

Длина заряда должна составлять 2/3 глубины шпура или скважины. Шпуры и скважины недобуривают до талого грунта на 2–3 диаметра заряда, если мощность слоя мерзлоты больше 1 м; при меньшей глубине промерзания шпуры бурят до талого грунта.

Инициирование зарядов производится с помощью детонирующего шнура или электродетонаторов (капсюлей-детонаторов).

Таблица 4.9.

**Классификация мерзлых песчано-глинистых пород по взрываемости**

Категория взрываемости, наименование и вид пород	Температура, °С	Категория льдистости	Показатель про-стреливаемости, дм <sup>3</sup> /кг	Рекомендуемый удельный расход ВВ при взрывании на рыхление, кг/м <sup>3</sup>
Легковзрываемые Сезонно-мерзлые (СМП) и многолетнемерзлые (ММП) растительного слоя, песчаные и супесчаные со степенью водонасыщения до 0,5 и выше 0,9 полной влагоемкости	0 и ниже	Сильно льдистые (содержание льда свыше 50%)	14–35	0,4–0,6
Средневзрываемые СМП и ММП растительного слоя, песчаные и супесчаные со степенью водонасыщения от 0,5 до 0,8 полной влагоемкости СМП и ММП моренные, обломочные, гравийные с песчаным и супесчаным заполнителем СМП и ММП глинистые и суглинистые, а также моренные, обломочные и гравийные с глинистым заполнителем	То же	Льдистые (содержание льда 25–50%)	14–35	0,6–0,8
	>>	То же	11–32	0,6–0,8
	–5 и ниже	>>	23–55	0,6–0,8
Трудновзрываемые СМП и ММП глинистые и суглинистые, моренные, обломочные, гравийные с глинистым заполнителем	0–5	Слабо льдистые (содержание льда до 25%)	35–70	0,8–1,1

Таблица 4.10.

**Базовые объем бурения шпуров и расход ВВ и на 1000 м<sup>3</sup> мерзлых грунтов при взрывании шпуровых зарядов**

Глубина промерзания, м	Группа грунтов по СНиПу		
	IV	V	VI
Объем бурения шпуров, м <sup>3</sup>			
0,5	3846,1	4166,7	5000
1	1234,6	1315,8	1388,9
1,5	1000	1120	1272,7
Расход ВВ в шпурах, кг			
0,5	1538,5	1750	2200
1	839,5	907,9	972,2
1,5	785,7	840	909,1

Таблица 4.11.

**Базовые объемы бурения скважин и расход ВВ и на 1000 м<sup>3</sup> мерзлых грунтов при взрывании скважинных зарядов**

Глубина промерзания, м	Группа грунтов по СНиПу		
	IV	V	VI
Объем бурения скважин, м <sup>3</sup>			
1	1000	1111,1	1176,5
1,5	518,5	583,3	598,3
2	310,3	339,6	360
2,5	190,1	209,1	219
Расход ВВ в скважинах, кг			
1	780	844,4	870,6
1,5	740,7	770,8	824,8
2	689,6	716,9	790
2,5	636,4	672,7	752,4

**4.8. Образование водоемов, проходка траншей, каналов**

Основными преимуществами образования выемок взрывами на выброс является сокращение сроков строительства и возможность проведения работ при отсутствии или недостаточном количестве землеройных механизмов и электроэнергии.

При строительстве водоемов методом взрывов на выброс заряды могут размещаться в траншеях (котлах), образуемых путем взрыва прострелочных зарядов, в скважинах, шурфах и камерах. При образовании кот-

лов прострелочные заряды помещают в скважины диаметром 100–200 мм, расчет прострелочных зарядов производится согласно 2.3 (см. стр. 140).

Величина линии наименьшего сопротивления определяется в зависимости от требуемой глубины водоема и принятого показателя действия взрыва, см. 4.3 (стр. 174).

Расстояния между зарядами в ряду  $a$  и между рядами  $b$  принимаются равными и вычисляются по формуле (4.18). Вес (масса) зарядов определяется по формуле (4.15).

Число зарядов в ряду вычисляется по формуле:

$$N = \frac{L_{вод}}{a} + 1, \quad (4.33)$$

где  $L_{вод}$  — длина дна водоема, м  
 $a$  — расстояние между зарядами, м.

Для образования траншей, каналов и других выемок применяются взрывание на выброс методом камерных, котловых или удлиненных зарядов и рыхление грунта в пределах заданного профиля шпуровыми или скважинными зарядами.

Для размещения зарядов выброса проходят вертикальные (шпуры, скважины, шурфы) или горизонтальные (штольни, траншеи) подготовительные выработки.

Для заряжания траншей, которые могут проводиться драглайном, обратной лопатой, многочерпаковыми экскаваторами и другими механизмами, следует использовать малочувствительные порошкообразные или гранулированные ВВ. Заряжание ВВ может производиться как в мешках, так и россыпью. Забоечный материал сталкивают в траншею бульдозером. Заряжание и забойку следует вести по мере продвижения экскаватора, которым проводится траншея, с отставанием от него на минимально допустимое по правилам безопасности расстояние.

При взрывании на выброс удлиненных зарядов в траншеях или штольнях максимальный разлет кусков породы следует определять по формуле:

$$R_{max} = 100W_n, \quad (4.34)$$

где  $W$  — линия наименьшего сопротивления, м;  
 $n$  — показатель действия взрыва.

При использовании шпуровых или скважинных зарядов рыхления параметры их расположения, а также число рядов определяются в зависимости от заданных размеров выемки и условий разработки.

В случае применения шпуровых зарядов разработку выемок обычно ведут в несколько ярусов. При использовании скважинных зарядов разработка может производиться как с разделением на ярусы, так и на полное сечение. На полное сечение проводят траншеи глубиной до 15 м при крутизне откосов не менее 1:1.

Крайние ряды скважин следует располагать по линиям нижних бровок строящихся траншей и других выемок.

При проходке с пологими откосами для профилирования бортов используют дополнительные шпуры или скважины уменьшенной глубины, закладываемые по откосам выемки.

#### Образование траншей и каналов взрывом удлиненных зарядов

В последние годы в гидромелиоративном строительстве для образования взрывом каналов в мягких грунтах глубиной до 10 м и более все шире применяется взрывание удлиненных зарядов, располагаемых параллельно земной поверхности. Для этого по оси канала землеройными машинами отрывается траншея расчетной глубины и ширины, в которую закладывается удлиненный заряд.

Глубина заложения зарядов  $W$  принимается исходя из имеющейся для отрывки траншей техники, но не больше проектной глубины канала  $H$ .

Величину удлиненного заряда (кг) рекомендуется рассчитывать по формуле Г.И. Покровского:

$$Q = qW^2 \frac{1}{n} \left( \frac{n^2 + 1}{2} \right)^2, \quad (4.35)$$

где  $q$  — расчетный удельный расход ВВ (кг/м<sup>3</sup>), принимаемый по табл. 1.3.

Показатель действия взрыва рекомендуется определять по формулам:

- для одиночного заряда

$$n = \frac{1,3\sqrt{S_k}}{W} \geq \frac{2H}{W}; \quad (4.36)$$

- для двух взаимодействующих зарядов

$$n = \frac{2\sqrt{8,1H^2 + S_k} - 7,1H}{W} \geq \frac{2H}{W}, \quad (4.37)$$

где  $S$  — проектное сечение канала, м.

Расстояние между зарядами (м):

$$a = 2,3nW - 4,25H. \quad (4.38)$$

Видимая глубина воронки (м):

$$H_g = 0,5nW. \quad (4.39)$$

Используются простейшие ВВ (игданит, гранулиты) или списанные с вооружения боеприпасы. После заряжания траншея засыпается с помощью бульдозеров или других машин.

При сооружении каналов небольшой глубины (1 — 2 м) заряд помещается в толстенный полиэтиленовый шланг и специальным лемехом, установленным на тракторе, заглубляется в землю.

Создаются специальные высокопроизводительные средства для полной механизации работ по отрывке траншей, заряданию и забойке зарядов.

#### Образование каналов в оплывающих грунтах

При ведении работ в грунтах, которые в результате взрыва переходят в плавучее состояние (так называемые оплывающие грунты), применяется взрывание на выброс по особой технологии. Наличие оплывающих грунтов устанавливается опытными взрывами в период изыскательских работ.

Разработка оплывающих грунтов массовым взрывом на выброс осуществляется в два этапа.

Вначале в массиве грунта взрывают заряды рыхления. Это обеспечивает нарушение естествен-

ной структуры оплывающего грунта и его разжижение.

После стабилизации разжиженного грунта и его обезвоживания (обычно через 10 — 15 дней после предварительного взрыва) осуществляется основной взрыв на выброс, как в обычных грунтах (см. гл. 2).

Оптимальные параметры взрывов в оплывающих грунтах устанавливаются на основании опытных взрывов.

Скважины (шпуры), а также шурфы, пройденные в оплывающих грунтах, разрешается, по согласованию с органами Госгортехнадзора, заряжать сразу же после проходки водоустойчивыми типами ВВ или ВВ во влагонепроницаемых оболочках, а взрывание должно производиться детонирующим шнуром.

#### 4.9. Возведение плотин, дамб и перемычек взрывным способом

Плотины, дамбы, перемычки можно возводить при помощи энергии взрыва, используемой для перемещения породы в заданном направлении и в заданные проектные контуры сооружения.

Для обеспечения требуемого объема возводимой плотины или перемычки, высоты гребня и других параметров сооружения заряды ВВ могут располагаться на одном или обоих берегах перекрываемых водотоков.

В зависимости от поставленных задач может применяться одно-, двух- и многорядное, а также одно- и многоярусное расположение зарядов.

При расположении зарядов на одном берегу его высота должна быть равна ширине водотока или должна превышать его.

При расположении зарядов на обоих берегах их суммарная высота должна не менее чем в 1,5 раза превышать ширину перекрываемого водотока.

Для перекрытия водотоков может быть использован предварительно складированный на берегу привозной грунт, который силой взрыва перемещается в проектный контур сооружения.

Угол откоса взрывааемых берегов должен составлять не менее чем 35 — 40°. Наиболее эффективно стро-

ительство плотин и перемычек взрывным способом в ущельях с крутыми водонепроницаемыми склонами и основанием. Взрывающиеся породы должны обладать достаточной устойчивостью в отношении размыва и растворения водой.

При строительстве не фильтрующих плотин заряды располагают выше отметки проектного гребня плотины. В случае возведения фильтрующих плотин заряды можно располагать ниже отметки проектного гребня плотины.

Перекрытие следует производить в излучинах водотоков. Излучина может быть образована искусственно путем применения расположенных по вогнутой дуге вспомогательных зарядов, взрывающихся в первую очередь.

Двух- и многорядное расположение зарядов применяется:

- для искусственного создания крутого откоса перед вторым и последующими рядами зарядов;
- для образования в результате взрыва зарядов первого ряда защитного буфера из разрушенных пород, обеспечивающего уменьшение разлета кусков породы;
- для улучшения качества дробления перемещаемой породы и возможного уменьшения расхода ВВ (при значениях  $W$  более 50 м).

При возведении взрывным способом плотин и перемычек в непосредственной близости от зданий и сооружений следует применять двух- и многорядное расположение зарядов.

Показатель действия взрыва зарядов второго и последующих рядов увеличивается по сравнению с  $n$  первого ряда и должен выбираться с учетом обеспечения необходимой дальности броска породы и объема возводимого сооружения.

Для строительства плотин и перемычек обычно применяют камерные заряды ВВ. Эффективность использования камерных зарядов возрастает с увеличением объема возводимых сооружений.

Глубина заложения камерных зарядов выбирается в зависимости от требуемого объема плотины или перемычки, необходимой дальности броска породы, значения показателя действия взрыва и расположения зарядов по отношению к проектному гребню плотины.

В зависимости от высоты  $H$  откоса (уступа) над зарядом величину  $W/H$  следует принимать в пределах:

$$\frac{W}{H} = 0,6 + 1.$$

Расчет камерных зарядов сброса или рыхления приведен в гл. 2.

Выбранная схема замедления должна обеспечивать наибольшую концентрацию навала в направлении ЛНС заряда, взрывающегося в первую очередь.

Скважинные заряды используют в отдельных случаях при перекрытии относительно нешироких водотоков, когда условия береговых створов позволяют разместить буровые станки.

Расчет скважинных зарядов приведен в гл. 2 и 4. В случае многорядного расположения глубина скважин по рядам должна быть выбрана с таким расчетом, чтобы угол отрабатываемого откоса (с целью устранения зависаний породы) был не менее  $45^\circ$ . Схема взрывания должна обеспечивать образование наибольшего навала в направлении гребня перемычки или плотины. При расположении скважин в излучине следует применять порядную схему взрывания, а при прямом русле водотока — трапециевидную.

При проведении крупных массовых взрывов на сброс (при весе заряда более 100 т) для строительства плотин и перемычек вблизи зданий и сооружений специалистами должен производиться баллистический расчет траектории выброшенной горной массы, расчет сейсмического воздействия, а также выбор схемы и оптимальных интервалов замедления.

Объем обрушаемой горной массы при взрывах на сброс вычисляется с учетом действия зарядов в подгорную и нагорную сторону (см. гл. 2).

Для осушения русла реки перед взрывом основных зарядов при необходимости выше по течению может производиться взрыв вспомогательных зарядов для кратковременного перекрытия водотока.

## 4.10. Взрывание перемычек

Перемычки сооружаются при гидротехническом строительстве с целью изоляции котлована от водоема или реки. Они могут быть скальными в виде участков естественного массива и насыпными грунтовыми или грунтовыми с камненабросной пригрузкой. После завершения строительных работ в котловане перемычки взрывают.

При этом применяют взрывы: на рыхление с последующей выемкой грунта экскаваторами; на выброс — для образования первоначальной прорези, расширение которой производится водным потоком; на выброс и рыхление — для образования первоначальной прорези и облегчения размыва остальной части перемычки; на полный выброс небольших по протяженности перемычек.

Перемычки взрывают в относительно стесненных условиях, когда требуется ограничивать дальность разлета породы, учитывать действие воздушной и сейсмических волн.

Для бурения скважин в скальных перемычках применяют легкие шарошечные станки ударных способов бурения. В перемычках грунтовых эффективно применение шнековых станков; в каменно-набросных перемычках бурение скважин наиболее сложно, и оно осуществляется с обсадкой скважин металлическими трубами.

Выбор бурового оборудования может быть произведен на основе изучения исполнительных чертежей на строительство перемычек, по которым устанавливаются: материал, из которого состоит перемычка, конфигурация и размеры перемычки (продольный и поперечные профили); ситуационный план местности с нанесенными объектами, подлежащими защите от воздействия воздушной и сейсмических волн и разлета кусков.

При взрывании на рыхление (рис 4.12) применяют, как правило, вертикальные скважины. Если они не обеспечивают проработку СПП, то их применяют в сочетании с наклонными скважинами. При взрывании глубина рыхления принимается на 0,5–1 м ниже проектного дна, при этом учитывается трудность выемки горной массы из-под воды. Для скважин, пробуренных

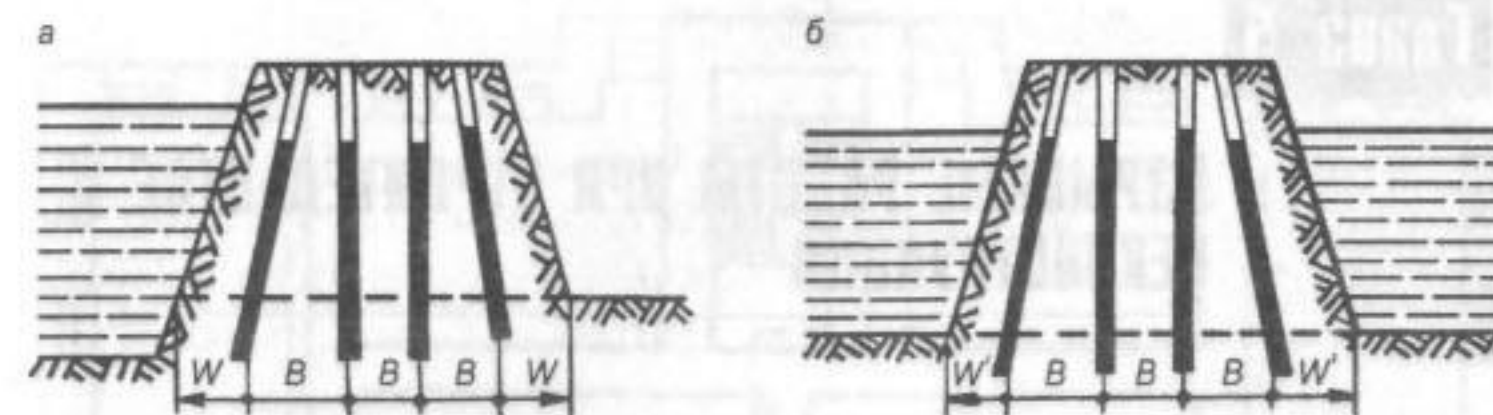


Рис. 4.12. Схемы разрушения скальных перемычек:

- а — при одностороннем подпоре воды;  
б — при двустороннем подпоре воды

у откоса перемычки, подпертого водой, сетка скважин уменьшается до 0,5–0,7 расчетной. Взрывание — короткозамедленное, порядное или по волновой схеме, с помощью детонирующего шнура и КЗДШ.

При взрывании на выброс осевой прорези в перемычках, если глубина прорези не превышает 4 м, следует применять вертикальные скважинные заряды выброса, расположенные в один ряд по оси прорези. Если ее глубина больше 4 м, применяют сосредоточенные заряды выброса, размещаемые в скважинах увеличенного диаметра. Минимально необходимый диаметр скважин рассчитывают по формуле:

$$d = \frac{W}{20} \sqrt{1+n^2} \quad (4.41)$$

Длина забойки должна быть не меньше 0,5 W. В остальных параметрах взрывных работ рассчитываются в соответствии с рекомендациями, изложенными в гл. 2.

При взрывании всей перемычки заряды располагают вдоль ее оси в зависимости от ширины перемычки в один, два или три ряда. При однорядном и двухрядном взрывании принимают показатель взрыва  $n = 2 \div 3$ , при трехрядном  $n = 2,5 \div 3$  в осевом ряду,  $n = 2 \div 2,5$  в боковых рядах.

Для объектов площадки, попадающих в опасную зону по воздушной волне и разлету кусков, предусматриваются специальные меры защиты. Так, для защиты от действия воздушной волны выставляют оконные рамы или укрывают их щитами. Для защиты от разлета кусков породы наиболее ответственные части объектов (механизмы, трансформаторы, колонны и т.п.) закрывают бревенчатыми щитами.

## 5.1. Обрушение зданий и сооружений

## Общие положения

Здания и сооружения обрушают на их основание или в заданном направлении (направленное обрушение). В зависимости от окружающей обстановки здания и сооружения обрушают либо мгновенным взрыванием зарядов, либо мгновенным в сочетании с короткозамедленным или замедленным взрыванием за один прием или в несколько приемов (частями).

При обрушении здания или сооружения на свое основание обычно высота развала не превышает одной трети, а ширина развала — половины высоты стен.

