Гранулит АС-4, гранулит М, аммонит № 6ЖВ
в мерзлых грунтах	Гранулит АС-4, гранулит АС-8, гранулит М, игданит, аммонит № 6ЖВ
на болотах	Гранулотол, аммонит № 6ЖВ, аммонал водоустойчивый, пироксилиновый порох
Сооружение подводных траншей	Гранулотол, аммонит № 6ЖВ, аммонал водоустойчивый
Прокладка майн	Гранулотол, аммонит № 6ЖВ, аммонал водоустойчивый

При строительстве подземных хранилищ

Шахтного типа: проходка вертикальных стволов	Аммонит № 6ЖВ, аммонал водоустойчивый
проходка коллекторных выработок	Аммонит № 6ЖВ, аммонал водоустойчивый, детонит М
проходка выработок-емкостей методом: шпуровых зарядов скважинных зарядов	То же Граммонит 79/21, гранулит АС-4, гранулит АС-8, аммонит № 6ЖВ, граммамонал А-8
Камуфлетными взрывами	Аммонал водоустойчивый, детонит М, граммамонал А-8

При выборе того или иного типа ВВ для взрывания в различных горно-геологических условиях можно руководствоваться рекомендациями Межведомственной комиссии по взрывному делу. Как основное ВВ при строительстве полок и траншей в скальных грунтах могут быть рекомендованы аммонит № 6ЖВ, а для строительства траншей в обводненных условиях — граммонит 50/50-В и аммонал водоустойчивый.

При строительстве подземных шахтных хранилищ большое разнообразие условий взрывания (проходка стволов, проведение горизонтальных выработок и камер-емкостей в породах с различными физико-механическими свойствами) обуславливает необходимость применения также разнообразного ассортимента ВВ. Из стандартных ВВ на подземных работах в горнодобывающей промышленности широко

используются: граммонит 79/21; гранулит АС-4, гранулит АС-8, аммонит № 6ЖВ, аммонал водоустойчивый, детонит М, граммонал А-8 (см. табл. 19).

При образовании подземных хранилищ методом камуфлетных взрывов применяются сосредоточенные заряды водоустойчивых ВВ, которые тонут в воде и хорошо в ней детонируют (аммонит № 6ЖВ, детонит М и др.).

3.2. Средства инициирования зарядов взрывчатых веществ

При ведении взрывных работ на строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ СИ выбираются в зависимости от способа и условий взрывания, а также принятого метода ведения взрывных работ.

При взрывании шпуровых зарядов, а также при подготовке строительной полосы (разделка валунов и пней) на участках трассы, где обеспечивается безопасный отход взрывников в укрытие, применяется огневое взрывание.

В зависимости от условий взрывания рекомендуется применять различные марки огнепроводного шнура (ОШ): в сухих и влажных средах — шнур ОША, в мокрых средах — ОШДА и в обводненных средах ОШП. Шнуры ОША применяются во влажной или сухой среде, шнуры ОШДА и ОШП — в обводненных условиях, а также в сухих средах, те и другие поставляются в бухтах по $10 \pm 0,15$ м.

Для зажигания ОШ применяются различные средства: зажигательный тлеющий фитиль, зажигательные патроны, электрозажигатель ЭЗОШ-Б, электрозажигательный патрон ЭЗП-Б.

Зажигательные и электрозажигательные патроны применяются для группового одновременного зажигания отрезков огнепроводного шнура. С помощью одного патрона зажигается 10—30 отрезков.

При прокладке трассы в горных условиях, труднодоступных местах, когда своевременный отход взрывников в укрытие затруднен, применяется электроогневое взрывание. Для зажигания огнепроводного шнура в условиях сухих и влажных шпуров, а также при взрывании валунов и пней рекомендуется использовать электрозажигатели ЭЗОШ-Б. Электрозажигатель прикрепляется к отрезку ОШ путем обжатия металлической втулки на шнуре. Для электрического зажигания пучков отрезков ОШ используется электрозажигательный патрон ЭЗП-Б.

Инициирование скважинных, а также горизонтальных удлиненных зарядов при строительстве магистральных трубопроводов выполняется электрическим способом. Для инициирования одиночных зарядов или серии зарядов, взрывааемых одновременно, применяют электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8-Э и ЭД-8-Ж с длиной проводов 1,5—4 м [3]. Эти электродетонаторы также применяются при проходке горных выработок подземных шахтных хранилищ, а также для взрывания камуфлетных зарядов.

В практике строительства магистральных трубопроводов и подземных хранилищ широко применяется короткозамедленное взрывание зарядов. Отечественной промышленностью выпускаются электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ) с различными интервалами замедления.

При строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ рекомендуются электродетонаторы короткозамедленного действия ЭДКЗ-15, ЭДКЗ, ЭДЗ-Н. Разброс во времени срабатывания ЭД должен быть таким, чтобы ЭД с большим замедлением не взорвался раньше ЭД с меньшим замедлением.

Для монтажа электровзрывных сетей применяют медные, алюминиевые и стальные провода в полиэтиленовой, полихлорвиниловой или резиновой изоляции.

Основной характеристикой проводника является его удельное сопротивление, т. е. электрическое сопротивление 1 м проводника сечением 1 мм² при температуре +20 °С. Удельное сопротивление ρ зависит от материала, из которого изготовлен проводник: для меди 0,0175, для алюминия 0,029, для стали 0,132 Ом·мм²/м.

Сопротивление проводника постоянного сечения рассчитывают по формуле

$$R = \rho l / S, \quad (3.1)$$

где l — длина проводника, м; S — площадь поперечного сечения, мм².

При изменении температуры сопротивление проводников изменяется и при температуре окружающей среды, отличной от +20 °С, подсчитывается по формуле

$$R_t = R_0 [1 + \alpha(t - t_0)], \quad (3.2)$$

где R_0 — сопротивление проводника при температуре +20 °С, Ом; α — температурный коэффициент, принимае-

мый для меди и алюминия равным 0,004, для стали — 0,006; t — температура окружающей среды, °С; t_0 — исходная температура, равная +20 °С.

Проводники электрического тока, используемые для взрывной сети, должны обладать достаточной механической прочностью, хорошей гибкостью, иметь небольшую массу и низкую стоимость.

Характеристика проводов, применяемых при взрывных работах, приведена в табл. 20.

Таблица 20

Марка провода	Число жил	Площадь сечения жилы, мм ²	Сопротивление 1 км провода, Ом	Масса 1 км провода, кг
---------------	-----------	---------------------------------------	--------------------------------	------------------------

Для монтажа магистральных линий

ЭР	1	0,2	100	6,6
ЭВ	1	0,2	100	6,5
ВМВ	1	0,75	25	10,3
СП-1	1	0,75	25	30
СП-2	2	0,75	25	60

Одной жилы

Для монтажа взрывных сетей

ПР и ПВ	1	0,75	24,5	15—22,1
		1,0	18,4	19—25,2
		1,5	12,3	24—31,1
		2,5	2,4	38—42,2
		4—6	4,6—3,07	54,0—78,3
		10—16	7,84—1,15	122—212
		25—35	0,736—0,525	278—418
		50—70	0,368—0,263	531—783
АПР и АПВ	1	2,5	7,4	22,6—26,9
		4	4,6	29,2—33,9
		6	3,07	37,0—42,1
		10	1,84	60,8—78,0

При строительстве полук и траншей на болотах скважинные, а также удлиненные горизонтальные заряды инициируют при помощи детонирующего шнура. Для сухих условий взрывания применяется детонирующий шнур марки ДША, для обводненных — ДШВ и ДШЭ. Шнуры марок ДША, ДШБ, ДШВ и ДШЭ поставляются по 50 м.

в бухтах

Для короткозамедленного взрывания зарядов ВВ детонирующим шнуром применяют пиротехнические замедлители КЗДШ-69 с интервалом замедления от 10 до 200 мс. На корпусе КЗДШ-69 стрелкой указано направление распространения детонации по магистрали детонирующего шнура.

Принцип работы пиротехнических замедлителей следующий: к разрезанным концам магистрали детонирующего шнура подсоединяют отрезки ДШ, выходящие из реле. При взрыве один отрезок ДШ детонирует от магистрали детонирующего шнура. Продукты детонации этого отрезка ДШ, проходя через пустотелую часть корпуса реле, воспламеняют замедляющий состав, от пламени которого через заданный интервал времени взрывается детонатор, инициирующий отрезок ДШ, для передачи детонации в последующую часть взрывной сети.

Наряду с применением патронированных ВВ при строительстве полостей скважинными зарядами и проведении траншей удлиненными горизонтальными зарядами в большом объеме применяются гранулированные ВВ, для инициирования которых (кроме аммонитов) применяются промежуточные детонаторы. В качестве промежуточных детонаторов для зарядов гранулированных ВВ рекомендуются тротилловые шашки Т-400, Ш-200, Ш-400, ТГ-500.

3.3. Источники тока и контрольно-измерительная аппаратура для электрического взрывания

При строительстве магистральных трубопроводов и подземных газонефтехранилищ в качестве источников тока для инициирования зарядов используются в основном взрывные машинки. Осветительные силовые линии электрических установок и передвижные электростанции применяются при отсутствии взрывных машинок или в тех случаях, когда вследствие большого числа воспламеняемых электродетонаторов взрывные машинки не могут послать во взрывную сеть необходимый импульс тока.

Конденсаторные взрывные машинки благодаря незначительному внутреннему сопротивлению имеют достаточно большую мощность для взрывания электродетонаторов, соединенных как последовательно, так и параллельно. Для взрывания зарядов ВВ могут быть рекомендованы конденсаторные взрывные машинки ВМК-500, КПМ-1А, а также взрывные приборы ПИВ-100м и КВП-1/100м.

	ВМК-500	КПМ-1А	ПИВ-100м	КВП-1/100м
Напряжение на конденсаторе-накопителе, В	3000	1500	610—670	600—650
Емкость конденсатора-накопителя, мкФ	3,3	2	10	10
Время зарядки, с	20	4	8	8
Минимальная величина воспламеняющего импульса, 10^{-3} А·с	3	3	3	3
Максимальное число ЭД, взрывааемых при последовательном соединении	800	100	100	100
Максимальное сопротивление взрывной цепи, Ом	2100	300	380	380
Число рабочих циклов	2000	2000	2500	2500

Индукторные конденсаторные машинки ВМК-500 и КПМ-1А могут быть применены для взрывания зарядов ВВ при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ.

Батарейные конденсаторные взрывные приборы ПИВ-100 м и КВП-1/100м удобны и просты в обращении и могут применяться для ведения взрывных работ при строительстве подземных хранилищ шахтного типа. Различие между ними заключается в том, что в корпус прибора ПИВ-100м вмонтирован измеритель ИВП для определения сопротивления взрывной цепи.

В корпусе индукторной конденсаторной машинки КПМ-1А находятся: гнездо приводной рукоятки, линейные зажимы, дополнительный вывод для параллельного соединения машинок, окно сигнальной лампочки, взрывная кнопка.

Порядок выполнения взрыва при помощи машинки КПМ-1А следующий:

1) открыть крышку футляра и присоединить зачищенные концы магистральных проводов к линейным зажимам так, чтобы оголенные части проводов не касались между собой и не сближались;

2) повернуть пружинную заслонку и вставить до упора приводную ручку индуктора, равномерно вращая ее по часовой стрелке с частотой 4 об/с в течение 15 с до устойчивого свечения сигнальной неоновой лампочки (с прекращением вращения ручки свечение сигнальной лампы прекращается);

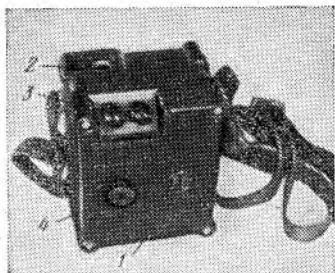


Рис. 32. Взрывной прибор КВП-1/100м:

1 — корпус; 2 — окно сигнальной лампочки; 3 — линейные зажимы; 4 — установка ключа «Взрыв»

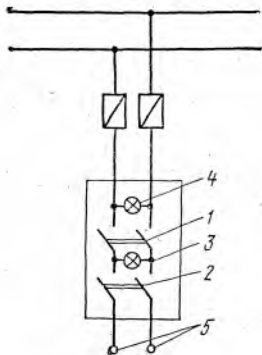


Рис. 33. Схема взрывной станции:

1 — вспомогательный рубильник; 2 — основной рубильник; 3, 4 — сигнальные лампы; 5 — зажимы

- 3) для производства взрыва нажать кнопку «Взрыв»;
- 4) после взрыва сначала вынуть приводную ручку из гнезда, затем отключить концы магистральных проводов и закрыть крышку футляра.

Машинку КПМ-1А следует заряжать не ранее чем за 2 мин до взрыва.

При использовании взрывного прибора КВП-1/100м необходимо вставить ключ в специальное гнездо (рис. 32) и повернуть его в положение «Заряд». Зажигание неоновой лампочки сигнализирует о готовности прибора к выполнению взрыва зарядов ВВ. Поворотом переключателя в положение «Взрыв» конденсатор-накопитель включают во взрывную цепь. После взрыва вынимают ключ и отсоединяют концы магистральных проводов от линейных зажимов.

При использовании осветительной или силовой электролинии применяют взрывные станции (рис. 33).

Предварительно необходимо проверить электровзрывную цепь, от исправности которой зависит безотказность взрывания. Проводимость и величина сопротивления электровзрывных цепей определяются с помощью контрольно-измерительных приборов, путем подачи в цепь их источников питания безопасного тока, не превышающего 50 мА.

В табл. 21 приведена характеристика основных контрольно-измерительных приборов.

Переносный карманный омметр М-57Д позволяет выполнять непосредственный отсчет измеряемого сопротивления.

Тип индикатора	Назначение	Марка прибора	Пределы измерения, Ом
Стрелочный	Для определения проводимости тока и сопротивления электровзрывной цепи	Переносной карманный омметр М-57Д	20—1500
	Для измерения сопротивления ЭВЦ и ЭД	Переносной мост Р-353	0,2—50 20—5000
	Для проверки ЭД и их классификации по сопротивлению	Омметр-классификатор электродетонаторов ОКЭД-1	0,3 и 0,5
	Для измерения сопротивления ЭД и ЭВЦ	Омметр ОВЦ-3	1—50 10—500
	Для проверки ЭД, проводов и ЭВЦ на проводимость тока и измерения сопротивления ЭВЦ	Испытатель взрывной цепи ИВЦ-2	1—50
Световой	Для проверки ЭД и ЭВЦ на проводимость тока, при условии, что сопротивление ЭВЦ не превосходит 100 Ом	Пьезоэлектрический взрывной испытатель ВИО-3	До 100
Звуковой	Для измерения сопротивления ЭД и ЭВЦ	Испытатель взрывной цепи ИВЦ-1	0—200

ния. Недопустимо использовать омметр М-57Д для определения сопротивления отдельного электродетонатора. Пределы измерения прибором М-57Д составляют 20—1500 Ом.

Перед замером сопротивления концы магистральных проводов подсоединяются к линейным зажимам, нажимают на кнопку, расположенную в верхнем торце корпуса, и вращением магнитного шунта устанавливают стрелку омметра в положение 0. После этого кнопка отпускается и берется отсчет по шкале.

Для измерения сопротивлений электровзрывных цепей и электродетонаторов рекомендуется пользоваться и переносным мостом Р-353. Пределы измерений моста: первый — 0,2—50 Ом (рабочая часть шкалы 0,3—30 Ом), второй — 20—5000 Ом (рабочая часть шкалы 30—3000 Ом).

Омметр ОВЦ-3 (рис. 34) предназначен для измерения сопротивления ЭД и ЭВЦ. В верхней торцевой части прибора находится индикатор разбаланса 1, в нижней части кольцо реохорда 5 с вращающейся шкалой 4 (0—50 Ом). Клеммы 2 и 3 представляют собой зажимы — захваты.

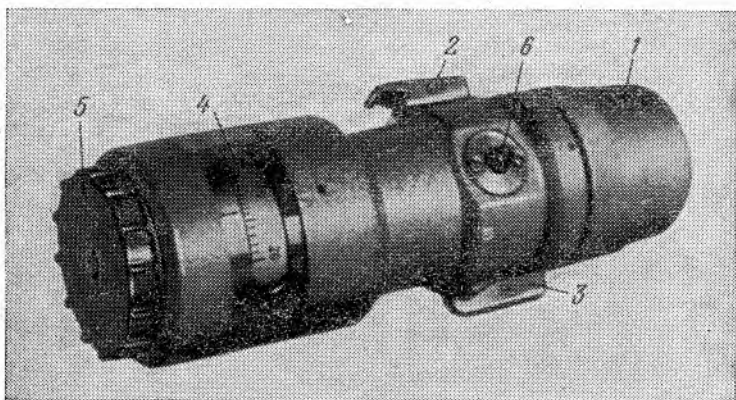


Рис. 34. Общий вид прибора ОВЦ-3

Для измерения сопротивления в пределах 10—500 Ом цепь подключают к клеммам (зажимам — захватам), нажимают кнопку 6 (около нее стоит знак «ХИО»), поворотом кольца реохорда добиваются, чтобы стрелка индикатора стала на нулевое деление, и по шкале лимба считывают число, умножив его на десять. Если необходимо измерять сопротивление в пределах 1—50 Ом, нажимают две кнопки, расположенные на поверхности прибора, устанавливают кольцом реохорда стрелку индикатора на нулевое деление и берут отсчет по шкале лимба.

Для проверки электродетонаторов, проводов и взрывной цепи на проводимость тока, а также для измерения сопротивления взрывной цепи рекомендуется пользоваться испытателем взрывной цепи ИВЦ-2, имеющим пределы измерения 0—500 Ом. Перед подключением концов магистральных проводов к зажимам прибора ИВЦ-2 необходимо ручку прибора повернуть настолько, чтобы стрелка совпала с контрольной отметкой шкалы. Это делается для получения правильности результатов измерения. После чего подключают к зажимам концы проводов и по отклонению стрелки по шкале отсчитывают его величину.

Если сопротивление взрывной цепи не превосходит 100 Ом, для проверки на проводимость тока используется пьезоэлектрический взрывной испытатель ВИО-3 (рис. 35). К клеммам 3 подсоединяются концы проводов при вращении рукоятки 1, если нет разрывов цепи, происходит вспышка неоновой лампочки 2.

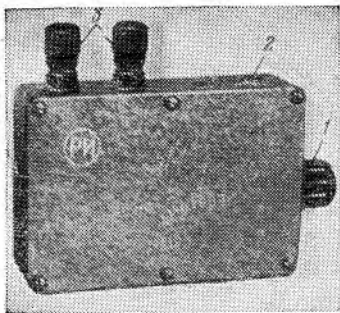


Рис. 35. Общий вид взрывного испытателя ВИО-3

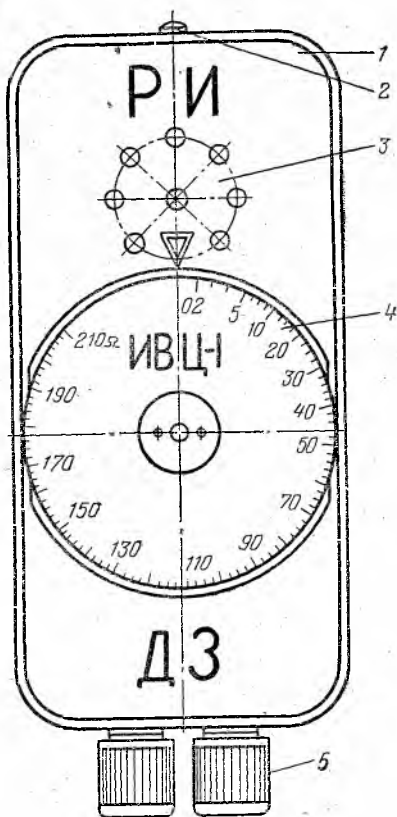


Рис. 36. Взрывной испытатель ИВЦ-2:

1 — корпус; 2 — кнопка включения прибора; 3 — гнезда телефона; 4 — лимб со шкалой; 5 — линейные зажимы

Испытатель взрывной цепи ИВЦ-1 относится к приборам с индикатором звукового типа. Он представляет собой измерительный мостик переменного тока, в котором индикатором равновесия служит телефон. Уравновешивание мостика в приборе ИВЦ-1 происходит путем поворачивания лимба. Минимум звука в телефоне указывает на то, что равновесие достигнуто. Измеряемое сопротивление отсчитывается по шкале, нанесенной на поворотном диске (рис. 36). При наличии обрыва в цепи и вращении лимба заметного изменения силы звука не происходит. Детальное описание конструкций контрольно-измерительных приборов и их эксплуатация изложены в соответствующих инструкциях и пособиях [16].

3.4. Расчет электровзрывных сетей

Методика расчета электровзрывных сетей предусматривает определение их сопротивления, силы тока, проходящего через отдельный электродетонатор, и сравнение полученных результатов с предельным значением сопротивления сети для конденсаторных взрывных машинок, приведенных в паспорте, или с гарантийной величиной тока для электродетонаторов при взрывании от силовой или осветительной сети. При расчете электровзрывной сети используются следующие данные: вид, мощность и напряжение источника тока; принятая схема соединения электродетонаторов; число зарядов и их расположение; материал проводников, площадь их поперечного сечения; марка и сопротивление электродетонаторов.

При строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ в электровзрывных сетях применяют три способа соединения электродетонаторов: последовательное, параллельное, смешанное.

При использовании в качестве источника тока конденсаторных взрывных машинок электровзрывные сети рассчитывают с целью определения общего сопротивления сети. Оно должно соответствовать паспортным данным взрывных машинок.

Для любой схемы соединения электродетонаторов принимают следующий порядок расчета.

1. Составляют схему соединения и подключения электродетонаторов к источнику тока.

2. Определяют длину магистральных, соединительных, участковых и концевых проводов.

3. Определяют сопротивление взрывной сети.

4. Сопоставляют расчетное сопротивление взрывной сети с предельно допустимым сопротивлением для конденсаторной взрывной машинки данного типа с учетом параметров применяемых электродетонаторов и принятой схемы электровзрывной сети. При последовательном соединении электродетонаторов для машинок ВМК-500, КПА-1А, ПИВ-100м и КВП-1/100м оно составляет соответственно 2100, 300, 380 и 380 Ом; при параллельном подключении к магистральным проводам двух групп электродетонаторов, если в каждой группе они включены последовательно, — 650, 202, 150 и 150 Ом.

Взрывание возможно, если расчетное сопротивление электровзрывной сети не превышает предельно допустимое сопротивление для данной взрывной машинки.

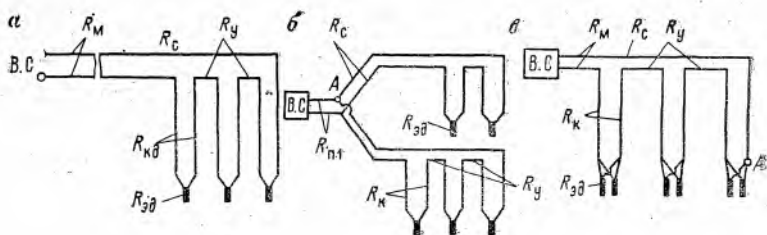


Рис. 37. Схема соединения электродетонаторов

Общее сопротивление электровзрывной сети R_0 (Ом) рассчитывается в зависимости от схемы соединения электродетонаторов.

При последовательном соединении (рис. 37, а)

$$R_0 = R_M + R_C + R_Y + m(R_K + R_{ЭД}), \quad (3.3)$$

где R_M , R_C , R_Y , R_K , $R_{ЭД}$ — сопротивление соответственно магистральных, соединительных, участковых, одной пары концевых и одного электродетонатора, Ом; m — число последовательно соединенных электродетонаторов.

При последовательно-параллельном соединении электродетонаторов (рис. 37, б) (при условии равенства сопротивлений параллельно соединенных групп ЭД)

$$R_0 = R_M + \frac{R_C + R_Y + m(R_K + R_{ЭД})}{n},$$

где R_0 и R_Y — сопротивление соединительных и участковых проводов одной параллельно включенной группы, Ом; m — число последовательно соединенных электродетонаторов в одной группе; n — число параллельно включенных групп ЭД.

При параллельно-последовательном соединении электродетонаторов (рис. 37, в) при условии равенства сопротивлений последовательно соединенных пар (групп) ЭД

$$R_0 = R_M + R_C + R_Y + mR_K + \frac{mR_{ЭД}}{2},$$

где m — число последовательно соединенных пар (групп) ЭД; R_K — сопротивление одной пары концевых проводов, Ом.

При расчетах длины проводов окончательная их величина применяется с увеличением на 10 % на изменяющийся рельеф местности.

При использовании в качестве источника тока электроосветительных и электросиловых линий определяют ток, поступающий в каждый электродетонатор, который не должен быть меньше гарантийного.

Взрывную сеть рассчитывают в такой последовательности.

1. Составляют схему соединения электродетонаторов и подключения их к источнику тока.

2. Определяют длину, выбирают марку и сечения магистральных, соединительных, участковых и концевых проводов, увеличивая их на 10 %.

3. Определяют ток, поступающий в каждый электродетонатор, определяют в зависимости от схемы соедине-

Общее сопротивление взрывной сети в зависимости от схемы соединения электродетонаторов определяется по формулам, используемым при взрывании конденсаторных взрывных машинок. Ток, поступающий в каждый электродетонатор определяют в зависимости от схемы соединения ЭД.

При последовательном соединении

$$I_{эд} = U/R_0, \quad (3.4)$$

где U — напряжение источника тока, В.

При последовательно-параллельном соединении сила тока, который поступит к месту разветвления (А)

$$I = U/R_0,$$

Ток, который поступит в каждый электродетонатор (А),

$$I_{э1} = I/n.$$

При параллельно-последовательном соединении ток, который поступит к месту разветвления (А),

$$I = U/R_0,$$

где R_0 — общее сопротивление электровзрывной сети, Ом.

Ток, который поступает в каждый электродетонатор (при условии равенства сопротивлений ЭД, параллельно включенных в одну группу),

$$I_{эд} = I.$$

При ведении взрывных работ на строительстве траншей рекомендуется применять более простые схемы соединения электродетонаторов (последовательные). При взрывании скважинных зарядов на строительстве полков более надежным следует считать применение смешанных схем соединения (последовательно-параллельных и параллельно-последовательных).

4. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ И ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ, ПРОЕКТНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

4.1. 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 удлиненные, сплошные и рассредоточенные заряды (рыхления, выброса, камуфлета). В табл. 22 приведены условия применения зарядов ВВ.

Общие принципы расчета зарядов рассматриваются исходя из двух наиболее широко применяемых разновидностей формы зарядов ВВ (сосредоточенной и удлиненной) и характера их действия (выброс, рыхление, камуфлет).

Сосредоточенные заряды выброса образуют в породе воронку, характеризующую ее радиусом r , величиной л.н.с. W и показателем действия взрыва $n=r/W$.

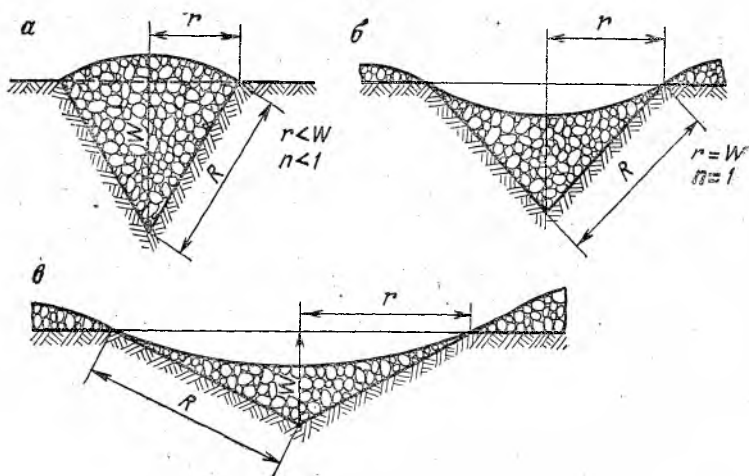


Рис. 38. Схема и элементы воронок взрыва:

a — уменьшенного выброса; $б$ — нормального выброса; $в$ — усиленного выброса ($r > W$, $n > 1$)

Виды работ	Классификация зарядов ВВ			
	по характеру действия	по положению	по форме	по конструкции
Проходка траншей	Рыхление	Внутренний	Удлиненный	Сплошной
Устройство полок	Рыхление и выброс	То же	Сосредоточенный и удлиненный	Сплошной и рассредоточенный
Разделка валунов и пней	Рыхление	Наружный и внутренний	Удлиненный	Сплошной
Строительство подземных хранилищ:				
обычным способом	То же	Внутренний	То же	То же
камуфлетными взрывами	Камуфлетный	То же	Сосредоточенный	»

В зависимости от показателя действия взрыва различают заряды выброса: нормальный (рис. 38, а), усиленный (рис. 38, б), уменьшенный (рис. 39, в). Более точно физический смысл проявления взрыва выражается коэффициентом относительной массы зарядов

$$n_d = Q/Q_n, \quad (4.1)$$

где Q — масса данного заряда ВВ, кг; Q_n — масса заряда нормального выброса, кг.

В табл. 23 приведена характеристика зарядов в зависимости от n и n_d [16].

Таблица 23

Характер действия заряда	Заряды	$n=r/W$	$n_d=Q/Q_n$
На выброс	Нормальный	1	1
	Усиленный	>1	>1
	Уменьшенный	<75	—
На рыхление	Нормальный	—	0,35
	Усиленный	—	$0,2 < n_d < 0,35$
	Уменьшенный	—	$0,35 < n_d < 1$

Таблица 24

Порода	Категория крепости породы по СНиП	Категория крепости породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Удельный расход ВВ (кг/м³) для зарядов:		Показатель протреливаемости, дм³/кг
			на выброс	на рыхление	
Песок	—	IX	1,6—1,8	—	—
Песок плотный или влажный	—	VIII	1,2—1,3	—	120
Суглинок тяжелый	II	VIII	1,2—1,5	0,35—0,4	110
Крепкие глины	III	VII	1,0—1,4	0,35—0,45	—
Лёсс	III—IV	VIIa	0,9—1,2	0,3—0,4	45
Мел	IV	VI	0,9—1,2	0,25—0,3	—
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	VI—V	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 известняковом 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	IV—III	1,2—2,1	0,45—0,7	—
Гранит, гранодиорит	VII—X	IV—I	1,7—2,1	0,5—0,7	4—7
Базальт, андезит, диабаз, габбро	IX—XI	III—I	1,7—2,2	0,6—0,75	2,4
Кварцит	X	II	1,6—1,9	0,5—0,6	—
Порфирит	X	II—I	2,0—2,2	0,7—0,75	—

При строительстве трубопроводов обычно применяют заряды нормального и усиленного выброса, нормального и усиленного рыхления.

Заряды выброса рассчитывают по известной формуле М. М. Борескова

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) Q_n W^3, \quad (4.2)$$

где $f(n) = 0,4 + 0,6n^3$ — функция показателя действия взрыва.

Заряды нормального выброса, рыхления и камуфлета (кг) можно определять и по формуле

$$Q = n_d q_n W^3,$$

где q_n — расчетный удельный расход ВВ для зарядов нормального выброса (кг/м³), применяемый по данным Союзвзрывпрома (табл. 24).

Опытами треста Союзвзрывпром установлено, что 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

$$Q = 0,33 q_n W^3.$$

Для взрывания удлиненных зарядов их величина определяется исходя из объема породы, разрушенной одним зарядом (рис. 39), который может быть вычислен (м³) как

$$V = WaH,$$

где W — с. п. п. взрывааемого массива для заряда, равная горизонтальному расстоянию от оси скважины до нижней бровки, м; a — расстояние между смежными удлиненными зарядами, м; H — высота взрывааемого массива, м.

Для одиночных удлиненных зарядов

$$Q = q_n WaH. \quad (4.3)$$

Удельный расчетный расход ВВ в табл. 24 приведен для аммонита № 6ЖВ, принятого в качестве эталонного. При использовании других ВВ вместо аммонита № 6ЖВ расчетный удельный расход ВВ определяется с учетом поправочного коэффициента

$$q_p = q_n e. \quad (4.4)$$

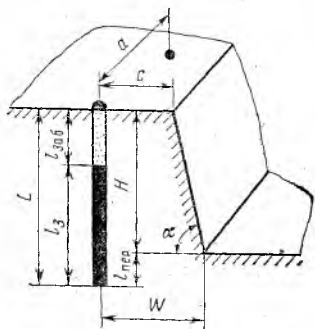


Рис. 39. Схема расчета и основные элементы расположения удлиненных зарядов

Поправочный коэффициент, учитывающий относительную мощность ВВ, имеет следующие значения:

Аммонит № 6ЖВ	1,0	Гранулит АС-8	0,89
Гранулотол	1,2	Гранулит М	1,13
Граммонит 50/50-В	1,01	Игданит	1,13
Граммонит 79/21	1,0	Аммонал водоустойчивый	0,9
Гранулит АС-4	0,98	Детонит М	0,82
		Граммонал А-8	0,8

4.2. 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, каждое из которых имеет свое назначение и характерные конструктивные элементы. Эти сооружения являются линейными и строятся в породах с различными физико-механическими свойствами, которые могут резко изменяться по протяженности трассы.

Основной объем взрывных работ выполняется при подготовке строительной полосы, сооружении траншей в скальных и мерзлых грунтах, на болотах, подводных траншей, строительстве полков в горных условиях (см. гл. 1).

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 [17].

Буровзрывные работы на строительстве трубопроводов выполняются специальными подразделениями, имеющими в своем распоряжении все необходимое оборудование, материалы и подготовленный для ведения взрывных работ персонал.

Буровзрывные работы могут выполняться только при наличии проекта производства работ или паспорта буровзрывных работ, согласованных с дирекцией строящегося трубопровода и составленных в соответствии с Едиными правилами безопасности.

Руководство взрывными работами возлагается на специально назначаемое лицо либо на технического руково-

дителя 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 ведутся хранение и 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, болотоснегоходы с санным прицепом. Для доставки ВМ в труднодоступные места используются вертолеты МИ-4 и МИ-6.

В трассовых условиях для перевозки ВВ, СВ и взрывников широко используется передвижной пункт взрывчатых материалов ПВМ-2, разработанный СКБ Газстроймашина (изготовитель — Львовский завод «Реммехгазпром»). Его можно использовать и для кратковременного хранения аммонита, СВ и необходимых инструментов. Применяется на строительстве трубопроводов при проведении траншей в скальных породах, мерзлых грунтах и для корчевания пней.

Техническая характеристика передвижного пункта ПВМ-2

База	Шасси автомобиля ЗИЛ-131
Грузоподъемность, т	4,5
Кузов	КУНГ-1М
Внутренние размеры кузова, мм	3826×2250×1800
Максимальное количество перевозимых ВМ:	
детонаторов, шт	5000
аммонита, т	1,2*
ДШ, м	500
ОШ, м	9000
Размеры передвижного пункта, мм	7250×2490×3320
Масса передвижного пункта, кг	6270

* При кратковременном хранении — 3,0 т.

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 зна-

чении предупредительных знаков и сигналов; удаления людей за границы опасной зоны.

Для обеспечения бесперебойной работы бурильщиков и правильного расположения шпуров в плане при рыхлении скальных грунтов взрывным способом снимают вскрышной слой (при мощности его менее проектной глубины разрабатываемой траншеи) 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 буровзрывных работ необходимо обеспечить требуемое дробление горной породы, чтобы куски разрыхленного грунта не превышали $\frac{2}{3}$ размера ковша экскаватора, предназначенного для его разработки. Разрыхленный скальный грунт разрабатывается, как правило, одноковшовым экскаватором с обратной лопатой ковшом вместимостью 0,5—0,65 м³. После взрыва не должно быть перемычек и недоборов между взорванными шпурами на дне и откосах траншей, должны обеспечиваться требуемые по проекту ширина и глубина траншей.

При строительстве полков объем взрывных работ зависит от крутизны откосов и ширины полки, которая определяется шириной строительной полосы. После вынесения оси полки на местности нужно обследовать район взрывных работ. При рекогносцировке целесообразно на планах нанести обозначения объектов, могущих 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 затруднено в ряде случаев невозмож-

ностью применения землеройной техники. При этом конструкция применяемых зарядов, в виду специфических условий производства работ должна обеспечивать простоту их изготовления, транспортабельность, надежность заряжания и длительную водоустойчивость. 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 параметры буровзрывных работ 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, заряжанию 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 и магистральных трубопроводов подготовительный период организации взрывных работ аналогичен.

Взрывные работы ведутся в строгом соответствии с паспортами буровзрывных работ и с соблюдением Единых правил безопасности, а также СНиП III-11—77 (Гл. II. «Подземные горные работы»). Выбор и расчет параметров взрывных работ при проходке горных выработок подземных хранилищ шахтного типа должен обеспечить устойчивые темпы их проходки.