При обрушении зданий и сооружений за один прием с применением электродетонаторов замедленного действия последовательность взрывания выбирается такой, чтобы взрывом зарядов одного участка не были повреждены укрытия и взрывная сеть других участков.

Здания или сооружения со сплошными капитальными стенами, делящими их внутри на секции, можно обрушать по частям. При обрушении здания в несколько приемов необходимо избрать такую последовательность взрывания, при которой обрушенные материалы не могли бы помешать подготовке дальнейших взрывных работ. Примерная последовательность взрывания показана на рис. 5.1.

Если обрушаемое здание или сооружение связано с каким-либо другим строением, которое не должно об-

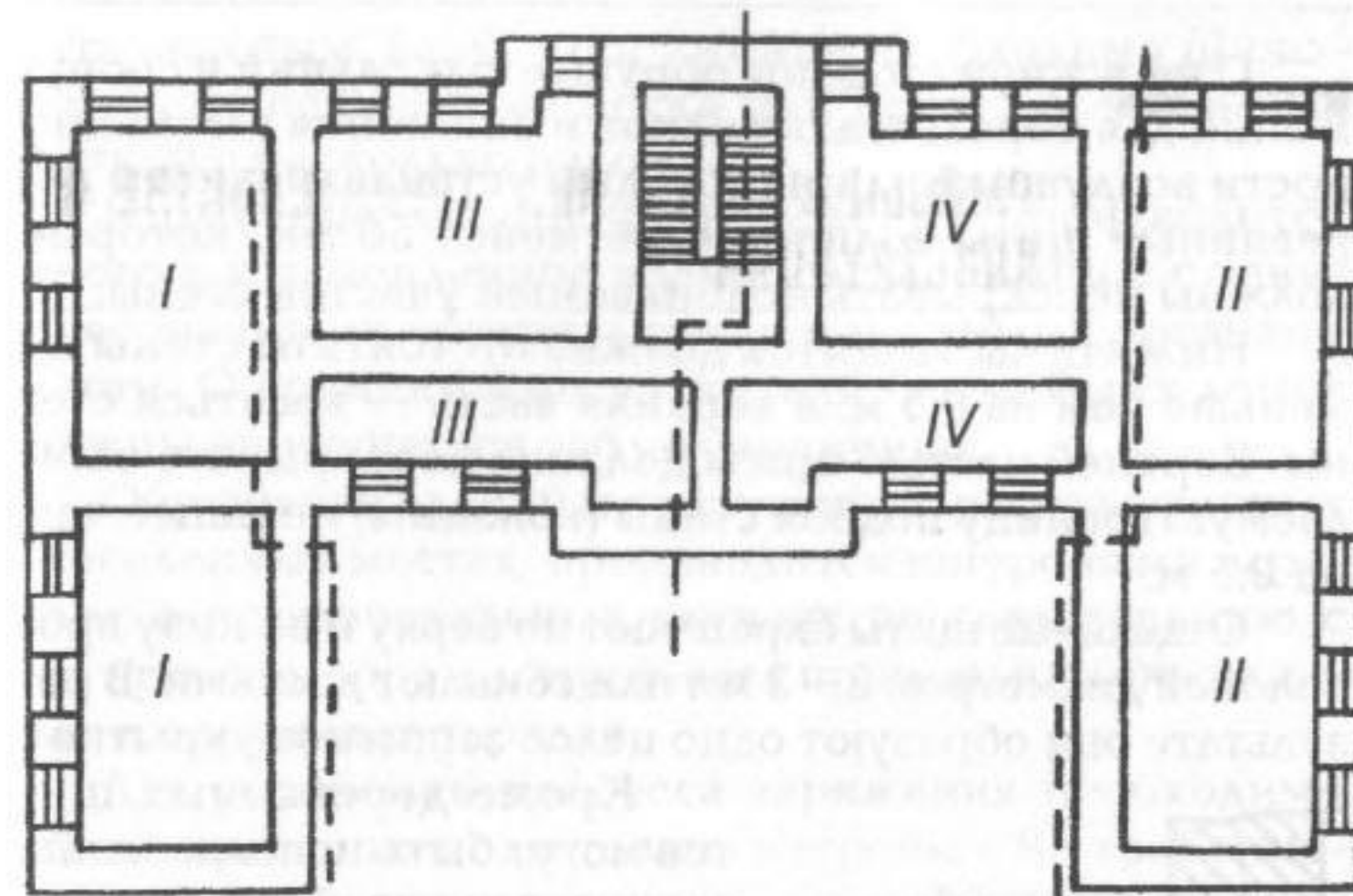


Рис. 5.1. Схема обрушения здания по частям:  
I, II, III, IV — очередность взрывания;  
--- граница отрыва стен.

рушаться, то предварительно между ними на расстоянии не менее 1 м от охраняемого строения образуют щель при помощи одного ряда зарядов или вручную.

В том случае, когда обрушаемый объект только примыкает к другому строению, щель может не пробиваться.

До начала буровых работ следует выявить имеющиеся в стенах и колоннах пустоты и металлические конструкции (связи). При расчете и размещении зарядов на объекте они должны быть учтены, так как металлические связи обычно препятствуют разрушению конструкции взрывом, а пустоты могут изменить величину и направление ЛНС зарядов.

Если в процессе бурения будут обнаружены дымоходы и другие пустоты, то зарядание в этом месте запрещается.

При работах в населенных местах необходимо применять меры защиты от разлета осколков.

Все оконные и дверные проемы подбиваемого этажа должны быть изнутри наглухо забиты деревянными щитами толщиной не менее 20 мм, закрыты проводочными сетками (диаметр проволоки не менее 2 мм) или заложены мешками с песком и т.п.

С наружной стороны обрушаемых зданий и сооружений для перехвата осколков и снижения интенсивности воздушной ударной волны устанавливаются деревянные щиты толщиной не менее 50 мм, которые должны перекрывать подбиваемый участок стены.

Нижняя часть щитов должна отстоять от стены не меньше чем на 0,5 м, а верхняя часть — касаться стены. Верхней частью щиты должны перекрывать ожидаемую границу подбоя стены (колонны) не менее чем на 0,5 м.

Отдельные щиты скрепляют по верху и по низу проволокой диаметром 2 — 3 мм или сбивают досками. В результате они образуют одно целое защитное укрытие.

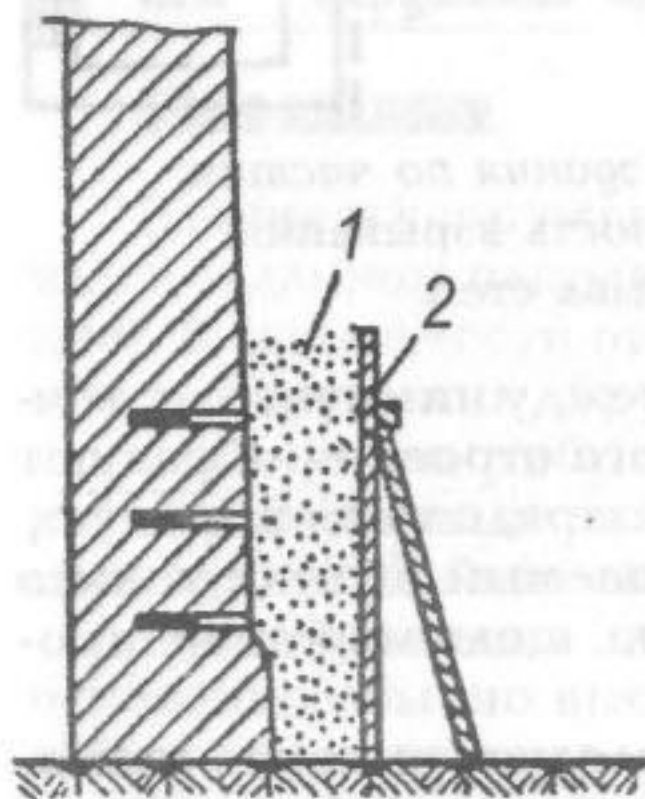


Рис. 5.2. Защитное устройство, предотвращающее разлет обломков материала:

- 1 — песок;
- 2 — деревянный забор.

Кроме деревянных щитов могут быть использованы защитные устройства из проволочных сеток, закрепленных на деревянных стойках, защитные стенки из мешков с песком и защитные деревянные заборы, располагаемые вдоль обрушаемой стены с зазором 0,3 — 0,5 м, заполняемым песком (рис. 5.2).

Окна нижних этажей охраняемых строений, расположенных на границе зоны возможного развала, со стороны обрушаемых зданий должны быть закрыты прочными щитами. Стены этих строений ограждаются забором или бетонными блоками, устанавливаемыми на расстоянии 2 — 3 м от защищаемого строения.

Окна домов, находящихся в пределах зоны предполагаемого разлета осколков и действия воздушной ударной волны со стороны обрушаемого здания, следует на время взрыва открывать, а витринные окна зданий — закрывать щитами или мешками с песком. В отдельных случаях целесообразно расстеклить окна на время взрыва.

При взрывании около объектов, для которых сотрясение от падения стен обрушаемого здания может

быть опасным, валку сооружения необходимо производить на подушку из песка или бревен, сложенных клеткой в несколько рядов.

Взрывание зданий и сооружений производится строго в установленное время, согласованное с заинтересованными организациями и местными органами власти. О времени взрыва жители ближайших домов должны оповещаться заблаговременно.

Обрушение зданий и сооружений, расположенных в населенных местах, производится шпуровыми зарядами; в исключительных случаях по согласованию с Госгортехнадзором допускается применение скважинных и наружных зарядов.

Для ускорения процесса заряжания необходимо заблаговременно подготовить патроны с ВВ требуемого веса и диаметра согласно проектной документации.

Забоечный материал для удобства заряжания также патронировается.

Изготовление боевиков, а также патронирование могут производиться в обособленном помещении подлежащего обрушению здания. Доставка ВМ в обособленное помещение обрушаемого здания разрешается только после окончания буровых работ и подготовки здания к обрушению.

При обрушении зданий и сооружений огневое взрывание запрещается, заряды должны взрываться детонирующим шнуром или электродетонаторами.

При взрывании зарядов электродетонаторами вся электропроводка в здании к моменту начала заряжания должна быть обесточена. Взрывная сеть дублируется.

Допуск людей к разрушенному взрывом объекту производится только с разрешения руководителя взрывных работ после осмотра места взрыва.

При разборке обрушенного взрывом здания обязательно присутствие дежурного взрывника. Это требование не распространяется на бескапсюльное взрывание с применением ВВ II группы.

Если вблизи обрушаемого взрывом объекта проходит воздушная линия электропередачи, которой угрожает разрушение, она к моменту взрыва должна быть убрана или обесточена.

### Обрушение зданий и сооружений на свое основание

Принцип обрушения зданий или сооружений на их основание заключается в образовании взрывным способом сквозного подбоя по всему периметру наружных стен и других несущих элементов (колонн, внутренних капитальных стен и т.п.), в результате чего объект, лишенный опоры, падая на свое основание, разрушается.

Высота сквозного подбоя должна быть не менее половины толщины стены, что достигается взрыванием двух, в отдельных случаях трех рядов зарядов, располагаемых в шахматном порядке. Шпуры для размещения заряда бурят на глубину не более 2/3 толщины стены.

В колоннах и простенках, где по ширине необходимо поместить только несколько зарядов, шпуры бурят по прямоугольной сетке.

В углах стен один над другим бурят угловые шпуры, направленные по биссектрисе угла. Глубина шпура по биссектрисе принимается равной не более 2/3 толщины стены.

Масса заряда  $Q$  при взрывании стен, колонн и т.п. определяется по формуле:

$$Q = KW\sqrt{W}, \text{ кг}, \quad (5.1)$$

где  $K$  — расчетный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>; для кирпичной кладки  $K = 0,4 \div 0,6$  кг/м<sup>3</sup>, для бетона  $0,5 \div 0,6$  кг/м<sup>3</sup>, для железобетона  $0,6 \div 0,7$  кг/м<sup>3</sup>;

$W$  — линия наименьшего сопротивления, м; принимается равной половине толщины стены. При  $W > 1$  м масса заряда определяется по формуле:

$$Q = KW^3.$$

Заряд следует размещать так, чтобы центр его совпадал с серединой стены. Длина заряда должна составлять не более 1/3 толщины стены (половина длины шпура). Свободную от заряда часть шпура заполняют забоечным материалом. В качестве забоечно-

го материала для всех видов зарядов можно использовать влажную глину и сухие глиняные пыжи как в смеси с песком, так и без него.

Диаметр шпура  $d$ , при котором длина заряда составляет 1/3 толщины стены, рассчитывается по формуле:

$$d_p = H_c \sqrt{K/\Delta} \sqrt{2/H_c}, \quad (5.2)$$

где  $H_c$  — толщина стены, дм;

$\Delta$  — плотность заряжания, т/м<sup>3</sup>.

**Примечание.** Если при расчете диаметр шпура получается меньше 32 мм, то независимо от полученного результата он принимается равным 32 мм.

Расстояние между шпурами в ряду должно составлять  $(0,9 \div 1,3)W$ , а между рядами шпуров  $(1,3 \div 1,5)W$ . При толщине кладки 0,5 м для образования подбоя применяется один ряд зарядов, при толщине кладки от 0,5 до 2 м шпуры располагают в два ряда по высоте.

Взрывание шпуровых зарядов производится с помощью ДШ, инициируемого электродетонаторами.

Параметры взрывания шпуровых зарядов при обрушении зданий и сооружений, принятые для определения нормативных расходов ВМ и объема бурения, приведены в табл. 5.1. Расчеты нормативов выполнены для шпуров диаметром 4 мм.

При взрывании колонны заряд располагают у ее оси по возможности в сосредоточенном виде. Если для этого недостаточно одного, бурят рядом (один над другим) несколько шпуров.

Подбой колонн (опор) диаметром более 2 м производится методом шпуровых зарядов, рассчитанных на рыхление заданного объема, согласно гл. 2.

Для удобства расчета зарядов все здание разбивают на ряд секций, по возможности расположенных симметрично; принятые расположение и веса зарядов заносят в таблицу.

### Обрушение сооружений в заданном направлении

Если сооружение (башня, труба) находится среди других сооружений, зданий, которые не должны быть повреждены, то обрушение ведут в определенном направлении, обеспечивающем их сохранность. Этим

направлением (ось валки) обычно является биссектриса допускаемого сектора валки.

Принцип направленного обрушения сооружений (например, труб) заключается в образовании сквозного подбоя (вруба) в несущих опорах не по всему горизонтальному сечению, а только со стороны направления обрушения. Сохранение опоры (целика) с одной стороны и практически мгновенная ликвидация ее со стороны вруба создают под действием сил тяжести и реакции опоры в целике опрокидывающий момент сил, обеспечивающий падение сооружения в заданном направлении.

Направленному обрушению поддаются здания и сооружения (или отдельные их части), высота которых значительно (в 4 раза и более) превышает размер горизонтального сечения на уровне вруба, измеряемый в направлении оси валки.

При достаточном запасе прочности материала целика условно принимается, что наклон трубы происходит вокруг оси (условного шарнира), проходящей через вершину вруба  $O$  по схеме рис. 5.3.

Если прочность целика недостаточна, труба в процессе наклона начинает разрушаться вначале около вруба, затем в других местах. Полученная в начальный момент кинетическая энергия разворачивает трубу в заданном направлении.

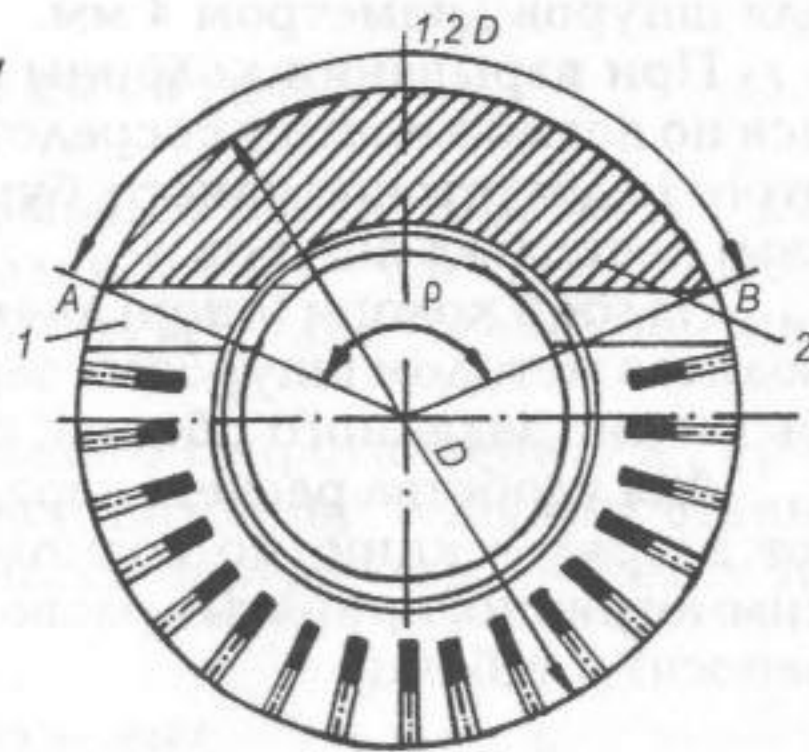
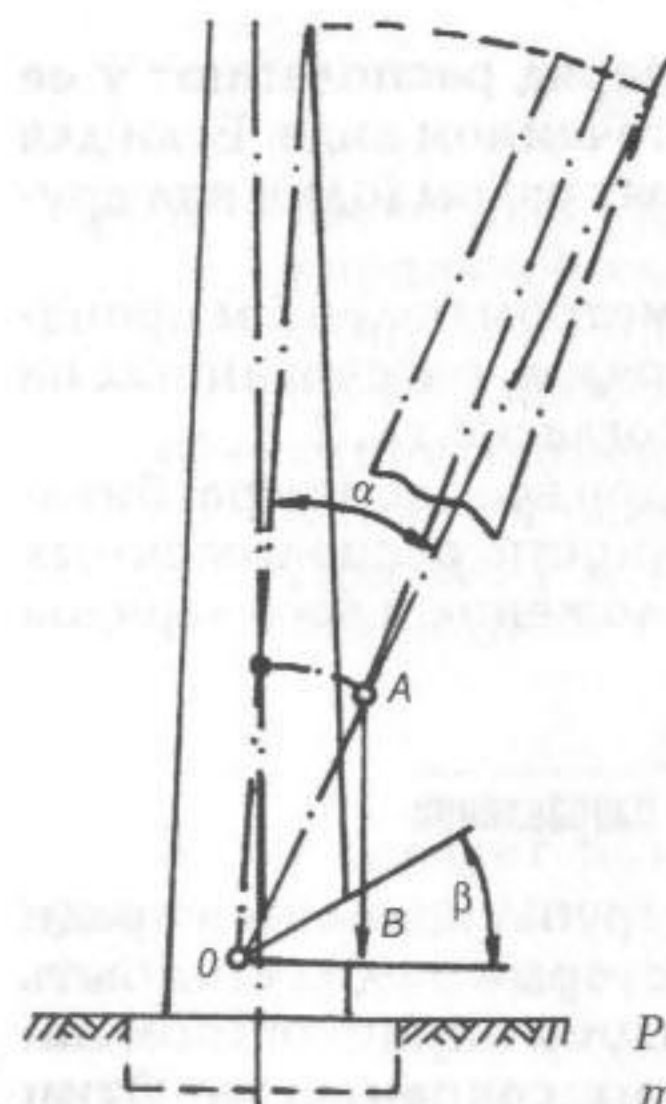


Рис. 5.3. Условие опрокидывания трубы в заданном направлении

Рис. 5.4. Сооружение насыпи на болоте «лобовым» методом

При прочих равных условиях более точная направленность получается в том случае, когда целик испытывает меньшее напряжение на сжатие и ограничен большей по величине хордой  $AB$  (рис. 5.4). Этому требованию для круглых труб отвечает целик в секторе  $\rho$ , равном  $135 - 140^\circ$  ( $1,2 D$  по периметру), имеющем форму, указанную на рис. 5.4.

Угол вруба  $\beta$  (см. рис. 5.3) определяется минимально необходимым углом наклона сооружения  $\alpha$ , при котором отвес  $AB$ , опущенный из центра тяжести  $A$ , не попадает в контур горизонтального сечения в месте вруба. Угол  $\beta$  должен равняться углу  $\alpha$  или превышать его.

Место подбоя трубы (башни) должно выбираться на таком горизонте, где в оставляемом целике и вблизи него нет проемов (двери, газоходы и т.п.). Если не представляется возможным выбрать такое место, проемы следует тщательно заделать, чтобы создать равнопрочный ствол. Валка в заданном направлении не рекомендуется, если проем, подлежащий заделке, находится от вершины угла вруба на расстоянии менее чем 4–6 толщин ствола.

Вруб создается двумя и более рядами зарядов. Нижние два-три ряда принимают одинаковой длины, остальные — короче, в соответствии с принятым углом вруба.

Вес и расположение зарядов для образования сквозного подбоя определяются так же, как при обрушении стен. Расположение крайних зарядов вруба, граничащих с целиком, должно обеспечивать получение целика заданных размеров. Величина расчетного удельного расхода  $ВВ К$  для этих зарядов должна приниматься вдвое меньше, чем для остальных зарядов.

При повышенных требованиях к соблюдению заданного направления валки (сектор валки  $90^\circ$ , ствол ослаблен и т.п.) вместо крайних шпуров вруба, располагаемых около целика, следует пробивать в стволе проемы, высота которых должна быть не менее расстояния между примыкающими верхним и нижним рядами зарядов, а ширина, определяемая удобством проходки проема, не должна превышать 1 м.

Проем может быть образован путем обуривания его сквозными отверстиями с шагом, равным диаметру отверстий буровой коронки. Бурение по такой сетке возможно в том случае, когда в соседнее отверстие

вставляют стержень такого же диаметра, как у буровой коронки.

В отдельных случаях трубы выше их средней части зачаливают тросом электролебедки. Для контроля за натяжением троса на конце его должен быть динамометр. Взрывную машинку включают в момент, когда натяжение троса достигает расчетной величины.

При наличии в трубе внутренней шамотной облицовки, непосредственно прилегающей к стволу, глубину шпуров, линию наименьшего сопротивления и вес заряда принимают с учетом этой облицовки. Последнюю не учитывают, если она не находится в контакте со стволом.

Наличие футеровки и ее расположение при отсутствии чертежа трубы уточняются бурением разведочных шпуров или в процессе пробивания проемов в вершине угла вруба.

При определении опасной зоны следует учитывать дополнительный разлет осколков и возможный сейсмический эффект от удара о грунт при падении трубы.

При валке железобетонных труб необходимо учитывать влияние арматуры на их устойчивость после взрыва, поскольку арматура в зоне вруба зарядами не перебивается, а в целике может выдерживать значительные напряжения на растяжение. Железобетонная труба обрушается в направлении валки в том случае, когда опрокидывающий момент  $M_{тр}$  от силы тяжести трубы  $P_{тр}$  будет больше суммы моментов сил от сопротивления арматуры вруба продольному изгибу и от сопротивления целика растяжению.

Для расчета железобетонной трубы на обрушение в заданном направлении вначале определяется опрокидывающий момент от силы тяжести трубы

$$M_{тр} = P_{тр}b, \text{ тс} \cdot \text{м}, \quad (5.3)$$

где  $P_{тр}$  — вес трубы, тс.

$b$  — расстояние между осями условного шарнира и трубы, м.

В сторону, противоположную моменту  $M_{тр}$ , действует момент  $M_{арм}$ , определяемый как сумма момен-

тов сил реакции от прутков в зоне вруба (предполагается, что они остались прямыми после взрыва), приравняемых к критической силе:

$$P_{кр} = \frac{\pi^2 EI_{\min}}{(\mu l)^2}, \text{ кгс}, \quad (5.4)$$

где  $E = 2 \cdot 10^6$  — модуль упругости;

$I_{\min}$  — момент инерции сечения (для кругового прутка  $I_{\min} = 0,05d^4$ );

$d$  — диаметр прутка, см;

$\mu = 0,5$  — коэффициент, зависящий от способа закрепления бруска (прутка) и характера распределения нагрузки по его длине;

$l$  — длина прутка арматуры в пределах вруба, см.

Для упрощения расчет можно производить не для каждого прутка в отдельности, а для отдельных групп прутков, симметрично расположенных относительно оси валки.

Напряжение в арматуре целика определяется из следующих упрощающих задачу условий:

- вся арматура целика как бы расположена у наиболее удаленного от условного шарнира прутка на расстояние  $r$ .

Таблица 5.1.

Расчетные параметры, удельные объемы бурения и расходы ВМ на 1 м<sup>3</sup> кладки в зоне подбоя кладки в зоне подбоя при обрушении зданий и сооружений

Толщина кладки, м	Материал кладки	Расчетная линия сопротивления, м	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Масса заряда, кг	Длина заряда, м	Глубина шпура	Длина лобовки, м	Взрываемый объем, м <sup>3</sup>	Расстояние между зарядами в ряду, м	Расстояние между рядами, м	Удельный объем бурения, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup>	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Удельный расход ДШ, м/м <sup>3</sup>	Удельный расход электродетонаторов, шт/м <sup>3</sup>	Удельный расход электропровода, м/м <sup>3</sup>
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
0,4	Кирпич	0,2	0,4	0,04	0,05	0,23	0,18	0,03	0,25	0,3	7,67	1,33	—	33,33	9,17
0,4	Кирпич, бетон	0,2	0,5	0,05	0,06	0,23	0,17	0,03	0,25	0,3	7,67	1,67	—	33,33	9,83
0,4	Бетон	0,2	0,55	0,05	0,06	0,23	0,17	0,03	0,25	0,3	7,67	1,67	—	33,33	10,42
0,4	Бетон, железобетон	0,2	0,6	0,05	0,06	0,23	0,17	0,03	0,25	0,3	7,67	1,67	—	33,33	11,5
0,4	Железобетон	0,2	0,7	0,06	0,07	0,24	0,17	0,03	0,25	0,3	8	2	—	33,33	12,5
0,6	Кирпич	0,3	0,4	0,07	0,08	0,34	0,26	0,11	0,4	0,45	3,09	0,64	9,45	18,18	4
0,6	То же	0,3	0,45	0,07	0,08	0,34	0,26	0,11	0,4	0,45	3,09	0,64	9,45	18,18	4
0,6	»	0,3	0,5	0,08	0,1	0,35	0,25	0,11	0,4	0,45	3,18	0,73	0,55	18,18	4

Окончание таблицы 2.2.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
0,6	Бетон	0,3	0,55	0,09	0,11	0,35	0,24	0,11	0,4	0,45	3,18	0,82	9,55	18,18	4,55
0,6	Бетон, железобетон	0,3	0,6	0,1	0,12	0,36	0,24	0,11	0,4	0,45	3,27	0,91	9,55	18,18	3,86
0,6	Железобетон	0,3	0,7	0,12	0,14	0,37	0,23	0,11	0,4	0,45	3,36	1,09	9,64	18,18	3,18
0,8	Кирпич	0,4	0,4	0,1	0,12	0,46	0,34	0,24	0,5	0,6	1,92	0,42	9,73	8,33	2,29
0,8	То же	0,4	0,45	0,11	0,13	0,47	0,34	0,24	0,5	0,6	1,96	0,46	5,33	8,33	2,29
0,8	Кирпич, бетон	0,4	0,5	0,13	0,16	0,48	0,32	0,24	0,5	0,6	2	0,54	5,38	8,33	2,45
0,8	Бетон	0,4	0,55	0,14	0,17	0,48	0,31	0,24	0,5	0,6	2	0,58	5,42	8,33	2,61
0,8	Бетон, железобетон	0,4	0,6	0,15	0,18	0,49	0,31	0,24	0,5	0,6	2,04	0,63	5,42	8,33	2,61
0,8	Железобетон	0,4	0,7	0,18	0,22	0,51	0,29	0,24	0,5	0,6	2,12	0,75	5,46	8,33	1,83
1	Кирпич	0,5	0,4	0,14	0,17	0,59	0,42	0,46	0,65	0,7	1,28	0,31	5,54	4,34	1,53
1	То же	0,5	0,45	0,16	0,19	0,6	0,41	0,46	0,65	0,7	1,3	0,35	3,39	4,34	1,53
1	Кирпич, бетон	0,5	0,5	0,18	0,22	0,61	0,39	0,46	0,65	0,7	1,33	0,39	3,41	4,34	1,64
1	Бетон	0,5	0,55	0,19	0,23	0,61	0,38	0,46	0,65	0,7	1,33	0,42	3,43	4,34	1,74
1	Бетон, железобетон	0,5	0,6	0,21	0,25	0,63	0,38	0,46	0,65	0,7	1,37	0,46	3,43	4,34	1,48
1	Железобетон	0,5	0,7	0,25	0,3	0,65	0,35	0,46	0,65	0,7	1,41	0,54	3,48	4,34	1,22
1,2	Кирпич	0,6	0,4	0,19	0,23	0,71	0,48	0,71	0,7	0,85	1	0,27	3,53	2,82	1,23
1,2	То же	0,6	0,45	0,21	0,25	0,72	0,47	0,71	0,7	0,85	1,01	0,3	2,65	2,82	1,23
1,2	Кирпич, бетон	0,6	0,5	0,23	0,28	0,74	0,46	0,71	0,7	0,85	1,04	0,33	2,66	2,82	1,28
1,2	Бетон	0,6	0,55	0,26	0,31	0,76	0,45	0,71	0,7	0,85	1,07	0,37	2,7	2,82	1,33
1,2	Бетон, железобетон	0,6	0,6	0,28	0,34	0,77	0,43	0,71	0,7	0,85	1,08	0,4	2,73	2,82	1,16
1,2	Железобетон	0,6	0,7	0,33	0,4	0,8	0,4	0,71	0,7	0,85	1,13	0,47	2,74	2,82	1,13
1,4	Кирпич	0,7	0,4	0,23	0,28	0,84	0,56	1,1	0,8	1	0,76	0,21	2,79	1,82	0,99
1,4	То же	0,7	0,45	0,26	0,31	0,85	0,54	1,1	0,8	1	0,77	0,24	1,94	1,82	0,99
1,4	Кирпич, бетон	0,7	0,5	0,29	0,35	0,88	0,53	1,1	0,8	1	0,8	0,27	1,95	1,82	1,01
1,4	Бетон	0,7	0,55	0,39	0,38	0,89	0,51	1,1	0,8	1	0,81	0,36	1,98	1,82	1,04
1,4	Бетон, железобетон	0,7	0,6	0,35	0,42	0,91	0,49	1,1	0,8	1	0,83	0,2	1,99	1,82	0,92
1,4	Железобетон	0,7	0,7	0,41	0,49	0,95	0,46	1,1	0,8	1	0,86	0,38	2,01	1,82	0,8
1,6	Кирпич	0,8	0,4	0,29	0,35	0,98	0,63	1,4	0,8	1,1	0,7	0,21	2,05	1,43	0,77
1,6	Кирпич	0,8	0,45	0,32	0,38	0,99	0,61	1,4	0,8	1,1	0,71	0,23	1,72	1,43	0,77
1,6	Кирпич, бетон	0,8	0,5	0,36	0,43	1,02	0,59	1,4	0,8	1,1	0,73	0,26	1,72	1,43	0,79
1,6	Бетон	0,8	0,55	0,39	0,47	1,04	0,57	1,4	0,8	1,1	0,74	0,28	1,74	1,43	0,81
1,6	Бетон, железобетон	0,8	0,6	0,43	0,52	1,06	0,54	1,4	0,8	1,1	0,76	0,31	1,75	1,43	0,63
1,6	Железобетон	0,8	0,7	0,5	0,6	1,1	0,5	1,4	0,8	1,1	0,79	0,36	1,75	1,45	0,57
1,8	Кирпич	0,9	0,4	0,34	0,41	1,1	0,69	1,9	0,8	1,3	0,58	0,18	1,76	1,06	0,59
1,8	То же	0,9	0,45	0,38	0,46	1,13	0,67	1,9	0,8	1,3	0,59	0,20	1,33	1,06	0,59
1,8	Кирпич, бетон	0,9	0,5	0,43	0,52	1,16	0,64	1,9	0,8	1,3	0,61	0,23	1,35	1,06	0,61
1,8	Бетон	0,9	0,55	0,47	0,57	1,19	0,62	1,9	0,8	1,3	0,63	0,25	1,37	1,06	0,63
1,8	Бетон, железобетон	0,9	0,6	0,51	0,61	1,2	0,59	1,9	0,8	1,3	0,63	0,27	1,38	1,06	0,55
1,8	Железобетон	0,9	0,7	0,6	0,72	1,26	0,54	1,9	0,8	1,3	0,66	0,32	1,39	1,07	0,53
2	Кирпич	1	0,4	0,4	0,48	1,24	0,76	2,5	0,9	1,4	0,5	0,16	1,41	0,8	0,51
2	То же	1	0,45	0,45	0,54	1,27	0,73	2,5	0,9	1,4	0,51	0,18	1,12	0,8	0,51
2	Кирпич, бетон	1	0,5	0,5	0,6	1,3	0,7	2,5	0,9	1,4	0,52	0,2	1,13	0,8	0,54
2	Бетон	1	0,55	0,55	0,66	1,33	0,67	2,5	0,9	1,4	0,53	0,22	1,14	0,8	0,58
2	Бетон, железобетон	1	0,6	0,6	0,72	1,36	0,64	2,5	0,9	1,4	0,54	0,24	1,16	0,8	0,48
2	Железобетон	1	0,7	0,7	0,84	1,42	0,58	2,5	0,9	1,4	0,57	0,28	1,17	0,8	0,45

## 5.2. Дробление фундаментов

Взрывные работы по дроблению фундаментов могут производиться как на открытых площадках, так и внутри зданий.

Для дробления фундаментов заряды, как правило, размещают в шпурах.

При разрушении фундамента сразу на всю его высоту глубина шпуров принимается меньше высоты на 4–5 диаметров заряда.

Для прослойного разрушения фундамента глубина вертикальных шпуров должна быть равна толщине каждого слоя, за исключением последнего, в котором глубина шпура принимается меньше толщины снимаемого слоя на 4–5 диаметров заряда.

При дроблении фундамента горизонтальными шпурами расстояние между основанием фундамента и нижним рядом шпуров должно составлять 0,2–0,4 м.

Фундамент перед взрыванием должен быть освобожден от засыпки до отметки, проходящей через нижние точки зарядов.

Величина заряда в шпуре для дробления фундамента определяется по формуле:

$$Q = KW\sqrt{W}, \text{ кг}, \quad (5.5)$$

где  $K$  — расчетный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$W$  — расстояние от оси шпура до края фундамента, м.

При  $W > 1$  м величину заряда  $Q$  определяют по формуле  $Q = KW^3$  при условии, что  $K$  в зависимости от материала фундамента принимается:

Кирпич, бетон без арматуры и бут ..... 0,3–0,5 кг/м<sup>3</sup>  
Железобетон ..... 0,4–0,6 кг/м<sup>3</sup>

Величина  $W$  принимается в пределах (0,5 ÷ 0,7)  $l_{шп}$ , где  $l_{шп}$  — глубина шпура.

Если  $W$  составляет меньше половины  $l_{шп}$ , заряд в шпуре следует рассредоточить, рассчитывая каждую часть заряда на свою ЛНС.

Расстояние между центрами зарядов, расположенных в одном шпуре, следует принимать не меньше величины  $a$  — расстояния между шпурами, за исключением верхнего промежутка, который может быть короче остальных вследствие уменьшенного веса верхнего заряда.

Промежутки между зарядами и верхняя, свободная от заряда часть шпура должны заполняться забочечным материалом.

В том случае, когда применять рассредоточенные заряды в шпуре нецелесообразно и требуется по заданному  $W$  определить величину удлиненного заряда, необходимо:

- рассчитать необходимую вместимость 1 м шпура  $P$  и затем по таблице 2.2 установить необходимый диаметр заряда;

- б) установить длину забойки в пределах 20 – 30 диаметров заряда;
- в) определить массу заряда.

Расчетный диаметр зарядов должен строго выдерживаться. Необходимо учитывать, что даже при помещении расчетного количества ВВ в шпур завышение диаметра заряда приведет к усиленному разлету кусков породы.

Таблица 5.2.

**Базовый расход ВВ, кг/1000 м<sup>3</sup> фундамента**

Материал кладки	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м	Толщина кладки, м				
		1	1,5	2	2,5	3
Кирпич, бетон	0,3	367	489	450	507	489
	0,35	400	533	483	560	534
	0,4	467	622	584	600	623
	0,45	533	689	667	667	700
	0,5	600	733	750	747	767
Железобетон	0,55	633	756	800	774	800
	0,6	700	800	867	827	867

Таблица 5.3.