Главным условием 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 газонефтехранилищ:

Виды работ

Строительство трубопроводов, разделка валунов и пней

Сооружение полок в горных условиях

Рыхление мерзлых грунтов при строительстве траншей

Проходка траншей в грунтах и скальных породах

Устройство траншей на болотах

Устройство подводных траншей

Применяемые заряды

Наружные и шпуровые

Шпуровые, скважинные, малокамерные

Шпуровые, удлиненные горизонтальные

Шпуровые, удлиненные горизонтальные, на выброс

Котловые, шпуровые, скважинные и удлиненные горизонтальные

Накладные, шпуровые, скважинные, удлиненные горизонтальные

Строительство хранилищ шахтного типа
 Проходка стволов
 Проходка горизонтальных выработок
 Сооружение емкостей
 Строительство хранилищ методом камуфлетных взрывов

Шпуровые
 То же
 Шпуровые и скважинные
 Камуфлетные

4.3. Проектная документация на выполнение буровзрывных работ

Взрывные работы разрешается выполнять только при наличии проектов или паспорта буровзрывных работ, составленных на основе Единых правил безопасности, «Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности», «Технических правил ведения взрывных работ в энергетическом строительстве», соответствующих указаний, разработанных ВНИИСТом, инструктивных материалов Министерства строительства предприятий нефтяной и газовой промышленности и других министерств и ведомств.

Проект производства буровзрывных работ является основным документом, по которому ведутся буровзрывные работы на строительной площадке. СНиП запрещает ведение взрывных работ без такого проекта.

Проектирование буровзрывных 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 земельно-скальных (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 либо 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 : 10 000; конструктивные чер-

тежи объектов в масштабе от 1:200 до 1:1000 с нанесением геологических и инженерно-геологических данных, трещиноватости, крепости разрыхляемых пород по принятой шкале [20].

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 «Временной классификации горных пород по степени трещиноватости в массиве», рекомендованной Межведомственной комиссией по взрывному делу.

Геологическое строение массива учитывается при проектировании взрывных работ на строительстве, особенно 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 учитывать также 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 и 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, сделанными по характерным точкам рельефа местности.

При составлении проектов буровзрывных работ необходимы: разрешение на право производства взрывных работ; обеспечение проектных размеров выемок, траншей, котлованов, полук в плане и по глубине с соблюдением

установленных допусков и технических требований СНиП; обеспечение безопасности работ; оценка объемов разрушенных пород.

Объем и состав проектной документации на буровзрывные работы определяются характером и сложностью выполняемых задач.

При строительстве магистральных трубопроводов (сооружение траншей и полков) составляется технический паспорт взрывных работ, в который включают следующие разделы: 1. Геологическая и гидрогеологическая характеристика участка проведения взрывных работ. 2. Общие сведения о взрываемых породах и параметры взрыва: объем взрываемого массива; категория взрываемости; число скважин (шпуров); высота полки (глубина траншеи); глубина скважины (шпура); величина перебура; расстояние между скважинами (шпурами); расстояние между рядами скважин (шпуров); сопротивление по подошве (л.н.с.); длина заряда и забойки; величина заряда в скважине (шпуре); вместимость 1 м скважины (шпура); вид ВВ; конструкция заряда, общий объем бурения; удельный расход ВВ; выход горной массы с 1 м скважины (шпура). 3. План взрываемого 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 ступени и 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 взрываемых 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 вывод людей с территории опасной зоны и охрану опасной зоны, за отвод 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 буровзрывных работ. В паспорте излагаются основные положения Единых правил безопасности, 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 буровзрывных 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 ЭД и расход их на цикл; величина внутренней 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 ЭД и его замедления. В паспорте указывается также схема проветривания забоя с нанесением места укрытия взрывника.

5. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ

5.1. 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, которые выполняются в пределах земельного отвода — строительной полосы. Ширина ее зависит от диаметра трубопроводов, числа прокладываемых ниток и пригодности земли для сельскохозяйственного использования. При диаметрах трубопровода 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 при снятии и восстановлении природного слоя.

Ширину строительной полосы на период строительства для двух и более параллельно строящихся магистральных трубопроводов принимают равной ширине полосы земли для одного трубопровода плюс расстояние между осями смежных трубопроводов.

Расстояние между осями смежных трубопроводов (м) при диаметрах трубопроводов до 426, 426—720, 820—1020, 1220 и 1420 мм для газопроводов составляет соответственно 8, 9, 11, 13 и 15 м, для нефтепроводов — 5, 5, 6, 6 и 7 м.

Параметры полок. При прокладке магистральных трубопроводов в горных условиях на косогорных участках для размещения траншей и изоляционно-укладочных колонн устраивают полки. На участках трассы с поперечным уклоном β от 8 до 12° устраиваются полки в виде полунасыпи-полувыемки (рис. 40, а), от 12 до 18° — с уступами для насыпи (рис. 40, б), более 18° — в виде «чистой» выемки (рис. 40, в). Ширина полки назначается из условий про-

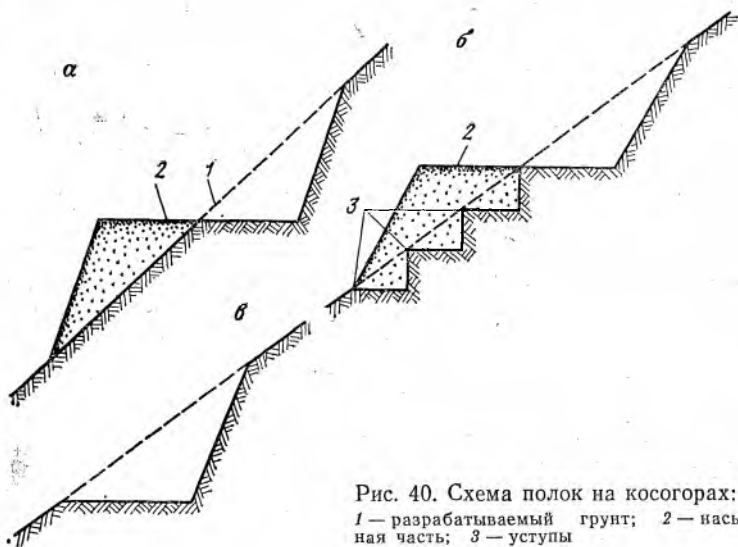


Рис. 40. Схема полок на косогорах:
1 — разрабатываемый грунт; 2 — насыпная часть; 3 — уступы

ведения работ и размера траншей. Минимальная ширина полки

$$B = C + b + a + 1, \quad (5.1)$$

где C — ширина бермы для размещения отвала грунта из траншей, м; b — ширина траншей поверху, м; a — ширина гусеничного хода трубоукладчика, м.

Устойчивость полувыемки зависит от характеристики грунта и высоты врезки. Уклон откоса полувыемки принимается равным: 1:0,1 в выветрившихся скальных грунтах; 1:0,5—1:0,2 в скальных породах, подверженных осыпанию и оползанию; 1:1—1:0,5 в мергелистых и щебенистых грунтах. Уклон откоса полунасыпи в скальных грунтах принимается 1:0,75, в каменистых и щебенистых — 1:1 и в минеральных грунтах — 1:1,5 [3].

В зависимости от свойств грунтов косогора полки устраиваются без рыхления грунта или с предварительным рыхлением скальных пород буровзрывным 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 II-45—75 расстояние от верхней образующей трубы до поверхности грунта в обычных условиях принимается равным 0,8 м для трубо-

провода диаметром менее 1000 мм и 1 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 $1,5D$ — для трубопроводов больших диаметров. Для трубопроводов диаметром 1220 и 1420 мм при откосе 1:0,5 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. 25.

Т а б л и ц а 25

Грунт	Крутизна откосов в зависимости от глубины траншеи, м		
	До 1,5	До 3	До 5
Насыпной	1:0,67	1:1	1:1,25
Песчаный и гравийный влажный (ненасыщенный)	1:0,5	1:1	1:1
Глинистый:			
супесь	1:0,25	1:0,67	1:0,85
суглинок	1:0,25	1:0,5	1:0,75
глина	1:0	1:0,5	1:0,5
Лёссовый сухой	1:0	1:0,5	1:0,5
Торф:			
неразложившийся	1:0	1:0,25	1:0,5
разложившийся и сильнообводненный	1:2	1:2,25	1:25

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 на болотах для укладки трубопроводов различных диаметров (с учетом балластировки или без нее) определяются в соот-

ветствии с требованиями СНиП и могут быть приняты по табл. 26 (рис. 41).

Т а б л и ц а 26

Диаметр трубопровода, мм	Тип болота	Параметры траншеи и отвала, м						Объем вынутого торфа (траншеи), м³	Объем разрыхленного торфа (отвала), м³
		A	B	C	D	E	M		
1020	I	<u>1,5</u>	<u>1,8</u>	<u>5,1</u>	<u>7,3</u>	<u>7,6</u>	<u>1,8</u>	<u>5,9</u>	<u>7,1</u>
		2,3	1,8	5,9	8,2	8,5	2	7,4	8,8
	II	<u>1,5</u>	<u>1,8</u>	<u>6</u>	<u>8</u>	<u>8</u>	<u>1,9</u>	<u>6,7</u>	<u>8</u>
		2,3	1,8	6,8	8,8	8,9	2,1	8,2	9,8
1220	I	<u>1,7</u>	<u>2</u>	<u>5,7</u>	<u>8</u>	<u>8,4</u>	<u>2</u>	<u>7,4</u>	<u>8,9</u>
		2,4	2	6,4	8,9	9,4	2,2	8,8	10,6
	II	<u>1,7</u>	<u>2</u>	<u>6,7</u>	<u>8,9</u>	<u>9,2</u>	<u>2,2</u>	<u>8,4</u>	<u>10</u>
		2,4	2	7,4	9,6	9,8	2,3	9,8	11,8
1420	I	<u>1,9</u>	<u>2,2</u>	<u>6,3</u>	<u>8,7</u>	<u>9,2</u>	<u>2,2</u>	<u>9</u>	<u>10,8</u>
		2,5	2,2	7	9,5	10	2,4	10,4	12,4
	II	<u>1,9</u>	<u>2,2</u>	<u>7,4</u>	<u>9,7</u>	<u>10</u>	<u>2,4</u>	<u>10,2</u>	<u>12,3</u>
		2,5	2,2	8	10,5	11	2,6	11,5	13,8

П р и м е ч а н и е. В числителе—данные по габаритам траншей для трубопроводов, не требующих баллаستировки, в знаменателе—то же, 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 обычно называют каналом. При прокладке трубопроводов через водные преграды наряду с сооружением воздушных переходов проводятся 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, соответствующая минимальным объемам ее разработки (м) [4]:

$$b_0 = b_k + \Delta b_z + \Delta b_{\text{тех}}, \quad (5.2)$$

где b_k — минимально необходимая конструктивная ширина траншеи (м), которая требуется для размещения подвод-

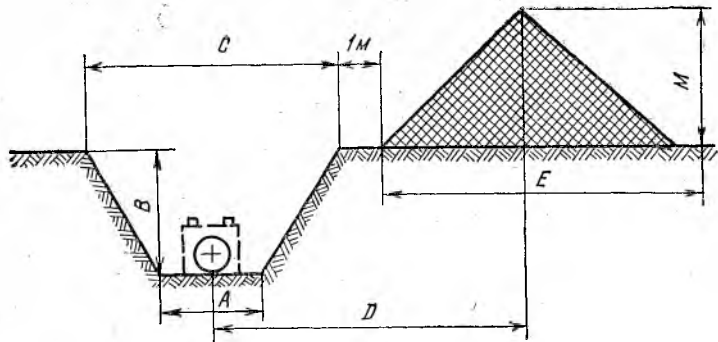


Рис. 41. Параметры траншей на болотах при строительстве трубопроводов различных диаметров

ного трубопровода, кабеля связи и их водолазного обследования после укладки; Δb_3 — расчетный запас на заносимость траншеи за время ее разработки и последующей укладки трубопровода, м; $\Delta b_{\text{тех}}$ — запас, учитывающий возможные отклонения траншеи в плане и смещения оси трубопровода относительно их проектного положения по условиям технологии работ, м.

Величину b_k принимают равной $D_n + 0,7$ м при укладке трубопровода без кабеля связи, $D_n + 1,2$ 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 траншею на 1 м длины фронта при среднем рабочем уровне воды, м³/сут. Для мелкозернистых и среднезернистых песков $q = 16v^5/H$, м³/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 (м) принимают

$$\Delta b_{\text{тех}} = \sqrt{\Delta b_p^2 + \Delta b_t^2},$$

где Δb_p — запас, учитывающий допустимые отклонения по

ширине траншеи (с двух сторон) в процессе ее разработки дноуглубительной машиной, м; величина Δb_p назначается в соответствии с указаниями СНиП III-8—76, ч. III, гл. 8 «Земляные сооружения»; Δb_t — запас, учитывающий допустимую величину отклонения продольной оси трубопровода от проектной оси траншеи (в обе стороны) в процессе укладки трубопровода, м.

При разработке траншеи в скальных породах, учитывая ее высокую трудоемкость и стоимость, величину Δb_t рекомендуется принимать минимальной с учетом только допустимых отклонений оси плети труб в процессе ее монтажа, $\Delta b_t = 2\Delta_t$ (табл. 27).

Таблица 27

Диаметр трубопрово- дов, мм	Возможные отклонения оси 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	0,4	0,54	0,65	0,75
1000—1400	0,29	0,45	0,6	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 принимаются следующие значения крутизны откосов:

Грунты	Крутизна откосов, м, при глубине траншей до 2,5 м и более 2,5 м (в скобках)
Пески пылеватые и мелкие	1:2,5 (1:3)
Пески среднезернистые	1:2 (1:2,5)
Пески крупнозернистые	1:1,5 (1:1,8)
Гравелистые и галечниковые (гравия и гальки свыше 40%)	1:1 (1:1,5)
Супеси	1:1,5 (1:2)
Суглинки	1:1 (1:1,5)
Глины	1:0,5 (1:1)
Разрыхленный скальный грунт	1:0,5 (1:1)

5.2. 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 выполняется большой объем взрывных работ, которые применяются 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 на 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 по залесенным местностям невозможна, удаляются взрывным способом.

При корчевке пней заряды ВВ размещают либо под пнем в выбуриваемом шпуре (рис. 42, а), либо в шпуре, высверливаемом в самой древесине (рис. 42, б). Первый

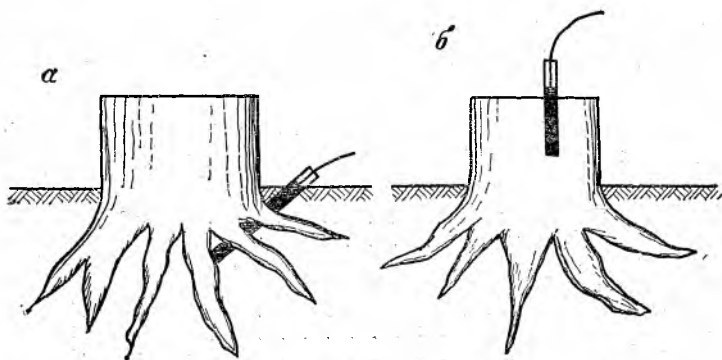


Рис. 42. Корчевка пней взрывным способом

способ применяется при стелящейся корневой системе, второй — при наличии центрального корня.

Способ подкопом заключается в том, что под пнем выбурируется шпур диаметром 6—8 см с таким расчетом, чтобы заряд, занимающий не более $\frac{1}{3}$ шпура, расположился под центром пня на глубине 1—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

$$Q = q_{\text{п}} d, \quad (5.3)$$

где $q_{\text{п}}$ — удельный расход ВВ на 1 см диаметра пня, г, (табл. 28); d — диаметр пня, см.

Т а б л и ц а 28

Диаметр пня, см	Рубка давняя			Рубка свежая		
	Щебени- стый грунт с галькой	Рыхлый грунт глинистый	Торф	Щебени- стый грунт с галькой	Рыхлый грунт глинистый	Торф
Мягкие породы дерева						
20—25	16	18	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
Гвердые 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

При разложившемся грунте, для пней давней рубки расход ВВ уменьшают на 15 %. Необходимую величину зарядов (как и глубину подкопок) 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 диамет-

Таблица 29

Грунт	Диаметр пня, см	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	15—20	25—30	0,5—0,6;	0,4—0,5;	0,3—0,4;	0,3—0,4;
	30—40	50—60	0,6—0,7;	0,5—0,6;	0,4—0,5;	0,4—0,5;
	50—70	80—100	0,7—0,8;	0,6—0,7;	0,5—0,6;	0,5—0,6;
Глинистый	15—20	25—30	0,9—1,2;	0,8—1,0;	0,7—0,8;	0,7—0,8;
	30—40	50—60	1,1—1,4;	0,9—1,2;	0,8—1,1;	0,8—1,1;
	50—70	80—100	1,3—1,8;	1,3—1,7;	1,1—1,4;	1,1—1,4;
	15—20	25—30	1,6—2,0;	1,6—2,0;	1,3—1,8;	1,3—1,8;
	30—40	50—60	2,2—2,8;	2,2—2,8;	1,8—2,5;	1,8—2,5;
	50—70	80—100	0,4—0,5;	0,3—0,4;	0,2—0,3;	0,2—0,3;
	15—20	25—30	0,5—0,6;	0,4—0,5;	0,3—0,4;	0,3—0,4;
	30—40	50—60	0,6—0,7;	0,5—0,6;	0,4—0,5;	0,4—0,5;
	50—70	80—100	0,7—0,8;	0,6—0,7;	0,5—0,6;	0,5—0,6;

ром 12—15 мм с заостренным концом; длина шула 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 м и наличии мощных стержневых корней заряды располагают в двух подкопах, пробуренных с противоположных сторон пня. Оба заряда врывают одновременно (детонирующим шнуром или электродетонаторами).

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 пня и типа древесины масса заряда может быть принята по табл. 29.

Забойку заряженных подкопом пней 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 подкопку.

При укладке ВВ в шпур,

просверленный непосредственно в древесине пня, первоначальная ориентировочная величина заряда аммонита определяется из расчета 7,5 г на 1 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, а для менее толстых — не более 50 мм.

Следует строго придерживаться определенной величины заряда в зависимости от глубины подкопа, диаметра и породы пня, давности рубки дерева, мощности ВВ и т. д.

При ликвидации отказавших зарядов в подкопах осторожно извлекают забойку руками, на заряд помещают новый патрон-боевик, вновь забивают 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) выполняется следующими способами: если дерево необходимо свалить, оставив пень на месте, взрывают накладной заряд ВВ, привязанный к стволу дерева примерно на $\frac{2}{3}$ его толщины; если дерево надо валить 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/см²; принимается 1,25 — 1,5 г/см² для твердых и вязких пород (дуб, бук и т. п.); 1 г/см² 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, но уменьшают ее на 25—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 валунов применяют бульдозеры или корчеватели, крупные камни и валуны дробятся взрывом.

Валуны можно дробить зарядами накладными, шпуровыми и размещенными в подкопе (под валуном).

При методе накладных зарядов на валуне помещают заряд ВВ 1 с зажигательной трубкой 2, прикрывают его со всех сторон мелкой забойкой 3 (рис. 43) и выполняют взрывание.

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 только одновременно при помощи детонирующего шнура или электродетнаторов мгновенного действия.

Расход ВВ на 1 м³ камня при дроблении крупных валунов зарядами из аммонита № 6ЖВ зависит от крепости породы, а также от размеров валунов:

Категории крепости	породы по				
ЕНиР	VII—VIII	IX—X	XI—XIII	XIV—XVI	

Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³ :					
наружными 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 1/4—1/3 глубины), вставляется зажигательная трубка 2 и делается забойка 3 из воды или мелкой породы до устья шпура (рис. 43, б).

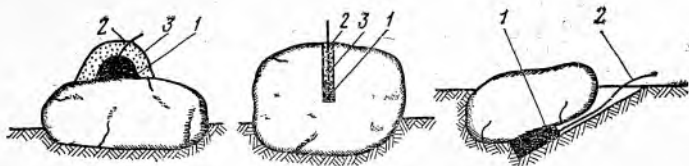


Рис. 43. Взрывание валунов накладным, шпуровым и углубленным зарядом; 1 — заряд ВВ; 2 — зажигательная трубка; 3 — забойка (грунт)

Общая масса заряда ВВ (кг) на дробление валунов (негабаритных кусков) шпуровым методом

$$Q = q_b V,$$

где q_b — расчетный удельный расход ВВ для зарядов внутреннего действия, кг/м³; V — объем валуна (негабаритного куска), м³.

Масса заряда в одном шпуре (кг)

$$Q_1 = \frac{\pi d^2}{4} \Delta l_{\text{ш}} k,$$

где d — диаметр шпура, м; Δ — плотность заряжания, кг/м³; $l_{\text{ш}}$ — длина шпура, м; $k = 2/3$ — коэффициент заполнения шпура.

Негабаритные куски большего размера обуриваются несколькими шпурами, заряды в которых взрываются одновременно.

При взрывании зарядами, размещенными в шпурах, значительно уменьшается расход ВВ, но так как бурение является весьма трудоемкой операцией, дробление негабаритных кусков часто выполняется методом накладных зарядов.

В ряде случаев применяется дробление больших глыб микрочарядами массой 3—5 г. При взрыве камней размером $0,5 \times 0,7 \times 0,9$ глыбы раскалывались на три—пять частей без разлета кусков. Удельный расход ВВ на разделку глыб при этом уменьшается в 10—15 раз.

Для уменьшения разлета кусков при взрыве целесообразно проводить гидровзрывное дробление валунов. Для этого в шпур наливается вода, а в воду помещается заряд ВВ массой 20—30 г. После закрытия устья шпура забойкой выполняется 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 под-

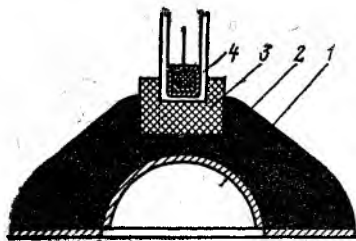


Рис. 44. Схема кумулятивного заряда ЗПК:

1 — кумулятивная выемка; 2 — пашка из литого тротила; 3 — узел детонации; 4 — металлическая скоба

копе, при котором заряд находится непосредственно под валуном. Достоинство этого способа заключается в том, что одновременно с дроблением валуина происходит и выбрасывание его из грунта.

При этом расход ВВ можно принять для небольших валунов в 2 и для больших в 4 раза большим, чем при шпуровых зарядах.

В определенных условиях для дробления валунов и негабаритных камней взрывом целесообразно применять накладные кумулятивные заряды, имеющие некоторые преимущества по сравнению с обычными накладными зарядами.

Институтом ВНИИцветмет совместно с Раменским отделением института ВНИИГеофизики созданы кумулятивные заряды ЗПК для дробления негабарита (рис. 44). Кумулятивная выемка облицовывается сферической металлической вставкой, а сам заряд устанавливается на кольцевую выточку, расположенную на разрушаемом объекте [15].

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.

Для дробления валунов и негабаритов рекомендуются следующие кумулятивные заряды:

Условное обозначение	Цена, руб.	Предельная толщина дробимого куска, м	Условное обозначение	Цена, руб.	Предельная толщина дробимого куска, м
ЗКН-180	0,23	0,55	ЗКП-50	0,48	0,25
ЗКН-260	0,28	0,75	ЗКП-100	0,51	0,5
ЗКН-500	0,42	1,0	ЗКП-200	0,56	0,8
ЗКН-1000	0,7	1,2	ЗКП-400	1,48	2,0
ЗКН-2000	1,2	1,6	ЗКП-1000	3,2	1,4
ЗКН-4000	1,98	2,0	ЗКП-2000	4,3	2,2
ЗКН-25	0,36	0,13	ВКП-4000	5,5	2,8

Кумулятивный заряд ЗКП представляет собой шашку литого тротила, с полусферической выемкой, облицованной сталью.

При помощи кумулятивных зарядов в зависимости от их типоразмера можно дробить глыбы объемом от 1 до 10 м³. 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, а расход ВВ по сравнению с обычными накладными зарядами снижается в 1,5—2 раза. Радиус разлета кусков после взрыва валунов кумулятивными накладными зарядами меньше, чем при дроблении их взрывом шпуровых или обычных накладных зарядов, при котором минимальный радиус опасной зоны составляет не менее 400 м.

Ивано-Франковским институтом нефти и газа совместно с Калушским филиалом ВНИИГ проведены испытания бескорпусных кумулятивных зарядов ЗКН-400 для разрушения валунов и негабаритных кусков объемом 0,5—2,6 м³. При дроблении валунов одним зарядом его располагали в центре. Негабаритные куски объемом свыше 1,5 м³ взрывали двумя — тремя зарядами ЗКН-400, размещенными на

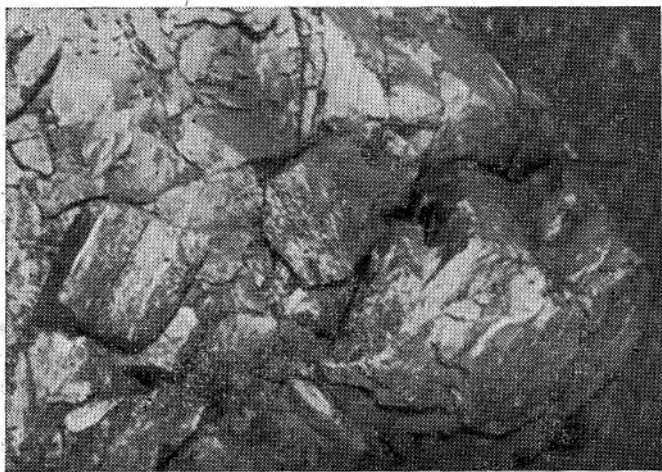


Рис. 45. Валун, разрушенный взрывом кумулятивных зарядов ЗКН-400

расстоянии 0,5 м один от другого. Кумулятивные заряды инициировали электродетонаторами мгновенного действия. Негабаритные куски разрушались в основном на пять—шесть крупных частей без разлета мелких осколков. Кроме того, они были пронизаны сетью трещин (рис. 45).

Испытаниями установлено, что качественное разрушение негабаритов кумулятивным зарядом достигается при толщине валуна до 1,5 м. Стоимость дробления 1 м³ негабарита кумулятивными зарядами ЗКН-400 в среднем составляет 0,36 руб. Это в 1,5—2 раза ниже стоимости вторичного дробления накладными зарядами из аммонита № 6ЖВ [17].

Рассмотренные способы разделки негабаритных кусков могут быть рекомендованы и для условий строительства полков в горной местности.

5.3. Взрывные работы при сооружении полков

Трассы магистральных трубопроводов в горных районах могут быть проложены параллельно горизонталям, под углом и перпендикулярно к ним. При этом участки трассы могут иметь поперечную и продольную косогорность местности.

Работа землеройных машин на гусеничном и пневмоколесном ходу возможна на участках с поперечным уклоном до 8° и с продольным уклоном не более 15°. В этих пределах земляные работы выполняются обычными методами. На косогорах с поперечным уклоном более 8° для обеспечения устойчивости землеройных машин и выполнения всех строительных процессов при сооружении трубопроводов устраиваются полки (рис. 46).

Ширина полки при одном трубопроводе устанавливается равной не менее 8 м и должна обеспечивать беспрепятственное передвижение строительных и транспортных машин. Минимальная ширина полки для различных диаметров трубопроводов определяется по формуле (5.1).

Буровзрывные работы в горных условиях должны обеспечивать получение полков заданных размеров при сохранении устойчивости нагорных 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.

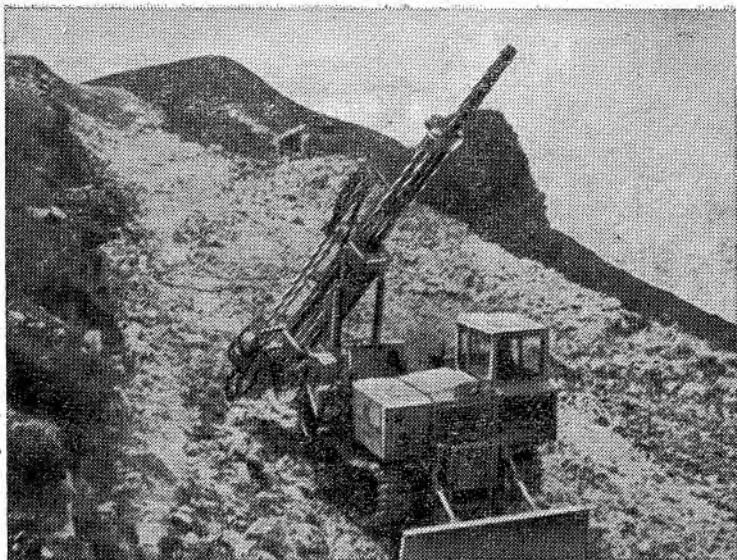


Рис. 46. Строительство полков в Карпатах

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 систем газопроводов в условиях Кавказа.

Метод шпуровых зарядов рекомендуется применять при устройстве полков на косогорах с крутизной в пределах $10\text{--}15^\circ$ при мощности взрываемого слоя до 2 м, при мощности слоя свыше 2 м полка разрабатывается послойно с опережением верхнего слоя над нижним, при мощности слоя выше 2 м и крутизне косогора $15\text{--}25^\circ$ применяют метод скважинных зарядов.

Для бурения шпуров и скважин применяют бурильные молотки и самоходные бурильные машины, техническая характеристика которых приведена в табл. 13, 14.

Для рыхления горных пород при образовании полков в горных условиях наиболее широко применяют метод скважинных зарядов в вертикальных (рис. 47, а) и наклонных (рис. 47, б) скважинах диаметром до 150 мм, глубиной до 20 м.

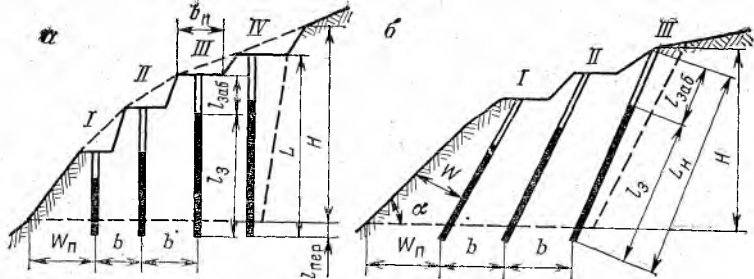


Рис. 47. Схема расположения скважинных зарядов

В зависимости от проектной ширины полки и мощности взрываеваемого массива скважины располагают в один, два и более рядов — многорядное взрывание.

На косогорах для каждого ряда скважин разделяется берма шириной 4—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 по-слойное рыхление горной массы шпуровыми зарядами.

Расчет скважинных зарядов рекомендуется вести в следующем порядке.

1. На основании характеристик физико-механических свойств взрываеваемых пород, коэффициента крепости пород устанавливается удельный расход ВВ (кг/м^3), который может быть принят по табл. 24 для аммонита № 6ЖВ и пересчитан по формуле (4.4) при использовании других ВВ.

Для расчета удельного расхода ВВ можно пользоваться формулой [16]

$$q = 0,42 (d_c + 0,2)^4 \sqrt{f} \frac{\rho_n}{2,6} \left(\frac{0,5}{d_n} \right)^{2/3} e, \quad (5.4)$$

где d_c — диаметр естественной отдельности в массиве, м; ρ_n — плотность породы, 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 м^3 , диаметр негабаритного куска принимается 0,6 м.

Средний размер естественной отдельности (м) 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.

2. Определяется диаметр скважин. Для заданной высоты взрывающей полки H (м) диаметр скважины, при котором максимально используется ее объем,

$$d = 28H \sqrt{q_n / \Delta}, \quad (5.5)$$

где q_n — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³ (см. табл. 24). Плотность заряжения обычно $\Delta = 0,9$ т/м³, при механическом заряжении — $\Delta = 1 \div 1,2$ т/м³.

В зависимости от требуемой степени дробления породы и наличия бурового инструмента диаметр скважины может быть уменьшен.

3. Вместимость 1 м скважины устанавливается по таблицам «Нормативного справочника по буровзрывным работам» [18] или определяется по формуле

$$p = \pi d^2 \Delta / 4. \quad (5.6)$$

4. Величина преодолеваемого сопротивления по подошве (с. п. п.)

$$W_{\pi} = \sqrt{p / q_n}. \quad (5.7)$$

Если известна величина фактического удельного расхода ВВ q на дробление 1 м³ породы, то с. п. п. можно определять по формуле

$$W_{\pi} = 0,9 \sqrt{p / q}.$$

Кроме того величина с. п. п. (м) проверяется из условия безопасного ведения работ по бурению

$$W_{\pi} = H \operatorname{ctg} \alpha + C,$$

где α — угол откоса взрывающего массива, градус; $C = 3$ м — минимальное допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки полки, м.

5. Расстояние между скважинами

$$a = m W_{\pi}, \quad (5.8)$$

где $m = 0,8 \div 1,4$.

При многорядном взрывании устанавливается расстояние между рядами, которое зависит от способа электрического взрывания зарядов. Так, при мгновенном взрывании $b = 0,85 W_{\pi}$, при короткозамедленном $b = (0,9 \div 1) W_{\pi}$. При расположении скважинных зарядов по квадратной сетке $a = b = W_{\pi}$.

6. По формуле (4.3) 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

$$L_c = H + l_{\text{пер}}, \quad (5.9)$$

где H — высота взрываемого слоя, м.

Величина перебура

$$l_{\text{пер}} = 0,5 q_n W_n.$$

8. Наибольший заряд, который может быть размещен в ней,

$$Q_{\text{max}} = p(L_c - l_{\text{заб}}).$$

Длина забойки (м) $l_{\text{заб}} = (0,5 \div 0,7) W_n.$

Для обеспечения более равномерного дробления горной массы при строительстве полук рекомендуется применять наклонные скважины. Обычно наклонные скважинные заряды применяют при углах откоса косогора 55—75°.

Параметры наклонных скважинных зарядов рассчитываются так же, как и для вертикальных зарядов. При этом величина с.п.п. для наклонных скважинных зарядов (м)

$$W_n = 1/\sin \alpha \sqrt{p/q_n},$$

где α — угол наклона скважины к горизонтальной плоскости, градус; q_n — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³.

Длина наклонной скважины

$$l_c = (H/\sin \alpha) + l_{\text{пер}}.$$

При строительстве полук для прокладки трубопроводов большого диаметра применяется многорядное взрывание скважинных зарядов, которое обеспечивает более высокие технико-экономические показатели взрывных работ, чем однорядное. Учитывая опыт работы горнорудных предприятий, применяются следующие схемы короткозамедленного взрывания:

Схема

Достоинства

Порядная

Простота монтажа, уменьшение ширины развала

Порядная врубная (продольный вруб)

Равномерное дробление, неширокий развал

Порядная врубная (поперечный вруб)

То же

Врубная (клиновой вруб)

Равномерное дробление

Врубная (трапецидальный вруб)

Равномерное дробление, направленность навала

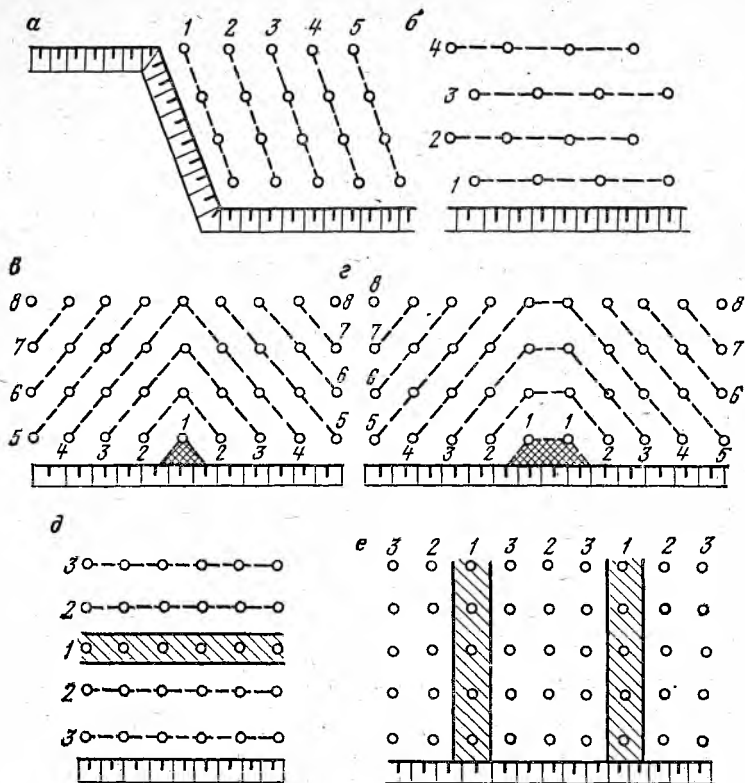


Рис. 48. Схема короткозамедленного взрывания зарядов (цифрами указана последовательность взрывания);

а, б — порядные схемы; в — клиновой вруб; г — трапецевидный вруб; д — продольный вруб; е — поперечный вруб

Недостаток порядной схемы — невысокая степень дробления, врубовой — сложность монтажа взрывной сети.

При выборе схемы короткозамедленного взрывания (рис. 48) учитываются ширина полки, крутизна косоговоров, физико-механические свойства взрывааемых пород, состояние взрывааемого массива.

Кроме вертикальных и наклонных скважинных зарядов в практике строительства магистральных трубопроводов в горных условиях, возможно применение скважин с различными углами наклона. Такая схема расположения скважин применена при строительстве газопроводов трестом Союзгазспецстрой [19].