**Расчетные параметры взрывания шпуровых зарядов при дроблении фундаментов**

Толщина кладки, м	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м	Толщина снимаемого слоя, м	Глубина шпура в слое, м		Масса заряда, кг								Длина заряда, м		
					первого		второго		третьего		общая				
			I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	
1	0,3	1	0,8	—	0,11	—	—	—	—	—	—	0,11	—	0,13	—
	0,35	1	0,8	—	0,12	—	—	—	—	—	—	0,12	—	0,15	—
	0,4	1	0,8	—	0,14	—	—	—	—	—	—	0,14	—	0,17	—
	0,45	1	0,8	—	0,16	—	—	—	—	—	—	0,16	—	0,19	—
	0,5	1	0,8	—	0,18	—	—	—	—	—	—	0,18	—	0,22	—
	0,55	1	0,8	—	0,19	—	—	—	—	—	—	0,19	—	0,23	—
	0,6	1	0,8	—	0,21	—	—	—	—	—	—	0,21	—	0,25	—
1,5	0,3	1,5	1,3	—	0,11	—	0,11	—	—	—	—	0,22	—	0,13	—
	0,35	1,5	1,3	—	0,12	—	0,12	—	—	—	—	0,24	—	0,15	—
	0,4	1,5	1,3	—	0,14	—	0,14	—	—	—	—	0,28	—	0,17	—
	0,45	1,5	1,3	—	0,16	—	0,15	—	—	—	—	0,31	—	0,19	—
	0,5	1,5	1,3	—	0,18	—	0,15	—	—	—	—	0,33	—	0,22	—
	0,55	1,5	1,3	—	0,19	—	0,15	—	—	—	—	0,34	—	0,23	—
	0,6	1,5	1,3	—	0,21	—	0,15	—	—	—	—	0,36	—	0,24	—
2	0,3	2	1,8	—	0,11	—	0,11	—	0,05	—	—	0,27	—	0,13	—
	0,35	2	1,8	—	0,12	—	0,12	—	0,05	—	—	0,29	—	0,15	—
	0,4	2	1,8	—	0,14	—	0,14	—	0,07	—	—	0,35	—	0,17	—
	0,45	2	1,8	—	0,16	—	0,16	—	0,08	—	—	0,4	—	0,19	—
	0,5	2	1,8	—	0,18	—	0,18	—	0,09	—	—	0,45	—	0,22	—

Окончание таблицы 5.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
0,6	2	1,8	—	0,21	—	0,21	—	0,1	—	0,52	—	0,25	—	
2,5	0,3	1,25	1,25	1,1	0,11	0,11	0,11	0,5	—	—	0,22	0,16	0,13	0,13
	0,35	1,25	1,25	1,1	0,12	0,12	0,12	0,06	—	—	0,24	0,18	0,15	0,15
	0,45	1,25	1,25	1,1	0,16	0,16	0,1	0,08	—	—	0,26	0,24	0,19	0,19
	0,5	1,25	1,25	1,1	0,18	0,18	0,1	0,1	—	—	0,28	0,28	0,22	0,22
	0,55	1,25	1,25	1,1	0,19	0,19	0,1	0,1	—	—	0,29	0,29	0,23	0,23
3	0,3	1,5	1,5	1,3	0,11	0,11	0,11	0,11	—	—	0,22	0,22	0,13	0,13
	0,35	1,5	1,5	1,3	0,12	0,12	0,12	0,12	—	—	0,24	0,24	0,15	0,15
	0,4	1,5	1,5	1,3	0,14	0,14	0,14	0,14	—	—	0,28	0,28	0,17	0,17
	0,45	1,5	1,5	1,3	0,16	0,16	0,16	0,15	—	—	0,32	0,31	0,19	0,19
	0,5	1,5	1,5	1,3	0,18	0,18	0,18	0,15	—	—	0,36	0,33	0,22	0,22
	0,55	1,5	1,5	1,3	0,19	0,19	0,19	0,15	—	—	0,38	0,34	0,23	0,23
0,6	1,5	1,5	1,3	0,21	0,21	0,21	0,15	—	—	0,42	0,36	0,25	0,25	

Длина заряда, м	Длина заряда, м				Длина промежутка, м				Длина забойки, м	Расстояние, м		Объем взрывааемый одним шпуром, м		
	второго		третьего		нижнего		верхнего			между рядами зарядов	между рядами зарядов			
	I	II	I	II	I	II	I	II						
1	—	—	—	—	—	—	—	—	0,67	—	0,6	0,5	0,3	—
	—	—	—	—	—	—	—	—	0,65	—	0,6	0,5	0,3	—
	—	—	—	—	—	—	—	—	0,63	—	0,6	0,5	0,3	—
	—	—	—	—	—	—	—	—	0,61	—	0,6	0,5	0,3	—
	—	—	—	—	—	—	—	—	0,58	—	0,6	0,5	0,3	—
	—	—	—	—	—	—	—	—	0,57	—	0,6	0,5	0,3	—
	—	—	—	—	—	—	—	—	0,55	—	0,6	0,5	0,3	—
1,5	0,13	—	—	—	0,5	—	—	—	0,54	—	0,6	0,5	0,45	—
	0,15	—	—	—	0,5	—	—	—	0,5	—	0,6	0,5	0,45	—
	0,17	—	—	—	0,46	—	—	—	0,5	—	0,6	0,5	0,45	—
	0,18	—	—	—	0,43	—	—	—	0,5	—	0,6	0,5	0,45	—
	0,18	—	—	—	0,4	—	—	—	0,5	—	0,6	0,5	0,45	—
	0,18	—	—	—	0,39	—	—	—	0,5	—	0,6	0,5	0,45	—
2	0,13	—	0,06	—	0,5	—	0,48	—	0,5	—	0,6	0,5	0,6	—
	0,15	—	0,06	—	0,5	—	0,44	—	0,5	—	0,6	0,5	0,6	—
	0,17	—	0,08	—	0,5	—	0,42	—	0,5	—	0,6	0,5	0,6	—
	0,19	—	0,1	—	0,5	—	0,38	—	0,5	—	0,6	0,5	0,6	—
	0,22	—	0,11	—	0,45	—	0,35	—	0,45	—	0,6	0,5	0,6	—
	0,23	—	0,12	—	0,39	—	0,39	—	0,45	—	0,6	0,5	0,6	—
2,5	0,13	0,06	—	—	0,49	0,46	—	—	0,5	0,45	0,6	0,5	0,38	0,38
	0,15	0,07	—	—	0,45	0,43	—	—	0,5	0,45	0,6	0,5	0,38	0,38
	0,12	0,1	—	—	0,44	0,36	—	—	0,5	0,45	0,6	0,5	0,38	0,38
	0,12	0,12	—	—	0,41	0,31	—	—	0,5	0,45	0,6	0,5	0,38	0,38
	0,12	0,12	—	—	0,4	0,3	—	—	0,5	0,45	0,6	0,5	0,38	0,38
	0,12	0,12	—	—	0,38	0,28	—	—	0,5	0,45	0,6	0,5	0,38	0,38
3	0,13	0,13	—	—	0,74	0,5	—	—	0,6	0,54	0,6	0,5	0,45	0,45
	0,15	0,15	—	—	0,6	0,5	—	—	0,6	0,5	0,6	0,5	0,45	0,45
	0,17	0,17	—	—	0,6	0,46	—	—	0,55	0,5	0,6	0,5	0,45	0,45
	0,19	0,18	—	—	0,6	0,43	—	—	0,5	0,5	0,6	0,5	0,45	0,45
	0,22	0,18	—	—	0,53	0,4	—	—	0,5	0,5	0,6	0,5	0,45	0,45
	0,23	0,18	—	—	0,54	0,39	—	—	0,5	0,5	0,6	0,5	0,45	0,45
0,25	0,18	—	—	0,5	0,37	—	—	0,5	0,5	0,6	0,5	0,45	0,45	

Примечание. I и II — номера взрывааемых слоев.

### 5.3. Посадка насыпей на болотах

Для посадки на твердое дно болот при пересечении строящимися шоссейными и железнодорожными дорогами торфяных болот выполнение взрыва должно решить следующие задачи.

Разрушение или удаление плотного верхнего слоя (коры) болота до отсыпки насыпи для обеспечения свободного ее погружения сквозь неустойчивую среду. Это выполняется путем взрывания зарядов, рассчитанных на выброс и расположенных в покрове болот.

Полное выжимание неустойчивой среды из-под насыпи путем взрывания зарядов, расположенных между насыпью и твердым дном. Работа этих зарядов направлена на разжижение и выбрасывание неустойчивой среды из-под насыпи, а также подъем насыпи, обеспечивающий при обратном ее падении динамический удар, необходимый для выжимания из-под насыпи остатков разжиженного торфа.

Опускание откосов насыпи на твердое дно болота путем взрывания под ними зарядов рыхления.

Если болото имеет глубину 2,5–3 м, при снятии коры болот выбрасывается практически весь торф и дополнительное взрывание под насыпью не требуется.

Если болото сложено торфом с высокой степенью разложения, при отсыпке насыпи в образованные взрывом траншеи она своей массой вытесняет хорошо текучий разложившийся торф и сама садится на твердое дно болота. В таких условиях взрывания под насыпью также не требуется.

Если болото имеет глубину свыше 3 м и сложено слабаразложившимся торфом, то при отсыпке в траншею насыпь зависает, не достигнув дна болота, и для окончательной ее посадки необходимо производить взрывание под насыпью.

При подготовке взрывов необходимо определить мощность торфяника, мощность плотного покрова (коры) болота, степень разложения торфа. Должны быть нанесены на ситуационный план местности искусственные сооружения, ЛЭП и линии связи, попадающие в опасную зону, предусмотрены меры по защите их от действия взрыва.

В случае продольной отсыпки насыпей (с железнодорожного транспорта) сперва взрывают осевую траншею с направленным односторонним выбросом массы (методом наклонных скважинных зарядов). Вдоль траншеи и на сваях настилают путь и с него в осевую траншею отсыпают насыпь. После этого путь переносят на осевую насыпь и взрывают боковые траншеи, в которые отсыпку насыпи производят с осевого пути. Если три траншеи не обеспечивают полную ширину насыпи, взрывают дополнительные боковые траншеи.

Ширина осевой траншеи:

$$B_{ок} = 2W_n, \quad (5.6)$$

где  $W$  — глубина заложения заряда. При глубине болота до 3 м  $W = H$  (здесь  $H$  — полная глубина болота при глубоких болотах);  $W = 0,9h$  (здесь  $h$  — мощность «коры» болота, но не более 3 м);

$n$  — показатель действия взрыва.

Полезная ширина боковых траншей, вследствие отжимания насыпью торфа, меньше осевой и составляет  $B = 1,7 W_n$ .

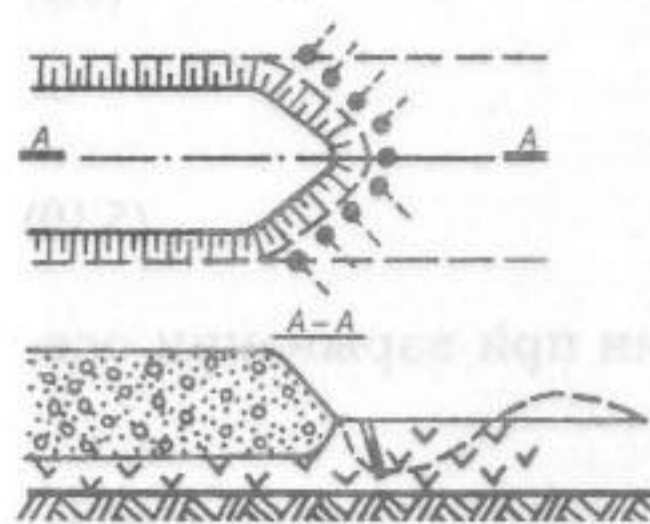


Рис. 5.5. Сооружение насыпи на болоте «лобовым» методом

При отсыпке насыпи (с помощью самосвалов и бульдозеров) «лобовым» способом применяют метод поперечных траншей. Для максимального отбрасывания торфа за пределы трассы заряды располагают елочкой (рис. 5.5).

Поперечные траншеи взрывают методом удлиненных зарядов в наклонных скважинах. Ввиду многократной переброски и отжимания торфяной массы полезная ширина их еще меньше и составляет всего  $B_n = 1,2 W_n$ .

Параметры взрывных работ рассчитывают в следующем порядке.

Глубина скважины (м):

$$L = \frac{W}{\sin \alpha}, \quad (5.7)$$

где  $\alpha$  — угол наклона скважины, обычно 45–50°.

Масса заряда:

$$Q = q_p W^3 f_n, \quad (5.8)$$

где  $q_p$  — расчетный удельный расход ВВ; в зависимости от зольности торфа составляет:

% зольности, кг/м	20	30	40	50	60	70
	0,58	0,59	0,61	0,65	0,71	0,81

$f_n$  — функция показателя действия заряда, составляющая при взрывании торфов наклонными скважинами:

$n$	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5
$f_n$	1	1,10	1,2	1,55	2,1	2,82	3,6

Длина заряда:

$$l_3 = 0,75L. \quad (5.9)$$

Диаметр заряда:

$$d = \sqrt{\frac{4Q}{\pi l_3 \Delta}}. \quad (5.10)$$

Расстояние между зарядами при взрывании осевой траншеи:

$$a_{oc} = W \sqrt[3]{f_n}. \quad (5.11)$$

Расстояние между скважинами при взрывании боковых и поперечных траншей:

$$a_{\sigma} = 0,9a_{oc}. \quad (5.12)$$

Расстояние от проектной оси до линии заложения скважин:

$$B = \sqrt{L^2 - W^2}. \quad (5.13)$$

Взрывание осевой, боковых и поперечных траншей выполняется мгновенно с помощью детонирующего шнура.

Если взрывания верхнего покрова болот (методами продольных и поперечных траншей) недостаточно для посадки тела насыпи на дно болота, в проекте предусматривается еще посадка откосов насыпи, которая выполняется путем взрывания скважинных зарядов, заложенных до дна болота у откосов насыпи.

Если в результате насыпи в траншее она не опустилась на минеральное дно и необходимо взрывание под насыпью, одновременно выполняется посадка откосов насыпи и рыхление придорожной полосы, куда выжимается торф из-под насыпи.

Взрывание под насыпью следует выполнять, когда высота насыпи более чем в 2 раза превысит мощность слоя торфа, чтобы в результате взрыва насыпь не погрузилась полностью в разжиженную массу.

**СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВИДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

**6.1. Ледокольные взрывные работы**

При производстве ледокольных работ взрывной метод применяется при толщине льда более 20 см. Для дробления льда обычно используют заряды, опускаемые под лед в воду.

Масса подводных зарядов при взрывании ледяного покрова:

$$Q = KW^3, \tag{6.1}$$

где  $K$  — расчетный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $W$  — длина ЛНС, равная расстоянию от центра заряда к верхней поверхности льда, м.

Расчетный удельный расход ВВ  $K$  (кг/м<sup>3</sup>) в зависимости от диаметра майны  $D_m$  при взрывании одиночного заряда:

$D_m/W$	1	2	2,5	3	3,5	4	5	6	7	7,5
$K$	0,1	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,9	1,1	1,4	1,5

При  $K < 0,4$  кг/м<sup>3</sup> происходит рыхление льда без его разброски и видимого образования майны. При  $K = 0,4 \div 0,6$  кг/м<sup>3</sup> образуется майна, полностью забитая крупными осколками льда. При  $K = 0,6 \div 0,9$  кг/м<sup>3</sup> образуется майна с мелко раздробленными кусками льда с ограниченным их разлетом. При  $K = 0,9 \div 1,5$  кг м<sup>3</sup> формируется майна, свободная от льда, с интенсивным разбросом кусков.

Расстояние между зарядами (м):

$$\alpha \approx 2D_m. \tag{6.2}$$

При наличии закраин и полыней расстояние между зарядами может приниматься в пределах  $(10 \div 15)W$ . Для расчленения ледяного покрова на отдельные карты заряды располагают рядами.

Взрывание подводных зарядов производится с помощью детонирующего шнура, для инициирования которого используются электродетонаторы или зажигательные трубки.

Длина зажигательной трубки должна составлять 2 м при расстоянии между зарядами до 5  $W$  и 2,5 м при большем расстоянии между зарядами.

Базовые линии наименьшего сопротивления  $W_b$  и расстояние между зарядами  $a_b$  принимаются в зависимости от толщины льда по табл. 6.1.

Таблица 6.1.

**Базовые линии наименьшего сопротивления  $W_b$ , расстояние между зарядами  $a$ , и удельный расход ВВ при взрывании льда**

Толщина льда, м	Линия наименьшего сопротивления $W_b$ , м	Базовое расстояние между зарядами $a_b$ (м) при $K$ , кг/м <sup>3</sup>				Базовый удельный расход ВВ, кг/100 м <sup>2</sup> ледяного покрова, при $K$ , кг/м <sup>3</sup>			
		0,4	0,6	0,9	1,5	0,4	0,6	0,9	1,5
0,2-0,29	1,3	6,5	9	13	19,5	2,1	1,6	1,2	0,8
0,3-0,39	1,4	7	10	14	21	2,2	1,7	1,25	0,9
0,4-0,49	1,5	7,5	11	15	22,5	2,4	1,9	1,3	1
0,5-0,59	1,6	8	12	16	24	2,6	2	1,4	1,1
0,6-0,69	1,8	8,5	13	17	25,5	2,8	2,2	1,6	1,2
0,7-0,79	1,9	9,5	14	19	28,9	3,08	2,3	1,7	1,3
0,8-0,89	2,1	10,5	15	21	31,5	3,4	2,6	1,9	1,4
0,9-0,99	2,3	11,5	17	23	34,5	3,7	2,8	2,1	1,5
1-1,09	2,5	12,5	18	25	37,5	4	3,1	2,2	1,7
1,1-1,19	2,7	13,5	19	27	40,5	4,3	3,4	2,4	1,8
1,2-1,29	2,9	14,5	20,5	29	43,5	4,6	3,5	2,6	1,9
1,3-1,39	3,1	15,5	22	31	46,5	5	3,8	2,8	2
1,4-1,5	3,3	16,5	24	33	49,5	5,3	4,1	3	2,2

Взрывание льда при ледоходе производится для защиты от повреждения мостов и плотин, судов и других объектов, для предупреждения наводнений и в некоторых других случаях. Необходимость выполнения работ, их характер и объемы определяются на основе

опыта прошлых лет и в зависимости от условий предстоящего ледохода.

К подготовительным работам приступают заблаговременно с таким расчетом, чтобы к моменту подвижки льда вся подготовка была закончена.

Подготовительные работы заключаются в колке льда вокруг защищаемых объектов, раскалывания определенных участков ледяного покрова, дроблении донного льда, разбивке льда на зимних дорогах, выколке древесины, вмёрзшей в лед, и др.

Взрывание льда у защищаемых объектов производится до вскрытия реки (профилактические подготовительные работы) и в период ледохода. В последнем случае осуществляются работы по раскалыванию плывущих льдин, для того чтобы обеспечить прохождение льда под мостом и предупредить или ликвидировать заторы льда.

Заряды опускают под лед на крепком шпагате (рис. 6.1; 6.2; 6.3), веревке или шесте (рис. 6.4), которые закрепляют на перекладине, уложенной поперек проруби. При этом необходимо учитывать возможный снос зарядов течением реки.

Взрывание зарядов должно производиться от середины реки к берегам, от крутого берега к пологому, снизу вверх (против течения реки). Образование полыньи или каналов вблизи опор, ледорезов и труб производится после их ручной околки и начинается с взрывания зарядов, не превышающих 0,3 кг. При применении зарядов в 0,3 кг и более необходимо соблюдать безопасные расстояния, исключающие повреждение охраняемых объектов.

Взрывные работы в период подвижки льда (ледохода) заключаются в равномерном разрыхлении льда, проходящего мимо защищаемых сооружений, предупреждении заторов льда и их ликвидации.

Плывущие льдины большого размера не следует подпускать к охраняемым объектам. Большие льдины надо взрывать подводными или наружными зарядами выше против течения реки на расстоянии 1—5 км от объекта (в зависимости от количества льдин, подлежащих раскалыванию, и скорости течения воды).

Для «перехвата» больших льдин на дальних подступах к объекту (1—5 км) организуются специальные

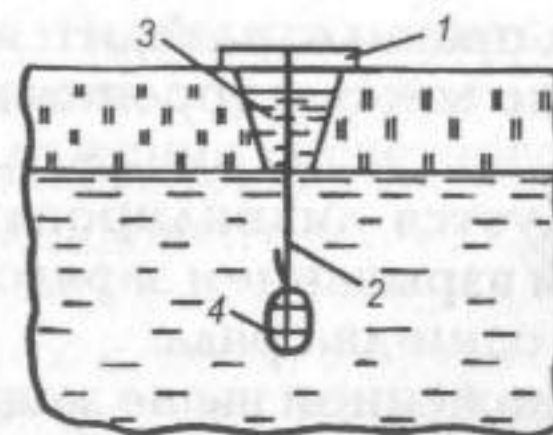


Рис. 6.1. Опускание заряда через лунку на шпагате:

- 1 — перекладина;  
2 — шпагат; 3 — лунка;  
4 — заряд.

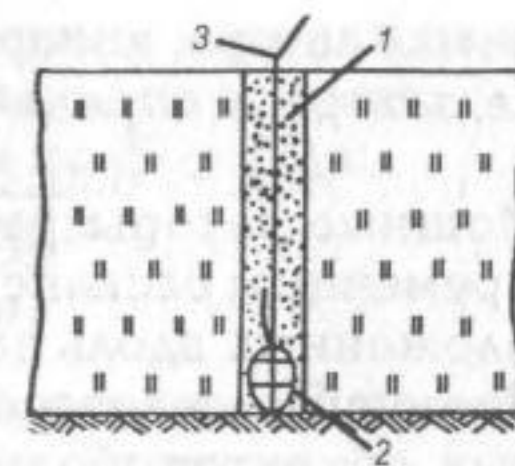


Рис. 6.2. Расположение заряда в лунке при промерзании до дна:

- 1 — забойка из снега и битого льда;  
2 — заряд; 3 — шпагат.

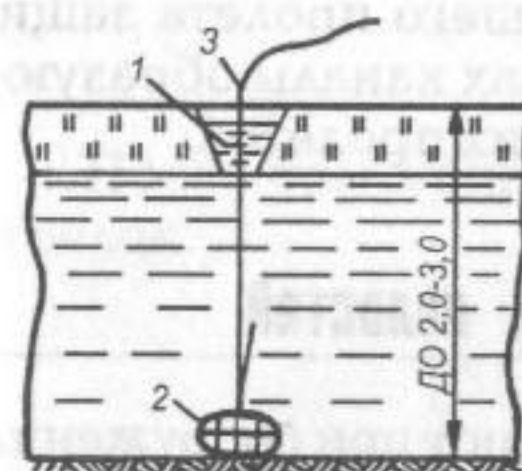


Рис. 6.3. Опускание заряда на дно при отсутствии течения:

- 1 — лунка; 2 — заряд;  
3 — шпагат.

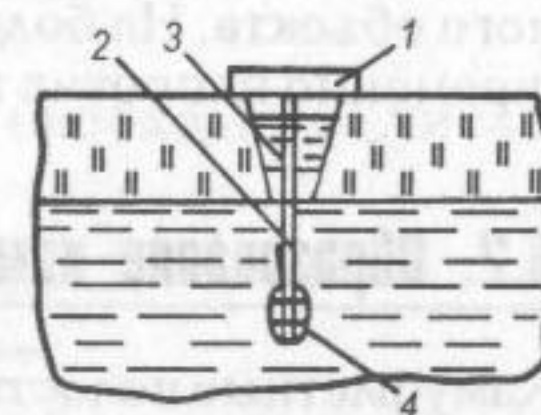


Рис. 6.4. Опускание заряда через лунку на шесте с перекладиной:

- 1 — перекладина;  
2 — шест; 3 — лунка;  
4 — заряд.

круглосуточные посты наблюдения с дежурными командами взрывников.

В период ледохода, когда лед идет сплошной массой и невозможно использовать плавучие средства для высадки взрывников на большие льдины, раскалывание их производится зарядами, бросаемыми с берега из укрытия. Вес заряда определяется на месте в зависимости от прочности, толщины и поперечного размера льдин.

При глубине реки не более 3 м плывущие льдины можно раскалывать бросанием зарядов на дно реки с таким расчетом, чтобы центр льдины оказался над зарядом в момент его взрыва.

Заторы, образовавшиеся выше защищаемых объектов, ликвидируются зарядами ВВ, располагаемы-

ми в замке затора, который, как правило, находится в голове затора и определяется по местам торшения льда.

Мощные заторы рекомендуется ликвидировать одновременным бескапсюльным взрыванием зарядов, расположенных вдоль затора в один-два ряда.

Имеющиеся в заторе, расположенном выше защищаемых объектов, большие льдины, которые могут нанести повреждения объектам, раскалывают взрывами до ликвидации затора.

Ликвидация заторов у защищаемых объектов осуществляется путем взрывания зарядов, расположенных в один ряд вдоль затора, и образования в результате взрыва канала напротив наибольшего пролета защищаемого объекта. На больших реках каналы образуют одновременно напротив нескольких пролетов.

## 6.2. Образование камуфлетных полостей

Камуфлетные полости применяют при сооружении свай с уширенной пятой (камуфлетные сваи) — при строительстве подземных емкостей для хранения некоторых жидкостей и газов, при сооружении ям под столбы и опоры.

Сущность работы по образованию камуфлетных полостей заключается в том, что в скважине или шпуре размещают и взрывают заряд ВВ. При этом в массиве образуется камуфлетная полость. Образование полостей в пластичных породах (глинах, суглинках).

Для выполнения работ необходимо опытным взрывом уточнить принятый показатель простреливаемости пород, в которых предполагается выполнить взрывы. Если выше пласта, в котором намечено образовать полости, расположены сыпучие или плавучие породы, бурение скважин следует вести с полной обсадкой во избежание прорыва неустойчивых грунтов в созданную взрывом полость.

Величину заряда (кг) рассчитывают по формуле:

$$Q = \frac{V_n}{P_{np}}, \quad (6.3)$$

222 где  $P_{np}$  — проектный объем полости,  $\text{дм}^3$ .

Чтобы исключить образование воронки на поверхности, определяют минимально допустимую глубину заложения расчетного заряда по формуле:

$$W_{\min} \geq 2,3 \sqrt{\frac{Q}{q_p}}, \quad (6.4)$$

где  $q_p$  — расчетный удельный расход ВВ на единицу объема нормальной воронки.

Если принятая глубина заложения заряда меньше минимально допустимой величины, т.е.  $W_{np} < W_{\min}$ , применяют последовательную прострелку, для чего определяют допустимую величину заряда:

$$Q_{\text{дон}} \leq \frac{q W_{\min}^3}{8}. \quad (6.5)$$

После этого определяют необходимое число прострелок:

$$N_{np} = \frac{Q}{Q_{\text{дон}}}, \quad (6.6)$$

округляя полученное число до большего целого числа.

При первой прострелке заряд может быть насыпным или вводиться в скважину в виде патрона-боевика. В случае многократной прострелки каждый последующий заряд готовится в виде одного патрона-боевика. При последовательной прострелке интервал между взрывами должен быть не менее 15 мин для ВВ II группы и 30 мин для ВВ других групп.

Для предохранения от повреждений ствола скважины необходимо применять забойку из сухого песка или воды. Высота забойки над зарядом должна быть не менее удвоенной длины заряда.

При образовании камуфлетных полостей под сваи величину заряда рассчитывают по формуле:

$$Q = \frac{R^3}{0,24 P_{np}}, \quad (6.7)$$

где  $R$  — проектный радиус уширенной пяты сваи или радиус котла,  $\text{дм}$ .

При образовании камуфлетных полостей под установку свай диаметр скважин должен на 30 — 50 мм превышать диаметр бетонной сваи. Прострелку произво-

дят сосредоточенными зарядами в виде патронов-боевиков. Взрывание — только электрическое.

При составлении проекта необходимо предусматривать установку свай, начиная с бурения скважины. При строительстве ям под столбы и опоры по оси будущей ямы бурят скважину, в ней взрывают удлиненный заряд, расширяя скважину до требуемого диаметра. Диаметр получаемой ямы пропорционален диаметру заряда. Поэтому диаметр заряда определяется по формуле:

$$d_3 = \sqrt{\frac{D_n^2}{\Pi_{np} \rho}}, \quad (6.9)$$

где  $D_n$  — проектный диаметр полости (ямы), дм;  
 $\rho$  — плотность ВВ в заряде, кг/дм<sup>3</sup>.

При использовании стандартных патронов диаметром 32 мм два патрона соответствуют расчетному диаметру заряда 45 мм, три патрона — 55 мм, четыре — 64 мм, пять патронов — 71 мм. Если расчетный диаметр меньше 32 мм, предусматривается рассредоточение заряда таким образом, чтобы масса 1 м рассредоточенного заряда соответствовала рассчитанному диаметру (рис. 6.5).

Диаметр скважины применяют в 1,5 раза большим рассчитанного диаметра, т.е.  $1,5 d_3$ . Глубина скважины должна на 10 % превышать проектную глубину выемки. В летний период принимают  $l_{заб} = 20 d_3$ , а длину заряда  $l_3 = 20 d$ . Зимой, при наличии мерзлоты, когда необходимо разрушить мерзлый слой, длину заряда принимают равной длине скважины, т.е.  $l_3 = L$ .

Массу заряда (кг) определяют по формуле:

$$Q = 0,785 d_3^2 l_3 \rho. \quad (6.10)$$

На трассе, по которой расположены ямы, возможны изменения свойств грунта. Поэтому в проекте следует предусматривать плотность грунта.

На рис. 6.6 показана технологическая схема сооружения подземного резервуара взрывом.

В породах проходят шурф или скважину. Для защиты от водоносных горизонтов шурф или скважину

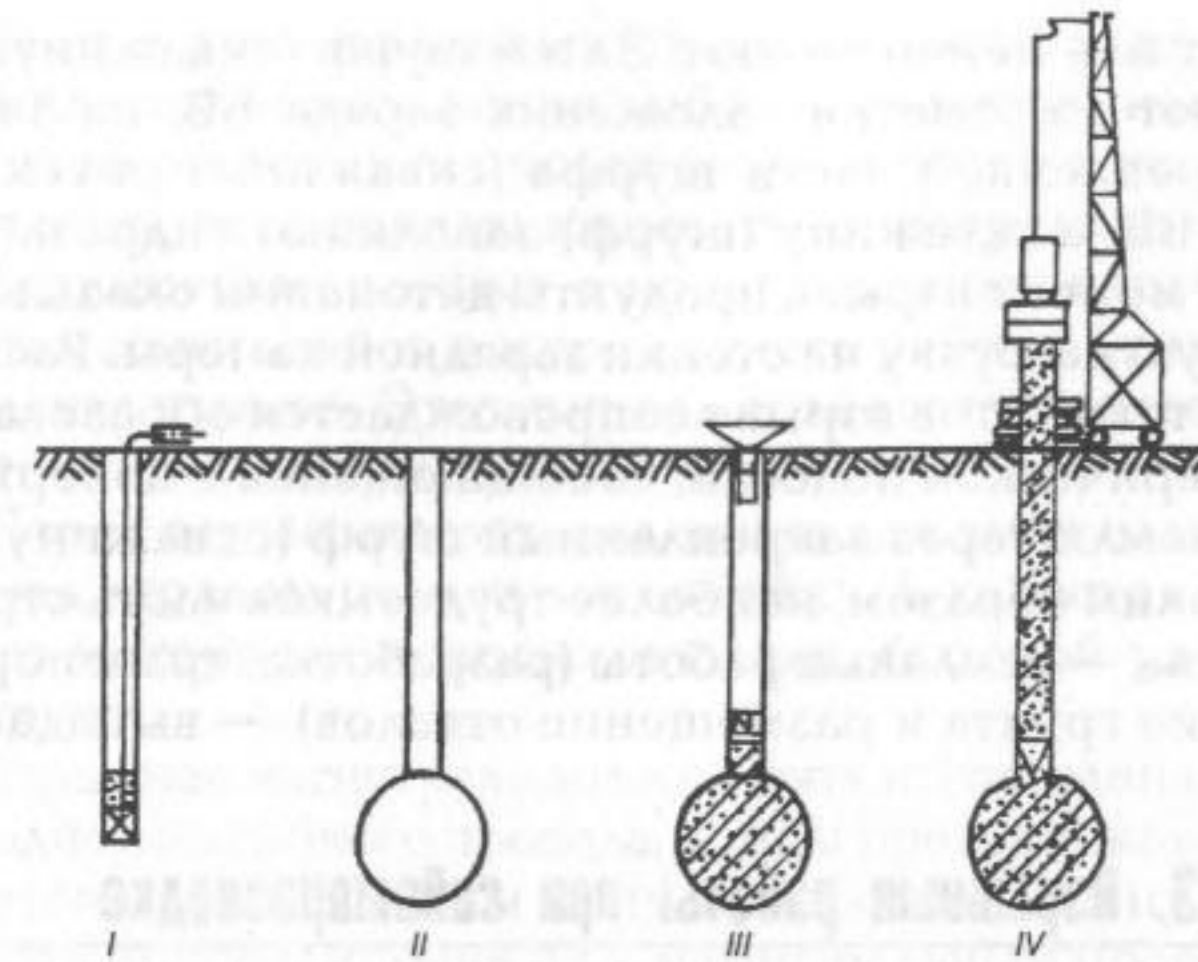


Рис. 6.5. Технологическая схема работ по сооружению камуфлетных свай:

I — бурение скважины и зарядание для прострелки;  
 II — простреливание; III — заполнение котла бетоном;  
 IV — вибропогружение свай в бетон.

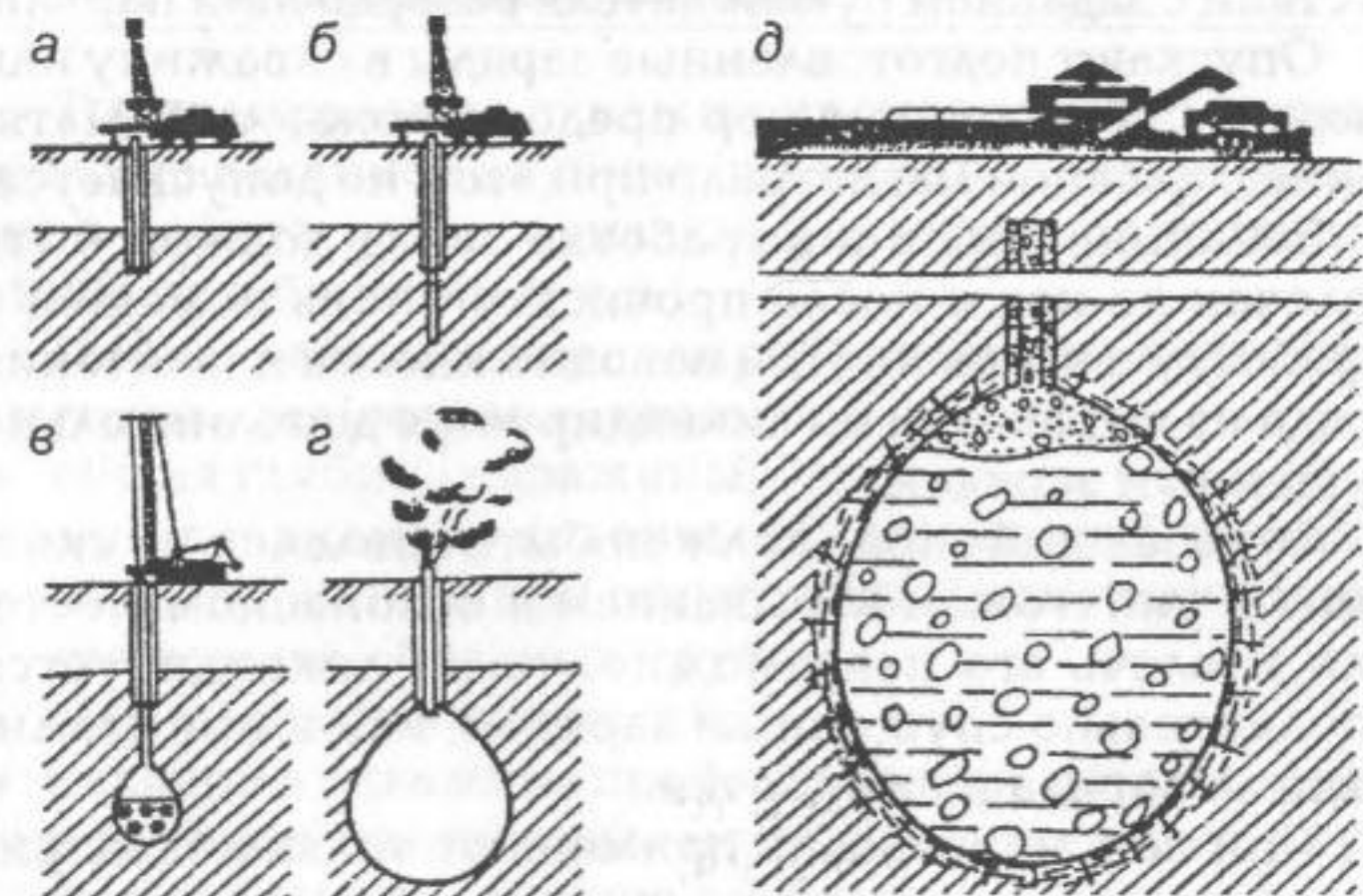


Рис. 6.6. Технологическая схема сооружения подземного резервуара камуфлетным взрывом через скважину:

а и б — бурение скважины соответственно начальным и конечным диаметром;  
 в — образование прострелочного котла; г — основной взрыв;  
 д — подземный резервуар, заполненный токсичными веществами.

крепят или цементируют. Затем шурф (скважину) углубляют до отметки заложения заряда ВВ, на забой незакрепленной части шурфа (скважины) опускают заряд ВВ, а скважину (шурф) заполняют гидрозабойкой. В момент взрыва продукты детонации оказывают ударную нагрузку на стенки зарядной камеры. Расширение продуктов взрыва сопровождается образованием сферической полости, сообщающейся с поверхностью земли через закрепленный шурф (скважину).

Таким образом, наиболее трудоемкая часть строительства — земляные работы (разработка, транспортирование грунта и размещение отвалов) — выпадает.

### 6.3. Взрывные работы при сейсморазведке

Для сейсморазведки применяют взрывы зарядов, подвешиваемых в воздухе либо помещенных в грунт или в воду. Условия взрывания, величина зарядов и их форма, глубина заложения и последовательность взрывания определяются проектом, составленным в соответствии с заданием руководителя разведочной партии.

Опускают подготовленные заряды в скважину или в воду с соблюдением мер предосторожности. Натяжение взрывной магистрали при этом не допускается.

Заклинившийся в выработке заряд должен быть извлечен из нее и после прочистки вновь помещен в выработку и взорван. При невозможности извлечения заряда из выработки он ликвидируется дополнительно спущенным зарядом.

Отказавший заряд должен быть извлечен из скважины и уничтожен взрыванием в безопасном месте. Если извлечь его невозможно, то он ликвидируется дополнительно спущенным зарядом, как и при заклинивании заряда в выработке.

При сейсморазведке применяют только электрический способ взрывания.

В зависимости от заданной величины и глубины заложения заряда должен быть определен характер действия взрыва и установлены радиусы опасных зон (по разлету осколков, сейсмике и т.п.), местонахождение взрывной станции, людей, блиндажа для укрытия.

Если в установленных опасных зонах находятся люди или оказались какие-либо сооружения или здания, то до решения вопросов безопасности в установленном порядке заряды взрывать не разрешается.

Технические данные о произведенных взрывных работах записывают в журнал учета работ в день производства взрыва. Этот журнал является техническим отчетом о выполненных работах.