Предварительно устраивается полка шириной $b_{\text{п}}=4,5$ м

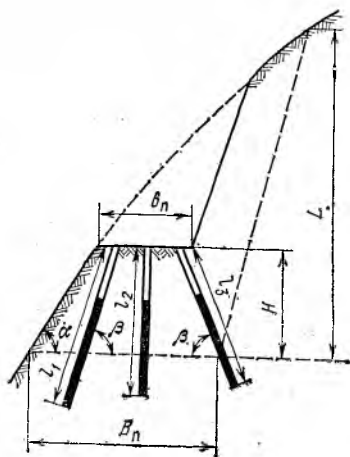


Рис. 49. Схема размещения скважин при поперечных уклонах

с применением шпуровых зарядов. Затем бурильными станками с полки пробуривают скважины диаметром 105 мм. Длина скважин

$$l_1 = H / \sin \alpha \sin \beta;$$

$$l_2 = H + h_{\text{пер}}; \quad l_3 = l_2 / \sin \beta.$$

На рис. 49 показана схема размещения скважин при поперечных уклонах 45—60° для устройства полок в прочных скальных породах. Ширина и высота поперечных полок $B_{\text{п}} = 11 \div 12$ м, $L = 15 \div 16$ м при $\alpha = 45^\circ$, $L = 30 \div 32$ м при $\alpha = 60^\circ$. При таком размещении скважин выброс породы составляет до 70 %, дробление горной массы хорошее.

Сравнительные технико-экономические показатели сооружения полок методом шпуровых и скважинных зарядов:

Объем взорванного массива, м ³	16 750/16 750
Выход породы с 1 м заряда, м ³	16/1,34
Общий расход ВВ, кг	5487/7537
Общие затраты на 100 м полки, руб.	1533/4036
Экономия на 100 м полки, руб.	2503

Примечание. В числителе — для метода скважинных зарядов, в знаменателе — для метода шпуровых зарядов.

При мощности взрываемого слоя до 2 м применяют также метод шпуровых зарядов. Его можно применять и при послышной разработке полки.

В зависимости от параметров полки, мощности взрываемого массива, физико-механических свойств пород шпуров бурят в один или несколько рядов. В крепких породах для лучшей проработки нижней части взрываемого массива шпуров бурят с перебуром. 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 БМ-276, БМ-253.

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 $W_{\text{п}} = (0,4 \div 0,6) H$; для пород

средней крепости $W_{\Pi} = (0,6 \div 0,8)H$; для слабых пород $W_{\Pi} = (0,8 \div 0,1)H$.

Расстояние между шпурами a может быть принято $(0,8 \div 1,1)W_{\Pi}$ при мгновенном взрывании; $(1 \div 1,4)W_{\Pi}$ при короткозамедленном; $(1,2 \div 1,5)W_{\Pi}$ при огневом взрывании.

Расстояние между рядами зарядов b при мгновенном взрывании устанавливается равным $0,85 W_{\Pi}$; при короткозамедленном взрывании $(0,9 \div 1,0)W_{\Pi}$. Здесь W_{Π} — с. п. п. первого ряда шпуров, м.

Метод котловых зарядов применяется в исключительных случаях для рыхления скальных пород при строительстве полков на косогорах с крутизной до 25° и при условии, что с. п. п. взрываемого массива полки настолько велико, что заряд, помещенный в скважину, не в состоянии его преодолеть (рис. 50).

Масса основного заряда $Q = q_{\Pi} W_{\Pi}^3$. Величина с. п. п. принимается равной: $(0,4 \div 0,6)H$ для крепких пород; $(0,5 \div 0,7)H$ для пород средней крепости; $0,6H$ для некрепких пород.

Основной заряд размещается в котле, создаваемом одним или несколькими простреливаниями. При этом величина прострелочного заряда

$$Q_{\text{пр}} = Q / (\Pi_{\text{пр}} \Delta),$$

где $\Pi_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости, $\text{дм}^3/\text{кг}$ (табл. 24); Δ — плотность заряжания, $\text{кг}/\text{дм}^3$.

Расстояние между котловыми зарядами и рядами принимается следующим: для мгновенного взрывания $a = (0,9 \div 1,1)W_{\Pi}$; $b = 0,85W_{\Pi}$; для короткозамедленного взрывания $a = (1,1 \div 1,4)W_{\Pi}$; $b = W_{\Pi}$.

Требуемый диаметр котла

$$D_{\text{к}} = 1,24 \sqrt[3]{Q/\Delta}.$$

Метод камерных зарядов применяется при устройстве

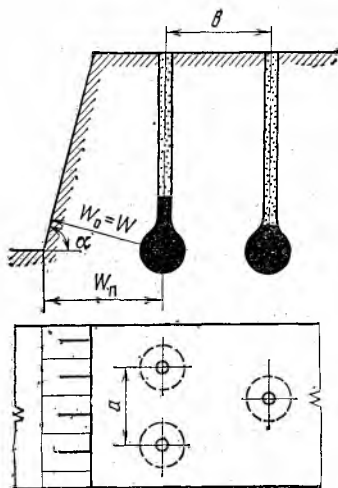


Рис. 50. Схема размещения котловых зарядов при строительстве полков

полок для взрыва на выброс и сброс на участках с крутизной косогора более 25° .

При помощи усиленных зарядов взрываема́я порода не только разрушается, но и выбрасывается за пределы разрушаемого массива горных пород. При этом получается профиль полки, близкий к проектному. Преимуществом сооружения полки таким способом является возможность применения его в породах любой крепости и в любых горнотехнических условиях.

Проектирование камерных зарядов начинается с размещения их на поперечниках. Поперечные профили принято делить на три типа: высота образуемого при взрыве откоса над внутренней бровкой составляет 0,75—1,25; 0,75 и более 1,25 ширины полки (рис. 51, а, б, в).

Масса камерного заряда выброса определяется по формуле (4.2) М. М. Борескова.

Методика расчетов камерных зарядов изложена в «Технических правилах ведения взрывных работ на дневной поверхности» [48].

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 взрывов смежных рядов перекрывали одна другую (рис. 52). Зоны, заштрихованные на рисунке, дорабатывают механизированным способом. Обычно заряды взрывают с замедлением: сначала нижний ряд, затем верхний. Расстояния между зарядами в ряду определяют из соотношения $a = mW$, где $m = 1$

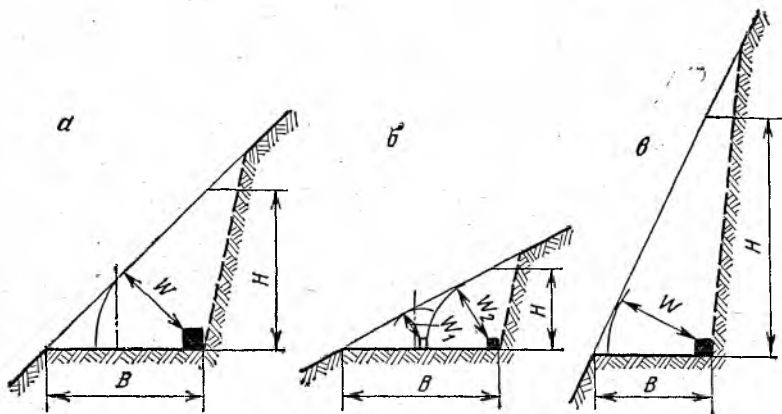


Рис. 51. Поперечные профили полки при применении камерных зарядов

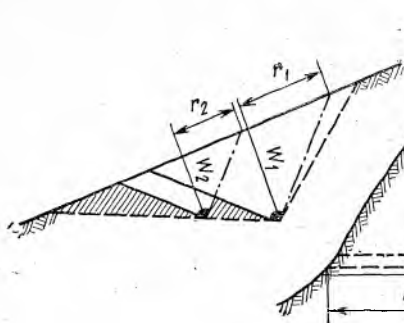


Рис. 52. Схема размещения камерных зарядов для взрыва на выброс

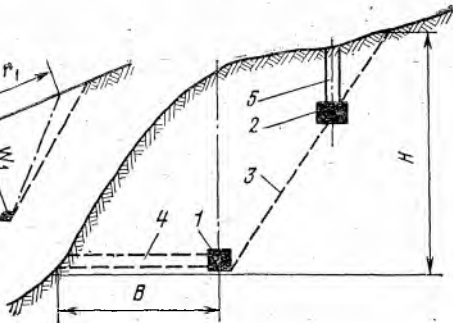


Рис. 53. Схема размещения зарядов для взрыва на сброс:

1 — основной камерный заряд; 2 — вспомогательный заряд; 3 — профиль полки; 4 — штольня; 5 — шурф

при $n=1$, $m=1,25$ при $n=1,5$ (n — показатель действия взрыва).

При взрыве на сброс с применением камерных зарядов их располагают в один или два ряда в зависимости от рельефа местности и ширины полки (рис. 53). При двухъярусном расположении зарядов расстояние между ярусами b принимается в пределах $(1,3—1,6)W$ зарядов нижнего яруса в зависимости от устойчивости породы. Заряды разных ярусов могут взрываться одновременно или с замедлением в направлении сверху вниз.

5.4. Взрывные работы при строительстве траншей

При устройстве 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, глубина $1,2—2,2$ м, ширина поверху до $4,5$ 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.

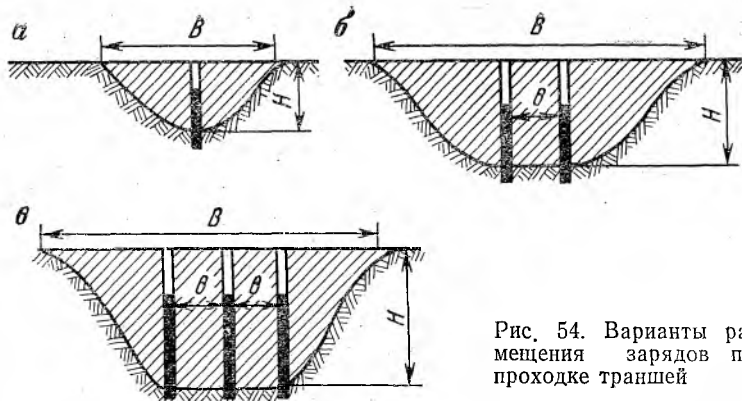


Рис. 54. Варианты размещения зарядов при проходке траншей

Метод шпуровых зарядов. При проведении траншей рыхление скальных пород выполняют преимущественно сериями мелкошпуровых зарядов, что обеспечивает наиболее полное соответствие профиля траншей проектному и хорошее дробление без разброса кусков породы на большое расстояние.

При ширине траншей по низу до 1,5 м шпуров располагают в один ряд (рис. 54, а), при большей ширине — в два и три ряда (рис. 54, б, в).

При проведении траншей глубиной до 1,2 м и шириной 1,5—1,8 м шпуров можно бурить в один ряд у одного борта траншей с уклоном к ее середине 45° — 60° . Благодаря такому расположению шпуров порода разрушается и ча-

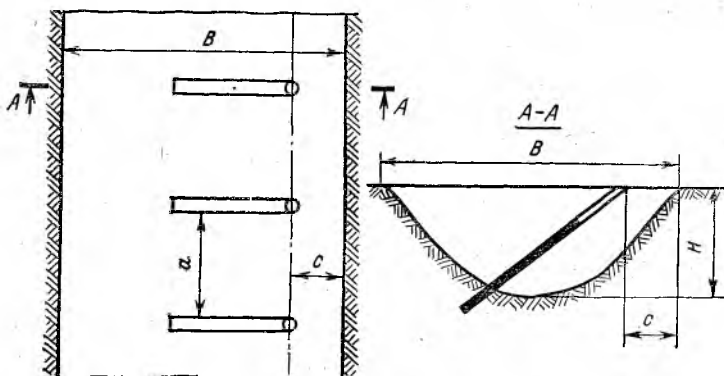


Рис. 55. Схема расположения шпуров при односторонней укладке грунта

стично выбрасывается в сторону противоположного борта (рис. 55).

Масса шпуровых зарядов (кг)

$$Q = (l_{\text{ш}} - l_{\text{заб}}) p, \quad (5.10)$$

где p — вместимость 1 м шпура по ВВ, кг.

Длина шпура устанавливается в зависимости от проектной глубины траншеи и величины перебура, который для практических расчетов принимается в пределах $l_{\text{пер}} = (0,1 \div 0,15) h_{\text{т}}$, т. е. $l_{\text{ш}} = h_{\text{т}} + l_{\text{пер}}$.

В зависимости от крепости взрывааемых пород и требуемой степени рыхления длина забойки $l_{\text{заб}} = (0,25 \div 0,5) l_{\text{ш}}$.

При необходимой площади взрываемого участка S и глубине траншеи $h_{\text{т}}$ можно определить число взрывааемых шпуров

$$N = Sh_{\text{т}} q_{\text{н}} / Q,$$

где $q_{\text{н}}$ — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³ (см. табл. 24).

Расстояние между шпурами зависит от способа взрывания зарядов и может быть принято в следующих пределах: для огневого способа — $a = (1,2 \div 1,5) H_{\text{тр}}$, для электрического способа — $a = (1 \div 1,5) H_{\text{тр}}$ (здесь $H_{\text{тр}}$ — глубина траншеи).

Расстояние между рядами шпуров устанавливается равным $0,85 H_{\text{тр}}$ при огневом взрывании, $H_{\text{тр}}$ при короткозамедленном взрывании.

Проведение траншей шпуровыми и скважинными зарядами на выброс. При строительстве магистральных трубопроводов большого диаметра проведение траншеи может быть выполнено шпуровыми и скважинными зарядами на выброс (рис. 56). В зависимости от параметров траншеи шпуры или скважины располагают в один, два или три ряда при показателе действия взрыва $n = 1,5 \div 2$.

Основными расчетными величинами при взрывах на выброс являются: суммарный расход ВВ, величины зарядов в скважинах, сетка расположения скважин и их глубина.

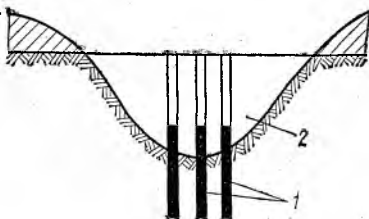


Рис. 56. Схема взрыва на выброс скважинными зарядами:

1 — заряд ВВ; 2 — выемка

Расчет скважинных зарядов выброса выполняется в следующем порядке.

1. При л.н.с. зарядов, равной проектной глубине со-
оружаемой 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

$$a = 0,5pl_c / Q'. \quad (5.11)$$

4. Масса заряда в скважине $Q = Q'a$.

Если в результате расчета получено $a < 2d$, допускается
скважины размещать в два-три ряда, с расстоянием
между рядами не менее $2d$ (здесь d — диаметр скважин).

5. После установления сетки скважин и определения
массы заряда проверяются условия размещения ВВ в сква-
жинах.

Нормальным считается такое размещение заряда, при
котором длина забойки $l_{заб} \leq 0,75W$.

Приведенная методика рекомендуется для расчета сква-
жинных зарядов диаметром до 150 мм при проведении
траншей глубиной до 3 м.

Для укладки труб диаметром менее 1020 мм проведе-
ние траншеи выполняется с применением скважинных заря-
дов малого диаметра, расположенных в один ряд. При
этом показатель действия взрыва n обычно равен 1.

Рекомендуемая последовательность расчета [20]:

1. Рассчитывается расстояние между зарядами

$$a = md_a, \quad (5.12)$$

где m — коэффициент сближения зарядов, зависящий от
простреливаемости грунта: для плотной тяжелой глины он
равен 9—10, для моренного суглинка 10—12, для глины
средней плотности 11—13, для суглинка лёссовидного и
лёсса 13—15.

2. Масса заряда в скважине

$$Q = 1,2q_n H_{тр}^2 a, \quad (5.13)$$

где $H_{тр}$ — проектная глубина траншеи, м.

3. Глубина скважины

$$l_c = k_n H,$$

где k_n — коэффициент перебура, принимаемый для супеси
и лёсса 1,15—1,2; для суглинка 1,1—1,15; для глины
1,05—1,1.

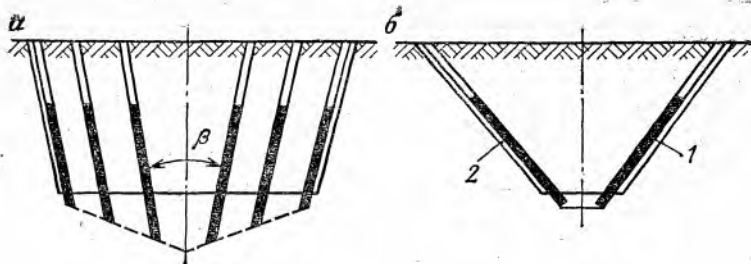


Рис. 57. Схема расположения скважинных зарядов в поперечном профиле траншеи при взрывании на выброс:

1 — скважинные заряды; 2 — заряды подкола

Определенную расчетом массу заряда проверяют по условию его размещения в скважине. Длина заряда $l_3 = 0,75l_c$.

При проведении траншей с применением наклонных скважинных зарядов (рис. 57, а) скважины следует бурить под тем большим наклоном ($25-45^\circ$), чем слабее порода. Угол схождения центральных (врубовых) скважин принимается не менее 30° . В этом случае они приближаются к оси траншеи.

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 породы на одну сторону применяют наклонные скважинные заряды, образующие плоскую систему зарядов. Большинство расчетных параметров определяются по той же методике, что и для вертикальных скважин. Лишь глубина скважин определяется иначе:

$$l_c = k_n H / \sin \alpha,$$

где α — угол наклона скважины к горизонту, градус. При этом обеспечивается выброс 80 % породы на один из бортов траншей.

Комбинированная схема расположения зарядов состоит из основных наклонных и дополнительных (подкола) скважинных зарядов (рис. 57, б). При этом диаметр зарядов подкола должен быть в 2 раза меньше диаметра основных. Применение зарядов подкола позволяет увеличить объем направленно выбрасываемой породы до 90 % общего объема выброса.

Для обеспечения направленности выброса применяется

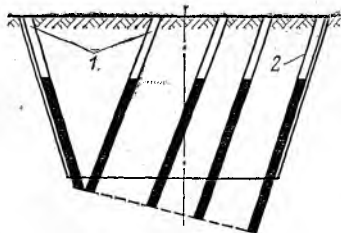


Рис. 58. Схема расположения скважинных зарядов при направленном выбросе породы:

1 — врубовые скважины; 2 — основные скважины с зарядами выброса

врубная схема расположения наклонных скважин в поперечном профиле траншеи (рис. 58).

Все скважины, кроме врубовой, располагаются с наклоном, противоположным направлению выброса. Врубные скважины взрываются одновременно, основные скважины — порядно с замедлением 25 мс относительно врубовых.

Для получения хороших результатов взрыва расчетный удельный расход ВВ для врубовых скважин следует принимать 3 кг/м^3 с увеличением до 5 кг/м^3 для наиболее удаленной от вруба части поперечного профиля траншеи [21].

Сетку скважин необходимо рассчитывать так, чтобы расстояния между скважинами в ряду были в 2—3 раза меньшими, чем между рядами скважин в поперечном профиле траншеи.

Сооружение траншей в грунтах взрывами удлиненных горизонтальных зарядов выброса. Метод удлиненных горизонтальных зарядов выброса, при котором ВВ размещается вдоль оси сооружаемой траншеи или канала, применяется все шире [23, 24].

Взрывание удлиненных горизонтальных зарядов впервые 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 может найти широкое применение 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 формирование 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 [22].

С увеличением глубины заложения заряда увеличивается плотность грунта и соответственно уменьшается его пористость.

Основы расчета удлинённых горизонтальных зарядов изложены в работах Д. М. Кушнарёва, В. И. Гущина, Ю. П. Андреева и др.

Определяющим условием проектирования удлинённых 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 величин заряда, видимой глубины выемки, диаметра заряда и л. н. с.

Для практических расчетов можно рекомендовать следующую методику, предложенную В. И. Гущиным.

1. Определяется масса заряда на 1 м выемки (траншеи)

$$q_v = q_n W^2 (n^2 + 0,4n - 0,4), \quad (5.14)$$

где W — л. н. с. (глубина заложения заряда), м.

2. Общая масса удлинённого горизонтального заряда

$$Q = q_v l_z k,$$

где k — коэффициент забойки, для зарядных щелей он равен 1; для траншей без забойки и без воды 1,05—1,2 (нижний предел — для хорошо сжимаемых грунтов — торф, мягкие глины, верхний — для крепких скальных пород); для обводнённых траншей с грунтовой забойкой 1—1,1 (нижний предел для хорошо сжимаемых грунтов при полной забойке или в условиях обводнённости траншей, верхний — для скальных пород с частичной забойкой).

Величина видимой глубины выемки при $n > 2,5$

$$H_v = W + a_n \sqrt[3]{q_v},$$

где a_n — коэффициент пропорциональности сжатия грунтов, для нескальных грунтов он равен 0,3—0,4; для грунтов глинистых и суглинистых 0,4—0,5; для полускальных грунтов

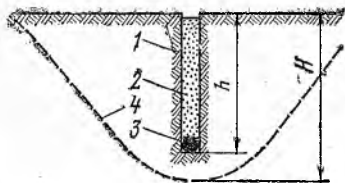


Рис. 59. Схема расположения удлиненного горизонтального заряда в щели:

1 — зарядная камера (щель); 2 — грунтовая засыпка; 3 — заряд ВВ; 4 — контуры траншей после взрыва; h — глубина заложения заряда ВВ; H — глубина траншеи

0,15—0,25; q_v — масса удлиненного заряда на 1 м выемки, кг;

$$W = H_v - R_{сж} \text{ при } n > 2,5;$$

$$W = 3H_v / (2n - 1) \text{ при } n < 2,5;$$

$R_{сж}$ — радиус сжатия грунтов при взрыве удлиненного горизонтального заряда выброса, м.

Диаметр удлиненного горизонтального заряда

$$D = \sqrt[4]{4q_v / \pi \Delta},$$

где Δ — плотность заряда, кг/м³.

Удлиненные горизонтальные заряды обычно размещаются в щелях (рис. 59), нарезаемых щелерезными машинами.

5.5. Устройство траншей и каналов на болотах

Строительство магистральных трубопроводов в районах Западной и Восточной Сибири, а также Севера европейской части СССР, 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 сланевые и лежневые дороги, обеспечивать водоотлив из траншей.

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 резко 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 проведение траншей взрывом.

Технология проведения траншей на болотах при помощи взрыва, разработанная О. М. Иванцовым, В. П. Ментюковым (ВНИИСТ), широко применяется в нефтегазовых районах Западной Сибири.

Значительный объем работ по сооружению траншей взрывным способом на болотах выполнен при строительстве систем газопроводов из северных районов в центральные.

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.

Для прокладки магистральных трубопроводов через болота проводят траншей-выемки глубиной 2,5 м и шириной поверху 6—8 м, а также каналы — обводненные выемки глубиной более 2 м и шириной по верху более 8 м.

Эффективность взрывных работ на болотах зависит от правильного выбора ВМ. Выбор ВВ и СИ определяется их водоустойчивостью, стойкостью при длительном хранении (не менее 6 мес) в условиях повышенной влажности.

Для инициирования зарядов, находящихся в воде более 4 ч, рекомендуется использовать боевики из тротильовых 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 грунтов и торфа принимаются значения удельного расхода аммонита № 6ЖВ, приведенные в табл. 30.

При сооружении траншей и каналов на болотах могут быть рекомендованы следующие методы ведения взрывных работ: сосредоточенных, 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.

Грунт	Водонасыщенность	Удельный расход ВВ, кг/м³
Вязкие суглинки, глины	Водонасыщенные средней насыщенности	0,7—0,8
		1,1—1,2
Плотные глины, тяжелый моренный суглинок с валунами, супеси	Водонасыщенные	1,2—1,4
		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

Метод сосредоточенных зарядов целесообразно применять на глубоких болотах, покрытых лесом, при образовании каналов глубиной до 5 м и шириной по верху до 20 м. Сущность метода сосредоточенных зарядов при сооружении каналов и траншей на болотах заключается в том, что по оси выемки на расчетном расстоянии один от другого взрывным способом создаются зарядные воронки, в которые размещают сосредоточенные заряды. После их взрыва образуется линейная выемка заданного профиля (рис. 60).

Сосредоточенные заряды при сооружении каналов могут располагаться в грунте в замкнутых плоскостях, 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 (рис. 61).

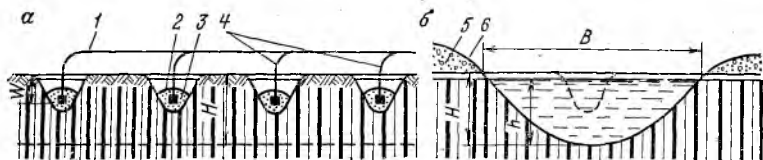


Рис. 60. Схема образования каналов на болотах методом сосредоточенных зарядов:

а — схема однорядного расположения сосредоточенных 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

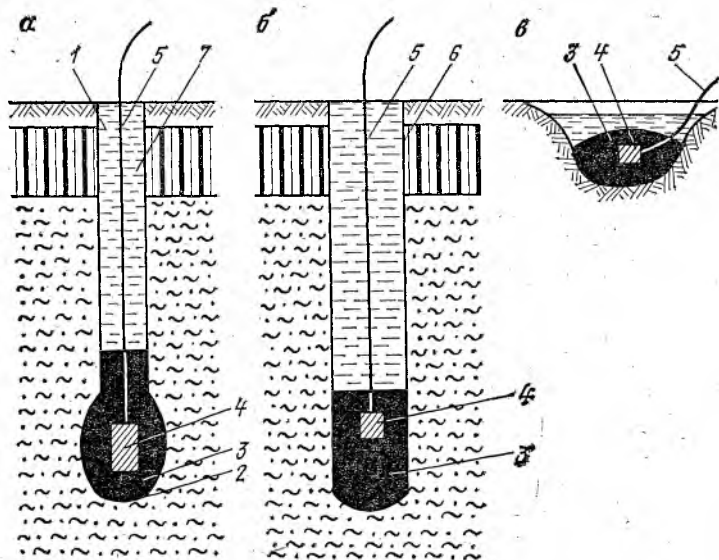


Рис. 61. Конструкции сосредоточенных зарядов:

а — в котловой полости; *б* — в шурфе; *в* — в воронке; 1 — скважина; 2 — котел; 3 — заряд; 4 — боевик; 5 — детонирующий шнур; 6 — шурф; 7 — часть шурфа или скважины, заполненная торфяной массой

Для образования зарядных воронок глубиной до 2 м в торфяных грунтах скважины заряжают водоустойчивым аммонитом в патронах диаметром до 46 мм. Зарядные воронки глубиной до 2,5 м, особенно 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 0,85—1 м в зависимости от толщины мохового покрова. При толщине мха до 0,15 м и более 0,4—1 м длина заряда составляет 0,85 м.

Для размещения прострелочных зарядов глубиной 1,5—2 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;

1. Л. н. с.

$$W = (0,3 \div 0,5) H_k,$$

где H_k — заданная глубина канала, м.

2. Масса основного сосредоточенного заряда определяется по формуле, предложенной ВНИИСТом,

$$Q = 1,83qW^3f(n), \quad (5.15)$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³, принимаемый по табл. 30.

Функция показателя действия взрыва при мощности торфа более 1,5 заданной глубины канала и величине $W \leq 1$ м принимается $f(n) = 0,25 + 0,75n^3$.

Масса сосредоточенного заряда при мощности торфа менее заданной глубины канала определяется по формуле М. М. Борескова.

При сооружении каналов в сильно залесенных болотах с деревьями диаметром 25—30 см и сильно развитой корневой системой для обеспечения их выброса массу заряда необходимо увеличить на 10—15 % расчетной.

3. Видимая глубина канала

$$H_k = \alpha W (2n - 1),$$

где α — эмпирический коэффициент (рис. 62), для торфа он равен 0,2 ÷ 0,3 (0,2 — для плотных торфов, 0,3 — для малоплотных).

4. Коэффициент крутизны откосов канала, образованного взрывом, $i = H/(nW)$.

5. По величине л. н. с. можно определить расстояние между сосредоточенными зарядами (при $n \leq 5$) $a = 0,5 W(n+1)$.

В результате исследований, проведенных Тюменским филиалом ВНИИСТа, установлены зависимости параметров взрывных работ от параметров траншей (рис. 63, 64).

На графике (рис. 63) показана зависимость глубины траншей H от показателя K , который представляет собой отношение массы сосредоточенного заряда к расстоянию между зарядами.

Величина K принимается по

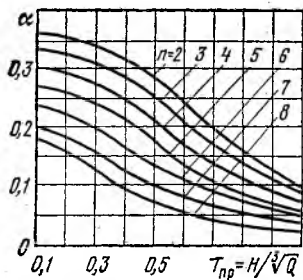


Рис. 62. Номограмма для определения α в зависимости от приведенной глубины болота ($T_{пр}$) и показателя действия взрыва (n)

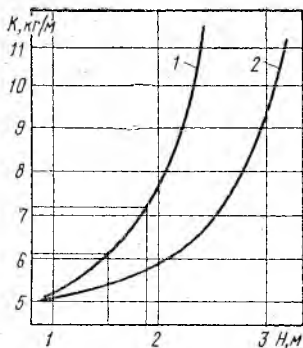


Рис. 63. Зависимость глубины траншеи (H) от показателя K

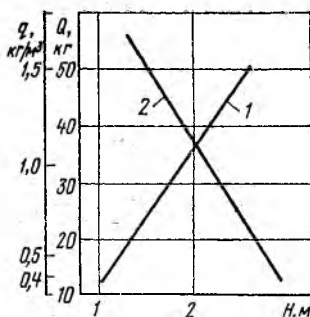


Рис. 64. Зависимость массы сосредоточенного заряда Q и удельного расхода ВВ q от видимой глубины траншеи H

кривой 1 для расчетной глубины траншеи $H_{\text{тр}} = 1,5 \div 1,9$ м и по кривой 2 для $H_{\text{тр}} = 1,9$ м.

Как следует из графиков (рис. 64), увеличение глубины траншеи вызывает возрастание массы сосредоточенного заряда при постоянной величине л. н. с. (линия 1) и уменьшение удельного расхода ВВ (линия 2).

Установлено, что проходка траншеи глубиной 2,4—2,8 м наиболее экономична с применением сосредоточенных зарядов массой 45—40 кг при л. н. с. заряда, равной 1,2—1,3 м.

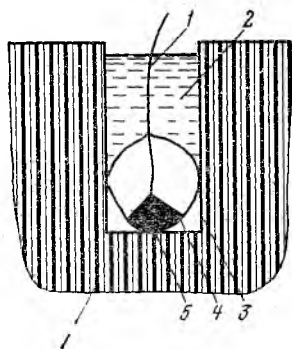


Рис. 65. Схема расположения заряда с воздушной полостью (в оболочке) в скважине:

1 — детонирующий шнур; 2 — забойка (вода); 3 — скважина; 4 — герметическая оболочка; 5 — заряд ВВ

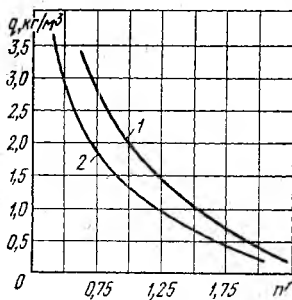


Рис. 66. Зависимость удельного расхода ВВ q от показателя действия взрыва n :

1 — заряды обычной конструкции; 2 — заряды с воздушной полостью

Для более эффективного использования ВВ вследствие перераспределения их энергии при взрыве и уменьшения потерь в случае изменения условий взрывания СибНИПИ-газстроем совместно с трестом Союзпроводмеханизация проведены экспериментальные работы по взрыванию сосредоточенных зарядов с воздушной полостью при проходке траншей на болотах, а также исследования действия таких зарядов на торфяные грунты [25].

Для экспериментов был выбран участок болота со следующими физико-механическими свойствами торфа: плотность 0,94 г/см³; 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. 65).

В качестве ВВ применен аммонит № 6ЖВ. Заряд помещался в специально изготовленные полиэтиленовые мешки полезным объемом 4 дм³. Способ инициирования — детонирующим шнуром.

Изучение параметров выброса при взрывах зарядов массой 0,2—0,8 кг, закладываемых на различную глубину, позволило получить зависимости удельного расхода ВВ от показателя действия взрыва (рис. 66). Установлено, что с изменением показателя действия взрыва $0,5 < n < 2,5$ при использовании зарядов в оболочке удельный расход ВВ неизменно уменьшается (до 30 %).

Применение зарядов с воздушной полостью дает возможность не только снизить удельный расход ВВ, но и в определенной степени изменить параметры видимой воронки выброса, т. е. диаметр D , глубину H и объем V_v (рис. 67), в зависимости от показателя зарядной полости

$$\theta = V_{об}/V_z,$$

где $V_{об}$ — объем оболочки, см³; V_z — объем заряда, см³.

Как следует из рис. 67 объем воронки при новой конструкции заряда увеличивается до 39 %, что уменьшает стоимость разработки 1 м³ грунта.

Широкое применение данного метода становится возможным при полной механизации процессов сооружения зарядных камер и их заряжания.

На строительстве северных газонепроводов в условиях болот для размещения сосредоточенных зарядов использовали выработки в виде воронок глубиной 1—1,5 м, образованных в результате взрыва прострелочных зарядов из двух тротильных шашек массой по 100 г. Для погружения этих зарядов на нужную глубину через каждые

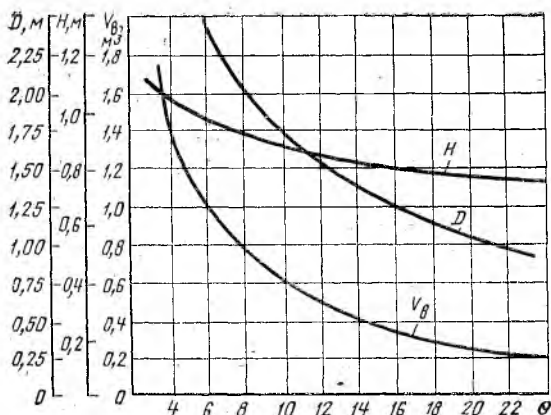


Рис. 67. Зависимость параметров воронки выброса от показателя зарядной полости θ

5 м по трассе деревянным колом прокалывали отверстия в торфяном покрове болота и патроны ВВ досылали деревянным шестом. После прострелки вследствие сильной обводненности торфяного грунта подготовительные выработки глубиной 1—1,5 м, диаметром 2—2,5 м сразу же заполнялись водой.

Основной заряд состоял из пироксилинового пороха. Для его детонации в центр каждого заряда массой 300 г помещали боевик, состоящий из трех-четырех тротильных шашек массой по 400 г, обмотанных детонирующим шнуром. Концы детонирующих шнуров от сосредоточенных зарядов, расположенных в линию, выводили на поверхность и подключали последовательно к магистрали взрывной сети. К основной магистрали подключали два электродетонатора. За смену проводили 100—200 м канала.

После стабилизации откосов готовый канал имел следующие размеры: ширину по верху 10—15 м, ширину зеркала воды в среднем 8 м, глубину в среднем 2,3 м, ширину по дну 2—4 м.

Сосредоточенные заряды наиболее широко применяются при устройстве на болотах траншей для магистральных трубопроводов. Образование траншеи взрывом сосредоточенных зарядов возможно на болотах всех типов, как залесенных, так и открытых. 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 выравнивать взрывом накладных зарядов.

Способ удлиненных горизонтальных зарядов рекомендуется для образования каналов и траншей глубиной до 3,5 м и шириной по верху до 15 м на открытых и 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; его 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 двухкратном 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. 68). Число стадий взрывания определяется сравнительным расчетом по расходу ВВ на 1 м длины траншеи.

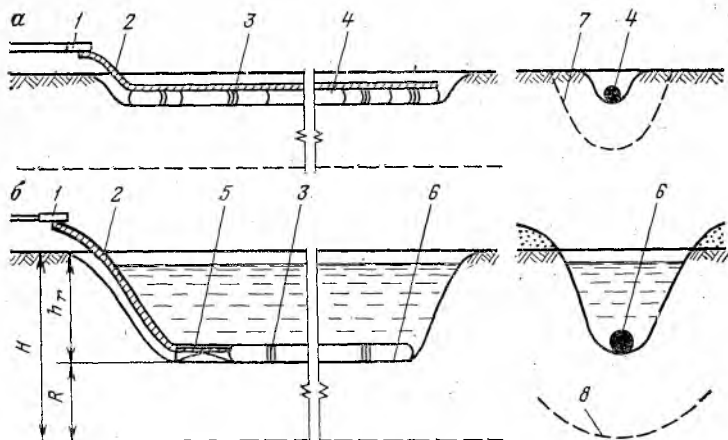


Рис. 68. Схема образования канала на болоте взрывом удлиненного горизонтального —заряда:

a — образование зарядной траншеи удлиненным зарядом; *б* — положение основного удлиненного заряда в зарядной траншее; 1 — ЭД; 2 — ДШ; 3 — шпaгaт; 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 [26].

1. Определяется глубина зарядной траншеи (м)

$$h_{\text{т}} = (0,3 \div 0,5) H_{\text{тр}},$$

где $H_{\text{тр}}$ — проектная глубина траншеи, м.

2. Определяется диаметр удлиненных прострелочных зарядов

$$D_{\text{п}} = 2h_{\text{т}} / (k\sqrt{\pi\Delta}), \quad (5.16)$$

где k — коэффициент сжатия грунта взрывом удлиненного горизонтального заряда; при взрывании аммонита № 6ЖВ в малоплотных породах он 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 крити-

ческого диаметра, при котором в обводненных условиях обеспечивается их устойчивая детонация.