Перед взрыванием зарядов в скважинах или шурфах над зарядом помещают забойку. В качестве забойного материала используют воду, буровой раствор или грунт.

Взрывная магистраль должна быть изготовлена двухпроводной из гибкого провода, концы проводников электродетонаторов должны быть накоротко замкнуты до момента присоединения их к магистральным проводам.

Провода от приборов, служащих для разведки, должны иметь наружное отличие от проводов электровзрывной сети (например, разную окраску).

### 6.4. Торпедирование скважин

Торпедирование скважин производится взрывом заряда на заданной глубине скважины с целью увеличения дебита воды, очистки фильтров, ликвидации аварий при бурении и т.п.

Перед каждым торпедированием должны быть получены следующие данные:

- общая глубина скважины;
- длина и диаметр колонны обсадных труб или диаметр скважины при отсутствии в намеченном месте взрыва обсадных труб;
- высота уровня жидкости;
- наличие в скважине пробок, обвалов, повреждений в трубах и т.п., которые могут препятствовать спуску торпеды на нужную глубину;
- наличие на дне скважины грязи или глинистого осадка.

Указанные данные наносятся графически на продольный разрез по оси скважины.

Величина заряда торпеды (рис. 6.7) зависит от ее внутреннего диаметра, длины, участка скважины, под-

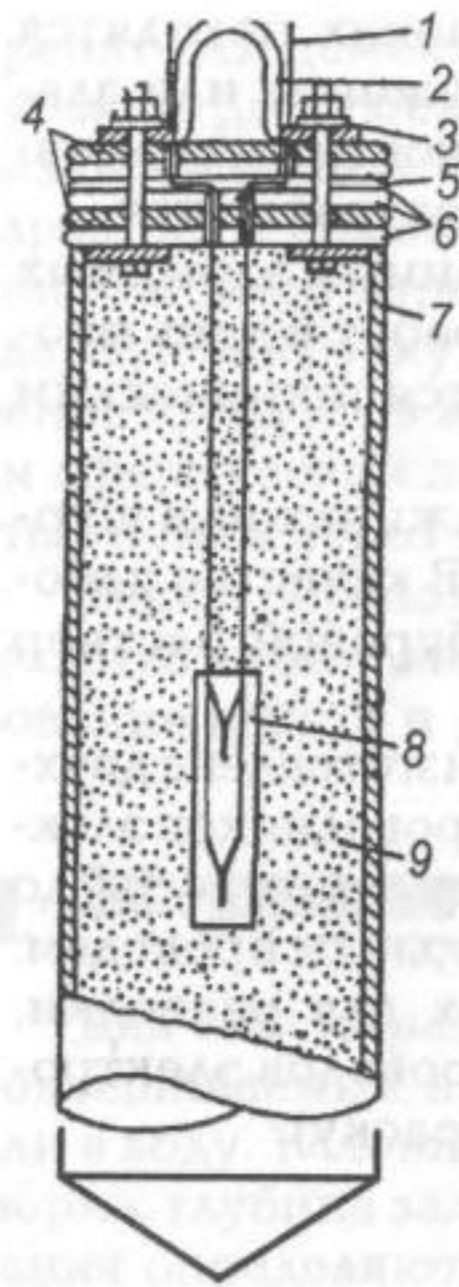


Рис. 6.7. Торпеда:

- 1 — провод;
- 2 — металлическая скоба;
- 3 — свинцовая шайба;
- 4 — фланец;
- 5 — гудрон;
- 6 — резиновые прокладки;
- 7 — корпус;
- 8 — боевик;
- 9 — взрывчатое вещество.

лежащего торпедированию, и определяется по формуле:

$$Q = \frac{\pi d^2}{4} \Delta \ell, \quad (6.11)$$

где  $d$  — внутренний диаметр торпеды, дм.  
 $\Delta$  — плотность заряжания, кг/дм.  
 $\ell$  — длина заряда в торпед, дм.

При дроблении оставшихся в скважине долот и других металлических предметов в зависимости от их прочности и размера вес заряда практически принимается (в кг):

Для долот диаметром:

400 мм ..... 25 — 30

300 мм ..... 22 — 25

Для клиньев ..... 12 — 15

Для дисков и плашек ..... 4 — 8

При разрушении обсадных труб вес заряда в зависимости от диаметра труб составляет:

Диаметр труб, мм	100	125	150	200	250	300	400
Вес заряда, кг	6	9	13	16	18	22	30

Выбор материала для изготовления оболочки торпеды и расчет толщины ее стенок производится с учетом возможного давления столба воды в скважине, которое определяется по формуле:

$$P = H / 10, \quad (6.12)$$

где  $P$  — давление столба воды в скважине, атм;  
 $H$  — максимальная высота воды над торпедой, м.

Наружный диаметр оболочки торпеды определяется с учетом ее свободного прохождения и должен быть на 25 мм меньше диаметра скважины, при торпедировании бурильных, насосно-компрессорных и обсадных труб — на 10 мм. В последнем случае при необходимости увеличения веса заряда допускается уменьшение зазора до 6 мм.

Полный вес торпеды должен не менее чем в 1,5 раза превышать вес вытесненной ею жидкости. При меньшем весе в нижнюю часть торпеды для ее утяжеления вводится дополнительный груз.

Необходимую толщину цилиндрической оболочки торпеды определяют по формуле:

$$\delta = pD / 2\vartheta, \quad (6.13)$$

где  $p$  — давление жидкости в скважине, кг/см;  
 $D$  — внутренний диаметр торпеды, см;  
 $\vartheta$  — допускаемое напряжение на сжатие материала цилиндрической оболочки торпеды, принимаемое для стали 1000 кгс/см.

При изготовлении торпеды с плоскими основаниями толщину основания определяют по формуле:

$$\delta = \frac{D}{4} \sqrt{\frac{3p}{\vartheta}}. \quad (6.14)$$

Чтобы не происходило намокание заряда ВВ, конструкция оболочки торпеды должна обеспечивать полную ее герметичность при статистическом давлении на заданной глубине торпедирования.

Для проверки герметичности необходимо заполнить торпеду сухим песком и опустить в то место скважины, где намечается взрыв. В таком состоянии торпеда должна пробыть в скважине не менее 1 ч. Это позволит определить герметичность оболочки и проходимость ее по скважине.

Боевик в торпедо располагают в верхней части заряда и вводят в торпеду с особой осторожностью, без сильного давления, нажима и толчков.

В удлиненных торпедах (у которых длина превышает 10 диаметров) допускается установка второго боевика в средней части.

Провода, выводимые из торпеды, должны быть без сростков, многожильные, медные, сечением не менее 0,75 мм, с резиновой или полихлорвиниловой оболочкой.

Резьба стяжных болтов и гаек по окончании всех операций по снаряжению торпеды должна быть тщательно очищена и только после этого можно плотно закрыть торпеду, оберегая проводники от повреждения.

Для полной герметизации ВВ поверх заряда накладывают слой смолы, вара или другого водонепроницаемого вещества, причем этот слой отделяют от заряда ВВ пергаментной бумагой.

Место вывода проводов электродетонаторов должно тщательно изолироваться.

Скважина к моменту опускания снаряженной торпеды должна быть соответствующим образом подготовлена, для чего необходимо:

- удалить из нее фильтр, если он был в ней установлен, и эрлифтные трубы;
- убедиться в отсутствии обвалов в скважине;
- прочистить и промыть скважину;
- освободить обсадные трубы и поднять их на высоту, гарантирующую от возможного повреждения при взрыве. Если последнее невозможно, то для защиты обсадных труб ограничивают вес взрываемых торпед, устраивают воздушные завесы, предохранительные пробки из твердых насыпных материалов или цемента.

Для снаряжения торпед следует применять плотные, наиболее мощные ВВ.

Для инициирования в зависимости от условий применяют как обычные, так и специальные электродетонаторы.

Снаряженная торпеда должна опускаться лебедкой в скважину равномерно, без толчков. Для спуска могут применяться металлические штанги, испытанные и достаточно вытянутые стальные тросы или пеньковые канаты.

На тросах и канатах, применяемых для опускания торпед, должна быть нанесена отметка, соответствующая нужной глубине погружения торпеды в скважину, показывающая предел их разматывания.

В случае взрывания торпеды не на дне скважины, а на определенной глубине, при опускании торпеды необходимо учитывать растяжение каната.

Электропровода от торпеды не должны привязываться к канату (тросу, штанге), на котором она опускается в скважину.

Торпеды должны опускаться в скважину в присутствии лица, ответственного за бурение или эксплуатацию скважины.

Если торпедирование используется для разрушения мощного пласта, то производится несколько последовательных взрывов, начиная снизу скважины.

При резком уменьшении дебита артезианских и водопонижающих скважин из-за закупорки фильтров (со стальными или латунными сетками) песчано-глинистыми отложениями, зарастания отверстий, коррозии и т.п. очистку фильтров следует производить путем взрыва специальных торпед из детонирующего шнура (ТДШ).

Длина ТДШ определяется длиной фильтра, требующего очистки, а мощность ее обычно не превышает двух нитей ДШ при стальных сетках и одной нити при латунных сетках.

При использовании ТДШ на глубинах до 50 м можно применять детонирующий шнур марки ДШ-А, а при глубине торпедирования более 50 м — детонирующий шнур марки ДШ-В в полихлорвиниловой оболочке.

В тех случаях, когда раздутие труб при их обрыве может воспрепятствовать демонтажу колонны, целесообразно применение специальных кумулятивных зарядов (рис. 6.9).

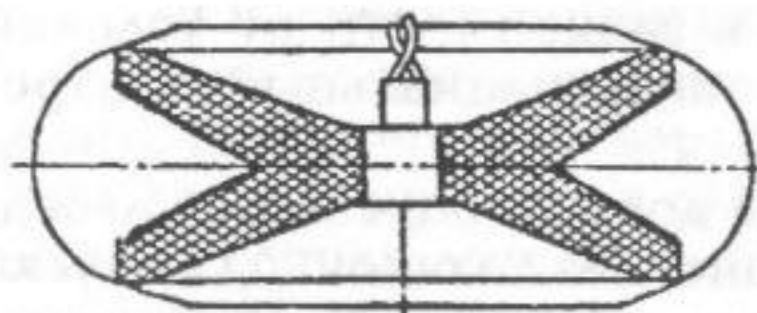


Рис. 6.9. Кумулятивный труборез

### 6.5. Перебивание металла и металлических конструкций

Взрывной способ перебивания металлических изделий применяют для разделки крупных металлических конструкций на более мелкие части, удобные для перемещения, и т.п.

Перебивание металла и металлических конструкций разрешается производить на особых площадках, в специально устроенных бронях или на полигонах, а также на месте их первоначального нахождения.

Для перебивания металла и металлических конструкций применяют методы наружных и шпуровых зарядов. Эти работы целесообразно производить с применением ВВ, обладающих большой мощностью и повышенной плотностью.

Наружные заряды применяют при перебивании фасонных или составных конструкций, металлических листов и плит толщиной не более 15 см.

При использовании наружных зарядов их масса:

$$Q = K_s S, \quad (6.15)$$

где  $K_s$  — расчетный удельный расход ВВ, г/см<sup>2</sup>;

$S$  — площадь поперечного сечения перебиваемого предмета, см<sup>2</sup>.

#### Значения $K_s$ для различных материалов

Хрупкая, каленая сталь.....	18 – 20
Вязкая сталь.....	22 – 25
Серый чугун.....	12 – 14
Белый чугун.....	15 – 17

При резке металлических листов толщиной более 20 см масса заряда:

$$Q = 10hS, \quad (6.16)$$

где  $h$  — толщина листа, см.

В случае резки нескольких листов (полос) за  $h$  принимают их общую толщину с учетом заклепок.

Масса кольцевого заряда для резки (перебивания) стержней круглого сечения:

$$Q = 10D^3, \quad (6.17)$$

где  $D$  — диаметр стержня, см.

Вычисленный по формуле заряд должен иметь высоту не менее 2,5 диаметра стержня.

При перебивании фасонных и составных конструкций вес заряда определяют для каждой составной части отдельно.

Заряд из порошкообразного ВВ должен быть помещен в оболочку из бумаги или материи и расположен по линии реза.

В качестве ВВ для разделки металла в воде рекомендуется применять шашки прессованного тротила или других мощных водостойчивых ВВ.

При разделке фасонных частей конструкций каждый заряд плотно прижимают к ним деревянной пластинкой и вместе с ней привязывают шпагатом к взрываваемой части конструкции.

Для резки корпуса судна и других конструкций из листовой стали вяжут фигурные заряды из шашек, располагаемых вдоль имеющих швов (заклепок или сварных швов). Практически при толщине стали менее 4 см на 1 см поперечного сечения реза расходуются 25 г тротила, при толщине стали более 4 см — 50 г. При перебивании листов брони вес ВВ удваивают.

Стальные стержни, блоки, тросы и т.п. перебивают двумя смещенными зарядами, располагаемыми с двух сторон перебиваемого предмета. Вес каждого из зарядов принимают из расчета 50 г на 1 см сечения при толщине до 4 см и 100 г — при толщине более 4 см. Взрывание зарядов мгновенное.

Якорные цепи перебивают одним зарядом, располагаемым на звене цепи.

Несколько наружных зарядов при перебивании фасонных конструкций взрывают мгновенно при помощи детонирующего шнура или электродетонаторов.

Наружные заряды должны быть по возможности прикрыты со всех сторон слоем земли, песка или глины.

Шпуровые заряды используют для перебивания конструкций толщиной более 15 см. Диаметр шпуров должен составлять 30–45 см. Глубина шпуров может изменяться от 1/2 до 2/3 толщины конструкции. При перебивании стальных конструкций глубина шпуров может приниматься равной 3/4 толщины конструкции.

Длина заряда составляет 0,7 глубины шпура. Расстояние между шпурами может изменяться в пределах 1–1,5 глубины шпуров, но должно быть не более 40 см.

ВВ закладывают на 0,7 глубины шпура, а оставшуюся часть шпура забивают сухим песком или глиной.

Предельное количество ВВ, взрываемого одновременно в бронях, устанавливается экспериментально.

Вес крышки для брони и ее конструкция должны исключать возможность сдвига или разрушения крышки при взрывах. Перед вводом в эксплуатацию брони, а также после ремонта или замены хотя бы части броневых плит крышки или стен брони должна быть испытана на прочность путем троекратного взрыва зарядов удвоенной величины.

Стены ямы и перекрытия предпочтительно устраивать из стальных плит толщиной 15–20 см, но они могут быть также деревянными или бетонными.

**Примечание.** Обычно деревянные стены ямы выполняют в виде двух срубов из бревен диаметров 15–20 см. Пространство между срубами шириной не менее 0,7 м заполняют песком или землей. Стены обшивают с внутренней стороны броней из котельного железа толщиной 10 мм. Срубы перекрывают щитами из бревен диаметром 15–20 см и обшивают снизу котельным железом толщиной 10 мм.

Бронеяма может освещаться наружными прожекторами, рудничными аккумуляторными или предохранительными бензиновыми лампами, а также электрическими лампами при напряжении не выше 12 В. Перед началом заряжания электрическое освещение должно быть убрано из ямы, а дальнейшая работа должна производиться с использованием других указанных выше источников освещения.

Яма должна быть оборудована вентилятором, помещаемым вместе с пусковым приспособлением в специальную пристройку возле ямы.

Для обрыва ствола обсадных труб в скважинах используют кумулятивные герметичные труборезы ТКГ, техническая характеристика которых приведена в табл. 6.2. Зазор между корпусом ТКГ и стенкой трубы должен составлять не более 7,5 мм.

Разрушение долот, шарошек, переходников, находящихся в скважине, производится с помощью кумулятивных торпед осевого действия ТКО.

Таблица 6.2.

**Техническая характеристика труборезов ТКГ**

Показатель	Труборезы				
	ТКГ-45-500	ТКГ-55-500	ТКГ-85-500	ТКГ-110-500	ТКГ-135-500
Наружный диаметр, мм	45	55	85	110	135
Масса ВВ, кг	0,033	0,052	0,195	0,275	0,355
Максимально допустимая температура, °С	150	150	100	100	100
Условный диаметр перерезаемой трубы, мм	60	73	114	146	168
Перерезаемая труба	Насосно-компрессорная	Насосно-компрессорная	Обсадная	Обсадная	Обсадная

**Примечание.** Максимально допустимое гидростатическое давление труборезов 50 мПа.

## 7.1. Валка деревьев, корчевка пней

При валке деревьев взрывным способом применяют заряды, расположенные в подкопах, шпурах, или наружные заряды, плотно прикладываемые к взрываемому дереву. Существует два способа валки деревьев:

- с оставлением пня на месте;
- вместе с корнем.

Величина наружного заряда для перебивания ствола деревьев определяется по формуле:

$$Q = KD^2, \quad (7.1)$$

где  $K$  — удельный расход ВВ, г/см<sup>2</sup>; принимается для твердых и вязких пород (дуб, бук и т.п.) 1,25–1,5 г/см<sup>2</sup>, для остальных пород 1 г/см<sup>2</sup>;

$D$  — диаметр дерева, см.

Наружный заряд изготавливают в виде пакета плоской формы толщиной не менее 2–2,5 см и шпагатом плотно привязывают к предварительно затесанному стволу дерева.

При перебивании древесных стволов шпуровыми зарядами шпуры выбуривают механическими сверлами. Масса заряда в шпурах определяется по формуле:

$$Q = 0,2D^2. \quad (7.2)$$

При валке дерева вместе с корнем заряд ВВ помещают в подкопку (рис 7.1).

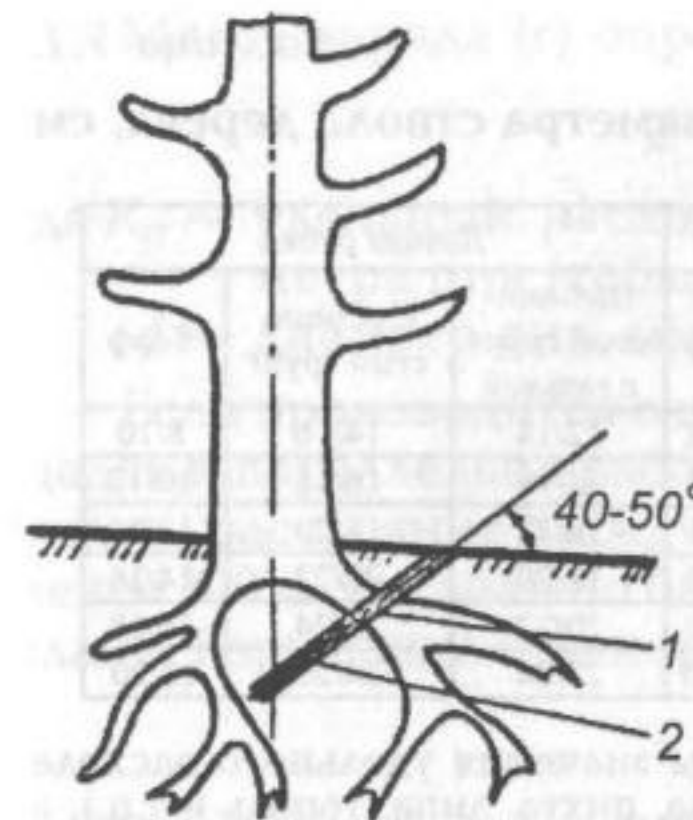


Рис.7.1. Взрывной способ валки деревьев вместе с корнем с помощью подкопки:  
1 — шпур; 2 — заряд ВВ

Диаметр подкопки зависит от диаметра ствола дерева. Подкопку деревьев с диаметром стволов до 30 см производят буровыми механизмами с диаметром бура 80 мм. При валке деревьев с диаметром стволов более 30 см диаметр бурового инструмента может достигать 150 мм. Масса заряда при этом рассчитывается по формуле (7.3):

$$Q = K_d D,$$

где  $K_d$  — удельный расход ВВ на 1 см диаметра ствола дерева;

$D$  — диаметр ствола дерева, см.