По формуле (5.16) определяется также диаметр удлиненного горизонтального заряда при сооружении траншей (глубиной до 1,2 м) для укладки трубопроводов небольших диаметров.

3. Масса 1 м прострелочного заряда

$$Q = \pi D_{\pi}^2 \Delta / 4. \quad (5.17)$$

4. Л. н. с., равная расстоянию от оси заряда до поверхности болота, $W = (0,3 \div 0,6) H_K$, где H_K — проектная глубина канала, м.

При показателе действия взрыва $n > 2$

$$W = H_K - R_{сж}. \quad (5.18)$$

Для заглубленного удлинения заряда радиус сжатия (м)

$$R_{сж} = \alpha \sqrt{Q_0},$$

где α — эмпирический коэффициент, определяемый по номограмме ВНИИСТА (рис. 62).

5. Масса основного удлиненного горизонтального заряда на 1 м канала в соответствии с формулой ВНИИСТА

$$Q_0 = q W^2 f(n).$$

Удельный расход ВВ для среднеразложившегося торфа может быть принят $q = 0,5 \div 0,7$ кг/м³; 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 м траншеи

$$Q_{общ} = Q_{\pi} + Q_0,$$

где Q_{π} — общая масса прострелочного заряда, кг.

Удлиненные горизонтальные заряды при взрывании в сильнообводненных грунтах инициируют с одной или при большой длине с двух сторон. В качестве боевика целесообразно применять тротильные шашки. Взрывание зарядов рекомендуется выполнять электрическим способом,

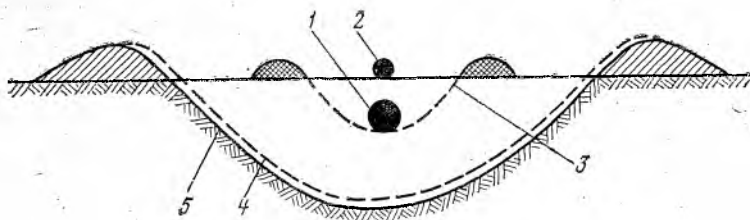


Рис. 69. Поперечный профиль траншеи, полученный взрывом удлиненного горизонтального заряда:

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

При сооружении выемок шириной по дну более 2—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—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 м, массой 65—70 кг доставляли по инвентарным досчатым настилам и раскладывали вдоль пионерной 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 (80—100 м) образовывались каналы глубиной до 3 м, шириной до 12 м (по верху) и до 2,5 м (по дну) в зависимости от удельного расхода ВВ (рис. 69).

Прокладка газопровода диаметром 1020 мм на болотистых участках в траншеях, образованных взрывом удлиненных зарядов, дает экономию 30—40 тыс. руб. на каждом километре трубопровода. Затраты (руб. на 1 км траншеи) в зависимости от способа проведения траншей следующие:

Статья затрат	Обычным способом*	При помощи взрыва
Разработка грунта	8,0/5,9	8,6
Строительство лежневых дорог	49,5/24,9	—
Сплав труб	—/—	3,0
Стоимость труб	51,8/52,5	51,8
Балластировка трубопровода	30,8/34,7	10,0
Прочие работы	6,7/11,1	6,7

* В числителе — в летний; в знаменателе — в зимний периоды.

Однако при работе этим способом необходимо изготовлять специальные оболочки, ручное заполнение которых взрывчатым веществом весьма трудоемко. Заряды большой длины неудобны для перевозки и укладки, короткие же заряды необходимо тщательно соединять на месте. 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—8 м, шириной поверху 2—10 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 (рис. 70) 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; зарядание скважин и взрывание зарядов.

Метод скважинных зарядов, наряду с возможностью образования довольно узких траншей и каналов, имеет еще то преимущество перед другими методами взрыва, что

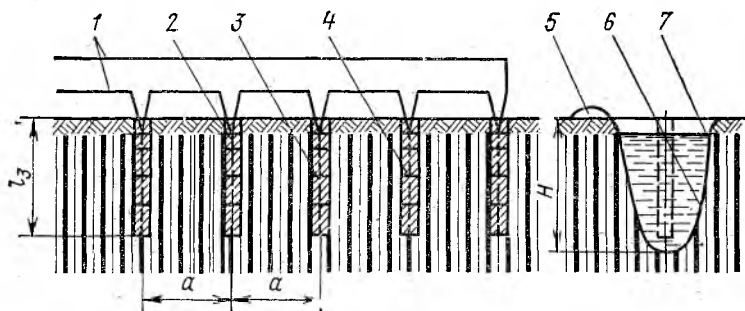


Рис. 70. Схема образования траншей взрывом вертикальных скважинных зарядов:

1 — электровзрывная сеть; 2 — электродетонатор; 3 — патрон ВВ; 4 — скважина; 5 — земляной валик; 6 — зарядная траншея; 7 — вода

позволяет выполнять 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.

1. Длина вертикальной скважины

$$l_c = K_{\text{пер}} H_{\text{тр}},$$

где $K_{\text{пер}}$ — коэффициент перебура, равный 0,95—1,05 для болотных глин и суглинков, $K_{\text{пер}} = 1,15 \div 1,2$ для супеси.

2. Масса скважинного заряда выброса Q зависит от глубины траншеи, свойств грунта и показателя действия взрыва и в соответствии с предложенной ВНИИСТом формулой

$$Q = q H^3_{\text{тр}} f(n), \quad (5.19)$$

где $f(n) = (0,84 \div 0,16) n^3$.

3. Диаметр скважинного заряда

$$d_3 = \sqrt[3]{4Q/\pi l_3 \Delta}.$$

Длина заряда в скважине $l_3 = (0,75 \div 0,9) L$.

4. Расстояние между скважинными зарядами

$$a = W \sqrt[3]{f(n)},$$

где W — л. н. с., равная глубине заложения заряда, м; $f(n)$ — принимается в зависимости от показателя 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

$$Q_n = q W^3 f(n).$$

Расчетный удельный расход ВВ на 1 м³ грунта (кг/м³) для аммонита № 6ЖВ принимается в зависимости от зольности торфа:

Зольность торфа, %	20	30	40	50	60	70
q , кг/м ³	0,58	0,59	0,61	0,65	0,71	0,81

Длина наклонных скважин

$$l_n = W / \sin \alpha,$$

где α — угол наклона скважины к горизонту, градус.

Прокладка трубопроводов на болотах, в каналах и траншеях, образованных взрывом, полностью исключает корчевку пней, срезку кустарника, рытье траншей со сланей и в отдельных случаях водоотлив, а также устройство дорог для прохода транспорта и строительной техники.

В результате сильного уплотнения грунта при взрыве берега долго сохраняют устойчивость, что позволяет использовать каналы и траншеи для перевозки грунтов вдоль трассы, летом по воде, а зимой по льду. Каналы и траншеи могут быть использованы в качестве дренажных устройств и способствовать осушению заболоченных участков.

Сооружение трубопроводов на болотах с использованием взрывов позволяет получить значительный экономический эффект. Полная себестоимость комплекса работ при прокладке 1 км магистрального трубопровода диаметром 1020 мм через болото в случае использования для рытья траншеи экскаватора Э-653 (оборудованного обратной лопатой) и строительства лежневой дороги для условий Западно-Сибирской низменности превышает 31 тыс. руб. Себестоимость работ по сооружению такого же трубопровода, но с использованием взрывного способа проведения траншеи, составляет 10,5 тыс. руб.

Таким образом, экономится более 20,5 тыс. руб. на 1 км трубопровода. При прокладке газопровода диаметром 1220 мм на болотах Европейского Севера в траншеях и каналах, образованных взрывом, экономия составляет 30—40 тыс. руб. на 1 км трассы.

5.6. Сооружение подводных траншей взрывным способом

Магистральные газопроводы, имеющие большую протяженность, на своем пути пересекают ряд естественных и искусственных преград, обуславливающих необходимость сооружения переходов. Переходы, несмотря на их сравнительно небольшой удельный 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 [26].

Разработка скальных грунтов VII группы крепости и выше (СНиП) под водой выполняется взрывным способом,

если условия производства работ (стесненные условия, малые глубины) исключают применение различного вида плавучих технических средств.

Буровзрывной способ разработки тяжелых и скальных грунтов под водой в отечественной и зарубежной практике 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 пароконства.

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 ширина траншеи понизу должна быть больше диаметра дюкера не менее, чем на 1 м, а крутизна откосов 1:0,5 при глубине траншеи до 2,5 м и 1:0,75 при глубине траншеи более 2,5 м (см. п. 1.1).

Для проведения взрывных работ при строительстве подводных траншей составляется проект на основании проекта организации строительства и материалов изысканий. При изыскании должны быть получены следующие исходные данные для проектирования: площадь, подлежащая разработке, мощность съема, группы крепости пород по СНиП, глубина воды над взрывааемыми породами и скорость течения, а на судоходных реках и водоемах — частота прохождения судов.

Составляется план местности радиусом не менее 300 м, на который наносят: очертания подлежащего взрыванию участка; шоссейные дороги, навигационные знаки, населенные пункты, а также сооружения, подлежащие охране от воздействия взрывов, а на нерестовых реках — периоды хода рыбы.

Методы взрывных работ при сооружении подводных траншей. Для разработки подводных траншей под трубопроводы в отечественной и зарубежной практике 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 заряжание 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 м и послойно, метод скважинных зарядов — при глубине рыхления породы до 6 м и метод накладных зарядов — при глубине разрыхления породы до 1 м.

При методе шпуровых зарядов диаметр шпуров обычно не превышает 75 мм, а глубина их составляет 3—5 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: величина заряда, с.п.п., расстояние между шпурами и длина шпуров.

1. Расчетное с.п.п.

$$W = 47d_3\sqrt{\Delta e/\gamma},$$

где d_3 — диаметр заряда, см; Δ — плотность ВВ в патроне, г/см³; e — коэффициент работоспособности данного ВВ по отношению к аммониту № 6ЖВ; γ — плотность горной породы, г/см³.

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.

В общем случае длина перебура для пород до VIII группы принимается равной $10d_3$, выше VIII группы — $15d_3$.

4. Масса заряда

$$Q = 0,7l_{ш}p, \quad (5.20)$$

где p — вместимость ВВ в 1 м шпура, кг.

Рекомендуется применять порядное короткозамедленное взрывание при помощи ДШ.

При методе скважинных зарядов важное значение придается способу и технологии бурения и зарядания сква-

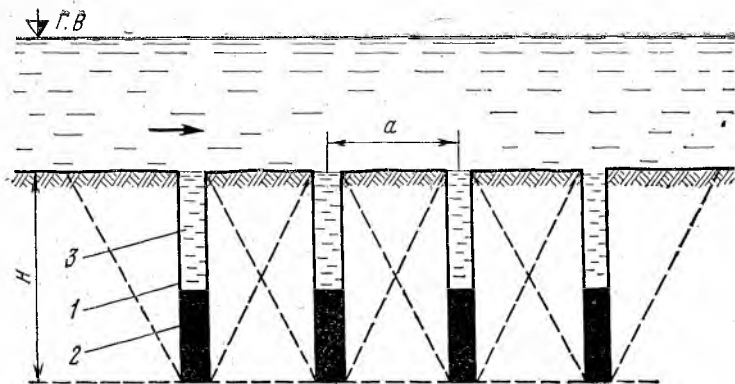


Рис. 71. Схема размещения подводных скважинных зарядов:
1 — скважина; 2 — ВВ; 3 — столб водяной забойки

жин. Для бурения скважин используются буровые станки, установленные на понтонах и баржах.

При методе скважинных зарядов (рис. 71) рассчитываются те же параметры, что и при методе шпуровых зарядов.

1. Расчетное с. п. п.

$$W = 53d_s \sqrt{\Delta/\gamma_e}.$$

2. Сетка скважин принимается из расчета

$$a = b = mW,$$

где $m = 0,7 \div 0,9$.

3. Масса скважинного заряда определяется по формуле (4.2), где показатель действия взрыва n принимается равным 2,5 при глубине рыхления $H \leq 4$ м; $n = 3$ при $H = 3 \div 5$ м; $n = 3,5$ при $H = 5 \div 7$ м.

В связи с широким внедрением метода скважинных зарядов требуется создание специальных мобильных плавучих установок для бурения скважин на глубине до 25 м.

Метод накладных зарядов применяется в случаях проведения траншей на малых переходах в труднобуримых породах, на участках водоемов, куда 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 зарядами

$$a = (2,5 \div 3,5) P_v,$$

где P_v — глубина воронки под зарядом, в среднем $P_v = 1,5h$, м (h — глубина рыхления, м).

2. Масса заряда

$$Q = q p_v a^2.$$

Удельный расход ВВ принимается в соответствии со следующими данными:

Группа крепости пород по СнП .	III	IV	V	VI	VII	VIII
q , кг/м ³	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 из 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 его горизонтальный радиус в зависимости от свойств грунтов составляет 1,4—1,5.

При укладке на дно реки по оси траншеи заряды предварительно закрепляют на стальном тросе. Одновременность взрыва всех зарядов достигается инициированием при помощи детонирующего шнура. Величины и расстояния между зарядами, укрепляемыми на тросе, 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 разработке подводных траншей способом удлиненных горизонтальных зарядов в качестве ВВ используются отходы пироксилиновых порохов, заряды которых помещают в полиэтиленовые шланги.

Масса заряда пироксилинового пороха на 1 м длины траншеи определяется по формуле Н. М. Сытого

$$Q = 0,5(B + b) H_{тр} q,$$

где B — ширина траншеи поверху, м; b — ширина траншеи по дну, м; q — удельный расход пороха, кг/м³.

Диаметр порохового заряда

$$D = a_n \sqrt{(B+b) H_{тр} / \Delta},$$

где Δ — плотность порохового заряда, т/м³. Коэффициент, зависящий от плотности грунта, имеет следующие значения:

Группа грунта	I	II	III	IV	Скальный грунт
Удельный расход пороха, кг/м ³	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. За рубежом кумулятивные заряды имеют вид металлических или пластмассовых цилиндров, разделенных пополам металлическим или другим конусом с вершиной, направленной вверх. ВВ размещается сверху конуса. Пространство конуса снизу закрывается для предотвращения попадания воды. При взрыве кумулятивных зарядов преобладающая часть энергии направляется линейно в одну сторону, в данном случае вниз (рис. 72).

При такой технологии сконструированные для конкретных условий взрывные устройства поступают на место ведения работ в полностью собранном виде, кроме того, отпадает необходимость использовать большое количество ВВ и бурить шпурсы со специальной баржи.

Взрывные устройства с профилированными зарядами устанавливают по оси будущей траншеи. В основании заряда закрепляются бетонные блоки, благодаря которым устройство сохраняет вертикальное положение.

Разработка скальных грунтов при помощи взрыва часто 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. [9].

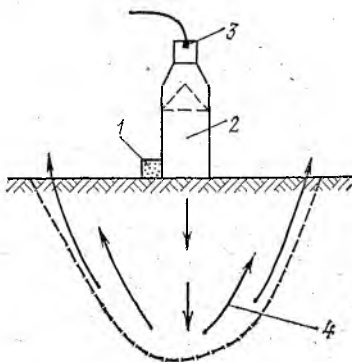


Рис. 72. Схема заряда направленного действия для устройства подводной траншеи:

1 — бетонный груз; 2 — ВВ; 3 — детонатор; 4 — взрывная волна

Специальное оборудование и технология для проведения подводных траншей взрывным способом применены для прокладки трубопроводов на прибрежных участках в районе Оркнейских островов в Северном море. В этом районе проводились траншеи длиной до 1500 м на глубине 9—12 м. Для выполнения буровзрывных работ применялся ОД-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 взрывным способом были проведены траншеи через р. Дэн Ривери Сэнди методом шпуровых зарядов, в Канаде при строительстве подводной траншеи через р. Боу применен метод скважинных зарядов диаметром 76 мм по сетке $1,5 \times 1,5$ 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 волн, степень которого зависит от места проведения взрывов (в русле или на берегу), гидрогеологической характеристики водной преграды, вида заряда и его величины, а также от технологии взрывных работ.

Проведены исследования с целью повышения эффективности буровзрывных работ при проведении подводных траншей, разработки более совершенной технологии буровзрывных работ под водой и конструкций зарядов, способов снижения отрицательного воздействия взрывов на ихтиофауну, создания способов и средств для ограждения места подводных взрывов или временного освобождения участков акваторий от рыбы в местах ведения взрывных работ под водой [28, 29].

Институтом геофизики АН УССР и ВНИИСТом [30] установлено, 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 при известных величинах давлений P_6 на фронте подводной ударной волны, безопасных для охраняемых объектов или ихтиофауны, определять безопасные расстояния

$$R_6 \geq \sqrt[3]{Q(A/P_6)^{1/\alpha}},$$

где Q — масса взрываемого заряда, кг; $A=66$ — коэффициент для аммонита № 6ЖВ; $\alpha=1,14$. Для практических целей при проектировании взрывных работ рекомендуется радиус опасной зоны по глушению рыбы давлением на фронте ударной волны 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, взрываемых в грунте, кг.

Наиболее эффективны и менее опасны для ихтиофауны скважинные заряды, их особенно широко применяют в практике строительства подводных переходов. Для снижения опасного воздействия подводных взрывов на ихтиофауну рекомендуется короткозамедленное взрывание зарядов; применяются конструкции зарядов с индивидуальной защитной прослойкой.

Для обеспечения сохранности ихтиофауны, ограждения мест подводных взрывов ведется разработка экранирующих устройств. Одним из таких устройств, позволяющих гасить гидроударные волны, может быть рекомендован экран, разработанный в Институте геофизики АН УССР [29].

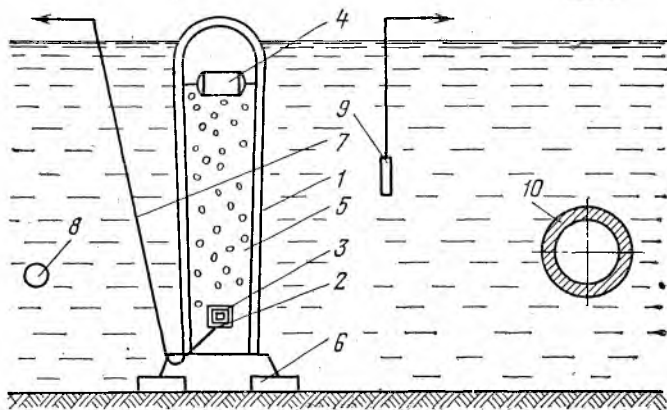


Рис. 73. Схема экранирования для снижения интенсивности гидроударных волн:

1 — эластичная оболочка; 2 — пакет с газовыделяющим веществом; 3 — конгейнер; 4 — поплавок; 5 — шнур; 6 — балласт; 7 — электропровод к источнику тока для дистанционного освобождения пакета; 8 — заряд аммонита № 6ЖВ; 9 — преобразователь давления, подключенный к осциллографу С8-9А; 10 — защищаемый объект

Он представляет собой полиэтиленовую оболочку, содержащую внутри пакет с газовыделяющим веществом (рис. 73). При помощи балласта экран устанавливается на границе раздела дно-вода, закрывая заряд ВВ. Непосредственно перед взрывом содержимое внутреннего пакета дистанционно освобождается, смешивается с водой, и оболочка экрана наполняется пузырьками газа. В качестве газообразующего реагента используется карбид кальция.

Различные методы создания экранов применяются в зарубежной практике. Способ защиты водной среды при взрывах с использованием воздушно-пузырьковой завесы применяется в ФРГ [9].

Для временного освобождения участков акватории от рыбы в местах проведения подводных взрывов намечается использование различных физических и других раздражителей (слабого взрыва, звука, электротока), условия применения которых изучаются в лабораторных и производственных условиях.

Большое значение для снижения ущерба рыбному хозяйству должно придаваться в процессе проектирования подводных трубопроводов, когда при выборе створов переходов следует принимать во внимание зоны нерестилища ценных пород рыб, постоянные скопления их на реках и другие факторы. Проектом необходимо предусматривать перерыв в ведении взрывных работ на период хода рыбы на нерест.

5.7. 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 нашей страны 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 проведения 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 для взрывания 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, заряджание 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, заряджание шпуров и взрывание зарядов.

Расчет шпуровых зарядов ведется в следующем порядке.

1. Масса шпурового заряда

$$Q=0,7PH_m, \quad (5.21)$$

где H_m — толщина мерзлого слоя, м.

2. Общее число зарядов на заданную площадь рыхления

$$N=H_mSq/Q,$$

где S — площадь участка, подлежащего рыхлению, m^2 . Расчетный удельный расход аммонита № 6ЖВ q ($кг/м^3$) 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.

3. Расстояние между шпурами

$$a=\sqrt{Q/(H_mq)}.$$

Схема расположения шпуров применяется при бурении одношпиндельными станками — шахматная, двухшпиндельными станками — квадратная.

4. Глубина шпуров

$$l_{ш}=(0,85\div 0,9)H_m.$$

Для практических целей параметры зарядов в шпурах диаметром 45—50 мм при рыхлении мерзлых грунтов могут быть приняты по табл. 31.

В качестве ВВ обычно применяются гранулиты и аммонит № 6ЖВ.

Показатели	Глубина промерзания, м					
	0,5	1	1,5	0,5	1	1,5
	Ширина траншеи понизу 1 м			Ширина траншеи понизу 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 равной $(0,8 \div 1,2) H_m$.

Для определения массы зарядов и их расположения можно пользоваться следующими исходными данными, которые должны уточняться в процессе работы:

Толщина слоя мерзлого торфа, см	До 20	20÷30	30—50	0,5—0,85
Расстояние между рядами в ряду и между рядами, м	1,75—2	1,6—1,85	1,4—1,75	Более 50
Масса заряда, кг . .	0,25—0,45	0,3—0,55	0,4—0,7	1,25—1,5

ВВ помещают в шпуры 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 скважины; зарядание и забойка скважин; взрыв зарядов.

Величина скважинного заряда

$$Q = 0,5 P H_m. \quad (5.22)$$

Остальные параметры определяются так же, как и для шпуровых зарядов.

Основным недостатком технологии рыхления мерзлого грунта шпуровыми и скважинными зарядами является трудоемкость немеханизированного процесса заряжания и забойки шпуров и скважин. В суровых климатических условиях Крайнего Севера и Заполярья процесс заряжания 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.

Поэтому в последнее время в производственных условиях применяются более совершенные методы рыхления мерзлых грунтов удлинёнными горизонтальными зарядами [6, 31, 22].

Так, для устройства траншей на пойменных участках перехода через Енисей применялись удлинённые горизонтальные заряды ВВ в щели, прорезанной в мерзлом грунте двухбаровой машиной БР-000-00 (рис. 74). В щель глубиной 1,8—2 м вдоль оси будущей траншеи укладывали сплошной заряд ВВ. После взрыва образовалась траншея правильной формы с одинаковой глубиной по всей длине

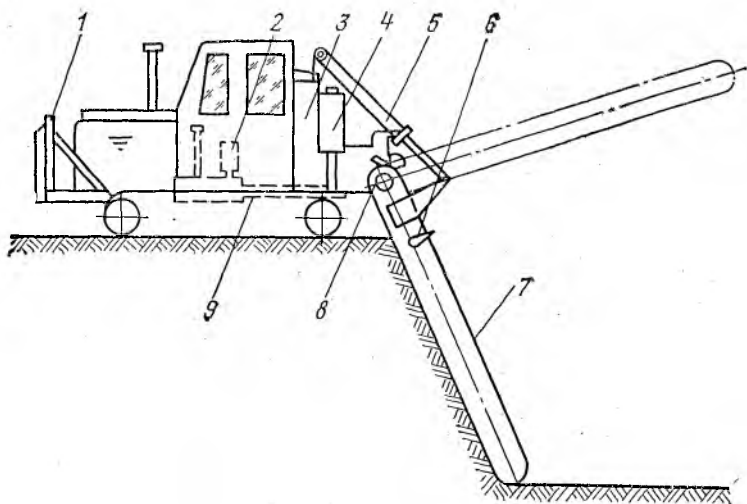


Рис. 74. Схема двухбаровой машины БР-000-00:

1 — противовес; 2 — гидромеханический ходоуменьшитель; 3 — гидрооборудование; 4 — масляный бак; 5 — механизм управления барами; 6 — зачистное устройство; 7 — бар; 8 — редуктор баров; 9 — соединительный вал

без перемычек на дне, одновременно обеспечивалась заданная степень рыхления грунта или его выброс. Внедрение машины БР-000-00 позволило механизировать взрывные работы, значительно повысить производительность труда в сложных условиях Севера.

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 м сплошного щелевого заряда, кг; $W = (0,85 \div 0,95) H_m$.

При устройстве траншей для рыхления мерзлых грунтов взрывом требуется полная механизация всех процессов. Для траншей глубиной до 2,5 м необходимо отрывать щель глубиной 0,6—0,8 м и шириной 12—14 см. Так как глубина траншей, как правило, меняется, машина должна быть оборудована приспособлением для непрерывного регулирования глубины копания с обеспечением проектных уклонов. В процессе проведения щели машина одновременно укладывает ВВ.

При устройстве узкощелевых длинных выработок, предназначенных для укладки ВВ, применяется щелерезная зарядная машина на базе экскаватора ЭТЦ-161 [6]. В качестве режущего рабочего органа в ней использован бар врубной машины, который образует узкую щель на заданную проектную глубину. Для забойки заряженной щели использована бульдозерная подвеска, расположенная впереди экскаватора (рис. 75).

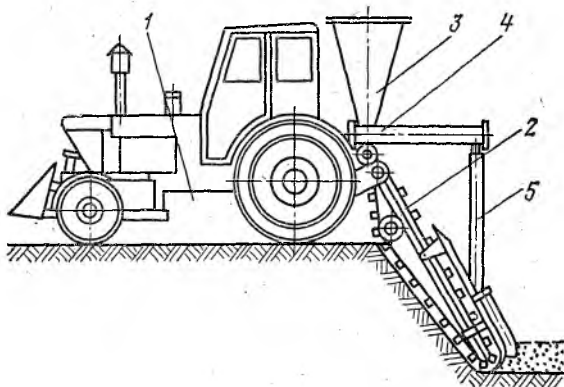


Рис. 75. Щелерезная зарядная машина на базе экскаватора ЭТЦ-161: 1 — базовая машина; 2 — режущий бар; 3 — зарядный бункер; 4 — шнековый дозатор; 5 — управляющий трубопровод

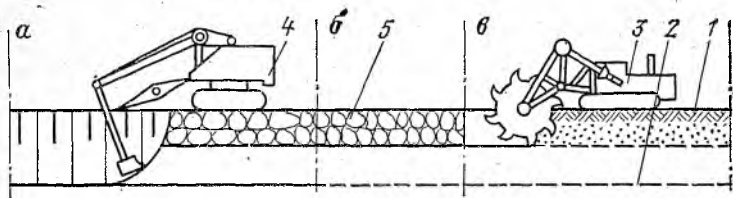


Рис. 76. Схема производства работ по рыхлению мерзлого грунта щелевыми зарядами при разработке траншей:

а — участок разработки грунта экскаватором; б — участок рыхления грунта; в — участок нарезания щелей; 1 — мерзлый грунт; 2 — отметка дна траншеи; 3 — дискофрезерная машина; 4 — экскаватор; 5 — разрыхленный грунт

Взрывы удлиненных горизонтальных зарядов, размещенных в щелях, применялись для рыхления мерзлого грунта с последующей уборкой породы экскаватором при прокладке трубопроводов, когда глубина промерзания грунтов достигала 1,6 м.

В результате глубокого рыхления грунта увеличилась производительность землеройных машин и повысилась скорость проходки траншей. Взрыв заряда, заложенного в щелевую выработку шириной 14 см на глубину 0,9 м, обеспечивает рыхление грунта на глубину 1,5 м в зависимости от типа грунта (рис. 76).

В табл. 32 приведены показатели применения щелерезной зарядной машины при устройстве траншей глубиной до 2,5 м в мерзлых грунтах (на 1000 м³ грунта).

Таблица 32

Способ строительства	Расход ВВ, кг	Мощность, кВт	Расход дизельного топлива, л	Затраты труда, чел-дни	Стоимость строительства, тыс. руб.
Механизированный (Э-505)	—	368	650	19	0,25
Взрывной с применением:					
бурового станка	1800	19,8	35	1,4	0,35
щелерезной зарядной машины	1400	1,16	2,1	0,006	0,21

Для взрывного рыхления мерзлых грунтов наиболее эффективен метод удлиненных горизонтальных зарядов с компенсирующими щелями, разработанный в Центральном научно-исследовательском и проектно-экспериментальном институте организации, механизации и технической помощи строительству (ЦНИИОМТП). Он позволяет по сравнению с обычными методами буровзрывных работ сократить объем ручных работ по заряджанию и полностью ме-

ханизировать этот 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 удлиненные горизонтальные заряды ВВ, размещенные в основании щелевого вруба, сдвигают грунт в момент взрыва 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 запасенной при распространении волны сжатия кинетической энергии.

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 проведении траншей шириной 0,7—1,3 м рекомендуется применять двухщелевую схему (рис. 77, 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

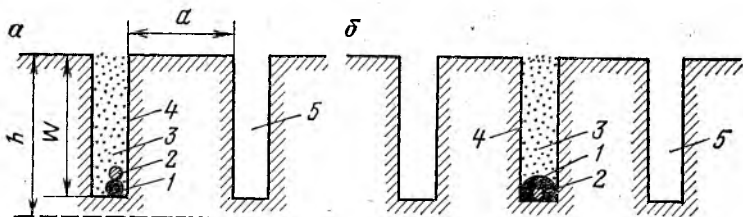


Рис. 77. Схема зарядания с компенсирующими щелями:

1 — заряд ВВ; 2 — ДШ; 3 — забоечный материал; 4 — зарядная щель; 5 — компенсирующая щель

щели (рис. 77, б). Наружные стенки компенсирующих щелей служат откосами траншеи.

Основные параметры щелей и заложения заряда ВВ принимаются следующих размеров: глубина щели $h_{щ} = 0,9H_m$; ширина щели равна ширине режущего органа землеройной машины и составляет 100—300 мм; расстояние между щелями $a = (0,9 \div 1,3) h_{щ}$, м; коэффициент сближения щелей $m = a/h_{щ}$.

Общий расход ВВ, требуемый для рыхления заданного объема мерзлого грунта,

$$Q = g(V - V_{щ}),$$

где V — заданный объем рыхления грунта, m^3 ; $V_{щ}$ — объем грунта в щелях, m^3 .

Площадь поперечного сечения заряда для обеспечения передачи детонации должна быть не менее критической.

В основании щели по всей длине заряда укладывают ДШ, выведенные на поверхность концы которого соединяют с электровзрывной сетью. К концам отрезков ДШ привязывают 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 № 6ЖВ.

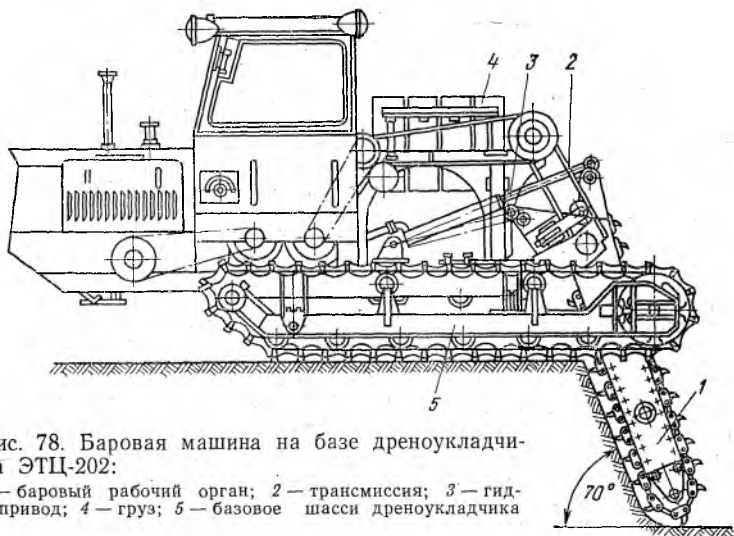


Рис. 78. Баровая машина на базе дреноукладчика ЭТЦ-202:

1 — баровый рабочий орган; 2 — трансмиссия; 3 — гидроривод; 4 — груз; 5 — базовое шасси дреноукладчика

Рассредоточенные заряды целесообразно применять при зарядании щелей глубиной до 1 м. Интервал между зарядами ВВ 0,5—0,6 м по длине щели. Для нарезания щелей применяют дискофрезные и баровые машины (рис. 78). В однородных мерзлых грунтах на глубину 1—2,3 м целесообразно применять однобаровые машины. Баровые машины можно применять для нарезания щели в грунтах I—IV категорий с глубиной промерзания до 2 м.

Техническая характеристика некоторых машин и механизмов, применяемых для нарезания щелей в мерзлых грунтах, приведена в табл. 33.

Таблица 33

Показатели	Тип машины			
	ДГП-ЗУМ	ДФМ-ГПИ-50	ДФМ-М-640	ДФМ-ЭТР-141
Базовая машина	Трактор Т-100МГП	Трактор С-100	Трактор Т-100МГП	Эскаватор ЭТР-141
Производительность, м/ч	—	50—80	149—410	—
Размер щели, м (глубина × ширина)	1,4×0,3	1,2×0,16	1,2×0,06	0,85×0,04
Изготовитель	Ярославский ремонтно-механический завод	Горьковский трест Строймеханизация	Ленинградский трест Строймеханизация № 40	Трест Строймеханизация Минстроя Молдавской ССР

Продолжение табл. 33

Показатели	Тип машины				
	ЭТР-132А	Баровая машина		Баровая машина БЭТН-124	
Базовая машина	Трактор Т-170	Трактор С-100	Экскаватор ЭТУ-353	Экскаватор ЭТН-124	Экскаватор ЭТН-171
Производительность, м/ч	50—70	75	15	14	16
Размер щели, м (глубина × ширина)	1,3×0,25	2×0,14	1,6×0,14	1,2×0,14	1,6×0,14
Изготовитель	Дмитровский экскаваторный завод	Новосибирский трест № 1 (Главзапистрострой)		Строймеханизация	

Экономические расчеты показали [32], что стоимость щелевзрывного способа рыхления мерзлых грунтов по сравнению с методом шпуровых зарядов при глубине выемки 1 м снижается более чем в 2 раза; при глубине разработки до 2 м на 10—20 %.

Внедрение щелевзрывного метода рыхления мерзлых грунтов на строительных объектах треста Казымгазпромстрой позволило получить экономический эффект в сумме 17,4 тыс. руб. на 100 м³ грунта, повысить производительность труда в 5 раз по сравнению с обычными методами буровзрывных работ.

Для определения области рационального применения этого метода рыхления мерзлых грунтов (по глубине H) в зависимости от себестоимости рыхления 1 м³ грунта (C) можно пользоваться графиком (рис. 79), составленным на основании экономических расчетов.

Проведенные в СССР теоретические и экспериментальные работы позволили установить, что применение взрывов щелевых зарядов при проведении траншей и рыхлении мерзлых грунтов значительно повышает эффективность буровзрывных работ, так как представляется возможность полностью механизировать их и ликвидировать сезонность работ при строительстве трубопроводов, повысить производительность труда и снизить стоимость работ, сократить удельный расход ВВ на 25—35 %, а средств инициирования — на 90—95 %. Укладка ВВ непрерывной лентой обеспечивает получение траншей без перемычек, а главное, достигается поточный метод буровзрывных 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

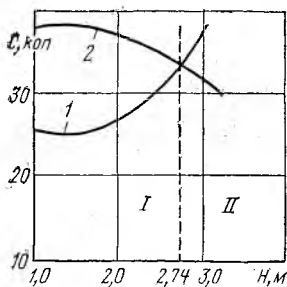


Рис. 79. Определение областей рационального применения способов рыхления:

1 — щелевзрывной способ;
2 — буровзрывной способ;
I и II области применения соответственно щелевзрывного и буровзрывного способов

применяется взрывной способ. Особенно его применение эффективно при толще льда, превышающей глубину реза машины, и на прибрежных участках перехода, промерзших до дна.

На ледокольные работы составляется проект, в который включаются 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 рассчитывают толщину льда в соответствии с существующими требованиями. Ледокольные работы при глубине воды подо льдом более 0,5 м допускается выполнять после определения приведенной толщины ледяного покрова, способного выдержать нагрузку ледорезной, буровой и землеройной машин.

Приведенная толщина льда

$$h_{\text{пр}} = (h_{\text{п}} + 0,5h_{\text{м}})k_1k_2,$$

где $h_{\text{п}}$ — толщина нижнего прозрачного льда, м; $h_{\text{м}}$ — толщина мутного льда, м; k_1 — коэффициент, зависящий от структуры льда, при раковистой структуре равный 1, а при игольчатой 0,66; k_2 — коэффициент, зависящий от температуры, равный 1 при температуре воздуха ниже 0 °С, 0,8 — при температуре выше 0 °С.

Для предварительной оценки наименьшую допустимую для работы механизма толщину кристаллического льда принимают по табл. 34.

Т а б л и ц а 34

Масса груза, т	Толщина льда, см	Масса груза, т	Толщина льда, см
До 0,5	12/15	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	—	—

П р и м е ч а н и е. 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 лун-

ках, накладными, подводными, удлиненными горизонтальными зарядами, щелевыми.

Ведению взрывных работ при образовании майн предшествует подготовка лунок и колодцев для установки заряда ВВ.

Величина накладного заряда для образования во льду лунки-проруби, через которую под лед опускают основные заряды, в зависимости от толщины льда принимается следующих размеров:

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 № 6ЖВ, кг	2	3	4	5	6	7

При выборе ВВ для ледокольных работ при образовании майн следует ориентироваться на водостойчивые ВВ плотностью больше единицы с тем, чтобы заряд погружался под лед без груза: прессованные тротилловые шашки, аммонит № 6ЖВ в патронах диаметром 90 мм.

Для проведения ледокольных взрывных работ заряды устанавливают различными способами (рис. 80, *а—д*): *а* — на поверхности льда без забойки; *б* — на поверхности льда с забойкой; *в* — в толще льда с забойкой; *г* — подо льдом на небольшой глубине; *д* — подо льдом на большой глубине.

Подводные заряды взрывают при помощи ЭД или ДШ. Величина подводного заряда при взрывании ледяного покрова рассчитывается по известной объемной формуле

$$Q = qW^3,$$

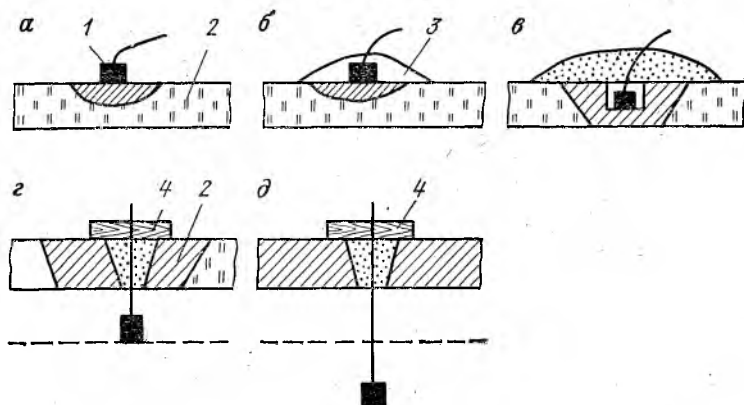


Рис. 80. Варианты расположения зарядов для взрывания льда:
1 — заряд ВВ; 2 — лед; 3 — забойка; 4 — перекладина

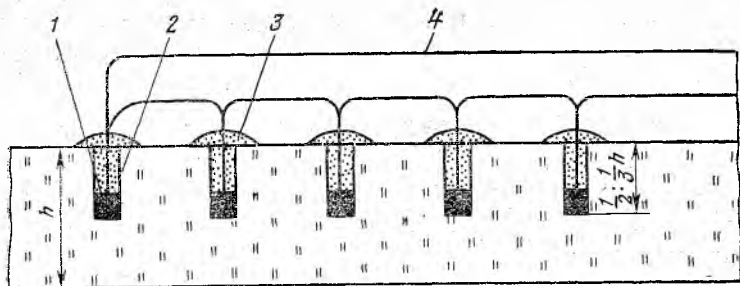


Рис. 81. Схема расположения зарядов в толще льда при образовании узкой майны:

1 — заряд ВВ; 2 — лунка; 3 — забойка; 4 — провода

Количество ВВ (аммонита № 6ЖВ) при взрыве сосредоточенными зарядами в лунках принимается по следующим данным:

Толщина льда, см	До 30	40	50	60	70	80	До 100
Масса заряда, г	400	500	700	900	1100	1400	2000

Для повышения эффективности взрывных работ, уменьшения трудоемкости операций по устройству взрывных лунок и их заряджанию, 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. 82). В качестве зарядов применяют пироксилиновые пороха, заряды в виде шашек, уложенных в линию, или детонирующий шнур. Величина заряда в зависимости от толщины льда и типа ВВ опреде-

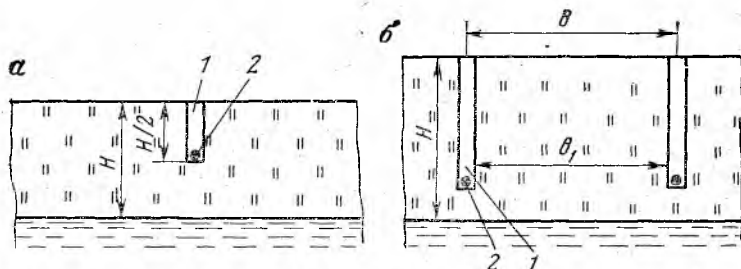


Рис. 82. Схема размещения зарядов в прорезях:

а — при узких майнах; б — при широких майнах; 1 — щель; 2 — удлиненный горизонтальный заряд ВВ

ляется опытным путем. Тип ледорезных машин выбирают в зависимости от толщины ледяного покрова и параметров взрывных работ.

Техническая характеристика ледорезных машин

	ЛФМ-ГПИ-41	ЛФМ-ГПИ-52	ЛМ-100
Максимальная толщина льда, м . . .	1,6	2,0	1,0
Ширина щели во льду, мм	350	200	90—100
Производительность машины за смену (толщина льда 0,5—0,6 м), м	1500	500—1200	—
Масса машины, кг	4670	4500	400
Основные размеры, мм	6250×2440× ×1960	—	2620×620× ×1170
База машины или двигатель . . .	Главный гусеничный транспортер ГАЗ-47	Трактор Т-38	Электродвигатель АО-62-4 (мощность 14 кВт, напряжение 220—380 В)
Число обслуживающего персонала	1	1	3—4

При устройстве более 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. Величина зарядов и расстояния между ними определяются опытным путем.

5.8. Особенности проведения взрывных работ вблизи действующих трубопроводов

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 последних достигает 5,5—7,5 МПа и магистральные трубопроводы сооружаются в пределах отводимой строительной полосы, то возникла необходимость правильного 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 [33].

ВНИИСТОм совместно с ЧПИ и Главукрнефтегазстроем выполнены экспериментальные исследования в скальных грунтах в условиях Карпат для определения сейсмически

безопасного расстояния при строительстве газопровода «Братство» [34]. В результате обработки экспериментальных данных выведена 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.

Такие же исследования выполнены при строительстве нефтепровода Узень — Куйбышев, а также газопровода Средняя Азия — Центр. На основе анализа и обобщения материалов упомянутых исследований, изучения напряженного состояния действующих трубопроводов при постоянных нагрузках с учетом имеющегося потенциального резерва их прочности, опыта производственных организаций разработана методика расчета сейсмически безопасных параметров: массы заряда Q и расстояния R_c [33].

Массу заряда, которую допустимо взрывать вблизи действующих трубопроводов, находящихся в удовлетворительном техническом состоянии, рекомендуется определять по эмпирической формуле

$$Q = 0,0025R^3, \quad (5.23)$$

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,

$$Q = kR^3 (\sigma_1 - \sigma_{пр}) / 3500,$$

где $k = 1,7 \div 0,25$ — коэффициент, учитывающий специфику участка трубопроводов, грунтовые условия, назначение взрыва, вид защиты изоляции трубопровода и ряд других особенностей; σ_1 — расчетное сопротивление стальной стенки трубопровода, Па · 10⁵; $\sigma_{пр}$ — приведенные напряжения в стенке трубопровода от фактического рабочего давления и температурные деформации, Па · 10⁵.

Масса заряда ВВ, найденная по этой формуле с учетом кратчайших расстояний до действующих стальных трубопроводов и их конструкции, вполне обеспечивает их безопасность по сейсмическому воздействию.

Приведенная методика расчета позволяет применять скважинные заряды вместо мелкошпуровых, т. е. в боль-

шинстве случаев отказаться от послойного 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 10—60 мс [6].

Предложенная методика расчета и технология ведения взрывных работ внедрены на трассах трубопроводов Нижняя Тура — Пермь, Нижневартовский — Парабель — Кузбасс и на других объектах трестов Союзпроводмеханизация и Востокпроводмеханизация.

Предложен графический метод определения сейсмически безопасных параметров Q_c и R_c при взрывных работах вблизи действующих подземных трубопроводов с конкретными (наиболее распространенными на практике) конструктивными и эксплуатационными характеристиками (табл. 36, рис. 83) [34].

Т а б л и ц а 36

Диаметр трубопровода, мм	Толщина стенки, мм	Сопротивление стали разрыву, МПа	Нормативное рабочее давление, МПа	Кривая на рис. 83
529	9	520	5,5	1
720	8	520	5,5	15
720	11	520	5,5	3
820	9,5	550	5,5	9
820	11	550	5,5	4
1020	11	570	5,5	11
1020	11	520	5,5	14
1020	14	570	5,5	2
1020	14	520	5,5	7
1220	12,5	600	5,5	8
1220	15	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

При организации взрывных работ вблизи действующего трубопровода должен быть решен ряд вопросов, специфических для данных условий. До начала буровзрывных работ должны быть проверены трасса действующего газопровода на возможную загазованность и состояние за-

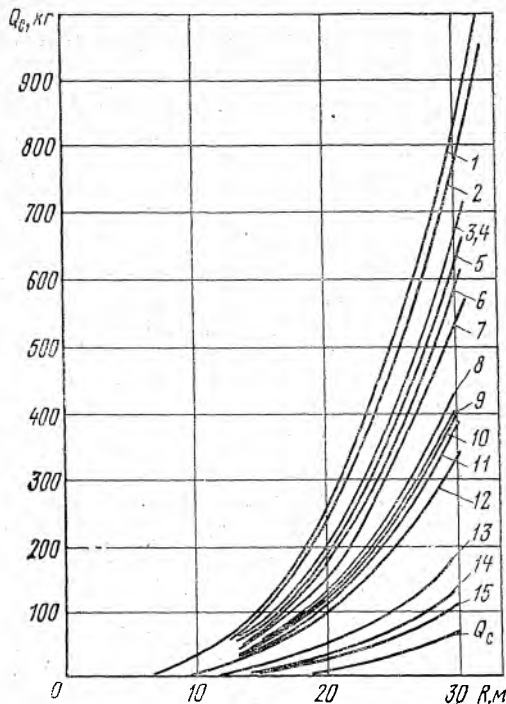


Рис. 83. Графический метод определения сейсмически безопасных величин Q_c и R

сыпки. Буровзрывные 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 разработке полки для строящегося трубопровода необходимо применять взрывы на рыхление. Взрывы на выброс и сброс, 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.

Параметры буровзрывных работ вблизи действующего трубопровода в зависимости от конкретных условий должны быть определены на основании предварительно выполненных экспериментальных работ и изложены в специальных рекомендациях.

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 Д-9В, а также роторными или цепными экскаваторами. Несмотря на то что эта 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 рыхлении скальных грунтов взрывами в траншеях, скажется весьма положительно.

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^3 ; k — коэффициент разрыхления горной породы; h — высота взрываемого слоя, м; b — ширина взрываемого слоя, м.

При ограниченной величине одновременно взрываемых зарядов и промежутков времени, отводимых для взрывов, буровзрывные работы должны опережать земляные не менее чем на одну — две смены.

5.9. 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. Имеется опыт прокладки трубопровода под железнодорожным полотном (Главкиевгорстрой) и строительства переходов под асфальтовыми дорогами (трест Киевподземдорстрой).

Данный опыт позволяет прокладывать под насыпью кожух для трубопровода, не нарушая полотна дороги и не прекращая движения по нему. Стоимость прокладки трубопроводов с использованием энергии взрыва и ее продолжительность для конкретного участка значительно снизились по сравнению с проектными.

Качество цилиндрической полости заданных размеров зависит от выбора параметров взрывных работ: диаметра заряда ВВ, величины, конструкции и глубины заложения заряда.

По данным А. С. Добины и Н. А. Евстропова установлены некоторые зависимости, позволяющие определить радиус заряда в создаваемой полости, а также глубину заложения заряда для сосредоточенных взрывов при образовании подземных емкостей.

Порядок расчета параметров взрывных работ для удлиненных зарядов при образовании цилиндрических полостей диаметром 0,3—0,8 м может быть следующим.

1. Глубина заложения заряда (м)

$$H_{\min} = 3R_y,$$

где R_y — радиус уплотнения зоны, м.

Экспериментальные данные по уплотненности пластичных пород при внутреннем взрыве показывают, что зона уплотнения распространяется вокруг полости примерно на два радиуса последней, а 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 условия образования полости в глинистых породах [50]

$$R_z = R_n / (5 \div 7).$$

3. Масса заряда, необходимого для создания цилиндрической полости (кг),

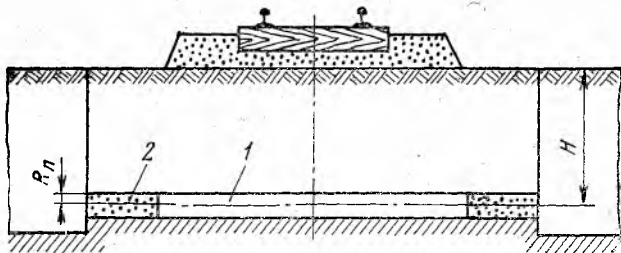


Рис. 84. Схема расположения заряда для создания перехода под дорогой:

1 — заряд ВВ; 2 — забойка зарядной полости

$$Q = 3R_n^2 l_{\text{зр}} \rho, \quad (5.24)$$

где ρ — плотность ВВ, кг/м³.

Длину заряда выбираем согласно принятой конструкции заряда (рис. 84).

Для ведения взрывных работ при создании цилиндрических полостей рекомендуется применять низкобризантные ВВ — игданиты, позволяющие механизировать заряжание горизонтальных скважин.

На основании расчетных формул (для удобства пользования в практике) предлагается номограмма, при помощи

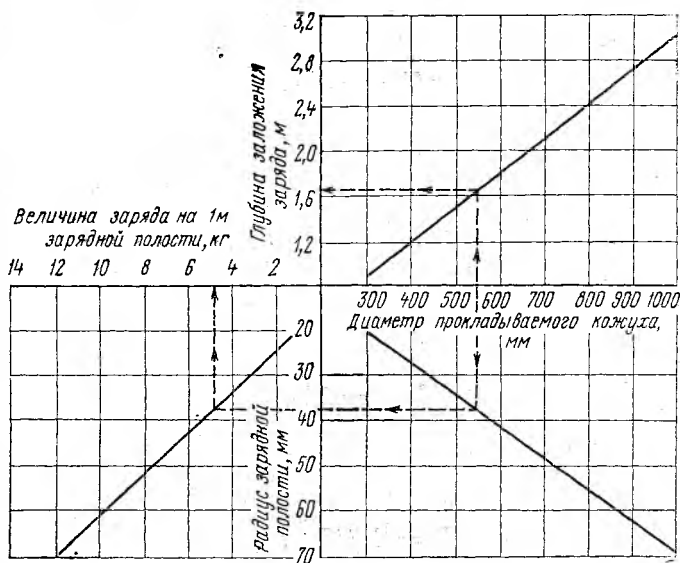


Рис. 85. Номограмма для определения параметров взрывных работ

которой в зависимости от диаметра прокладываемого кожуха можно определить глубину заложения, радиус и величину заряда на 1 м перехода (рис. 85). Пунктиром и стрелками показана последовательность определения параметров взрывных работ по известному диаметру кожуха.

Взрывные работы при сооружении свай. На строительстве объектов нефтегазовой промышленности особенно в сложных условиях широко применяются сваи, предназначенные для передачи на грунт основания нагрузок от зданий и сооружений, для восприятия сдвигающих усилий сползающего грунта и уплотнения грунта основания.

При сооружении свай с уширенной пяткой 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 прострелке ям под столбы и опоры.

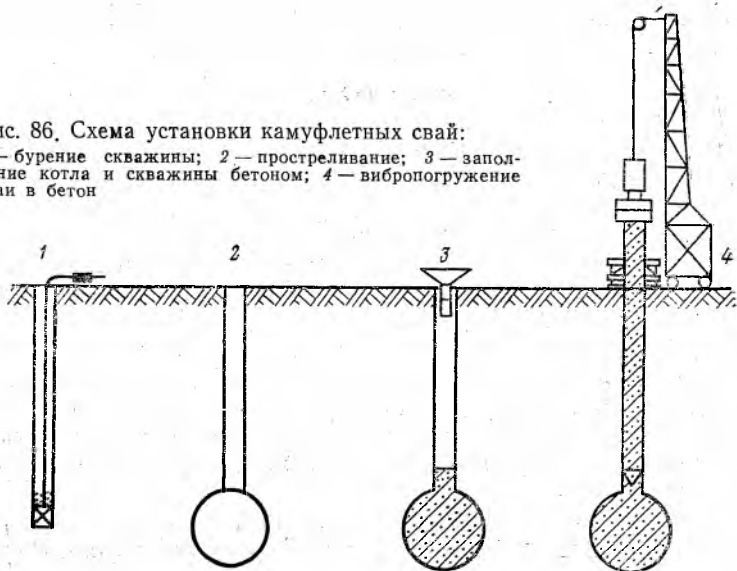
Масса заряда при сооружении камуфлетных свай (кг)

$$Q = R^3 / 0,24 \Pi_{\text{пр}}, \quad (5.25)$$

где R — проектный радиус уширенной пяты свай, или радиус котла, дм; $\Pi_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости, дм³/кг.

Рис. 86. Схема установки камуфлетных свай:

1 — бурение скважины; 2 — простреливание; 3 — заполнение котла и скважины бетоном; 4 — вибропогружение свай в бетон



При необходимости последовательной прострелки параметры заряда рассчитываются как и при образовании подземных хранилищ камуфлетными взрывами (см. п. 6.3). Для сооружения камуфлетных свай диаметр скважин применяют на 3—5 см больше диаметра бетонной сваи и простреливают сосредоточенными зарядами (рис. 86). Взрывание — электрическое.

Для сооружения ям под столбы и опоры предварительно бурят скважину, которую взрывом удлиненного заряда расширяют до проектного диаметра.

Диаметр образующейся ямы (дм)

$$d = D / \sqrt{\Pi_{\text{пр}} \Delta}, \quad (5.26)$$

где D — проектный диаметр полости (ямы), дм; Δ — плотность ВВ в заряде, кг/м³.

Диаметр скважины принимают не менее чем в 1,5 раза больше расчетного диаметра заряда. Глубина скважины на 10 % превышает проектную глубину выемки. Длину забойки в летний период принимают равной $20d_3$, длина заряда $l_3 = L - 20d_3$, масса заряда (кг)

$$Q = 0,785 d_3^2 l_3 \Delta.$$

На протяжении трассы, по которой расположены ямы, возможны изменения свойств грунта, главным образом вследствие сезонного изменения его влажности. Поэтому в проекте следует предусматривать периодическую корректировку принятого диаметра заряда (дм) [20]:

$$d = d_{\phi} D / D_{\phi},$$

где d_{ϕ} — принятый диаметр заряда с начала работ, дм; D_{ϕ} — 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, а затем конец шпагата привязывают к деревянной перекладине, размещаемой над устьем шпура. Нижний патрон заряда должен находиться у дна шпура, а верхний — на расстоянии 100—150 мм от его устья [24]. Взрывание выполняют при помощи электродетонатора и отрезка ДШ, выведенного на поверхность.

Для предотвращения образования воронки в устьевой части скважины накладной заряд взрывают дополнительно

ными отрезками ДШ одновременно с инициированием основного (скважинного) заряда.

Радиус и высота накладного заряда

$$R_{\text{н}} = 1,25R_{\text{к}}; H_{\text{н}} = (1,1 \div 1,4)d_{\text{з}},$$

где $R_{\text{к}}$ — проектируемый радиус котлована, см; $d_{\text{з}}$ — 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 гиттий или сплавины. При этом на ситуационный план местности должны быть нанесены искусственные сооружения, ЛЭП и линии связи, попадаю-

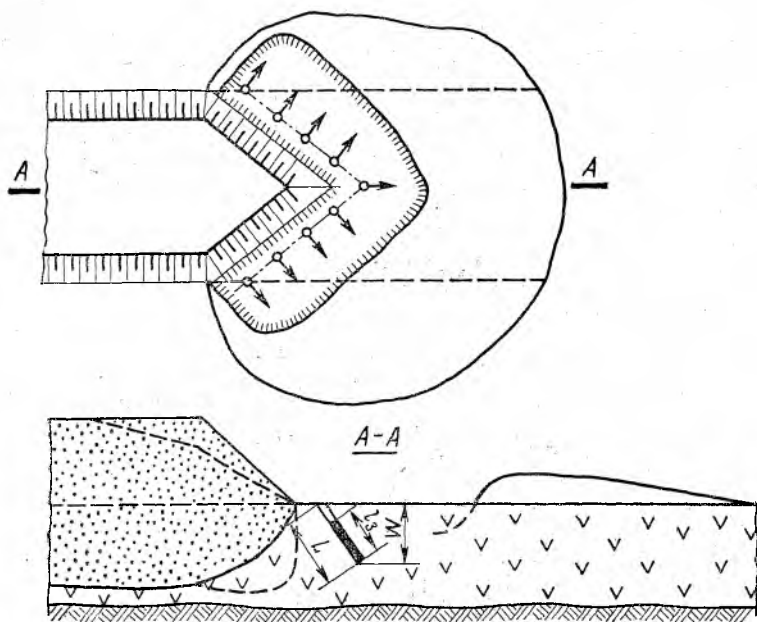


Рис. 87. Схема образования поперечной траншеи

щие в опасную зону. В проекте должны быть предусмотрены меры по защите названных объектов от действия взрыва.

При отсыпке насыпи лобовым способом применяют метод поперечных траншей. Для максимального отбрасывания торфа за пределы трассы создаваемые взрывами траншеи располагают елочкой (рис. 87).

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.

Параметры буровзрывных работ рассчитывают в следующем порядке [48].

1. Масса заряда в скважине (кг) при снятии верхнего торфяного покрова

$$Q = q_1 W^3 f(n), \quad (5.27)$$

где W — мощность взрываемого слоя торфа, м.

Расчетный удельный расход ВВ принимается в зависимости от зольности торфа:

Зольность торфа, %	20—30	40—50	60—70
q_1 , кг/м ³	0,7	0,8	0,9—1,0

Функция показателя действия взрыва заряда ВВ в зависимости от показателя действия взрыва n :

n	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5
$f(n)$	1,0	1,10	1,2	1,55	2,4	2,82	3,6

2. Глубина скважин (м)

$$L = W / \sin \alpha,$$

где α — угол наклона скважины, обычно 45—50°.

3. Длина заряда при снятии верхнего покрова принимается равной $0,75L$.

4. Расстояние между зарядами при взрывании осевой траншеи (м) $a = \sqrt[3]{W/f(n)}$.

5. Масса заряда в скважине (кг)

$$Q = l^3 q_1 / 3.$$

6. Диаметр заряда (дм)

$$d_3 = \sqrt[4]{4Q / (\pi l_3 \Delta)}.$$

При посадке всего основания насыпи, не достигшего минерального дна болота, заряды взрывают под насыпью.

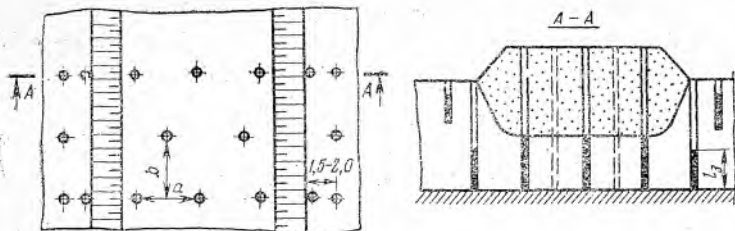


Рис. 88. Схема расположения скважин при посадке всего основания насыпи, не достигшего минерального дна болота

Высота насыпи перед ее посадкой должна быть в два и более раза больше слоя торфа, находящегося под насыпью (рис. 88).

Для производства таких взрывов через насыпь пробуривают в шахматном порядке скважины диаметром 130—160 мм до минерального дна. 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 м от нижнего края насыпи пробуривают скважины глубиной, равной мощности верхнего покрова.

Для взрывания под насыпью параметры зарядов рассчитывают следующим образом [20].

1. Диаметр заряда принимают около 200 мм; лишь вблизи искусственных сооружений (мостов, труб и т. п.) принимают диаметр 130—150 мм.

2. Длина заряда $l_3 = h_1$ (здесь h_1 — мощность слоя торфа, оставшегося под насыпью); для ориентировочных подсчетов его можно принимать в размере $\frac{2}{3}$ мощности слоя торфа, оставшегося после снятия коры болота.

3. Величина заряда определяется по формуле (5.27).

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 м); длина заряда равна $0,5L$, а величину заряда определяют по формуле (стр. 170).

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 по-

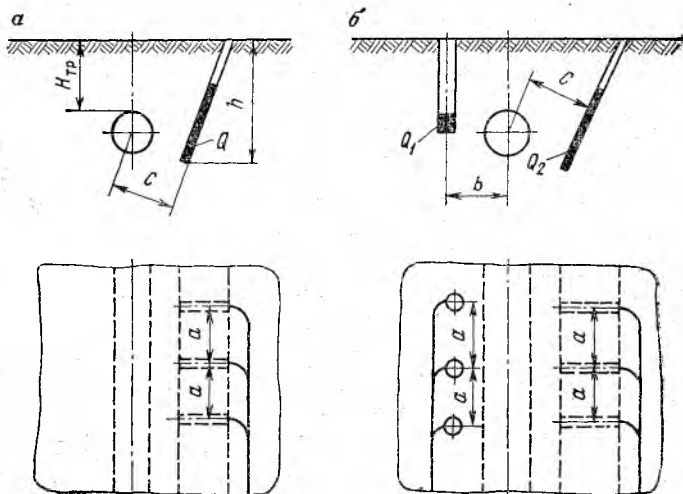


Рис. 89. Схема размещения зарядов при однорядном (а) и двурядном (б) взрывании

следнюю очередь взрывают заряды под откосами насыпи.

Взрывные работы для вскрытия подземных трубопроводов. Большое практическое значение имеют взрывы при ликвидации аварий на магистральных нефтепроводах, где необходимо вскрыть трубопровод, уложенный в траншею.

Для проверки возможности использования энергии взрыва для вскрытия трубопроводов проведены экспериментальные работы*. 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 по однорядному (рис. 89, а) и двухрядному (рис. 89, б) взрыванию.

Расчет зарядов выполнен в следующем порядке:

1. По формуле М. М. Борескова определили общую массу заряда (см. п. 3.1).

2. Л. н. с. (м)

$$W = 3H_{\text{в}}/2n - 1,$$

где $H_{\text{в}}$ — глубина траншеи, м.

* Некоторые экспериментальные исследования по вскрытию подземных трубопроводов энергией взрыва/Р. Г. Мухтаров, К. Е. Рашепкин, Н. В. Галактионов и др. — Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов, 1975, № 5, с. 12—14.

3. Распределение зарядов по рядам выполнено в соответствии с формулой

$$Q_1 = (0,5 \div 0,8) Q_2,$$

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, т. е. между скважинами в ряду $a = 2,14 H_B / (2n - 1)$.

Взрывные работы по вскрытию трубопроводов имеют свои особенности, так как при этом необходимо учитывать деформации трубопроводов, т. е. после вскрытия труба должна остаться геометрически неизменной в поперечном сечении и годной для дальнейшей эксплуатации.

Первоначально были проведены исследования по определению минимального расстояния заложения зарядов до трубы, когда труба под воздействием взрывной волны остается геометрически неизменной или изменения находятся в пределах ГОСТа.

Изменение формы поперечного сечения трубы контролировалось путем измерения диаметра в четырех точках микрометром. На основе экспериментов был построен график безопасного заложения зарядов до оси трубы (рис. 90). Зная безопасные расстояния (B, C), глубину заложения трубопровода, физико-механические свойства грунтов, по вышеприведенным формулам определяли параметры взрывных работ.

В качестве ВВ применялся аммонит № 6ЖВ, плотность заряжания колебалась в пределах $1-1,2$ кг/дм³. Взрывание зарядов осуществлялось при помощи детонирующего шнура. Замедление второго ряда зарядов достигалось при помощи КЗДШ с временем 20 и 50 мс.

В результате проведенных экспериментов установлена возможность и перспективность использования энергии

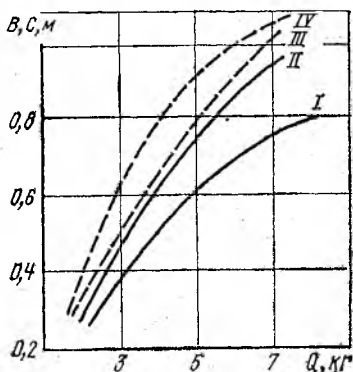


Рис. 90. График зависимости величин B, C от Q :

— для диаметра трубопровода 273 мм; — — — для диаметра трубопровода 377 мм; I—III — заряд удлиненный; IV — заряд сосредоточенный

взрыва для вскрытия трубопроводов. Причем, при залегании трубопроводов глубиной до 1 м рекомендуется применять однорядное взрывание (см. рис. 89, а), а при глубине залегания более 1 м — двухрядное взрывание (см. рис. 89, б). Наилучшие показатели по направленному выбросу получены при $t_3 = 40 \div 50$ мс. При меньших значениях времени замедления вскрытия трубы не происходило из-за эффекта обратной направленности выброса, а наибольшие значения времени замедления приводят к отказу взрыва основного ряда зарядов из-за повреждения детонирующего шнура при разлете кусков породы от взрыва зарядов вспомогательного ряда; угол наклона скважин второго ряда в 60° к горизонту при увеличении до 45° приводит к увеличению длины скважины, времени бурения, а эффект направленности выброса породы увеличивается незначительно (на 5 %).

Сварка и резка взрывом. В нефтяной и газовой промышленности качественное выполнение сварочных работ способствует надежной эксплуатации магистральных трубопроводов.

В последнее время наряду с развитием различных способов сварки металлов (ручной дуговой, в среде защитных газов, пресовых методов сварки, электроконтактной), резки труб и конструкций, ведутся работы по сварке и резке взрывом [50].

Началу развития сварки взрывом в Советском Союзе положили работы, проведенные в Институте гидродинамики Сибирского отделения АН СССР. Важным достоинством ее является возможность соединения между собой таких металлов, сварка которых другими способами сложна или практически невозможна, например стали с алюминием или титаном [49].

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. 91). В ней плакирующий лист металла 3, который нужно приварить к основному листу 2, помещают под небольшим углом $\alpha = 2 \div 10^\circ$ к последнему. На всей поверхности плакирующего листа располагают слой ВВ 4, инципируемого от детонатора 5. Лист

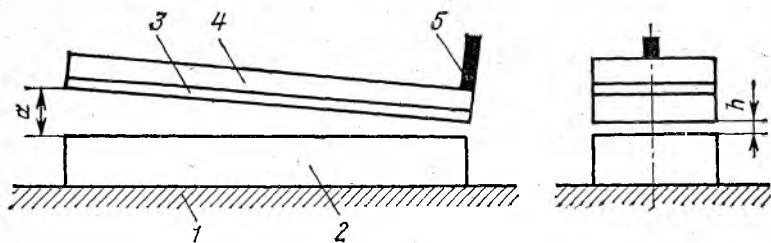


Рис. 91. Схема сварки пластин взрывом

основания, к которому приваривают плакирующий слой, устанавливают на сравнительно жесткую опору 1*.

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 β — угол динамического изгиба метаемой пластины. Его величина

$$\beta = 2 \arcsin v_n / (2D),$$

где D — скорость детонации ВВ; v_n — скорость движения метаемой пластины в месте соударения (скорость соударения пластины), определяемая по формуле

$$v_n = 1,2D \frac{\sqrt{1 + 1,2r} - 1}{\sqrt{1 + 1,2r} + 1},$$

где $r = \rho_0 \Delta / \rho_m \delta$ — безразмерный параметр; ρ_0 , Δ — соответственно плотность и толщина заряда ВВ; ρ_m , δ — плотность и толщина метаемой пластины.

Основной недостаток угловой схемы сварки — непостоянство сварочного зазора $h_{св}$, которое обуславливает изменение параметров процесса сварки и его качества по длине свариваемых листов, особенно при их больших размерах.

При плакировке труб изнутри существуют схемы, при которых деформации взрывом подвергается внутренняя труба.

Для осуществления режима сварки между трубами устанавливается определенный зазор. Схема деформации трубы в процессе сварки взрывом приведена на рис. 92.

Детонация ВВ распространяется со скоростью D , вслед-

* Степанов В. Г., Шавров И. А. Высокоэнергетические импульсные методы обработки металлов. Л., Машиностроение, 1975.

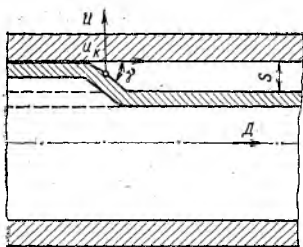


Рис. 92. Схема сварки взрывом в трубах

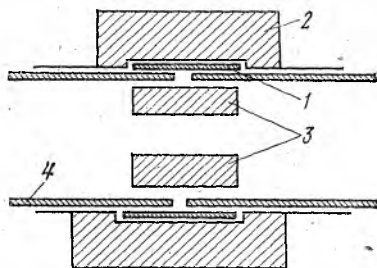


Рис. 93. Схема сварки труб взрывом

ствие этого труба подвергается деформации неодновременно во всех сечениях и касательная в точке соударения образует с осью трубы угол γ (угол накатывания). Основными параметрами, характеризующими сварку взрывом, являются скорость соударения металла u , скорость движения точки контакта u_k , угол накатывания γ . От правильного выбора величины скорости соударения зависит качество сварки металлов.

На основе различных схем взрыва (рис. 93) была создана система сварки труб.

Чтобы сварить две трубы, их концы вводят в соединительную муфту 1. В трубы помещают заряд ВВ 3. Вся система устанавливается 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 почти равняется 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 $v_{св}$, равная скорости детонации ВВ. Она должна быть ниже скорости звука в металле, иначе процесс сварки прекращается. Экспериментальным путем установлена скорость сварки. При большой скорости сварки прочность соединения снижается [50].

В связи с этим для сварки взрывом наиболее приемлемы те ВВ, скорость детонации которых ниже 3200 м/с.

Аналогично критическому диаметру существует критическая толщина слоя ВВ. Для надежного возбуждения и

стабильного протекания процесса детонации толщина 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 за рубежом разработан линейно-распределенный заряд ВВ, проявляющий при детонации режущие свойства (рис. 94). При детонации заряда ударный фронт распространяясь развивает значительное давление. Металлическая рубашка 1, покрывающая заряд, разрушается. Продукты взрыва 3 вместе с частицами металла из внутренней стороны сходятся в плане параллельно оси заряда 2, формируя режущую струю. Процесс резания длится доли секунды.

Использование таких зарядов для вырезания отверстий в трубопроводе, находящемся под рабочим давлением, положено в основу нового метода соединения подводных трубопроводов. Для вырезания участков трубопровода заряды выполнялись в виде замкнутых лент, накладываемых на вырезаемый участок трубы.

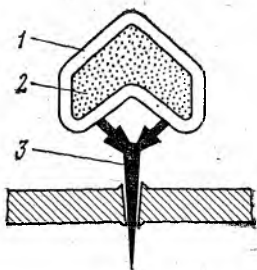


Рис. 94. Поперечный разрез линейно-распределенного заряда

6. 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 в последние годы в отечественной и зарубежной практике 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.

Наиболее широко используются хранилища, образованные в каменной соли методом размыва. В СССР разработаны методы создания подземных хранилищ в пластичных породах при помощи камуфлетных взрывов. Подземные шахтные хранилища широко применяют в Норвегии, Швеции, Финляндии, Великобритании, Франции и в других странах.

6.1. Параметры подземных хранилищ

В отечественной и зарубежной практике применяются различные типы подземных хранилищ для нефти, нефтепродуктов, сжиженных углеводородов. В результате исследования физико-механических свойств нетрешиноватых 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. м³, а глубина их расположения до 1500 м. Диаметр емкостей обычно в пределах 40—50 м, а иногда 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 их прини-

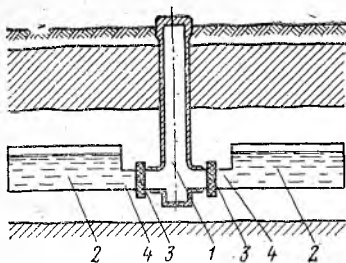
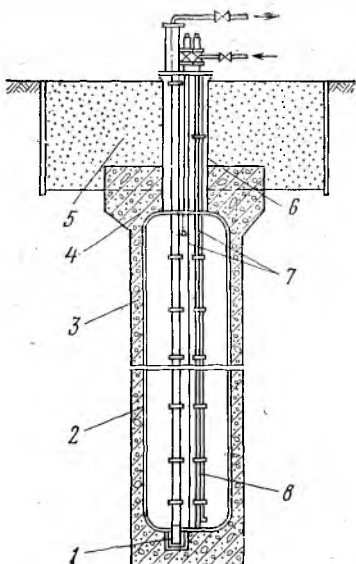


Рис. 95. Схема подземной части хранилища шахтного типа:

1 — ствол; 2 — выработки-емкости; 3 — герметичные перемычки; 4 — коллекторные выработки

Рис. 96. 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



мается в зависимости от мощности отложения каменной соли, условий залегания пласта и других факторов.