Удельный расход ВВ на 1 см диаметра ствола дерева можно ориентировочно определить по табл. 7.1.

Определенный таким образом удельный расход ВВ уточняется опытным путем.

Следует отметить, что при валке деревьев с диаметром стволов более 1 м применяются две и более подкопки, выбуренные с противоположных сторон ствола. Заряды в этих подкопках взрываются одновременно детонирующим шнуром или электродетонаторами. При этом деревья падают в ту сторону, в которой помещен заряд ВВ.

Таблица 7.1.

Удельный расход ВВ на 1 см диаметра ствола дерева, см

Диаметр ствола, см	Свежая рубка (до 5 лет)			Давняя рубка		
	Щебнистый грунт с галькой	Суглинистый грунт	Торф	Щебнистый грунт с галькой	Суглинистый грунт	Торф
20–25	16/18	18/22	10/12	12/14	14/16	8/10
30–35	18/20	20/24	12/14	14/16	16/18	10/12
40–45	20/22	22/26	14/16	16/18	18/20	12/14
50–55	22/24	24/28	16/18	18/20	20/22	14/16
60–65	24/26	26/30	18/20	20/22	22/24	16/18
70–80	26/28	28/32	20/22	22/24	24/26	18/20

**Примечание.** В числителе приведены значения удельного расхода ВВ для мягких пород (сосна, ель, ольха, пихта, липа, тополь и т.п.), в знаменателе — для твердых (береза, бук, вяз, дуб, клен, ясень и т.п.)

На корчевку пней составляют паспорт буровзрывных работ. В нем даются схемы расположения и величины зарядов. Если корчевка ведется вблизи зданий и сооружений, на нее составляется проект.

Величина зарядов и глубина бурения зависят от породы дерева, давности рубки и толщины пня. Расположение заряда: при стелющейся системе корней (ель, ольха и др.) — под центром пня (рис. 7.2. а) при редькообразном корне (сосна, береза, дуб и др.) — у центра пня (рис. 7.2. б).

Для очистки площадей глубину подкопки принимают равной 1,5 диаметра пня при корчевке пней, 2 диаметрам — при заготовке древесины пней. При корчевке пней в каменистом грунте глубина подкопки может быть уменьшена на 15–20 %, в песке глубину подкопки увеличивают на 15–20 %. Если диаметр пня превышает 1 м, делают две подкопки или одну подкопку с прострелкой для образования котла и размещения сосредоточенного заряда.

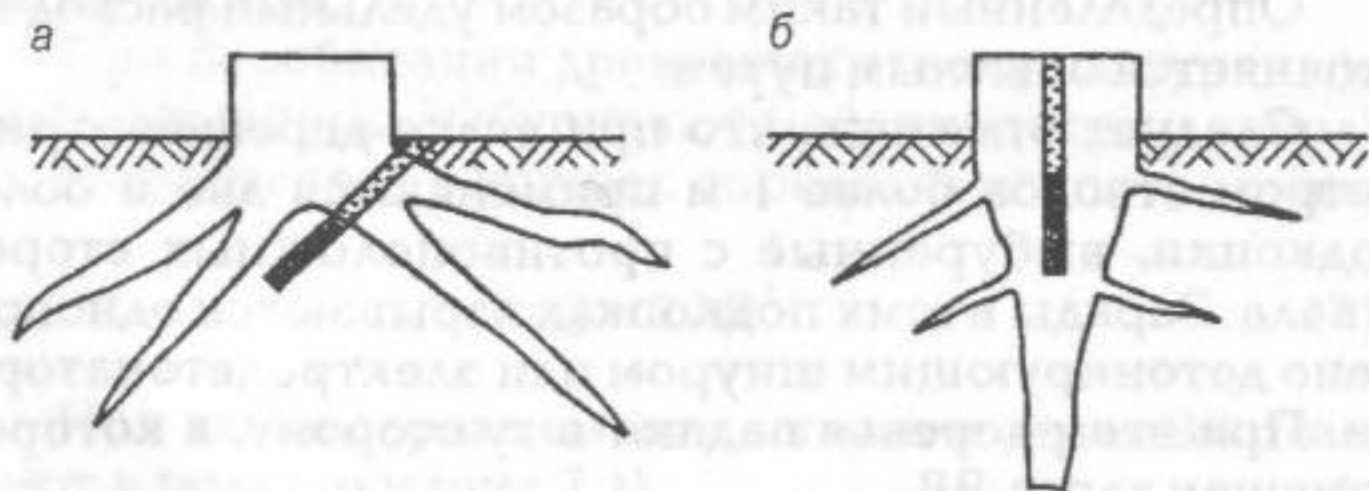


Рис. 7.2. Схема взрывной корчевки пней

Массу заряда (г) определяют по формуле:

$$Q = K_n d, \quad (7.4)$$

где  $K_n$  — удельный расход ВВ в граммах на 1 см диаметра пня (табл. 7.2);

$d$  — диаметр пня, мм.

Если производится очистка от пней на больших площадях и параллельно работает несколько бригад взрывников, расстояние между ними должно составлять не менее 300 м, что должно быть показано на ситуационном плане. Взрывание при корчевке пней огневое.

Таблица 7.2.

Удельный расход ВВ на 1 см диаметра пня, г.

Диаметр пня, см	Свежая рубка (до 5 лет)			Давняя рубка		
	Щебнистый грунт с галькой	Суглинистый грунт	Торф	Щебнистый грунт с галькой	Суглинистый грунт	Торф
Мягкие породы: сосна, ольха, осина, пихта, липа, тополь и др.						
20–25	16	18	10	12	14	8
30–35	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
70–80	26	28	20	22	24	18
Твердые породы: береза, бук, вяз, дуб, клен, ясень и др.						
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
70–80	28	32	22	24	26	20

**Примечание.** Значение удельного расхода ВВ следует уточнять опытным путем.

При корчевке пней диаметром более 1 м и при наличии мощных стержневых корней заряды располагают в двух подкопках, выбуренных с противоположных сторон пня. Такие заряды следует взрывать одновременно детонирующим шнуром или электродетонаторами. Взрывание может производиться при одной подкопке, но с предварительным простреливанием. При корчевке пней, расположенных на косогоре, заряд (подкопа) должен располагаться с нагорной стороны.

При корчевке пней вблизи зданий и сооружений подкопку ведут со стороны зданий. Величина заряда в этом случае должна быть уменьшена на 1/3 против расчетной.

Таблица 7.3.

Расчетная масса заряда ВВ (кг/пень)

Грунты	Диаметр пня, см	Глубина подкопов, см	Мягкие породы		Твердые породы	
			Свежая рубка	Давняя рубка	Свежая рубка	Давняя рубка
Суглинки, глины, супеси	20-29	30	0,36	0,28	0,45	0,32
	30-39	45	0,6	0,48	0,7	0,48
	40-49	60	0,9	0,7	1	0,8
	50-59	75	1,2	1	1,4	1,1
	60-69	90	1,5	1,3	1,8	1,4
	70-80	110	2	1,7	2,3	1,8
Щебенистые с галькой	20-29	30	0,32	0,24	0,36	0,28
	30-39	45	0,54	0,42	0,6	0,45
	40-49	60	0,8	0,64	0,9	0,7
	50-59	75	1	0,9	1,2	1
	60-69	90	1,3	1,2	1,5	1,3
	70-80	110	1,8	1,6	2	1,7
Торфы	20-29	30	0,2	0,16	0,24	0,2
	30-39	45	0,36	0,3	0,42	0,36
	40-49	60	0,55	0,48	0,6	0,56
	50-59	75	0,8	0,7	0,9	0,8
	60-69	90	1,1	1	1,2	1,1
	70-80	110	1,4	1,3	1,6	1,4

Если пни расположены близко один к другому и корни их тесно переплетаются, все заряды под пнями взрывают одновременно.

При размещении зарядов в шпурах, пробуренных непосредственно в древесине пней, величину зарядов определяют из расчета 7,5–10 г аммонита на 1 см диаметра пня.

Шпуры высверливают по оси пня вертикально или наклонно. В том и другом случаях дно шпура должно совпадать с осью пня, а глубина шпура должна быть равна двум диаметрам пня.

## 7.2. Взрывные работы при тушении лесных пожаров

Взрывные работы с целью тушения пожаров производятся в случаях, когда обычные средства пожаротушения называются неэффективными. Обычно это имеет место при тушении лесных пожаров.

Для создания заградительных полос при локализации лесных пожаров используются специальные шланговые заряды аммонита ПЖВ – 20 диаметром 36 – 38 мм и длиной 10 м в бухтах, уложенных в мешки. Располагаются такие заряды на поверхности земли. Время нахождения шланговых зарядов в воде не более 1 часа.

## Часть 3

### РАСЧЕТЫ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ

## Глава I

# КОЛЕБАНИЯ И ВОЛНЫ В ГОРНОМ МАССИВЕ

## 1.1. КОЛЕБАНИЯ

### Основные понятия

Механическим колебанием называют периодически повторяющееся движение материальной точки (тела) по какой-либо траектории, которую эта точка проходит поочередно в противоположных направлениях. Для возникновения колебаний необходимы условия:

1. Наличие у материальной точки (тела) избыточной энергии (кинетической или потенциальной) по сравнению с ее энергией в положении устойчивого равновесия.
2. Действие на материальную точку (тело) возвращающей силы.
3. Избыточная энергия, полученная материальной точкой (телом) при смещении из положения устойчивого равновесия, не должна полностью расходоваться на преодоление сопротивления при возвращении в это положение.

Колебания, которые совершает материальная точка (тело) под действием только одной возвращающей силы, называются **собственными колебаниями** точки (тела).

Колебания материальной точки (тела), которые происходят при действии на нее (тело) возвращающей силы и силы сопротивления среды, называются **свободными колебаниями**.

Колебания тела, которые создаются периодически действующей на тело внешней силой, называются **вынужденными колебаниями**. Выраженное в секундах время, затраченное на одно полное колебание, называется **периодом колебания**. Число полных колебаний тела в секунду называется **частотой колебаний**. Период  $T$  и частота колебаний  $f$  находятся в зависимости:

$$f = \frac{1}{T} \quad (1)$$

Величина максимального отклонения колеблющейся точки (тела) от положения ее (его) устойчивого равновесия называется **амплитудой колебания**.

Избыточная энергия колеблющейся материальной точки (тела) прямо пропорциональна ее массе, квадрату амплитуды и квадрату частоты колебаний.

Колебания, при которых смещение подчиняется синусоидальному закону, называются **гармоническими**. В частности, колебания, которые происходят под действием только одной возвращающей силы, пропорциональной смещению, являются гармоническими.

Когда возвращающей силой является равнодействующая силы упругости и силы тяжести, параметры колебательного движения можно связать с параметрами движения точки по окружности.

Если точка совершает колебания с постоянными амплитудой  $A$  и периодом  $T$ , то проекция на один из диаметров точки, равномерно движущейся по окружности с радиусом  $A$  и периодом  $T$ , совершает точно такое же колебание (рис. 1.1). Это дает возможность изучать особенности колебаний с помощью движения проекции указанной выше точки по диаметру окружности (рис. 1.2).

Пусть точка  $C$  на рис. 1.2 равномерно движется по окружности радиуса  $O'C = A$ , с угловой скоростью  $\omega$  и совершает полный оборот за время  $T$ . Тогда проекция точки  $C$  на прямую  $MN$  будет совершать колебания с амплитудой  $A$  и периодом  $T$ . Если отсчет времени вести от момента, когда подвижной радиус занимает положение  $O'C$ , а колеблющаяся точка — положение  $0п$ , то за время  $t$  радиус повернется на угол  $\varphi = \omega t$ , а проекция его конца  $C$  переместится по прямой  $MN$  на расстояние  $X = DC_1 = 0пB_1$ . Смещение колеблющейся точки  $B$  от положения равновесия из треугольника  $O'C_1D$ :

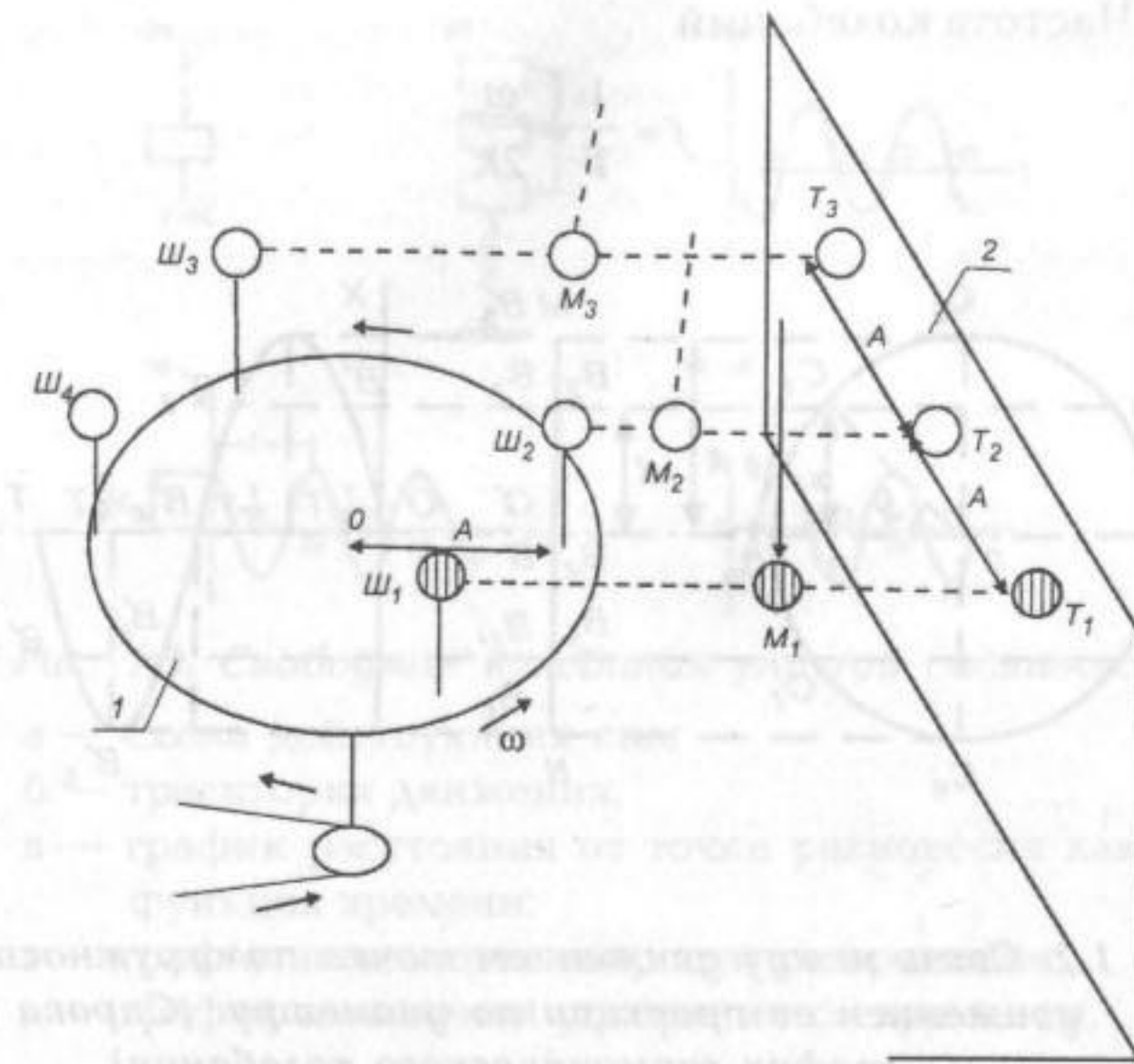


Рис. 1.1. Движение проекции точки, равномерно перемещающейся по окружности, такое же как колебание маятника:

- 1 — равномерно вращающийся диск; 2 — экран;  
 Ш<sub>1</sub>, Ш<sub>2</sub>, Ш<sub>3</sub>, Ш<sub>4</sub> — положение шарика на вращающемся диске;  
 М<sub>1</sub>, М<sub>2</sub>, М<sub>3</sub> — положение маятника;  
 Т<sub>1</sub>, Т<sub>2</sub>, Т<sub>3</sub> — положение проекции шарика и маятника на экране.

$$X = A \sin \varphi = A \sin \omega t .$$

Здесь  $\varphi$  называется фазовым углом, или **фазой**, и выражается в радианах. Величина  $\omega$  называется **круговой**, или **циклической частотой**. Отсчет времени можно вести от любого момента, например от начальной фазы  $\varphi_0$ . Тогда фазу колебания можно выразить формулами:

$$\varphi = \varphi_0 + \omega t = \varphi_0 + \frac{2\pi}{T} t = \varphi_0 + 2\pi f t$$

Общее уравнение гармонического колебания примет вид:

$$X = A \sin(\varphi_0 + \omega t) = A \sin\left(\varphi_0 + \frac{2\pi}{T} t\right) = A \sin(\varphi_0 + 2\pi f t) \quad (3)$$

Частота колебаний

$$f = \frac{1}{T} = \frac{\omega}{2\pi}$$

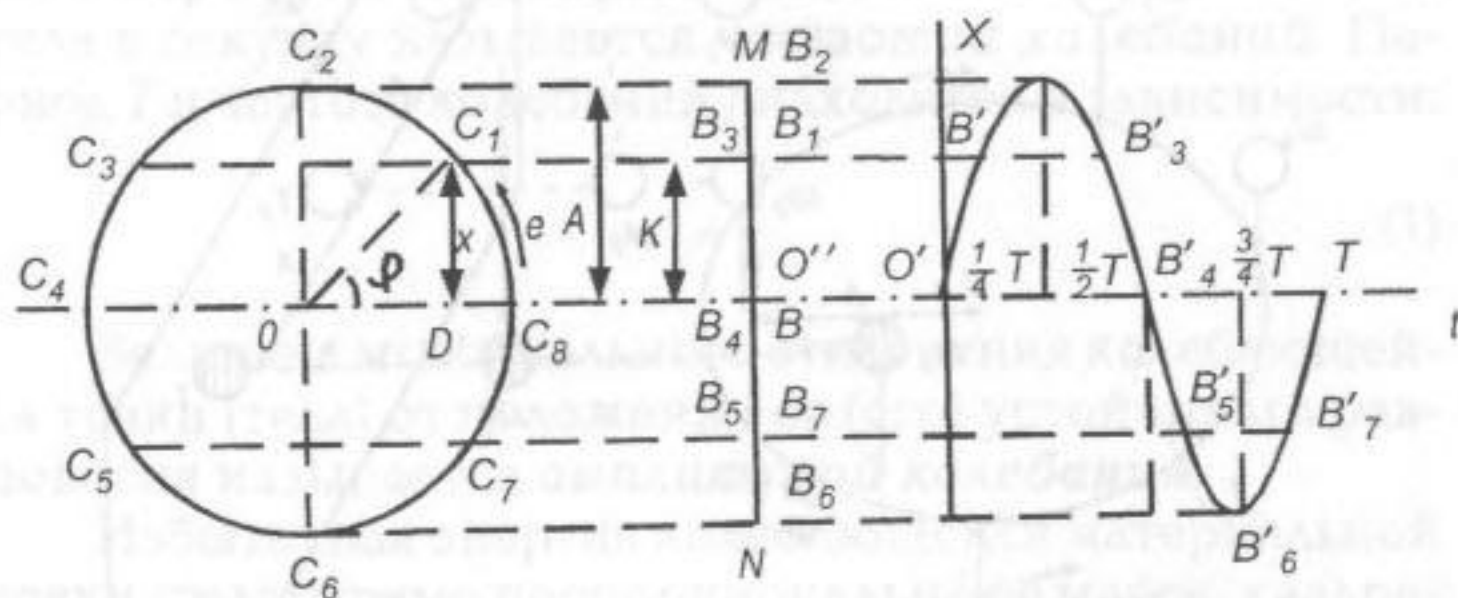


Рис. 1.2. Связь между движением точки по окружности и движением ее проекции по диаметру. (Справа дан график гармонического колебания).