Подземные хранилища, создаваемые шахтным способом, представляют собой комплекс горных выработок (рис. 95). 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—6 м. В последнее время 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 одним из наиболее прогрессивных способов — бурением.

Емкости подземных шахтных газонефтехранилищ пред-

ставляют собой горизонтальные и вертикальные выработки. Горизонтальные выработки площадью поперечного сечения от 20 до 100 м² проходятся в толще пород ограниченной мощности.

Высота выработок-емкостей для гипса принимается равной 7, для ангидрита и гранита соответственно 7,8—10 и 15 м. Вертикальные подземные емкости для сжиженных газов сооружаются в проницаемых горных породах и выполняются в виде шахтных стволов, прочность и герметичность которых достигается в результате возведения железобетонной крепи и металлоизоляции (рис. 96). Диаметр стволов, используемых в качестве подземных емкостей, достигает 6 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.

Подземные хранилища, сооружаемые камуфлетными взрывами в пластичных породах, 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 м³ (диаметр до 7 м).

Объемы подземных хранилищ за рубежом, созданных камуфлетными ядерными взрывами, колеблются от 8 до 300 тыс. м³, глубина заложения достигает 2000 м.

6.2. Взрывные работы при строительстве подземных хранилищ шахтного типа

Подземные шахтные газонефтехранилища, сооружаемые в плотных породах, представляют собой комплекс верти-

кальных, наклонных и горизонтальных выработок, пройденных преимущественно буровзрывным методом.

Суммарная вместимость хранилищ с каждым годом увеличивается и составляет для сжиженных газов в США более 2 млн. м³, во Франции 180 тыс. м³, в Бельгии 60 тыс. м³, в Италии 50 тыс. м³; для нефти и нефтепродуктов в Швеции более 3 млн. м³, Финляндии 4,5 млн. м³, в Норвегии 1,7 млн. м³ [35].

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 в заданном пункте 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 м.

Глубина заложения емкостей подземных хранилищ светлых нефтепродуктов определяется при условии максимально возможного приближения их к земной поверхности. Так, на глубине 20 м для таких емкостей можно иметь избыточное давление около 0,3 МПа, что обеспечит условия хранения без потерь от испарения.

Глубина заложения кровли емкостей хранилищ сжиженного газа

$$H = k p_{\text{вн}} / \gamma_{\text{ср}},$$

где $k = 1,2 \div 1,5$ — коэффициент запаса прочности покрывающих пород; $p_{\text{вн}}$ — максимально возможное давление сжиженного газа в емкостях, МПа; $\gamma_{\text{ср}}$ — средневзвешенная плотность покрывающих горных пород, т/м³.

Практически глубина заложения емкости определяется горно-геологическими условиями и соответствующими свойствами горных пород.

Мощность вмещающих горных пород для размещения выработок-емкостей может быть определена (рис. 97) из условия

$$M \geq h + m_{\text{кр}} + m_{\text{п}} + \Delta h,$$

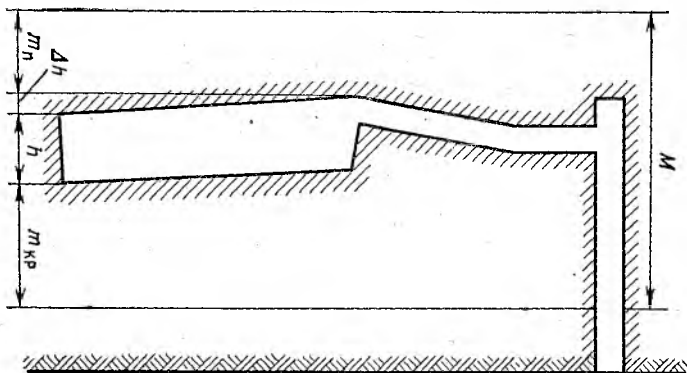


Рис. 97. Схема для расчета минимальной мощности вмещающих пород

где h — высота выработки, м; $m_{кр}$ и $m_{п}$ — минимальная мощность непроницаемых пород соответственно в кровле и почве выработки-емкости; $m_{кр}$ и $m_{п}$ должны быть не менее 5 м; Δh — 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 — собственно хранилища (см. рис. 95).

При строительстве подземной шахтной емкости вертикальными или наклонными выработками вскрывают пласт породы, в котором намечено расположить хранилище.

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 перемычки, размещенной в нижней части ствола); в качестве выработки для сообщения поверхностей 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 ячейкового типа подземная емкость в плане имеет форму прямоугольника, квадрата или неправильную форму (рис. 98). Кровля выработок поддерживается целиками породы. Ствол располагается в центре, и герметизирующая перемычка устраивается в стволе. Иногда кровля между целиками крепится анкерной крепью.

Подземные емкости представляют собой систему взаимосвязанных горизонтальных выработок, проведенных с небольшим уклоном в направлении 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 проходки оставляют породные целики, величина которых зависит от устойчивости пород. Обычно в глинистых сланцах разрабатывается 35 % породы, а 65 % остаются и служат естественной крепью. В граните, наоборот, только 35 % породы остается в качестве целиков, а 65 % извлекается. Обычно ширина предохранительных целиков в глинистых сланцах в 2—3 раза больше ширины выработок. При ширине выработок 4,5 м ширина предохранительных целиков составляет 10—11 м.

В зависимости от объема емкости и устойчивости горных пород хранилища занимают площадь 1—10 тыс. м².

Коллекторные выработки подземных хранилищ обычно проходят поперечным сечением 4—8 м². Выработки-емкости, пройденные в устойчивых горных породах, имеют значительные размеры. Емкости проходят поперечным сечением 6×5,8; 6×4,5; 10,5×7,5; 7,5×7,5; 7,5×4,5; 9×4,5;

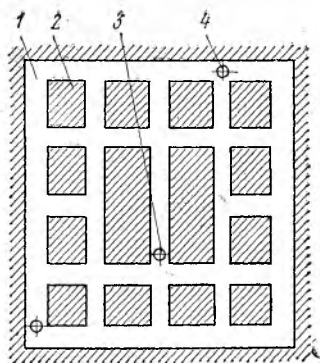


Рис. 98. Схема шахтного газонефтехранилища ячейкового типа:

1 — выработки-емкости; 2 — породный целик; 3 — вскрывающая выработка (ствол); 4 — вентиляционная скважина

13×6 (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 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, ставов водяных труб и кабелей.

Вертикальные стволы при строительстве подземных хранилищ проходят как обычным способом — при помощи буровзрывных работ, так и специальным способом — бурением, а в сложных геологических условиях — путем замораживания.

Буровзрывным способом проходят вертикальные выработки круглого поперечного сечения диаметром до 6 м. Породу из забоя ствола в этом случае подают бадьями вместимостью до 1 м³. 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 буровзрывных работ расход ВВ на взрывание комплекта шпуров при заданной их глубине (на заходку) определяют исходя из удельного расхода ВВ в зависимости от коэффициента использования шпуров (к. и. ш.). 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 имеют следующие значения:

Группа пород по СНиП	V	VI и VII	VIII
Удельный расход ВВ (кг/м³) в патронах диаметром:			
32 и 36 мм	0,7—0,8	0,9—1,1	1,2—1,5
45 мм	0,56—0,64	0,72—0,88	0,96—1,2

Продолжение

Группа пород по СНиП	IX и X	XI
Удельный расход ВВ (кг/м³) в патронах диаметром:		
32 и 36 мм	1,6—2,1	2,2—2,9
45 мм	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 стволые механизированные бурильные установки и бурильные молотки, при крепости $f > 12$ — бурильные молотки. Число бурильных молотков, находящихся в забое, устанавливается согласно СНиП из расчета один на 4,5 м² забоя [36].

Глубина шпуров устанавливается 2,5—3,5 м для групп пород IV—VIII (по СНиП); 2—2,5 м для групп IX и X.

При проектировании буровзрывных работ тип вруба и схема расположения шпуров в забое выбираются в зависимости от крепости пород, их напластования и формы поперечного сечения выработки.

Характеристика врубов, применяемых при проходке стволов круглого поперечного сечения, приведена в табл. 37.

Таблица 37

Вруб	Характеристика	Порода
Конусообразный (рис. 99, а)	Шпуры образуют усеченный конус. Соотношение между врубовыми, вспомогательными и оконтуривающими шпурами при трех окружностях 1:2:3:6; при четырех окружностях 1:1, 8:2, 7:4, 7; при пяти окружностях 1:1, 5:2, 1:2, 8:5	Крепкие и средней крепости при пологом и наклонном напластовании
Клиновой (рис. 99, б)	Шпуры образуют клин, заложенный по простиранию пород	Крепкие и средней крепости при крутом напластовании
Призматический (рис. 99, в)	Все шпуры, за исключением оконтуривающих, бурят перпендикулярно к плоскости забоя	Крепкие и средней крепости различного залегания

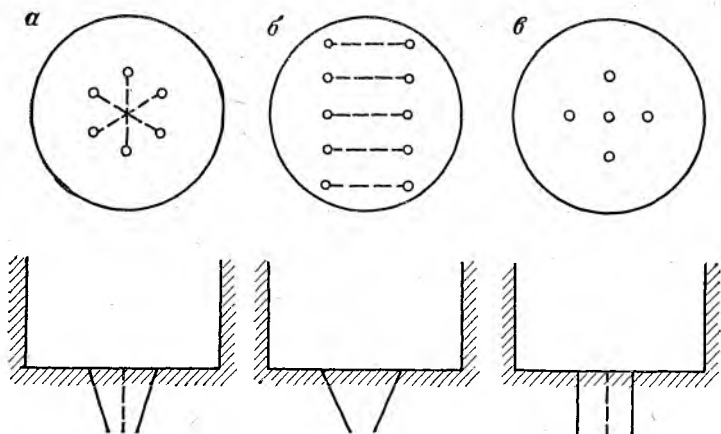


Рис. 99. Схема врубов, применяемая при проведении вертикальных выработок

При проектировании взрывных работ расчетным путем определяют число шпуров на забой, общий расход ВВ, массу заряда в шпуре.

1. Среднее число шпуров определяют по формуле Н. М. Покровского

$$N = 1,25 q_n S / (a \Delta dk),$$

где q_n — удельный расход ВВ, кг/м³; S — площадь поперечного сечения выработки вчерне, м²; d — диаметр патронов ВВ, мм; k — коэффициент, учитывающий уплотнение ВВ в шпуре, для аммонитов $k=1$. Коэффициент заложения ВВ в шпуре принимается в следующих пределах:

диаметр патронов, мм	32	45
a при $f=3 \div 9$	0,4—0,5	0,35—0,45
a при $f=10 \div 20$	0,5—0,65	0,45—0,5

2. Общий расход ВВ (кг)

$$Q_{\text{общ}} = q_n S l, \quad (6.1)$$

где l — глубина заходки, м.

3. Масса заряда в шпуре (кг)

$$Q_{\text{ш}} = P_n k_3 l_{\text{ш}} / l_n,$$

где P_n — количество ВВ в патроне (0,2 кг при $d=32$ мм), (0,5 кг — при $d=45$ мм); k_3 — коэффициент заложения шпура (для врубовых и отбойных шпуров равный 0,3—0,88,

для контурных 0,34—0,39); $l_{\text{п}}$ — 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. 100, а). Вруб состоит из 6—12 шпуров, глубина их на 15—20 см больше остальных. Наиболее широко применяют врубы с параллельными шпурами, обеспечивающими меньший выброс породы вверх. Для зарядов в патронах диаметром 32 мм соотношение между числом шпуров в окружностях принимают 1:2:3:4, для зарядов в патронах диаметром 45 мм 1:3:6.

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 м. Эта скважина не заряжается, а используется как дополнительная открытая поверхность (рис. 100, б).

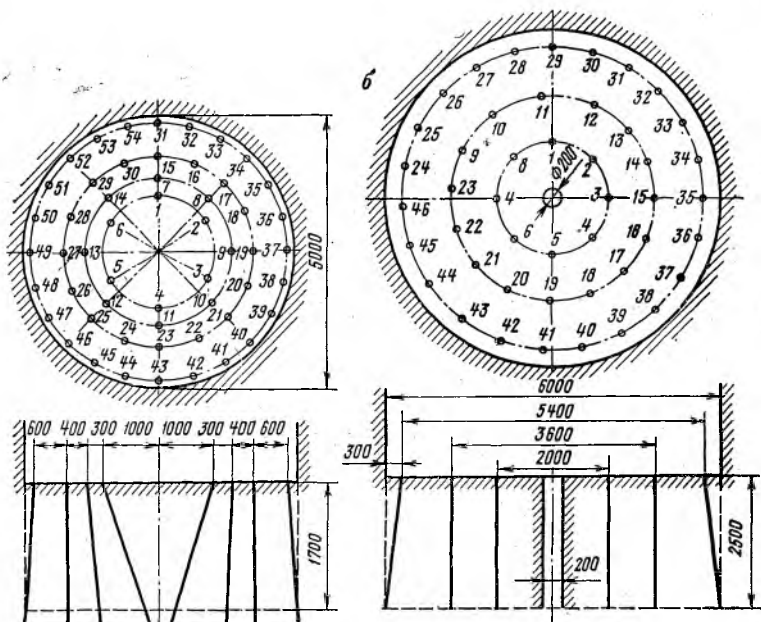


Рис. 100. Схема расположения шпуров при проходке стволов круглого сечения:

а — с врубом из шести шпуров; б — с опережающей скважиной диаметром 200 мм

Наряду с проходкой стволов взрывным способом ведется проходка стволов бурением, установками РТБ, позволяющими механизировать операции, а также исключаящими пребывание людей в стволе в процессе его сооружения.

Этот способ проходки применяется в отечественной 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 малой площадью поперечного сечения.

Вспомогательные и коллекторные выработки небольшой площади сечения проводятся в основном сплошным забоем, выработки емкости большой площади сечения — уступным забоем и с опережающей выработкой.

При проектировании буровзрывных работ предварительно определяют оптимальную схему ведения работ и выбирают соответствующее буровое оборудование с учетом коэффициента крепости пород (группы крепости):

Бурильные машины	Коэффициент крепости f	Группа крепости (СНиП)
Ручные бурильные молотки	12—14 и выше	Выше IX
Бурильные установки (каretки), навесное бурильное оборудование на погрузочных машинах:		
вращательного действия	2—6	V—VII
вращательно-ударного действия	7—11	VIII—IX
ударного действия	12 и выше	IX и выше
Ручные электро- и пневмосверла	До 5	До VII—VI
Колонковые электросверла, ручные бурильные молотки	4—5 и выше	VII—VIII

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. При проведении горизонтальных выработок применяют различные врубы: клиновые, односторонние и прямые. Прямые врубы целесообразно применять для про-

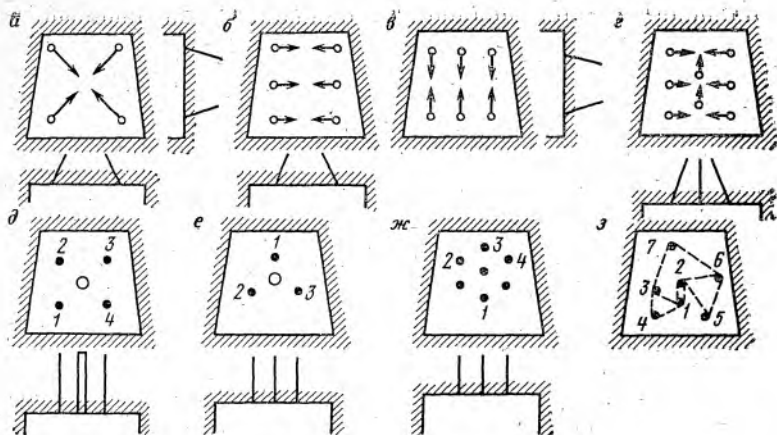


Рис. 101. Врубы, применяемые при проходке горизонтальных выработок подземных хранилищ:

а — пирамидальный; *б* — клиновой-вертикальный; *в* — клиновой горизонтальный; *г* — клиновой-комбинированный; *д, е* — призматические с центральной незаряженной скважиной; *ж* — цилиндрический; *з* — спиральный

ходки коллекторных и аккумулирующих выработок хранилищ небольшой площади поперечного сечения, клиновые — для выработок шириной не менее 2 м. Эффективными врубами при проведении выработок по вязким, пластичным породам являются врубы с центральной незаряженной скважиной (рис. 101).

При проектировании и составлении паспорта буровзрывных работ производится 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.

1. Диаметр шпура выбирается в зависимости от диаметра стандартного патрона промышленных ВВ.

2. Глубина шпуров, как показали многочисленные исследования, может считаться оптимальной в пределах 2,5—3,5 м. Для выбора глубины шпуров в зависимости от площади поперечного сечения выработки и коэффициента крепости пород f можно пользоваться следующими данными:

Площадь сечения выработки S , м ²	1,5—3	4—6	7—25
Глубина шпура, м:			
$f \leq 12$	2—3	1,5—2	1,2—1,8
$f > 12$	2,5—3,5	2,2—2,5	1,5—2,2

Глубину врубовых шпуров принимают обычно на 0,1—0,2 м больше глубины остальных шпуров.

3. Удельный расход ВВ для аммонита № 6ЖВ в зависимости от прочности пород принимается при площади сечения 5—6,5 м² в следующих пределах:

f	22—19	18—15	14—13	12—11	10—9	8—7	6—4	Менее
q_n , кг/м ³ . . .	3,8	3,5	3,0	2,6	2,4	2,0	1,2	⁴ 0,9

Для выработок иных сечений при определении величины удельного расхода ВВ принимают поправочный коэффициент:

Площадь сечения выработки, м ²	2,5—5	5—6,5	6,5—10	10—15	Более 15
Поправочный коэффициент	1,3	1	0,85	0,8	0,75

4. Количество ВВ на цикл (кг)

$$Q = q_n S l_{ш}, \quad (6.2)$$

5. Масса заряда ВВ в одном шпуре (кг)

$$Q_{ш} = \pi d^2 l_{ш} k_a \Delta / 4,$$

где d — диаметр патрона, м; k_a — коэффициент заложения шпура, принимается $k_a = 0,75$; Δ — плотность заряжания, кг/м³.

Масса заряда врубовых шпуров принимается на 15—20 % больше средней величины заряда.

6. Число шпуров на забой

$$N = 3,3 \sqrt[3]{f S^2}.$$

Наиболее просто число шпуров на цикл можно определить по формуле

$$N = Q / Q_{ш}.$$

Требуемое число шпуров на забой уточняют графически по схеме поперечного сечения выработки.

В качестве врубовых используют (в зависимости от площади поперечного сечения выработки и коэффициента крепости пород) 2—10 шпуров, занимающих при прямых врубах 5—10 %, а при врубах из сходящихся шпуров 10—20 % общей площади выработки:

f	2—3	4—6	7—9	10
Число шпуров в зависимости от площади сечения выработки, m^2 :				
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 на основе следующих данных:

Группа грунтов (пород) по СНиП	IV—IV	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 подвигание забоя за взрыв, объем разрушенной породы, удельный расход ВВ и бурения на $1 m^3$ взрывающего объема и данные расчета заносят в паспорт буровзрывных работ.

Подвигание забоя за взрыв с учетом коэффициента использования шпуров $l_{ц} = l_{ш}\eta$, где $\eta = 0,8 \div 0,9$. Объем разрушенной породы за цикл $V = Sl_{ш}\eta$, расход ВВ на $1 m^3$ взорванной породы $q_1 = Q/V$, расход бурения на 1 м породы $L_1 = V_6/V$ (V_6 — объем буровых работ, м).

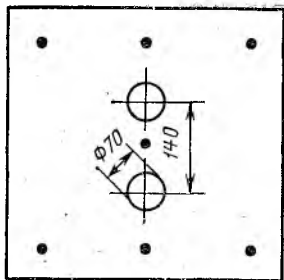
Ивано-Франковским институтом нефти и газа проведены экспериментальные работы по совершенствованию проведения горизонтальных выработок с применением врубовых скважин большого диаметра. Работы проводились на калийных рудниках Прикарпатья по породам с $f = 2 \div 5$, характеризующимся повышенной вязкостью и пластичностью. Испытывались врубы со скважинами диаметром 70 (рис. 102, а), 160 (рис. 102, б, в) и 390 мм (рис. 102, г).

На основе выполненных исследований даны рекомендации по выбору диаметра врубовых скважин и их числа в зависимости от пластичности пород (табл. 38).

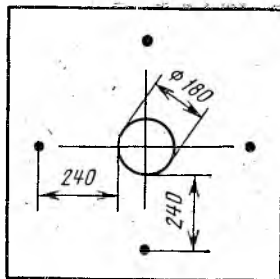
Таблица 38

Показатели	Породы		
	Соленосные	Каинитовые	Каинит-ланг-бейнитовые
Коэффициент пластичности	4,5—5	3,1	2,3
Диаметр врубовой скважины, мм	160	160	390
Число скважин	2	2	1

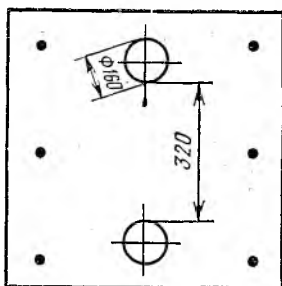
а



б



в



г

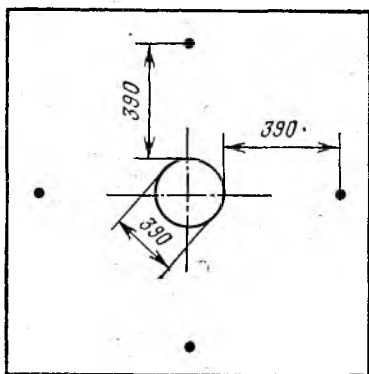


Рис. 102. Схемы врубов со скважинами большого диаметра

Технико-экономические показатели проведения выработок с применением врубовых скважин приведены в табл. 39.

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 %, а производительность труда проходческой бригады увеличивается на 30—35 %. Внедрение новых методов буровзрывных работ позволило увеличить темпы проведения горных выработок до 120 м в месяц.

Эффективным методом повышения темпов проведения выработок по породам с $f=2\div 6$ следует считать применение врубовой скважины в качестве зарядной камеры. Такая технология применяется при проведении выработок по пластичным, вязким породам.

Показатели	Породы					
	Каинит-ланг-бейнитовые		Каинитовые		Соленосные	
	Щелевой вруб	Скважины большого диаметра	Вертикальный клинковой вруб	Скважины большого диаметра	Вертикальный клинковой вруб	Скважины большого диаметра
Подвигание забоя за цикл, м	1,83	2,4	1,65	2,34	1,5	2
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

Для создания достаточной врубовой полости и увеличения глубины шпуров свыше 4 м была разработана конструкция вруба, в котором врубовая скважина использована не только как дополнительная открытая поверхность, но и в качестве зарядной камеры, где размещался заряд ВВ для выброса разрушенной взрывом породы вруба (рис. 103).

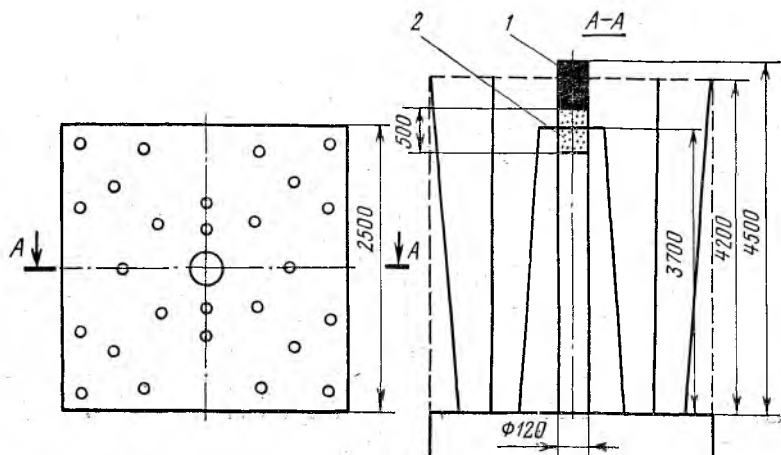


Рис. 103. Схемы расположения зарядной врубовой скважины и шпуров:

1 — заряд ВВ; 2 — забойка

Скважину бурили глубиной 4,5 м, врубовые шпур — 3,7 м, вспомогательные и оконтуривающие — по 4,2 м каждый. Число шпуров на цикл — 26. Скважину бурят с перебором на 0,5 м по отношению к длине врубовых шпуров для размещения заряда ВВ. Заряд скважины для предотвращения его запрессовки от взрыва врубовых шпуров отделяют от остальных забойкой длиной 0,5 м. Интервал замедления между взрывом центрального заряда и врубовых шпуров составлял 75 мс.

Испытания показали, что применяя данный вруб, можно за цикл обеспечить подвигание 4—6 м, а в условиях проведения выработок по вязким пластичным породам он весьма эффективен.

Выработки-емкости сооружаются большого поперечного сечения, при этом применяются различные схемы проведения выработок: с использованием врубовой машины для образования щели; с проходкой опережающим забоем малой площади сечения; проведение выработок уступным забоем.

При проведении выработок с использованием врубовой

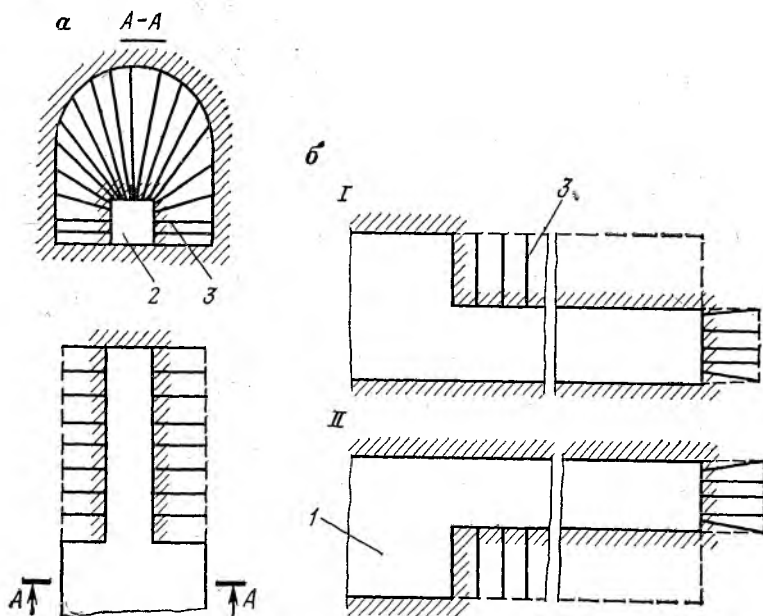


Рис. 104. Схема проведения выработок-емкостей передовым забоем: I — с верхним уступом; II — с нижним уступом; 1 — выработка-емкость; 2 — передовой забой; 3 — скважинные заряды

машины для образования щели величину подвигания на взрыв принимают равной глубине врубовой щели. Глубину оконтуривающих и отбойных шпуров комплекта принимают на 10—20 см больше глубины щели.

Проведение выработок с опережающим забоем применяется для выработок с площадью поперечного сечения 20—30 м². Расположение шпуров (скважин) веерное в плоскостях, перпендикулярных к оси выработки или параллельных ей. Расстояние между плоскостями вееров принимается 0,8—1,2 м (рис. 104, а). Определяющим в веере является максимальное расстояние между шпурами на контуре проектного сечения выемки, принимаемого 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 большой площади поперечного сечения можно приводить с верхним или нижним уступом (рис. 104, б). 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—4 м можно применять вертикальные шпуровые или скважинные заряды, а при большей высоте — скважинные заряды.

При использовании скважинных зарядов величина л. н. с.

$$W = d\sqrt{8,2\Delta/(mq_n)},$$

где d — диаметр скважины, м; Δ — плотность заряжения, кг/м³; m — коэффициент сближения зарядов, принимаемый в пределах 1,0—1,5; q_n — удельный расход ВВ, кг/м³.

Остальные параметры определяются по методике расчета для обычных скважинных зарядов.

Перед составлением паспорта буровзрывных работ уточняют вид ВВ и способ заряжения скважин. Восстающие и нисходящие скважины целесообразно заряжать гранулированными ВВ с использованием пневмозарядчиков бункерного или нагнетательного типа.

При проведении выработок применяется многорядное короткозамедленное взрывание. При выборе схемы взрывания зарядов перспективным следует считать волновую и врубовую схемы. Наиболее широко применяемый интервал замедления 25—50 мс.

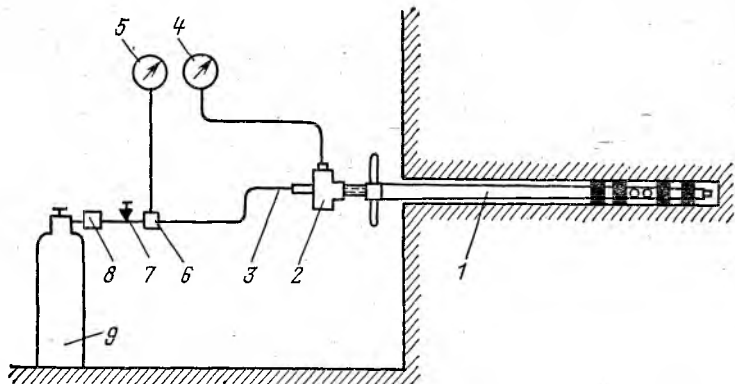


Рис. 105. Схема установки паккера в скважине:

1 — паккер; 2 — распределительная шайба; 3 — воздухопровод; 4 — манометр для определения затрубного давления; 5 — манометр для определения давления в скважине; 6 — распределитель; 7 — вентиль; 8 — редуктор; 9 — баллон сжатого воздуха

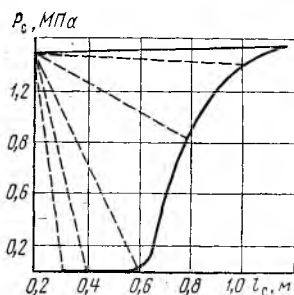


Рис. 106. Зависимость давления в скважине от ее глубины

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 жидкого продукта.

При ведении взрывных работ действие взрыва обуславливает образование вокруг выработки-емкости зоны интенсивной трещиноватости, которая является 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.

Установлено, что в результате ведения взрывных работ вследствие действия волны напряжений в стенках выработок образуются трещины, величина и интенсивность которых зависят от глубины скважины [37, 38].

Ивано-Франковским институтом нефти и газа совместно с Калужским филиалом ВНИИГ проведены экспериментальные работы по определению размеров зоны действия

взрыва в пластах калийных солей, разработаны установка и методика проведения замеров при помощи паккера. Паккер представляет собой систему труб с резиновыми уплотнителями, его устанавливали в скважине на расстоянии от устья 0,3; 0,4; 0,6; 0,8; 1; 1,2 м (рис. 105). Диаметр скважины 54 мм, длина — до 5 м. Испытательное давление составляло 1,5 МПа. При наличии трещин у стенок выработки давление резко падало, что фиксировалось манометром.

На основании экспериментальных данных построен график (рис. 106), из которого следует, что в результате ведения взрывных работ в стенках выработок образуются трещины, величина и интенсивность которых зависят от расстояния до поверхности. Установлено, что в калийных солях трещиноватость развита до глубины 0,6—0,8 м. В сульфатно-карбонатных породах глубина трещиноватости достигает 0,6 м [10].

Поэтому важным вопросом при строительстве подземных хранилищ является уменьшение трещиноватости в законтурной зоне емкостей. Одним из способов, уменьшающих нарушенность законтурного массива, является контурное взрывание, которое выполняется двумя методами: взрывание сближенных зарядов и предварительное щелеобразование.

Взрывание сближенных зарядов применяют при проведении горных выработок небольшого сечения. Они основаны на сближении оконтуривающих шпуров, уменьшении коэффициента заряжения, рассредоточении зарядов, уменьшении диаметра патронов ВВ.

Предварительное щелеобразование применяют при проведении подземных выработок большой площади поперечного сечения. Щель по контуру выработки создается в результате опережающего взрыва оконтуривающих шпуров или скважин.

При проведении выработок на качество оконтуривания влияют расстояния между оконтуривающими шпурами, л. н. с., коэффициент сближения; величина удельного заряда; диаметр и конструкция зарядов; очередность взрывания и расположение оконтуривающих шпуров.

Расстояние между оконтуривающими шпурами и л. н. с. зарядов в них определяют из 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, которая способствует образованию трещин, параллельных открытой поверхности, и отрыву породы. Следовательно, коэффициент сближения зарядов (отношение расстояния между шпурами к 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 ряд параметров взрывных работ.

1. Величина л. н. с. [39]

$$W = (p_{\text{дет}}/\sigma_p)^{2/3} r_{\text{ш}}, \quad (6.3)$$

где $p_{\text{дет}}$ — детонационное давление в шпуре, МПа; σ_p — временное сопротивление породы растяжению, МПа; $r_{\text{ш}}$ — радиус шпура, см.

2. Расстояние между шпурами

$$a = (\sigma_{\text{ст}}/\sigma_p)^{2/3} r_{\text{ш}},$$

где $\sigma_{\text{ст}}$ — квазистатическое давление в шпуре, МПа.

3. Коэффициент сближения оконтуривающих шпуров $m = a/W = 0,4(1+y)^{2/3}$.

Отношение волновых сопротивлений

$$y = \rho_{\text{ВВ}} D / (\rho_{\text{п}} c),$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ и $\rho_{\text{п}}$ — соответственно плотность ВВ и породы, г/см³; D — скорость детонации ВВ, м/с; c — скорость звука в породе, м/с.

Обеспечение оптимального коэффициента сближения оконтуривающих шпуров значительно уменьшает глубину нарушения приконтурного массива. Так, проведенные эксперименты в промышленных условиях по породам повышенной вязкости и пластичности, какими являются калийные руды, показали, что при коэффициенте сближения зарядов 1,1—1,6 глубина зоны нарушения приконтурного массива в каинитовой руде достигла 0,55 м, каинито-лангбейнитовой 0,4—0,6 м и во вмещающих породах 0,65 м, а при коэффициенте сближения оконтуривающих шпуров 0,6—0,7 м глубина нарушенной зоны приконтурного массива снизилась до 0,2—0,25 м.

Чтобы уменьшить нарушения законтурного массива радиальными трещинами, необходимо уменьшить бризантное действие взрыва. В оконтуривающих шпурах необхо-

димо уменьшить удельный заряд и стремиться к более равномерному распределению ВВ вдоль шпура. При контурном взрывании возможно применение зарядов уменьшенного диаметра (16—24 мм) в шпурах диаметром (36—41 мм). Можно применять следующие расстояния между оконтуривающими шпурами (диаметром 43—52 мм) для различных пород:

Расстояние между шпурами, м	0,3—0,4	0,5	0,6
Группа пород (по СНиП)	IX—X	VII—VII	VI—VII

При контурном взрывании плотность заряжения принимают 0,4—0,5 кг/м³, а длину забойки в шпурах 0,3—0,5 м.

Схема расположения оконтуривающих шпуров при контурном взрывании в выработке показана на рис. 107.

Одним из способов уменьшения нарушенности приконтурного массива является применение зарядов с воздуш-

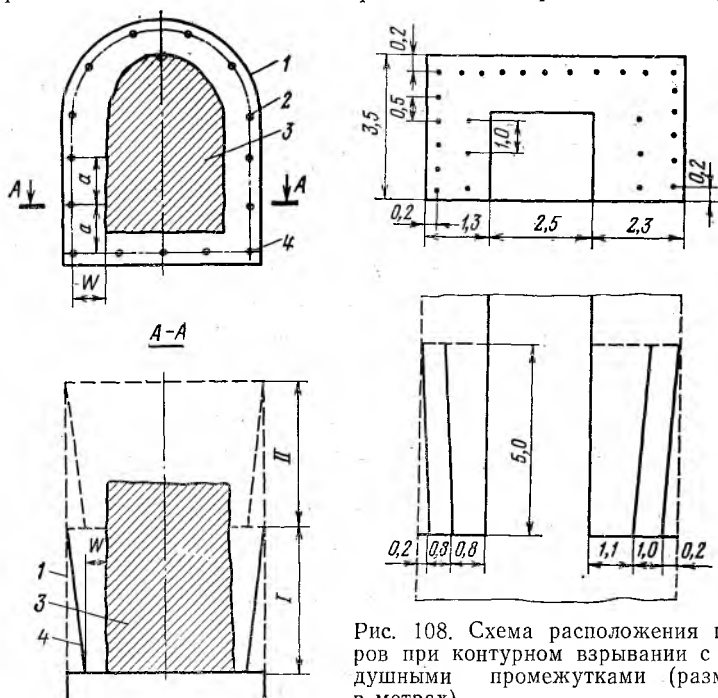


Рис. 108. Схема расположения шпуров при контурном взрывании с воздушными промежутками (размеры в метрах)

Рис. 107. 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

ными промежутками, которые обеспечивают 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.

Оконтуривающие заряды с воздушными промежутками рекомендуется рассчитывать в следующем порядке.

1. Величина оптимального удельного заряда (кг/м) оконтуривающих шпуров [40]

$$q_0 = 0,98W - 0,032V_{\max}W. \quad (6.4)$$

Величина показателя дробимости с достаточной точностью определяется по формуле

$$V_{\max} = 67/f - 1,7.$$

2. Число воздушных промежутков в шпуре

$$n_{в.п} = l_{ш}q_0/q' - 1,$$

где q' — масса патрона ВВ, кг.

3. Длина воздушного промежутка между отдельными частями рассредоточенного заряда

$$l_{в.п} = \frac{l_{ш}}{n_{в.п}} (1 - q_0 l_3 / q'),$$

где $l_3 = 0,25$ м — длина патрона ВВ.

Калужской лабораторией ВНИИГ совместно с Ивано-Франковским институтом нефти и газа проведены опытные взрывы с применением в оконтуривающих шпурах зарядов с воздушными промежутками (рис. 108). При проведении экспериментов в калийных рудах расстояние между оконтуривающими шпурами составило 0,6 м, масса заряда ВВ (аммонал водоустойчивый) в шпуре составляла 2 кг, удельный заряд — 0,4 кг/м.

Для передачи детонации между патронами, рассредоточенными воздушными промежутками, в шпуре прокладывали ДШ. Воздушные промежутки создавались при помощи деревянных брусков длиной 25 см. Результаты выполненных измерений зоны напряжений показали, что применение зарядов с воздушными промежутками позволяет снизить глубину зоны нарушения до 0,15 (рис. 109).

В результате проведенных экспериментов для пород крепостью $f = 2 \div 5$ могут быть рекомендованы оконтуривающие заряды с воздушными промежутками величиной 0,2—0,25 м. При этом на точность оконтуривания большое влияние оказывают точность расположения и выдер-

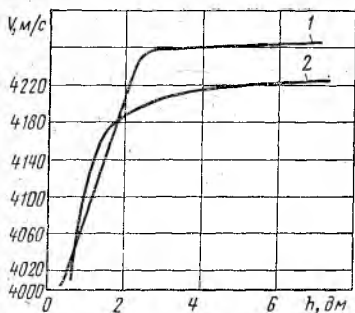


Рис. 109. Зависимость скорости продольной волны от нарушения приконтурного массива:

1 — при $m=0,7$; 2 — при $m=0,6$ с воздушными промежутками

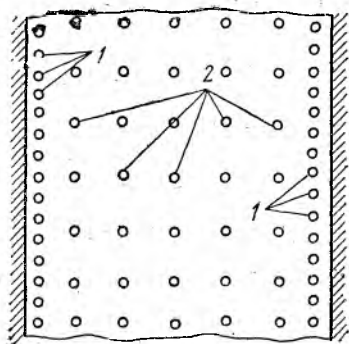


Рис. 110. Схема расположения контурных скважин (шпуров) при проходке выработок-емкостей уступным забоем

жанность направления оконтуривающих шпуров. Необходимо, чтобы расположение их возможно точнее соответствовало проектному контуру выработки. Расстояние между устьем шпуров и контурной линией не должно превышать 10 см, при этом дно шпура должно точно выходить на проектный контур, глубину оконтуривающих шпуров рекомендуется принимать на 20—30 см меньше глубины рубовых и отбойных шпуров.

При проведении вертикальных стволов по породам, залегающим под углом, взрывание оконтуривающих шпуров, расположенных на одинаковом расстоянии от стенок ствола, приводит к неравномерному отрыву породы. Так перебор площади сечения со стороны висячего бока всегда больше, чем со стороны лежачего. В этих условиях наиболее выгодное расстояние от стенок ствола до оконтуривающих со стороны висячего бока шпуров

$$b = 0,5\lambda(1 + \sin \gamma),$$

где λ — расстояние от стенок ствола до оконтуривающих шпуров без учета угла падения пород, м; γ — 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 проходке выработок-емкостей для уменьшения пря-

мого действия взрыва применяют предварительное щелеобразование. При проходке выработок-емкостей уступным забоем шпуровые или скважинные заряды 1, пробуренные вблизи стенки выработки (рис. 110), подрывают одновременно при помощи ДШ или электрическим способом. Внутренние шпуры 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, облегчающей работу зарядов 2, обеспечивая хорошее дробление породы внутри контура. Заряды по контуру располагают один от другого на расстоянии четырех — пяти диаметров.

Проектирование и производство буровзрывных работ методом контурного взрывания следует осуществлять в соответствии с «Временными указаниями по буровзрывным работам методом гладкого взрывания» Министерства транспортного строительства СССР.

Взрывные работы при строительстве подземных газонефтехранилищ следует вести в строгом соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и Временных указаний на производство и приемку работ по строительству подземных хранилищ в устойчивых горных породах (для светлых нефтепродуктов и сжиженных газов) СН 314—65.

6.3. Взрывные работы при строительстве подземных хранилищ камуфлетными взрывами

В последнее время для подземного хранения нефти и нефтепродуктов разработаны и реализованы новые конструкции подземных хранилищ, расширена область их применения. Впервые в отечественной практике разработан метод подземного захоронения токсичных промышленных отходов в подземных резервуарах, сооружаемых камуфлетными взрывами [1].

Первыми исследованиями в области использования энергии взрыва для уплотнения глинистых грунтов, их практического применения были работы Ю. А. Абелева и М. Я. Сухаревского. В дальнейшем эти работы были продолжены Г. Н. Акутиным и А. А. Вовком (Институт геофизики АН УССР).

В 1960 г. группа специалистов (О. М. Иванцов, Н. А. Евстропов и др.) впервые в мировой практике метод камуфлетных взрывов в пластичных глинистых породах

применила для строительства подземных хранилищ углеводородов. Затем во ВНИИпромгазе В. А. Мазуровым, В. И. Смирновым, Д. М. Голицинским, Л. Л. Мельниковым были разработаны способы сооружения подземных хранилищ камуфлетными взрывами сосредоточенных зарядов ВВ, методы расчета параметров взрывных работ и сейсмического воздействия на наземные и подземные сооружения [41].

Изучение, опробование и внедрение данного метода проводились в различных геологических условиях (в том числе в моренных суглинках, лёссах, скифских, кембрийских и чеганских глинах). В толще моренных суглинков проведено более 100 опытных взрывов с образованием полостей объемом от 10 до 100 м³ (Московская обл.). В качестве ВВ использованы отходы пироксилиновых порохов, аммонит № 6ЖВ и гранулированный тротил, в качестве забойки — вода. Величина основного заряда ВВ, как правило, составляла 80—650 кг.

Подземные хранилища, сооружаемые этим способом, состоят из подземной емкости (полости), скважины с системой технологических трубопроводов и комплекса поверхностных сооружений. Такие хранилища могут создаваться как взрывами обычных ВВ в пластичных горных породах, так и при помощи ядерных зарядов в породах различной крепости.

Под воздействием камуфлетного взрыва подземная емкость образуется вследствие уплотнения пластичных пород.

Подземные емкости, образуемые взрывами сосредоточенных зарядов ВВ, по форме близки к сферической.

При взрыве одиночного заряда в зарядной камере создаются большие давления. При давлении 10⁴ МПа и более, которое возникает на границе раздела заряд ВВ — порода, среда сжимается и в непосредственной близости от заряда образуется сферическая полость, границы которой определяются удельным давлением ударной волны и физико-механическими свойствами среды. Экспериментальные исследования, проведенные рядом авторов, показали, что большое влияние на сжимаемость среды оказывает ее пластичность: по мере возрастания последней сжимаемость породы увеличивается.

В грунтах, в отличие от идеальной жидкости, скорость распространения волны сжатия при больших напряжениях меньше скорости звука. По мере удаления волны сжатия

пластические деформации сменяются деформациями упруго-пластическими, а затем и упругими. Основываясь на таком характере деформаций грунта при подземном взрыве, зону действия взрыва разделили на ближнюю, среднюю и дальнюю, а первую еще на зоны сжатия и разрушения. Размеры зон сжатия и разрушения для сосредоточенного тротилового заряда предлагается определять из зависимостей [44]:

$$\bar{R}_c = 19K_c \text{ и } \bar{R}_p = 19K_p,$$

где $\bar{R}_c = R_c/R_z$ — относительный радиус зоны сжатия (здесь R_c — радиус зоны сжатия, R_z — радиус заряда); $\bar{R}_p$ — относительный радиус зоны разрушения; K_c , K_p — эмпирические коэффициенты (табл. 40).

Т а б л и ц а 40

Порода	Коэффициент			
	K_c	K_p	R_c	R_p
Рыхлый свеженасыпной грунт	0,6	0,85	11,4	16,15
Песок плотный	0,5	0,63	9,5	17,97
Глина	0,5	0,6	9,5	11,4
Скальная	0,2	0,5	3,8	9,5

Основным условием образования подземной полости камуфлетным взрывом является величина заглубления центрального заряда. Ее находят опытным путем по методу приближений.

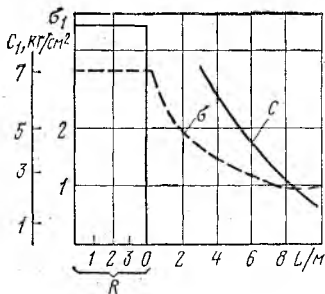
Минимально допустимую величину заглубления центра заряда камуфлетного взрыва при однородном геологическом разрезе можно определить по формуле

$$W_{\min} > 2\sqrt[3]{Q/q_n},$$

где Q — масса основного заряда, кг; q_n — удельный расход ВВ на единицу нормальной воронки, кг/м³.

В результате действия взрыва происходят необратимые деформации среды, что приводит к увеличению плотности, а следовательно, усилению механических связей между отдельными частицами грунта в определенном пространстве вокруг создаваемой полости. Кроме того, в результате воздействия взрыва наблюдаются структурно-тек-

Рис. 111. Характер изменения величины сцепления C_1 и предела прочности при одноосном сжатии σ_1 (10^5 Па) уплотненного суглинка с удалением от контура полости при одиночном взрыве.



стурные изменения в пластичной породе, что также обуславливает изменение механических свойств грунта.

Н. А. Евсτροφовым установлено, что абсолютное максимальное увеличение плотности глинистых грунтов после взрыва составляет около 40 %; с удалением от центра взрыва плотность уменьшается по линейной зависимости. Первоначальные механические характеристики глинистых грунтов (сопротивление на одноосное сжатие и сцепление) возрастают после взрыва примерно в 4 раза у стенок полостей, а с удалением от центра взрыва убывают по экспоненциальному закону (рис. 111).

Изменение прочностных свойств глинистых пород в зоне уплотнения взрывом описывается уравнениями:

$$\sigma_r = \sigma_0 + K_1 / e^{\alpha_1 \bar{r}} ; C_r = C_0 + K_2 / e^{\alpha_2 \bar{r}} ,$$

где σ_r , C_0 — соответственно предел прочности глин на одноосное сжатие и сцепление до взрыва, МПа; $\bar{r} = r_{\Pi} / r_3$ — относительное расстояние от контура полости; r_{Π} — расстояние от контура полости, м; r_3 — радиус заряда, м; $\alpha_{1,2}$, $K_{1,2}$ — эмпирические константы, зависящие от физико-механических свойств среды.

Установлены значения эмпирических коэффициентов [41]: для скифских глин $\alpha_1 = 0,18$; $\alpha_2 = 0,49$; $K_1 = 6,6$; $K_2 = 4$; для моренных суглинков $\alpha_1 = 0,2$; $\alpha_2 = 0,22$; $K_1 = 6,9$; $K_2 = 1,15$.

Положительным фактором действия взрыва на грунт являются уменьшение пористости и размера пор, а также увеличение ориентации и дисперсности глинистых частиц.

На основании экспериментальных исследований, проведенных во ВНИИпромгазе [42], и изучения изменений прочностных свойств глинистых пород в зоне уплотнения выделены следующие характерные зоны (рис. 112): полость радиусом R_e , зона растрескивания породы радиусом R_T , зона уплотнения (пластических деформаций) глинистых по-

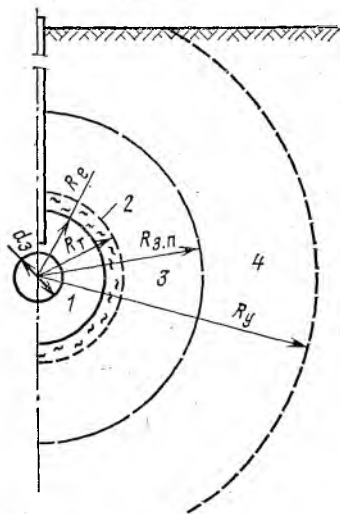


Рис. 112. Схема расположения зон остаточных деформаций вблизи подземной полости после камуфлетного взрыва:

1 — полость; 2 — зона трещиноватости; 3 — зона пластических деформаций; 4 — зона упругих деформаций

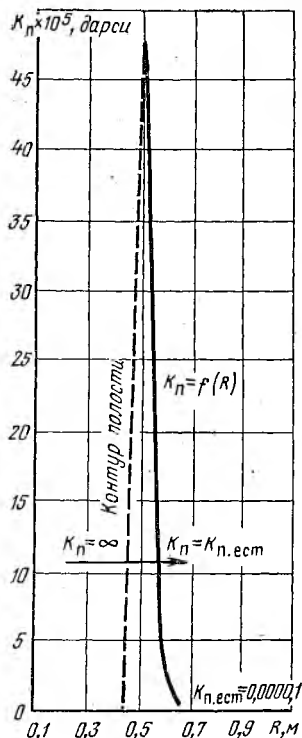


Рис. 113. Изменение трещинной проницаемости пород с расстоянием от центра взрыва

род радиусом $R_{з.п}$ и зона упругих деформаций радиусом R_y . Установлено, что уплотнение породы характеризуется увеличением предела прочности на одноосное сжатие и сцепления в 2—2,5 раза, увеличением плотности на 5—8 % и снижением пористости на 15—30 %. При этом отношение величины зоны уплотнения к радиусу образуемой полости не зависит от масштаба взрыва и находится в пределах 3—3,5.

Опытно-промышленные испытания строительства подземных хранилищ в нашей стране методом камуфлетных взрывов сопровождались изучением параметров зоны деформации пород с целью повышения их надежности и прочности. Работами ВНИИпромгаза дана оценка и интерпретация ближней зоны.

В результате исследований установлена закономерность измерения трещинной проницаемости пород $K_{\text{т}}$ с расстоянием от контура полости (рис. 113): она уменьшается от максимума на контуре каверны по кривой гиперболического типа, асимптотически приближаясь к естественной проницаемости породы в зоне упругих деформаций. Наличие в приконтурном слое ослабленной зоны пород вследствие развития радиальных и кольцевых трещин обуславливает разработку мероприятий по закреплению емкостей.

Особенности камуфлетных взрывов заключаются в следующем. Во-первых, камуфлетные взрывы при образовании подземных полостей отличаются от обычных камуфлетных взрывов, применяемых в горном деле и строительстве тем, что равные по массе заряды ВВ взрываются на глубинах, соответствующих значениям функции $f(n) \geq 0,05$ и $f(n) \geq 0,48$, т. е. для первого случая глубина взрыва в 2—2,5 раза больше; во-вторых, образование подземных полостей методом взрыва осуществляется только в отложениях пластичных горных пород; в-третьих, создание подземных емкостей методом взрыва имеет ряд технологических особенностей: высокую плотность заряжения основного заряда ВВ, применение гидрозабойки, повышенный удельный расход ВВ.

Технология проведения буровзрывных работ при сооружении подземных емкостей камуфлетными взрывами. Участок для строительства подземных хранилищ методом камуфлетных взрывов выбирается исходя из наличия пригодной толщи глинистых пород и возможности ведения в данном районе взрывных работ. Подземные емкости сооружаются в литологически однородных слоях глинистых пород мощностью не менее 15 м, с глубиной залегания: для жидких нефтепродуктов 20—120 м; для сжиженных газов 60—150 м и более; для жидких удобрений 20—50 м; для вредных отходов производства 100—120 м. Освоенная практически глубина заложения таких емкостей пока не превышает 60 м.

В процессе опробования различных разновидностей глинистых пород установлено, что благоприятными для создания подземных полостей являются глинистые породы с числом пластичности не менее 12, коэффициентом водонасыщенности не более 0,9, коэффициентом диффузии в пределах $1 \cdot 10^{-5}$ — $1 \cdot 10^{-6}$ см²/с.

Технология образования подземных емкостей в пластичных горных породах способом камуфлетных взрывов со-

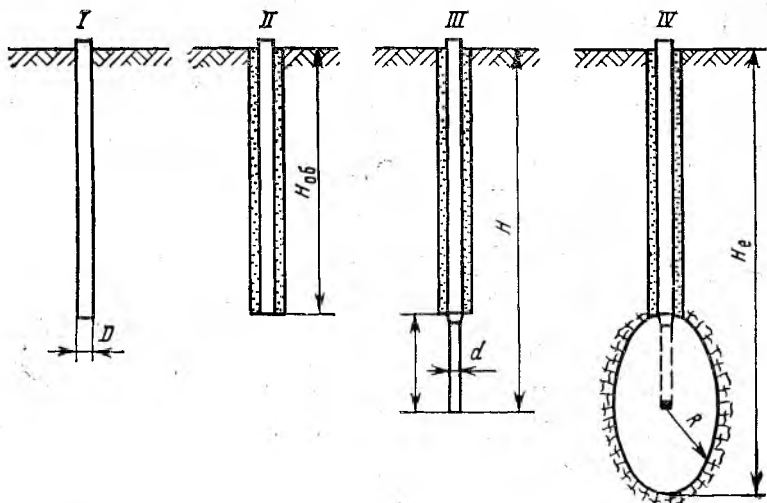


Рис. 114. Схема технологической последовательности образования подземной емкости камуфлетным взрывом:

I — бурение скважины диаметром 300—400 мм; *II* — обсадка скважины и цементирование затрубного пространства; *III* — разбуривание цементной пробки и добуривание скважины диаметром 200—250 мм до глубины заложения заряда; *IV* — подземная емкость, образованная взрывом

стоит из процессов, выполняемых в определенной последовательности в несколько этапов (рис. 114).

На первом этапе бурятся скважины самоходными станками УРБ-3М, УРБ-2А, АБВ-3, УШБ-16 с оборудованием для цементации затрубного пространства. До глубины обсадки каждая скважина бурится диаметром 350—400 мм. Обсадка скважины выполняется трубами нефтяного сортамента, а цементирование затрубного пространства — расширяющимся цементным составом. Разбуривание цементной пробки и добуривание скважины осуществляются диаметром 200—250 мм до глубины заложения заряда.

Скважина считается подготовленной к взрывным работам, если она герметична, а искривление ее не превышает 1—2°.

Шурфы для размещения зарядов ВВ проходят при помощи станков КШК-30А и КШК-40.

При образовании подземных емкостей методом камуфлетных взрывов применяются водоустойчивые ВВ (аммонит № 6ЖВ, детонит М, аммонал водоустойчивый и др.).

Параметры взрывных работ при строительстве подземных хранилищ методом камуфлетных взрывов рекомендуется рассчитывать в следующей последовательности.

1. Масса основного заряда

$$Q=qVe, \quad (6.5)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³, который принимается равным обратной величине показателя простреливаемости $q=1/P_{пр}$; V — проектный объем полости, м³; e — коэффициент относительной мощности ВВ.

Показатель простреливаемости принимается по табл. 24, или может быть принят для глинистых пород по данным исследований ВНИИпромгаза: моренный суглинок — 0,2; скифские глины — 0,23; чеганские глины — 0,2; лёссовидные суглинки — 0,24; кайнозойские глины — 0,3; неогеновые глины — 0,2—0,8.

2. Найденная величина основного заряда ВВ проверяется по фактору камуфлетности:

$$Q \leq Q_{кам},$$

где $Q_{кам}$ — предельная величина заряда ВВ камуфлетного действия, кг.

3. Предельная масса камуфлетного заряда ВВ

$$Q_{кам}=kH^n,$$

где H — глубина заложения заряда, м; k , n — эмпирические константы, зависящие от физико-механических свойств глинистых пород и типа ВВ. Для моренного суглинка $k=0,04$; $n=2,8$, для скифских глин $k=0,04$; $n=2,9$, для тяжелых разновидностей глинистых пород $k=0,04$; $n=3$.

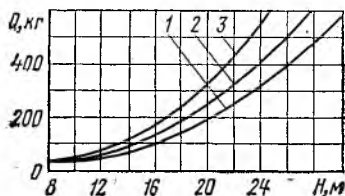
Зависимости предельной массы камуфлетного заряда ВВ от глубины его заложения (при использовании аммонита № 6ЖВ) приведены на рис. 115.

4. При сооружении подземной полости через шурф диаметром его незакрепленной части позволяет разместить сосредоточенный заряд ВВ, необходимый для сооружения полости проектируемого объема.

При сооружении подземных полостей через буровые скважины диаметром 250—300 мм требуется предваритель-

Рис. 115. Зависимости предельной массы камуфлетного заряда ВВ от глубины его заложения:

1 — для моренных суглинков ($Q=0,04 H^{2,8}$); 2 — для скифских глин ($Q=0,04 H^{2,9}$); 3 — расчетный (для тяжелых разновидностей глинистых пород $Q=0,04 H^3$)



ное 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

$$Q_{\text{пр}} = qQ/\Delta,$$

где Δ — плотность заряжения, кг/м³.

Подземные емкости, сооружаемые способом камуфлетных взрывов, создают как одиночные, так и групповые. При создании базы подземных емкостей важное значение имеет определение оптимальных расстояний между емкостями:

Радиус проектируемой емкости, м	2,3	2,9	3,3	3,6
Объем проектируемой емкости, м ³	50	100	150	200
Минимальное расстояние между центрами неза- крепленных емкостей, м	16	20	23	25

Расстояние l между центрами подземных емкостей должно составлять $l > 7R_p$, где R_p — радиус емкости.

Заряжание 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 примерно 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, а при взрывании на больших глубинах применяются боевики в герметичных жестких оболочках, которые опускаются воротком или механической лебедкой.

Опускание патронов-боевиков в скважину производится, как правило, при помощи прочной пеньковой веревки или стального троса, снабженного крючком, который легко освобождается от ушка патрона после его опускания. Трос и веревка для спуска боевиков обычно тарируются. Диаметр боевика подбирается с таким расчетом, чтобы он был меньше минимального диаметра скважины на 50 мм.

В каждый боевик помещаются, как правило, два водостойчивых 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 она 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 у устья. Кроме воды эффективным материалом для забойки является глинистый раствор.

Буровзрывные работы при строительстве подземных хранилищ камуфлетными взрывами ведутся в строгом соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», а также с рекомендациями, разработанными ВНИИпромгазом.

Оценка сейсмической безопасности камуфлетных взрывов. При камуфлетных взрывах образованные сейсмические волны могут вызвать разрушения сооружений, находящихся в районе взрывных работ. В этой связи должны быть решены вопросы обеспечения безопасности различного рода сооружений, расположенных в опасной зоне.

Сейсмический эффект взрывов зависит от физико-механических свойств среды и типа применяемого ВВ. Сейсмотеопасные расстояния r_c (м) при взрывах сосредоточенных зарядов пластичных глинистых породах рассчитываются:

для $\bar{r} < 20$ и $\bar{r} > 20$ соответственно по формулам [26]:

$$r_c = 16\sqrt[3]{\bar{H}/u_d}\sqrt[3]{Q}; \quad r_c = K_1\sqrt[3]{Q}/u_d,$$

где $\bar{H} = H/\sqrt[3]{Q}$ — приведенная глубина заложения заряда ВВ; H — глубина заложения заряда, м; $\bar{r}$ — приведенное расстояние; u_d — допустимое значение скорости смещения, см/с, величина которой различна для разных типов сооружений; K_1 — коэффициент, равный 30 при $\bar{H} > S$.

Определение сейсмотеопасных расстояний при создании подземных полостей в толще моренных суглинков с использованием аммонита № 6ЖВ может быть выполнено при помощи табл. 41 [44].

Сооружение подземных емкостей камуфлетными взрывами с одновременным формированием бетонной крепи.

Таблица 41

Масса заряда, ВВ, т	Сейсмобезопасные расстояния r_c (м) в зависимости от величины u_d (см/с)				Масса заряда, ВВ, т	Сейсмобезопасные расстояния r_c (м) в зависимости от величины u_d (см/с)			
	0,15	0,1	0,05	0,03		0,15	0,1	0,05	0,03
При $\bar{H} = 2,7$					При $\bar{H} = 3,2$				
0,2	40	48	66	87	0,2	45	55	70	89
0,4	50	61	83	110	0,4	55	65	90	113
0,6	58	69	95	126	0,6	65	75	101	128
0,8	64	77	104	140	0,8	70	85	115	142
1	69	82	112	150	1	75	90	125	153
1,5	78	94	130	170	1,5	85	101	140	175
2	87	105	142	190	2	95	115	155	195
2,5	93	112	153	205	2,5	100	121	165	210
3	100	118	162	215	3	110	130	175	220
4	110	130	180	240	4	120	141	191	242
5	117	141	192	255	5	130	155	210	261

Надежность подземных емкостей, образованных камуфлетными взрывами, обеспечивается их герметичностью, прочностью и устойчивостью. Хотя хранилища данного типа выгодно отличаются по ряду технико-экономических показателей от известных способов строительства, однако при использовании взрывных емкостей возникает ряд проблем, связанных в основном с проявлением горного давления и деформациями подземных полостей с течением времени.

Наблюдениями, проведенными ВНИИпромгазом, установлено, что подземные полости сохраняют относительно устойчивое состояние в течение двух—трех лет. С течением времени незакрепленные полости деформируются за счет обрушения отдельных блоков породы с контура полости. При этом процесс вывалообразования 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 газонефтехранилища.

В нашей стране опробованы и прошли опытную проверку ряд способов закрепления емкостей: термический, нанесение облицовочных материалов механическим путем и формирование бетонной крепи взрывом. Крепление под-

земных емкостей с механическим возведением бетонной крепи ведется с использованием малоэффективного оборудования, поэтому процесс крепления характеризуется большой трудоемкостью и эффективность применения взрывного способа сооружения подземных хранилищ камуфлетными взрывами снижается.

В последнее время разработан и прошел опытно-промышленное опробование новый метод сооружения подземных полостей взрывом с одновременным формированием бетонной крепи, практически исключаящий трудозатраты на их крепление.

При строительстве подземной емкости камуфлетным взрывом с одновременным воздействием бетонной крепи с поверхности земли на необходимую глубину проходится шурф, в котором взрывом заряда ВВ образуется камуфлетная полость. Объем полости должен быть таким, чтобы в ней разместились бетон крепи проектируемой емкости и заряд ВВ. Созданная взрывом камуфлетная полость заполняется бетонной смесью и в центре ее помещается заряд ВВ.

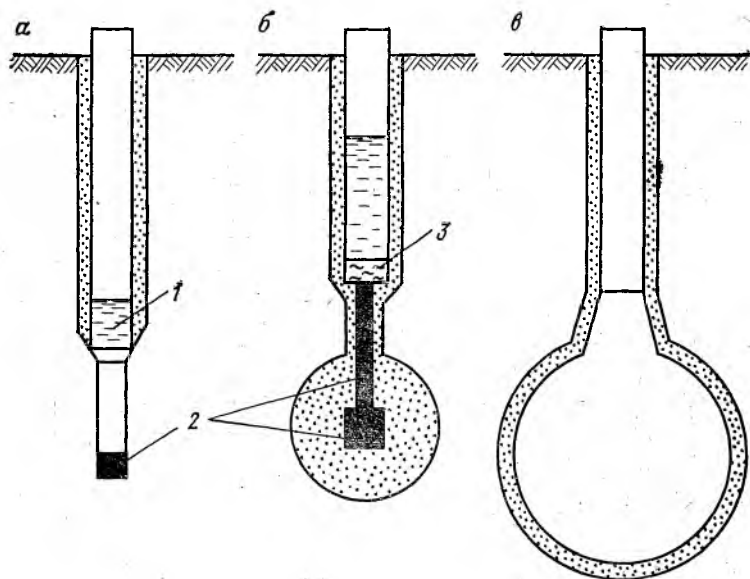


Рис. 116. Технология сооружения взрывом подземной емкости сферической формы с одновременным формированием бетонной крепи: а, б — проходка шурфа и размещение заряда для образования камуфлетной полости; в — подземная емкость со сформированной взрывом бетонной крепью; 1 — вода; 2 — заряд ВВ; 3 — глина

Взрывом заряда ВВ, находящегося в центре полости из твердеющего бетона образуется расширяющаяся сфера, которая давлением взрывных газов (до 20 тыс. МПа) через бетонную оболочку уплотняет грунт. Отодвигая границу раздела бетон — грунт, она деформирует твердеющий бетон, уменьшая толщину его оболочки до тех пор, пока не прекратится процесс расширения. По окончании формирования взрывом емкости в грунте бетон распределяется слоем определенной толщины между грунтом и сферой взрывных газов (рис. 116).

После формирования взрывом подземной емкости и ее бетонной оболочки по мере роста прочности бетона надежность крепления и устойчивость полости повышаются. По достижении бетоном проектной прочности емкость используется для эксплуатации или проведения последующих строительных работ.

Разработанный метод позволяет сооружать не только емкости сферической формы, но и цилиндрической и конической.

Разработаны методика расчета и технология сооружения вертикальных подземных полостей с одновременным

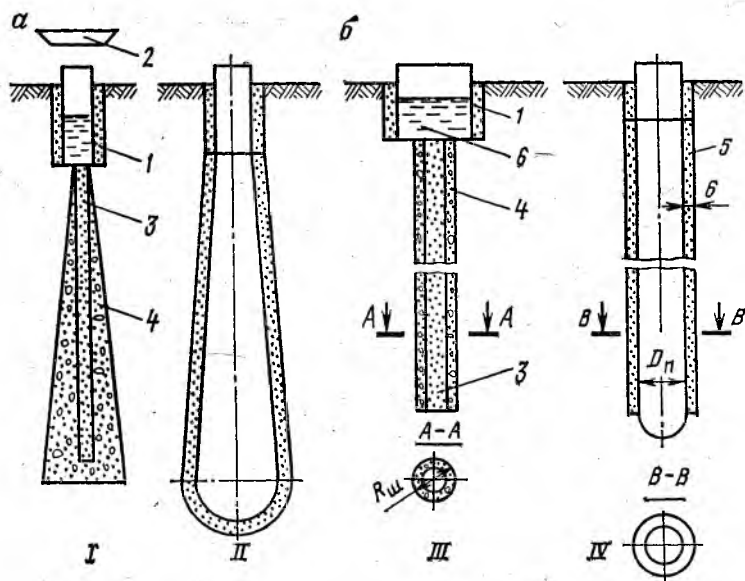


Рис. 117. Технологическая схема сооружения вертикальной подземной полости:

a — конической формы; *б* — цилиндрической формы; 1 — креп устья ствола; 2 — приемный бункер; 3 — заряд ВВ; 4 — твердеющий бетон; 5 — бетонная креп; 6 — вода

формообразованием бетонной крепи [43]. Результаты исследования используются при сооружении подземных камер конической (варианты I, II) и цилиндрической (варианты III, IV) форм (рис. 117).

Устье камеры предварительно крепят на глубине трех радиусов полости. Радиус передового шурфа

$$R_{ш}=1,1\delta\sqrt{D_{п}/\delta+1},$$

где 1,1 — коэффициент, учитывающий объем заряда ВВ и неравномерность толщины бетонной оболочки; δ — толщина крепи проектируемой полости, мм; $D_{п}$ — диаметр проектируемой полости, мм.

Масса заряда ВВ

$$Q_{п}=\pi R_{п}/P_{пр},$$

где $R_{п}$ — радиус проектируемой полости, м; $P_{пр}$ — проницаемость грунта, м³/кг.

Расход бетона на крепление 1 м полости

$$V_{б}=\pi(R_{ш}^2-r_{з}^2).$$

Выполненные исследования на полигоне ВНИИпромгаза позволили установить возможность сооружения в сжимаемых грунтах подземных камер взрывом с одновременным формированием бетонной крепи, определить основные технологические параметры и характеристики бетона для рассматриваемого способа, опробовать разработанную методику расчета параметров подземных полостей промышленного назначения.

Способ строительства подземной емкости камуфлетным взрывом с возведением бетонной крепи исключает опускание человека в незакрепленную емкость, позволяет возводить бетонную крепь взрывом.

6.4. Зарубежный опыт применения ядерных взрывов при строительстве подземных газонефтехранилищ

Одним из перспективных способов создания подземных газонефтехранилищ является использование для этой цели камуфлетных ядерных взрывов.

Для образования подземных хранилищ в горных породах в США выполнены экспериментальные взрывы (табл. 42) [2].

В последние годы опубликованы результаты научных исследований и проектных разработок в области использования энергии ядерных зарядов для сооружения подземных

Таблица 42

Взрыв	Мощность, кт	Глубина заложения заряда, м	Радиус испарения, м	Радиус полости, м
«Хардхэт»	6,0	286	3,13	19,2
«Шоул»	13,4	367	4,35	27,1
«Пиледривер»	61,0	463	7,2	44,5
«Гэсбагги»	26,0	1293	5,5	25,7
«Гном»	3,1	361	3,28	18,7
«Сэлмон»	5,3	828	3,92	16,7

хранилищ. Американские специалисты считают, что применение ядерных взрывов для сооружения подземных резервуаров и открытых заглубленных хранилищ может быть выполнено в двух направлениях: при помощи мощных взрывов внутреннего действия и на выброс.

Хранилища первого типа могут быть образованы в однородной толще каменной соли, аллювиальных отложений и других водонепроницаемых пород.

В США подземные резервуары, созданные в водонепроницаемых породах, имеют объем от 4 до 40 тыс. м³. Общая вместимость хранилищ, образованных ядерными взрывами, достигает 350 тыс. м³. В большинстве случаев их используют для хранения пропана и бутана, находящихся в резервуарах под давлением (до 1,8 МПа).

По мнению американских исследователей, использование ядерных взрывов для образования хранилищ указанных типов даст значительную экономию по сравнению с обычными способами сооружения подземных емкостей.

Емкость, образованная ядерным взрывом, состоит из пустот между кусками пород, заполнивших после взрыва цилиндр обрушения, и трещин в зоне наведенной трещиноватости. При этом суммарный объем пустот в зоне трещиноватости равен 20—25 % полезной емкости цилиндра обрушения, примерно такой же, как первоначальный объем образованной взрывом полости (рис. 118).

На основании зарубежных данных, полученных при подземных ядерных взрывах, для проектных расчетов принимается, что суммарный объем пустот в цилиндре обрушения на 1 кт мощности ядерного заряда составляет около 3000 м³.

Расчетные емкости ядерных газохранилищ и стоимость хранения в них газа приведены в табл. 43.

Таблица 43

Мощность заряда, кт	Общий объем пустот, тыс. м ³	Максимальное рабочее давление в газохранили- ще, МПа	Емкость газохранилища, млн. м ³	Годовая стоимость содержания, тыс. дол.		Затраты на 1 м ³ годово- го расхода газа, центы
				амортизационные затраты 11%	эксплуатационные затраты	
24	75	14,7	13,0	175	13	1,8
50	170	14,3	30,5	198	17	0,7
100	350	13,7	56,0	235	23	0,46

Наряду с разработкой проектов строительства подземных газохранилищ методом ядерных взрывов в США ведутся работы по созданию подземных нефтехранилищ вблизи акватории и в открытом море. При создании подземных емкостей под морским дном наряду с надежностью учитываются безопасность эксплуатации, а также затраты на сооружение и возможность выдачи нефти без применения энергоемкого оборудования.

По первому варианту емкость хранилища размещается вблизи береговой линии на глубине около 420 м от дна акватории. Рассматриваемые условия при глубине акватории 7,5—15 м соответствуют условиям морских разработок у побережья Аляски или Калифорнии.

После образования полости намечается бурение двух пар скважин. Через пару внешних скважин в нижнюю часть полости подают морскую воду для вытеснения продукта при эксплуатации. Пара внутренних скважин бурится до верхней части полости и предназначена для закачки и отбора нефти. Предварительным условием эксплуатации считают очистку полости с промывкой ее водой. Возможную утечку продукта предотвращают уплотняющими агентами или жидкими химическими растворами.

По общей схеме эксплуатации получаемую с морского промысла нефть предполагается направлять по подводным трубопроводам на пункт сбора на берегу. Насосная станция сборного пункта обеспечивает подачу нефти в полость хранилища и к месту погрузки в танкеры. При помощи камуфлетных ядерных взрывов предусматривалось сооружение двух подземных хранилищ (рис. 119) под морским дном. Первое хранилище сооружается в районе с ограни-

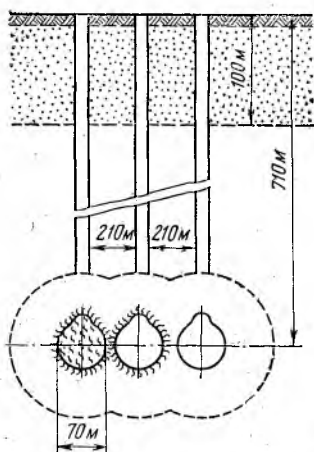
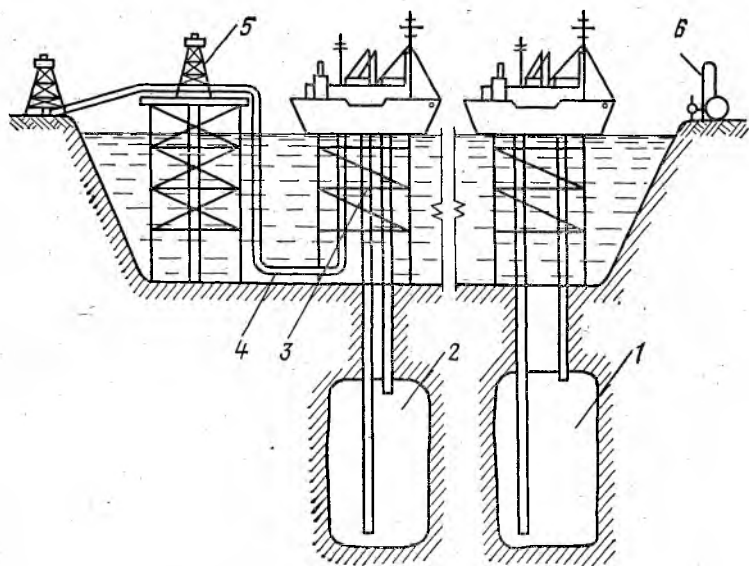


Рис. 118. Схема образования подземного газохранилища ядерным взрывом

Рис. 119. Способ создания подземных хранилищ и транспортировки нефти



ценным навигационным периодом вблизи нефтяных месторождений, расположенных на берегу или под морским дном. Продукция от наземных нефтяных скважин 3 и морских скважин посредством трубопроводов 4 направляется на хранение в первое хранилище 1. При открытии навигационного периода в этом районе морские нефтеналивные суда причаливают к эстакаде 5 и загружаются нефтью из

первого хранилища. Нефть из этого хранилища морским путем транспортируется ко второму хранилищу 2, сооружаемому в районе с длительным навигационным периодом, в течение которого нефть из второго хранилища морскими судами отгружается к потребителям на нефтеперегонные заводы 6.

Сущность способа сооружения подземных хранилищ для хранения жидких и газообразных продуктов, посредством производства камуфлетного ядерного взрыва в горных породах, при наличии непроницаемых пропластков заключается в создании искусственных непроницаемых перегородок 1, 2, 3, 4 (рис. 120), разделяющих столб обрушения 5

на несколько камер, изолированных от проницаемых водонасыщенных пропластков 6, 7 и один от другого. Непроницаемые перегородки создаются посредством закачки твердеющей жидкости (пластмассы и др.) через скважины 8 и 9, число колонн в которой зависит от числа создаваемых камер. Необходимый уровень (интервал) установки непроницаемых перемычек достигается посредством выбора глубины спуска соответствующей колонны труб, закачкой или откачкой определенного объема жидкости из камер, регулированием соотношения плотностей жидкости, находящейся в столбе обрушения и закачиваемой твердеющей жидкости.

Образование подземных емкостей камуфлетными взрывами должно происходить при условии соблюдения зависимости

$$H=120Q^{1/3},$$

где H — глубина заложения ядерного заряда, м; Q — масса ядерного заряда, кг.

Размер образующей полости в результате ядерного взрыва в горных породах можно характеризовать радиусом $R=15Q^{1/3}$.

Одним из условий безопасности выполнения подземных ядерных взрывов является благоприятная гидрогеологи-

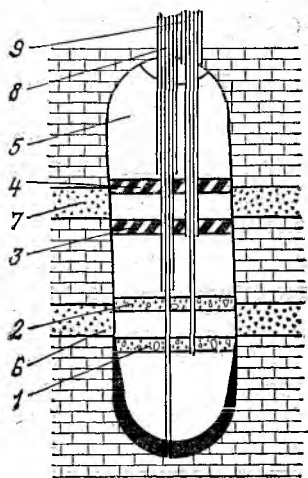


Рис. 120. Способ сооружения многосекционных подземных хранилищ

ческая обстановка в районе работ, т. е. воды, циркулирующие в зоне выполнения взрыва не должны иметь выхода на поверхность или в бассейны грунтовых питьевых вод.

Использование энергии ядерных взрывов для создания подземных емкостей представляет определенный интерес и требует большой предварительной работы для определения условий их эффективного осуществления и безопасного применения.

6.5. Разрушение взрывом нерастворимых пропластков при строительстве подземных хранилищ

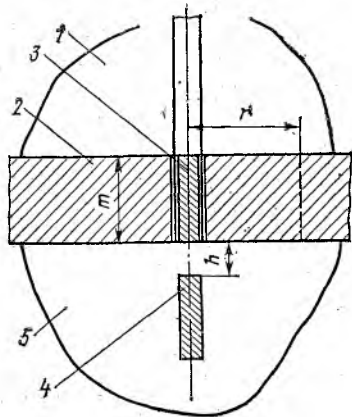
Экономическая целесообразность создания подземных хранилищ для нефти, нефтепродуктов, сжиженных газов в каменных солях методом размыва обусловлена наличием залежей соли мощностью в несколько десятков метров. Однако известно, что мономинеральные пласты соли указанной мощности встречаются очень редко. Как правило, в мощных пластах соли содержатся нерастворимые породы либо в виде рассеянных включений, либо в виде сплошных пропластков и прослоев различной мощности. Прослой, представленный сплошным пропластком (чаще ангидрида) обуславливает потери полезного объема камеры и может препятствовать ее образованию.

Опыт эксплуатации подземных хранилищ, созданных методом выщелачивания, показывает, что в мощных пластах соли, как правило, содержатся породы либо в виде рассеянных включений, либо в виде сплошных пропластков и прослоев различной мощности. Наличие нерастворимого пропластка обуславливает потери полезного объема камеры, препятствует зачистке ее образованию, делает невозможным опускание эксплуатационной колонны при замене старых эксплуатационных труб без повторного разбуривания пропластка. Наличие нерастворимых сплошных пропластков затрудняет выбор метода и схемы размыва подземной емкости. Поэтому вопрос о ликвидации (разрушении) сплошных нерастворимых пропластков, осложняющих ведение технологии сооружения подземных емкостей заслуживает внимания.

Сведения о необходимости постановки этих вопросов имеются в работах О. М. Иванцова. В последующем на основании теоретических исследований и опытно-промышленных испытаний были разработаны методы расчета мощности пропластков при их самообрушении, а также методы их принудительного обрушения во время строительства емкости [44].

Рис. 121. Схема расположения зарядов ВВ при разрушении пропластков мощностью до 5 м:

1 — камера выщелачивания; 2 — нерастворимый пропласток; 3, 4 — заряды ВВ, расположенные соответственно внутри пропластка и от пропластка на расстоянии h ; 5 — часть камеры выщелачивания, заполненной рассолом



В Ивано-Франковском институте нефти и газа в лабораторных условиях были проведены экспериментальные работы с целью установления возможности разрушения нерастворимых пропластков в камерах выщелачивания при помощи взрыва [45].

Разрушение пропластков малой мощности. В практике строительства подземных газонефтехранилищ в солях методом размыва часто встречаются нерастворимые пропластки небольшой мощности (до 5 м). В этих пропластках взрывом создается зона разрушения не более 5 м. Рассматриваемые заряды размещены внутри пропластка и на некотором удалении от его поверхности (рис. 121).

При взрыве заряда, находящегося внутри пропластка, создается давление фронта ударной волны (МПа)

$$P = b(Q^{1/3}/r)^k,$$

где b — коэффициент, учитывающий форму заряда и свойства ВВ; Q — масса заряда, кг; r — расстояние от заряда, м; k — коэффициент, учитывающий свойства окружающей среды.

Для приближенных расчетов можно пользоваться следующей формулой:

$$P = bQ^{1/3}r. \quad (6.7)$$

Разрушение произойдет, если давление фронта волны превысит критическое напряжение $\sigma_{кр}$ породы пропластка, равное пределу прочности на разрыв. Следовательно, из выражения (6.7) может быть определен радиус зоны разрушения $r = bQ^{1/3}/\sigma_{кр}$.

Для заряда, находящегося на расстоянии h от пропластка, уравнение разрушения, с учетом условия критического давления, перпендикулярного к пропластку, и выражения (6.7), можно записать в виде

$$\frac{bQ^{1/3}}{\sigma_{\text{кр}} \sqrt{h^2/r^2 + 1}} = m,$$

где m — мощность пропластка, м.

Если заряд внутри пропластка, то $h=0$ и предельная мощность пропластка, которая может быть разрушена, $m=bQ^{1/3}/\sigma_{\text{кр}}$.

Удаление заряда от пропластка для создания максимального давления на расстоянии r

$$h=r\sqrt{(1/k)^2+1}, \quad (6.8)$$

где $k=\sigma_{\text{кр}}m/bQ^{1/3}$.

Давление, создаваемое на расстоянии $\sqrt{h^2+r^2}$,

$$P_1=bQ^{1/3}/\sqrt{h^2+r^2}. \quad (6.9)$$

Из выражений (6.7) и (6.9) можно найти массу дополнительного заряда, помещаемого внутри пропластка, для добавочного разрушения

$$Q_d = \frac{\sigma_{\text{кр}}^2 r^2}{b^2} - \frac{Q^{1/3} r^2}{b \sqrt{h^2+r^2}}.$$

Для проверки полученных зависимостей, методики расчета параметров разрушения, а также установления влияния окружающей среды на размеры зоны разрушения пропластка были проведены экспериментальные исследования на модели (стеклянная пластина размером $130 \times 130 \times 3$ мм). Зарядом служили капельки азида свинца. Заряд в первом случае помещался на ребре пластины, которая была погружена в воду. Во втором случае заряд удалялся от грани пластины на расстояние 23 мм.

Характер разрушения стеклянных пластин для обоих случаев показан на рис. 122, а, на котором видна интенсивно раздробленная зона небольшого радиуса. На больших удалениях от заряда дробление с образованием радиальных и тангенциальных трещин не наблюдается. Удаление заряда от поверхности пластины (рис. 122, б) при некотором уменьшении качества дробления приводит к значительному увеличению зоны разрушения.

Увеличение зоны растрескивания вызвано тем, что существует значительная величина составляющей волны

а



б



Рис. 122. Характер разрушения моделей (пластин)

напряжений в направлении, перпендикулярном к пласту, а также в результате интерференции волн, возникающих в пласте при падении на нее волн напряжений.

Следовательно, удаление колонки заряда от поверхности пласта приводит к увеличению радиуса разрушенной зоны.

При необходимости увеличения интенсивности разрушения пропластка необходимо применять систему зарядов, один из которых помещен внутри пропластка, а второй удален от его поверхности. Заряд внутри пропластка инициируется с замедлением

$$\tau = l_3/v_d + (H_0 - l_3)/v_p,$$

где v_p — скорость звука в рассоле; v_d — скорость детонации удаленного заряда; H_0 — удаление противоположного торца заряда от пропластка.

Эксперименты показали целесообразность разрушения пропластков энергией взрыва. Установлена линейная зависимость размеров зоны разрушения от удаления заряда, что соответствует уравнению (6.8).

Технологическая последовательность выполнения работ должна быть следующей. В камере оставляется уровень рассола на 2,5 м ниже максимального. Извлекается внутренняя рабочая колонна труб. Затем уточняются положение «подошвы», кровли пропластка, свода камеры и уровень рассола. Рассчитывается максимально возможное отклонение рабочей колонны при ее повторном спуске от оси пробуренной скважины. Вычисляются мощности зарядов и удаление одного из них от поверхности пропластка.

Наружная труба рабочей колонны поднимается до уровня «подошвы» обсадной колонны. Заряды с детона-

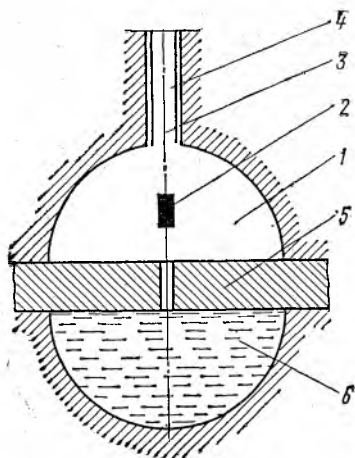


Рис. 123. Схема обрушения пропластка большой мощности (свыше 5 м):

1 — часть камеры выщелачивания, заполненная взрывоопасной смесью; 2 — заряд ВВ; 3 — трос; 4 — скважина; 5 — нерастворимый пропласток; 6 — часть камеры, заполненная рассолом

пластков большой мощности разработан метод обрушения нерастворимого пропластка за счет энергии взрыва газовой смеси, подаваемой в камеру, расположенную выше пропластка (рис. 123). Механизм обрушения нерастворимого пропластка за счет энергии взрыва газовой смеси, расположенная в верхней части камеры выщелачивания. Детонационная волна, достигая поверхности нерастворимого пропластка, создает нагрузку на него, вызывает его обрушение, сопровождающееся дроблением породы и приводящее к его полному разрушению.

Начальное давление взрывоопасной смеси для обрушения нерастворимого пропластка

$$P = 4\sigma_{\max} h_{\text{п}} / \mu d K, \quad (6.10)$$

где $\sigma_{\max}$ — разрушающая нагрузка на сжатие породы пропластка, МПа; $h_{\text{п}}$ — толщина пропластка, м; μ — динамический коэффициент; d — пролет емкости, м; K — отношение давления во фронте детонационной волны к начальному давлению.

Максимальная нагрузка на стенки камеры

$$\sigma = KP. \quad (6.11)$$

Согласно «Временным указаниям по проектированию и строительству подземных хранилищ в отложениях каменной соли (для нефти, нефтепродуктов и сжиженных газов) СН-320—65», давление на головке при испытании на герметичность не должно превышать величины

$$P_m = 0,1L(k_1\gamma_n - \gamma_n), \quad (6.12)$$

где P_m — максимально допустимое давление на оголовке скважин, МПа; L — глубина башмака обсадной колонны, м; $k_1 = 0,9$ — коэффициент запаса, учитывающий возможное явление гидроразрыва; γ_n , γ_n — соответственно плотность пород, покрывающих подземную емкость, и испытательной жидкости, г/см³.

В формуле (6.12) максимально допустимое давление в камере на уровне башмака обсадной колонны

$$P_{m.б} = 0,1k_1L\gamma_n.$$

Приравняв $\sigma_{\max} = P_{m.б}$, из уравнения (6.10) получим толщину пропластка

$$h_{пр} = P_{m.б}\mu K / (2\sigma_{\max}).$$

При обрушении пропластков в промышленных условиях может возникнуть проблема обеспечения безопасности проведения подобных работ и нормальной эксплуатации хранилища, а также достижения максимального эффекта от проведенного мероприятия. Для обеспечения безопасности при проведении работ по данному методу на колонке с 12—14-дюймовыми трубами устанавливается переходник (диаметр 5 дм) и монтируется лубрикатор. При снижении уровня рассола до требуемой отметки в верхнюю часть камеры опускают заряд и подают недостающий компонент для образования равновесной газовой смеси. Непосредственно перед взрывом равновесная газовоздушная смесь вытесняется из ствола скважины легким инертным газом.

Максимальный скачок давления в стволе скважины, как показывают данные, полученные на моделях, составит не более 10,8 МПа. Поэтому динамические нагрузки на цементный камень на расстоянии 3 м от кровли камеры не превысят критических. Низкая бризантность газовоздушной смеси и расположение инициирующего заряда на оси скважины приведут к тому, что взрыв не вызовет разруше-

ния и деформации обсадной колонны. Таким образом, герметичность емкости не будет нарушена.

Можно повысить эффект воздействия взрыва на пропласток, если отделить верхнюю поверхность пропластка нерастворимых пород от соли. Для этого рабочую колонну поднимают выше пропластка, возобновляют процесс выщелачивания, постепенно вытесняя рассол нерастворителем (нефтепродукт) до кровли пропластка. При этом выщелачиванию подвергается преимущественно соль, находящаяся на нерастворимом пропластке. Этот метод может быть эффективным при ликвидации технологических осложнений при эксплуатации подземных хранилищ.

6.6. Технико-экономическая эффективность подземных газонефтехранилищ, сооружаемых с использованием энергии взрыва

Строительство подземных хранилищ обусловлено их высокими технико-экономическими показателями по сравнению с нефтебазами, состоящими из металлических резервуаров, которые характеризуются большими расходами металлов, малой надежностью системы ввиду ее пожаро- и взрывоопасности, необходимостью отчуждения значительных земельных участков.

Успешное внедрение подземного хранения доказало его перспективность, дало народному хозяйству страны десятки миллионов рублей экономии, а уменьшение потерь продуктов при хранении, уменьшении и отчуждении земельных участков способствовало сохранению окружающей среды.

Подземные емкости, сооружаемые шахтным способом, по экономическим показателям хотя и уступают емкостям, создаваемым методами выщелачивания через буровые скважины, однако их строительство возможно почти в любом районе. По имеющимся данным [46] относительная стоимость строительства подземных шахтных хранилищ составляет 22,5 % общей стоимости строительства наземных резервуаров. По отечественным данным, капитальные затраты на строительство шахтных емкостей по сравнению с наземными складами снижаются в 1,5—2,5 раза, а эксплуатационные расходы — в 3 и более раз [46].

Капитальные затраты на строительство подземных шахтных хранилищ при глубине заложения 100 м и категории крепости породы VI—VII по шкале М. М. Протодяконова имеют следующие значения:

Объем подземных шахтных хранилищ, тыс. м ³	15	25	50	100
Капитальные затраты, тыс. руб.:	1002,5	1088,4	1338,3	1954,9
в том числе на 1 м ³				
емкости, руб.	66,83	43,54	26,76	19,55

На стоимость создания подземных шахтных хранилищ влияют главным образом их объем, глубина заложения и физико-механические свойства горных пород (рис. 124).

Главным критерием оценки экономической эффективности подземных хранилищ шахтного типа являются их объемы и глубины заложения.

Как следует из графиков приведенных затрат по подземным шахтным хранилищам и по принимаемым за эталон сравнения базам нефтепродуктов (рис. 125), объем подземных хранилищ, начиная с которого их применение становится экономически оправданным, равен 50, 60, 80 и 85 тыс. м³ для глубины заложения соответственно 30, 60, 100 и 200 м [10].

В зависимости от коэффициентов крепости пород полная стоимость строительства емкостей в расчете на 1 м³ их

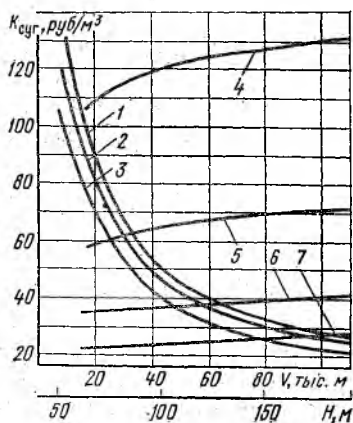


Рис. 124. Удельные капитальные вложения в строительство подземных шахтных хранилищ сжиженных газов в зависимости от их объема V и глубины заложения H :

1, 2, 3 — H равно соответственно 200, 100, 60 м; 4, 5, 6, 7 — V равно соответственно 10, 25, 50, 100 тыс. м³

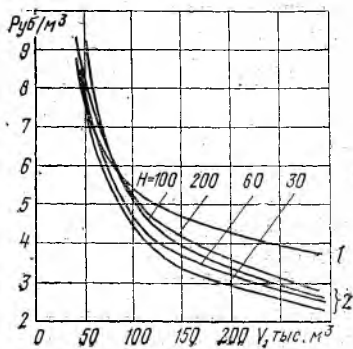


Рис. 125. Удельные приведенные затраты Z_n по подземным шахтным хранилищам нефтепродуктов и по базам из наземных стальных резервуаров (при коэффициенте оборачиваемости 2):

1 — по наземным базам; 2 — по подземным хранилищам при глубине заложения 30, 60, 100, 200 м

вместимости составляет: 13,4—41 руб. при $f=2\div 3$; 15—43,3 руб. при $f=4\div 6$; 16,5—44,7 руб. при $f=7\div 10$.

В структуре затрат по элементам большой удельный вес занимают горные работы — 31—32 %, которые в стоимости строительства подземной части хранилища составляют 84 % (из них 15 % — стоимость сооружения ствола, 69 % — стоимость сооружения горизонтальных выработок).

Сравнительные данные строительства подземных хранилищ различными методами приведены в табл. 44.

Таблица 44

Тип хранилища	Капитало- вложения		Годовые эксплуата- ционные затраты		Расход металла	
	на хранилище, млн. руб.	на 1 м ³ емкости, руб.	на 1 м ³ емкости, руб.	на хранилище, млн. руб.	на хранилище, т	на 1 м ³ емкости, кг
Наземные	2,0	20	3	0,3	2000	20,0
Подземные, образованные мето- дом выщелачивания	1,2	12	2	0,2	177	1,77
То же, шахтного типа	1,5	15	2	0,2	146	1,46

Помимо экономических преимуществ подземные шахтные хранилища менее пожароопасны, чем наземные, требуют меньшего расхода металла и меньших площадей застройки.

Таким образом, применение подземных шахтных хранилищ сжиженных газов и нефтепродуктов позволяет сэкономить значительные средства на капитальные вложения, снизить затраты при эксплуатации, сберечь большое число дефицитной тонколистовой стали, высвободить значительные площади земли, отводимые под строительство.

Главными факторами, определяющими стоимость емкостей, образованных камуфлетными взрывами, являются: объем хранилища, глубина заложения, срок службы, характер использования хранилища и его поверхностное устройство. Капитальные затраты на строительство подземных хранилищ камуфлетными взрывами:

	всего, млн. руб.	на 1 м³ емкости, руб.
Создаваемой через буровые скважины:		
100	0,97	9,7
150	1,09	7,27
Создаваемой через шурфы:		
100	0,99	9,9
200	1,29	6,45

В общем балансе стоимости подземных хранилищ взрывного типа в базовой застройке сами емкости занимают не более 20 %, остальные 80 % затрат идут на сооружение поверхностного комплекса.

Технико-экономические показатели строительства подземных хранилищ нефтепродуктов емкостью 300 м, образованных камуфлетными взрывами (для сравнения принят объем единичной емкости 300 м³), имеют следующие значения:

Капитальные затраты, руб	4350/14,5*	1800/6*
Расход металла, т	10,23	2,16

* В числителе всего, в знаменателе — на 1 м³ емкости.

Сооружение подземных емкостей с использованием камуфлетных взрывов, применяемых для хранения светлых нефтепродуктов с высокой упругостью паров, обеспечивает снижение стоимости строительства и расхода стали, а также резкое снижение потерь от испарения (в сравнении с потерями при хранении в наземных стальных резервуарах обычного типа).

Значительный интерес представляет использование подземных емкостей для хранения сжиженных газов под определенным избыточным давлением, допускаемым условиями герметичности этих емкостей.

Основные технико-экономические показатели подземных емкостей, образованных взрывом:

Показатели	База нефтепродуктов	
	с наземными стальными резервуарами	с подземными емкостями
Капитальные затраты, руб.:		
всего	702 400	559 100
в том числе собственно емкости:		
всего	139 830	28 200
на 1 м³ емкости	139,8	18,1

Эксплуатационные затраты, руб.:		
всего	198 600	173 960
на 1 м ³ емкости	198,6	174,0
Приведенные затраты, руб.:		
всего	339 070	285 780
на 1 м ³ емкости	339,1	285,8
Расход металла, т:		
всего	624,5	15,1
на 1 м ³ емкости	254,8	12,6

В отличие от других способов сооружения подземных хранилищ в горных породах способ их образования камуфлетным взрывом прост по технологии, маневренности, характеризуется незначительными капитальными вложениями, наиболее низкими затратами труда и продолжительностью строительства. Например, по данным [47] затраты труда на строительство емкостей для хранения жидких углеводородов, закрепленных набрызгбетоном, составляют 0,17—0,2 чел-дней на 1 м³ емкости, продолжительность строительства одного резервуара 5—6 дней.

Широкое применение буровзрывных работ при строительстве магистральных трубопроводов по непроходимым болотам, в вечномерзлых грунтах, горной местности, через водные преграды позволяет решать важную задачу — обеспечение высоких темпов круглогодичного строительства магистралей независимо от природно-климатических условий. В связи с освоением новых нефтяных и газовых месторождений в Западной Сибири, Севера страны, увеличением объемов строительства магистральных трубопроводов в XI пятилетке и на период до 1990 г. объемы проведения буровзрывных работ с каждым годом будут увеличиваться.

К ним все более предъявляются повышенные требования по обеспечению качества и надежности.

Эти требования обуславливаются тем, что в ближайшие годы магистральные газопроводы будут сооружаться из многослойных труб большого диаметра на давление транспортируемого газа 10—12 МПа.

Сооружение подземных газонефтехранилищ шахтного типа и при помощи камуфлетных взрывов обеспечивает снижение стоимости строительства и расход стали, а также резкое уменьшение потерь нефтепродуктов и сжиженных газов от испарения по сравнению с хранением в наземных стальных и железобетонных резервуарах.

Объемы подземных хранилищ как наиболее прогрессивного метода хранения и резервирования углеводородного сырья и продукции переработки постоянно возрастают.

Кроме того, проблема создания подземных хранилищ имеет многоотраслевое значение. Сегодня уже накоплен опыт подземного хранения сырья и продукции химической и нефтехимической промышленности, захоронение вредных отходов производств, что способствует охране окружающей среды. В этой отрасли строительства подземных сооружений взрывным работам отводится особое место.

Возрастающие объемы и темпы строительства магистральных трубопроводов и подземных хранилищ на современном этапе выдвигают новые задачи перед взрывным делом.

Основными направлениями дальнейших научных исследований и разработок, связанных с совершенствованием буровых и взрывных работ, повышением их эффективности,

качества и надежности, следует считать: дальнейшее совершенствование и разработку буровой техники, обеспечивающей большую мобильность, проходимость, высокую производительность работ в сложных условиях прокладки трасс; создание высокопроизводительных буровых установок на плавсредствах, обеспечивающих бурение шпуров и скважин при строительстве подводных траншей; разработку более совершенных методов и устройств механизации заряжания скважин и удлиненных горизонтальных зарядов при ведении взрывных работ в условиях болот и под водой, обеспечивающих применение поточной технологии строительства магистральных трубопроводов; проведение исследований по совершенствованию методов взрывных работ, обеспечивающих качественное дробление и рыхление горной массы, создание земляных сооружений заданного профиля и размеров; разработку эффективных методов снижения гидродинамических ударных волн при сооружении подводных траншей с целью охраны окружающих объектов и ихтиофауны; совершенствование и разработку оптимальных параметров буровзрывных работ, проводимых вблизи действующих нефтегазопроводов, с целью обеспечения их сохранности и эксплуатационной надежности; проведение исследований по использованию взрыва для вскрытия трубопроводов при ремонтных работах; дальнейшее совершенствование методов и параметров буровзрывных работ при сооружении подземных хранилищ шахтного типа, обеспечивающих их устойчивость и герметичность; разработку наиболее рациональных и эффективных типов врубов, в том числе с компенсирующими скважинами большого диаметра, конструкций зарядов при контурном взрывании; совершенствование технологии создания подземных хранилищ камуфлетными взрывами, обеспечивающими увеличение их объема и устойчивости; дальнейшее проведение исследований по созданию подземных емкостей камуфлетными взрывами с одновременным формированием бетонной оболочки вокруг емкости с целью закрепления ее стенок.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Некоторые* вопросы захоронения токсичных промотходов в подземных полостях, сооружаемых методом камуфлетных взрывов/В. И. Смирнов, В. Л. Лапин, Л. Л. Мельников и др. — Труды Грузинского политехнического института, 1977, № 2, с. 97—98.
2. *Мельников Л. Л.* Применение ядерной энергии при сооружении подземных хранилищ. — Шахтное строительство, 1975, № 10, с. 12—15.
3. *Ким Б. И., Лисевенко А. И.* Земляные работы при строительстве магистральных трубопроводов. М., Недра, 1977.
4. *Земляные* работы на подводных переходах магистральных трубопроводов/М. А. Камышев, Б. М. Кукушкин, В. А. Масчев и др. — В кн.: Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений, вып. 2. М., Информнефтегазстрой, 1981.
5. *Ментюков В. П.* Земляные работы на строительстве магистральных трубопроводов. М., Недра, 1972.
6. *Дроговейко И. З.* Разрушение мерзлых грунтов взрывом. М., Недра, 1981.
7. *Дерцянц А. К., Васильев Н. П.* Строительство трубопроводов на болотах и многолетнемерзлых грунтах. М., Недра, 1978.
8. *Савенко В. А.* Комплексная механизация сооружения магистральных трубопроводов. М., Недра, 1981.
9. *Разработка* траншей в тяжелых и скальных грунтах при строительстве подводных переходов магистральных трубопроводов/Б. М. Кукушкин, Н. В. Большакова, В. З. Копылова и др. В кн.: Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений, вып. 1. М., Информнефтегазстрой, 1982.
10. *Сохранский В. Б., Черкашенинов В. И.* Подземные газонефтехранилища шахтного типа. М., Недра, 1978.
11. *Коган В. Г., Гордон З. Л., Купчинский И. А.* Прогрессивный способ проходки шахтных стволов и скважин большого диаметра. — Шахтное строительство, 1978, № 1, с. 7—9.
12. *Юшков А. С., Серик Е. Д.* Бурение геологоразведочных скважин. М., Недра, 1976.
13. *Воздвиженский Б. И., Голубинцев О. Н., Новожилов А. А.* Разведочное бурение. М., Недра, 1979.
14. *Кутузов Б. Н.* Взрывные работы. М., Недра, 1980.
15. *Кутузов Б. Н.* Теория, техника и технология буровых работ. М., Недра, 1972.
16. *Лабораторные* и практические работы по разрушению горных пород взрывом/Б. Н. Кутузов, В. И. Комашенко, В. Ф. Носков и др. М., Недра, 1981.
17. *Единые* правила безопасности при взрывных работах. М., Недра, 1976.
18. *Нормативный* справочник по буровзрывным работам/Ф. А. Авдеев, В. Л. Барон, И. Л. Блейман и др. М., Недра, 1975.
19. *Бородавкин П. П.* Подземные магистральные трубопроводы. М., Недра, 1982.
20. *Проектирование* взрывных работ/Б. Н. Кутузов, Ю. К. Валухин, С. А. Давыдов и др. М., Недра, 1974.
21. *Эстеров Я. Х., Бродов Е. Ю., Иванов М. М.* Буровзрывные работы на транспортном строительстве. М., Транспорт, 1974.

22. Кушнарев Д. М., Беликов М. П. Взрывные работы в гидромелиоративном и сельском строительстве. М., Стройиздат, 1972.
23. Управление действием взрыва в грунтах и горных породах (Сборник научных трудов). Киев, Наукова думка, 1979.
24. Использование взрыва при разработке нескальных грунтов. Материалы научного семинара. Киев, Наукова думка, 1978.
25. Зыков В. Ф. Повышение эффективности использования зарядов ВВ при разработке траншей на болотах. — Строительство трубопроводов, 1975, № 8, с. 15—16.
26. Березин В. Л., Ментюков В. П. Земляные работы при сооружении магистральных трубопроводов. М., МИНХиГП, 1976.
27. Кукушкин Б. М., Канаев В. Я. Строительство подводных трубопроводов. М., Недра, 1982.
28. 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. — В кн.: Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений, вып. 10. М., Информнефтегазстрой, 1981, с. 19—24.
29. Применение экрана для снижения интенсивности гидроударных волн при подводных взрывных работах/В. Д. Новиков, А. А. Вовк, П. З. Яровой и др. Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений, вып. 7. М., Информнефтегазстрой, 1981, с. 6—7.
30. Луговой П. З., Тихоненко В. В., Кукушкин Б. М. Определение безопасных расстояний при взрыве накладных зарядов на строительстве подводных трубопроводов. — В кн.: Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений, вып. 2. М., Информнефтегазстрой, 1982, с. 9—11.
31. Чечиков М. С., Каммерер Ю. Ю., Мудрый И. П. Разработка мерзлых грунтов взрывным способом. М., Стройиздат, 1977.
32. 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.
33. Гехман А. С., Меликян А. А., Спиридонов В. В. Сейсмостойкость трубопроводов. Научно-технический обзор, НИПИЭСУнефтегазстрой, М., 1977.
34. Ментюков В. П., Подорожный Г. А. Взрывные работы в скальных грунтах вблизи действующих трубопроводов. — Строительство трубопроводов, 1978, № 8, с. 25—28.
35. Глоба В. М. Повышение надежности подземных нефтехранилищ. Обзорная информация. Серия «Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов». М., ВНИИОЭНГ, 1979.
36. Строительные нормы и правила (СНиП III 11—77), ч. III. Правила производства и приемки работ. Гл. XI. Подземные горные работы. М., Стройиздат, 1978.
37. Юревич Г. Г., Беляков В. Д., Севастьянов Б. Н. Охрана горных выработок от воздействия взрывов. М., Недра, 1972.
38. Изменение физико-механических свойств пород в ближней зоне взрыва в калийных рудах/Б. Н. Кутузов, В. М. Глоба, В. И. Авраменко, И. Е. Хмара. — Изв. вузов, Горный журнал, 1975, № 10, с. 87—90.
39. Миндели Э. О. Разрушение горных пород. М., Недра, 1975.
40. Барон Л. И., Турчанинов И. А., Ключников А. В. Разрушение пород при контурном взрывании. Л., Наука, 1975.
41. Смирнов В. И., Голицинский Д. М., Мельников Л. Л. Строительство подземных сооружений с использованием камуфлетных взрывов. М., Недра, 1981.

42. *Механическое действие взрыва камуфлетного заряда в грунтах*/В. Ф. Кориपालов, Л. Л. Мельников, В. М. Овчинников, Д. С. Писарев. — Горный журнал, 1975, № 12, с. 8—10.

43. *Заславский Ю. З., Лысенко И. Т.* Сооружение подземных полостей взрывом с одновременным формированием бетонной крепи. — Шахтное строительство, 1978, № 8, с. 12—14.

44. *Царенков Ю. В.* Метод обрушения пропластков нерастворимых пород в подземной емкости. — Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1979, № 5, с. 11—15.

45. *Петрашин Л. Ф., Глоба В. М., Желтоухов В. В.* Методы разрушения пропластков при сооружении газонефтехранилищ в соляных пластах. — Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородного сырья, 1975, № 9, с. 5—7.

46. *Черкашенинов В. И., Сохранский В. Б., Смирнов А. А.* Хранение сжиженных газов и нефтепродуктов в подземных хранилищах. М., ЦНИИТЭнефтехим, 1975.

47. *Сооружение подземных емкостей методом камуфлетных взрывов с применением набрызгбетонной крепи*/И. А. Власенко, В. И. Шаврин, С. И. Савченко и др. — В кн.: Новая технология и оборудование для строительства подземных сооружений. Тезисы докладов на Всесоюзном совещании в Киеве. Л., 1975, с. 104—106.

48. *Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности*. М., Недра, 1972.

49. *Дерибас А. А.* Физика упрочнения и сварки взрывом. Новосибирск, Наука, 1972.

50. *Турута Н. У., Лучко И. А., Поплавский В. А.* Взрыв и его мирные профессии. Киев, Наукова думка, 1982.

Введение	3
1. Свойства и классификация горных пород (грунтов), разрушаемых энергией взрыва при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ	7
1.1. Основные свойства горных пород, влияющих на эффективность их разрушения взрывом	8
1.2. Механические свойства мерзлых грунтов и ледяного покрова	12
1.3. Физико-механические свойства торфа	16
1.4. Классификации горных пород (грунтов)	18
2. Бурение и зарядание шпуров и скважин при ведении взрывных работ	29
2.1. Оборудование, применяемое для бурения шпуров и скважин	29
2.2. Организация и безопасность ведения буровых работ	58
2.3. Механизация зарядания шпуров и скважин	61
3. Взрывчатые вещества и средства инициирования, применяемые при строительстве трубопроводов и подземных хранилищ	67
3.1. Взрывчатые вещества	67
3.2. Средства инициирования зарядов взрывчатых веществ	71
3.3. Источники тока и контрольно-измерительная аппаратура для электрического взрывания	74
3.4. Расчет электровзрывных сетей	80
4. Общие сведения о взрывных работах при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ, проектная документация	83
4.1. Общие принципы расположения и расчета зарядов	83
4.2. Общие сведения о взрывных работах при сооружении магистральных трубопроводов и подземных хранилищ	87
4.3. Проектная документация на выполнение буровзрывных работ	92
5. Взрывные работы при строительстве магистральных трубопроводов	96
5.1. Параметры земляных сооружений	96
5.2. Подготовка полосы для строительства магистральных трубопроводов	102
5.3. Взрывные работы при сооружении полок	110
5.4. Взрывные работы при строительстве траншей	119
5.5. Устройство траншей и каналов на болотах	126
5.6. Сооружение подводных траншей взрывным способом	140
5.7. Взрывные работы при строительстве трубопроводов в зимний период и в многолетнемерзлых грунтах	148
5.8. Особенности проведения взрывных работ вблизи действующих трубопроводов	162
5.9. Взрывные работы при производстве специальных работ	166

6. Взрывные работы при строительстве подземных газонефтехранилищ	180
6.1. Параметры подземных хранилищ	180
6.2. Взрывные работы при строительстве подземных хранилищ шахтного типа	182
6.3. Взрывные работы при строительстве подземных хранилищ камуфлетными взрывами	204
6.4. Зарубежный опыт применения ядерных взрывов при строительстве подземных газонефтехранилищ	217
6.5. Разрушение взрывом нерастворимых пропластков при строительстве подземных хранилищ	222
6.6. Техничко-экономическая эффективность подземных газонефтехранилищ, сооружаемых с использованием энергий взрыва	228
Заключение	233
Список литературы	235