Свободные колебания упругой системы

На рис. 1.3 приведена упругая вибрационная система. Пружина представляет модель таких тел, как: балка, колонна, упругое основание под фундаментом или упругий массив.

На рис. 1.3 (а) показаны силы, действующие на массу в момент отклонения ее от положения равновесия. Сила тяжести  $F$  направлена вниз, а реакция пружины  $F + KZ$  направлена вверх. Эта реакция включает реакцию пружины в положении равновесия и дополнительную реакцию, соответствующую отклонению массы от положения равновесия на величину  $Z$ . Силы трения не учитываются. Коэффициент  $K$  представляет жесткость пружины, имеющую размерность  $H/m$ .

По определению:

$$F = mg; \quad m = \frac{F}{g},$$

где  $m$  — масса тела;  
 $g$  — ускорение силы тяжести.

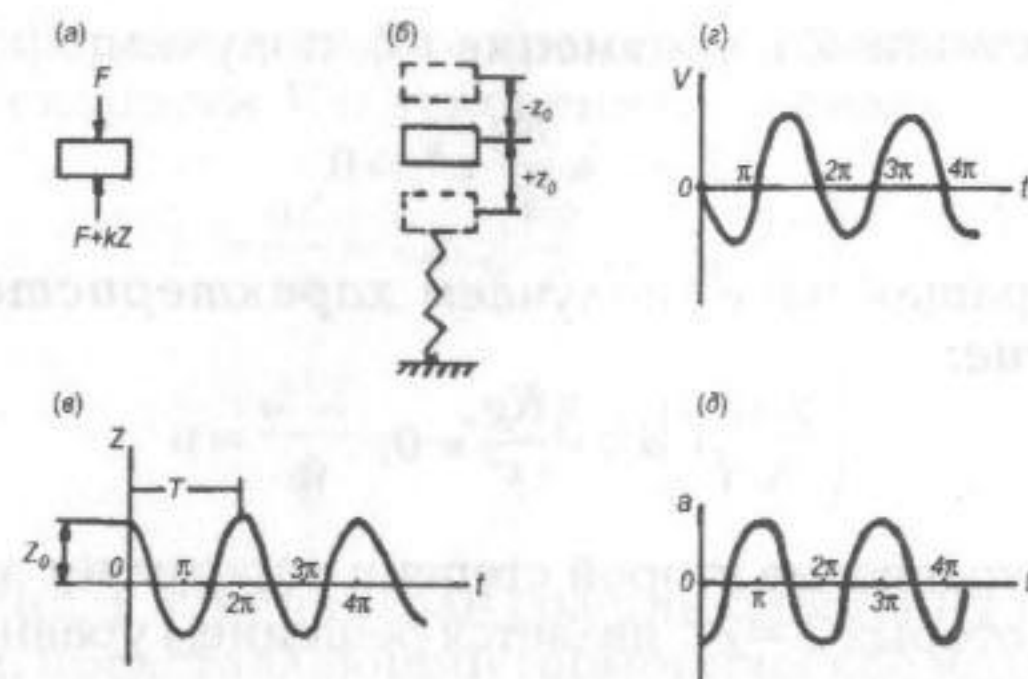


Рис. 1.3. Свободные колебания упругой системы:

- а — схема действующих сил;
- б — траектория движения;
- в — график расстояния от точки равновесия как функция времени;
- г — график изменения скорости со временем;
- д — график изменения ускорения со временем.

По второму закону Ньютона:

$$F - (F + KZ) = ma,$$

где

$$a = -\frac{d^2Z}{dt^2} \text{ — ускорение тела.}$$

Следовательно:

$$-KZ = \frac{Fa}{g}.$$

Получаем дифференциальное уравнение относительно  $Z$ :

$$\frac{d^2Z}{dt^2} + \frac{KgZ}{F} = 0. \tag{4}$$

Начальное условие:  $Z = Z_0$ , при  $t = 0$  (рис. 1.3 (б)).  
Решение уравнения ищем в виде:

$$Z = e^{\lambda t} \tag{5}$$

где  $\lambda$  — постоянная;  
 $t$  — время.

Подставив  $Z$  в уравнение (4), получим:

$$\lambda^2 e^{\lambda t} + \frac{Kg}{F} e^{\lambda t} = 0.$$

Сокращая на  $e^{\lambda t}$  получаем **характеристическое уравнение**:

$$\lambda^2 + \frac{Kg}{F} = 0. \quad (6)$$

Это уравнение второй степени определяет значения  $\lambda$ , при которых  $Z = e^{\lambda t}$  является решением уравнения (4).  
Получаем:

$$\lambda^2 = -\frac{Kg}{F}.$$

Корни уравнения:

$$\lambda_{1,2} = \pm i \sqrt{\frac{Kg}{F}}.$$

Из общих формул теории функций комплексного переменного:

$$e^{\lambda t} = \cos \lambda t + i \sin \lambda t. \quad (7)$$

Поэтому:

$$Z = C_1 \cos \lambda t + i C_2 \sin \lambda t$$

или

$$Z = C_1 \cos \left( t \sqrt{\frac{Kg}{F}} \right) + i C_2 \sin \left( t \sqrt{\frac{Kg}{F}} \right). \quad (8)$$

Начальное условие означает  $Z = Z_0$  в момент времени  $t = 0$ .

Отсюда:

$$C_1 = Z_0 \quad \text{и} \quad C_2 = 0.$$

Следовательно:

$$Z = Z_0 \cos \left( t \sqrt{\frac{Kg}{F}} \right) = Z_0 \cos \omega t; \quad (9)$$

$$\omega = \sqrt{\frac{Kg}{F}},$$

248 где  $\omega$  — круговая частота.

Дифференцируя  $Z$  по времени  $t$ , получим выражения для скорости  $V$  и ускорения  $a$  в виде:

$$V = \frac{dZ}{dt} = -Z_0 \sqrt{\frac{Kg}{F}} \sin \left( t \sqrt{\frac{Kg}{F}} \right); \quad (10)$$

$$a = \frac{d^2 Z}{dt^2} = -Z_0 \frac{Kg}{F} \cos \left( t \sqrt{\frac{Kg}{F}} \right). \quad (11)$$

На рис. 1.3 (в) показан график смещения тела  $Z$  во времени, представляющий гармоническое колебательное движение. На рис. 1.3 (г) показано изменение скорости движения тела  $V$  во времени  $t$ . Этот график смещен влево на  $\pi/2$  по отношению к графику  $Z$  (в).

На рис. 1.3 (д) показан график изменения ускорения тела  $a$  во времени. Этот график смещен влево на  $\pi/2$  по отношению к графику на рис. 1.3 (г).

Из рис. 1.3 (в) при  $t = T$ ,  $Z = Z_0$

Из выражения (9):

$$\cos \left( T \sqrt{\frac{Kg}{F}} \right) = 1 = \cos 2\pi;$$

$$T \sqrt{\frac{Kg}{F}} = 2\pi.$$

Откуда находим период колебаний:

$$T = 2\pi \sqrt{\frac{F}{Kg}}. \quad (12)$$

Частоту собственных колебаний системы выразим как:

$$f_n = \frac{1}{T} \quad \text{или} \quad f_n = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{Kg}{F}}. \quad (13)$$

**Пример 1.** Груз массой 5 кг кладется на пружину с жесткостью 3000 Н/м и система приходит в колебательное движение.

Определить: 1. Частоту  $f_n$  и период  $T$  собственных колебаний системы. 2. Скорости и ускорения для времени  $T/4$ ,  $T/2$ ,  $3T/4$  и  $T$ .

Начальные условия: а) начало координат соответствует точке помещения груза на пружину; б) отсчет

времени ведется с момента помещения груза на пружину.

- Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 1.3.  
2. Дифференциальное уравнение движения:

$$\frac{d^2 Z}{dt^2} + \frac{KgZ}{F} = 0,$$

его решение:

$$Z = Z_0 \cos\left(t\sqrt{\frac{Kg}{F}}\right) = Z_0 \cos\omega t.$$

3. Частота собственных колебаний:

$$f_n = \frac{1}{2\pi} \omega = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{Kg}{F}} = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{K}{m}} = \frac{1}{2 \cdot 3,14} \sqrt{\frac{3000}{5}} = 4 \text{ л/с}.$$

4. Период собственных колебаний:

$$T = \frac{1}{f_n} = \frac{2\pi}{\omega} = 2\pi \sqrt{\frac{m}{K}} = 2 \cdot 3,14 \sqrt{\frac{5}{3000}} = 0,25 \text{ с}.$$

5. Скорость колебаний:

$$V = \frac{dZ}{dt} = -Z_0 \sqrt{\frac{K}{m}} \sin\left(t\sqrt{\frac{K}{m}}\right).$$

Из условия равновесия:

$$KZ_0 = mg; Z_0 = \frac{mg}{K}.$$

Следовательно:

$$V = -\frac{mg}{K} \sqrt{\frac{K}{m}} \sin\left(t\sqrt{\frac{K}{m}}\right) = -g \sqrt{\frac{m}{K}} \sin\left(t\sqrt{\frac{K}{m}}\right).$$

Для моментов времени  $t_1 = T/4$ ,  $t_2 = T/2$ ,  $t_3 = 3T/4$  и  $t_4 = T$  скорости движения груза составят соответственно:

$$V_1 = -g \sqrt{\frac{m}{K}} \sin\left(\frac{T}{4} \sqrt{\frac{K}{m}}\right) = -g \sqrt{\frac{m}{K}} \sin\left(\frac{2\pi}{4} \sqrt{\frac{m}{K}} \cdot \sqrt{\frac{K}{m}}\right) = -g \sqrt{\frac{m}{K}} = -0,4 \text{ м/с};$$

$$V_2 = -g \sqrt{\frac{m}{K}} \sin\left(\frac{T}{2} \sqrt{\frac{K}{m}}\right) = -g \sqrt{\frac{m}{K}} \sin \pi = 0;$$

$$V_3 = -g \sqrt{\frac{m}{K}} \sin\left(\frac{3T}{4} \sqrt{\frac{K}{m}}\right) = -g \sqrt{\frac{m}{K}} \sin \frac{3\pi}{2} = 10 \sqrt{\frac{5}{3000}} = 0,4 \text{ м/с};$$

$$V_4 = -g \sqrt{\frac{m}{K}} \sin 2\pi = 0.$$

6. Ускорение колебаний:

$$a = \frac{d^2 Z}{dt^2} = -Z_0 \frac{K}{m} \cos\left(t\sqrt{\frac{K}{m}}\right) = -g \cos\left(t\sqrt{\frac{K}{m}}\right).$$

Для  $t_1 = T/4$ ,  $t_2 = T/2$ ,  $t_3 = 3T/4$  и  $t_4 = T$  получим соответственно:

$$a_1 = -g \cos\left(\frac{T}{4} \sqrt{\frac{K}{m}}\right) = -g \cos \frac{\pi}{2} = 0; \quad a_2 = -g \cos \pi = g = 10 \text{ м/с}^2;$$

$$a_3 = -g \cos \frac{3\pi}{2} = 0; \quad a_4 = -g \cos 2\pi = -g = -10 \text{ м/с}^2.$$

**Пример 2.** Груз массой 0,5 кг расположен на гладкой горизонтальной поверхности между пружинами с жесткостью 300 и 200 Н/м. Груз смещается на расстояние 0,15 м от положения равновесия и отпускается.

Определить: 1. Период колебаний системы.

2. Наибольшую скорость и ускорение груза.

3. Скорость и ускорение груза в момент его нахождения на расстоянии 0,1 м от положения равновесия.

**Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 1.4.

2. Уравнение движения:

$$KZ = (K_1 + K_2)Z = ma = m \frac{d^2 Z}{dt^2};$$

$$K = K_1 + K_2 = 300 + 200 = 500 \text{ Н/м}.$$

3. Решение дифференциального уравнения ищем в виде:

$$Z = e^{\lambda t}.$$

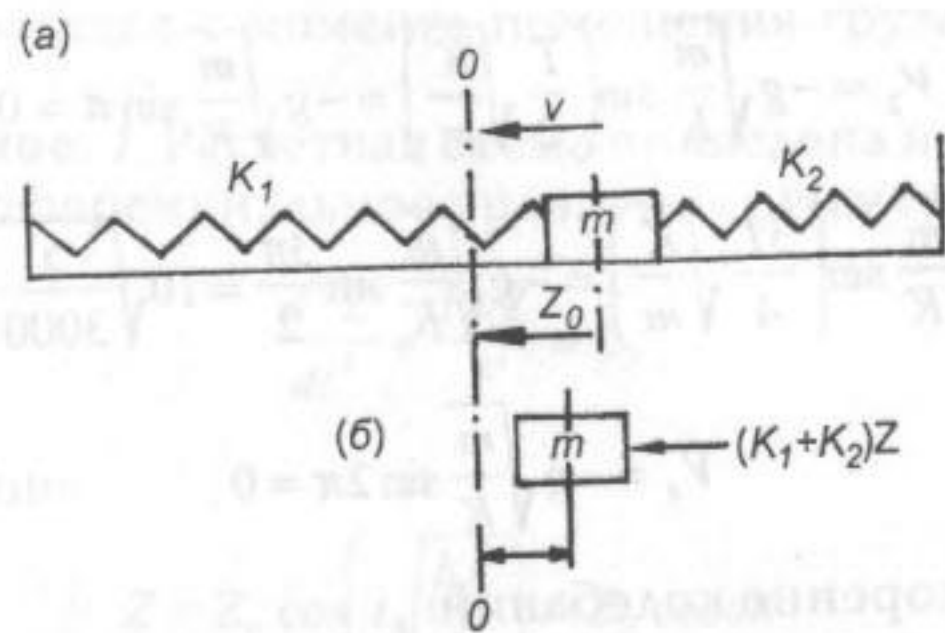


Рис. 1.4. Расчетная схема:

а — траектория движения; б — схема действующих сил.

Дифференцированием находим:

$$\frac{dZ}{dt} = \lambda e^{\lambda t};$$

$$\frac{d^2Z}{dt^2} = \lambda^2 e^{\lambda t}.$$

Тогда уравнение движения представится в виде:

$$K e^{\lambda t} = m \lambda^2 e^{\lambda t}$$

или

$$K = m \lambda^2$$

Откуда:

$$\lambda = \sqrt{\frac{K}{m}}; Z = e^{\sqrt{\frac{K}{m}} t}$$

или

$$Z = C_1 \cos \lambda t + C_2 \sin \lambda t = C_1 \cos \left( t \sqrt{\frac{K}{m}} \right) + C_2 \sin \left( t \sqrt{\frac{K}{m}} \right).$$

С учетом начальных условий при  $t = 0$ ;  $C_1 = Z_0$ ;  $C_2 = 0$

$$Z = Z_0 \cos \left( t \sqrt{\frac{K}{m}} \right) = Z_0 \cos \omega t; \omega = \sqrt{\frac{K}{m}}.$$

4. Период колебаний:

$$T = \frac{2\pi}{\omega} = 2\pi \sqrt{\frac{m}{K}} = 2 \cdot 3,14 \sqrt{\frac{0,5}{500}} = 0,2 \text{ с}.$$

5. Скорость движения массы:

$$V = \frac{dZ}{dt} = -Z_0 \sqrt{\frac{K}{m}} \sin \left( t \sqrt{\frac{K}{m}} \right).$$

Наибольшая скорость движения массы:

$$V_{\max} = -Z_0 \sqrt{\frac{K}{m}} = -0,15 \sqrt{\frac{500}{0,5}} = -4,74 \text{ м/с}.$$

6. Ускорение движения массы:

$$a = \frac{d^2Z}{dt^2} = -Z_0 \frac{K}{m} \cos \left( t \sqrt{\frac{K}{m}} \right).$$

Наибольшее ускорение движения массы:

$$a_{\max} = -Z_0 \frac{K}{m} = -0,15 \frac{500}{0,5} = -150 \text{ м/с}^2.$$

7. Скорость движения массы в момент ее нахождения на расстоянии  $Z = 0,1$  м от положения равновесия определяем из выражения:

$$0,1 = 0,15 \cos \left( t \sqrt{\frac{K}{m}} \right).$$

Откуда:

$$\cos \left( t \sqrt{\frac{K}{m}} \right) = 0,1/0,15 = 0,667;$$

$$\sin \left( t \sqrt{\frac{K}{m}} \right) = \sqrt{1 - 0,667^2} = 0,745.$$

Следовательно:

$$V_{t=0,1} = -0,745 Z_0 \sqrt{\frac{K}{m}} = -0,745 \cdot 0,15 \sqrt{\frac{500}{0,5}} = -3,53 \text{ м/с}.$$

8. Ускорение движения массы в момент ее нахождения на расстоянии  $Z = 0,1$  м от положения равновесия:

$$a_{z=0,1} = -Z_0 \frac{K}{m} \cos\left(t\sqrt{\frac{K}{m}}\right) = -0,15 \cdot \frac{500}{0,5} \cdot 0,667 = -100 \text{ м/с}^2.$$

### Свободные колебания упруго-вязкой системы

На рис. 5 (а) к массе на пружине прикреплен амортизатор. В данном случае мы имеем колебательную систему с демпфером. **Демпфирующая сила принимается пропорциональной скорости движения**, амортизатор представлен в виде поршня с отверстиями в цилиндре с жидкостью.

По аналогии с рис. 1.3 (а), уравнение движения для рис. 1.5 (а) имеет вид:

$$-KZ - C \frac{dZ}{dt} = ma = \frac{F}{g} \cdot \frac{d^2Z}{dt^2}$$

или

$$F \frac{d^2Z}{dt^2} + Cg \frac{dZ}{dt} + KgZ = 0, \quad (14)$$

где  $C$  — постоянная демпфирования.

Уравнение (14) представляет собой линейное однородное дифференциальное уравнение второго порядка с постоянными коэффициентами.

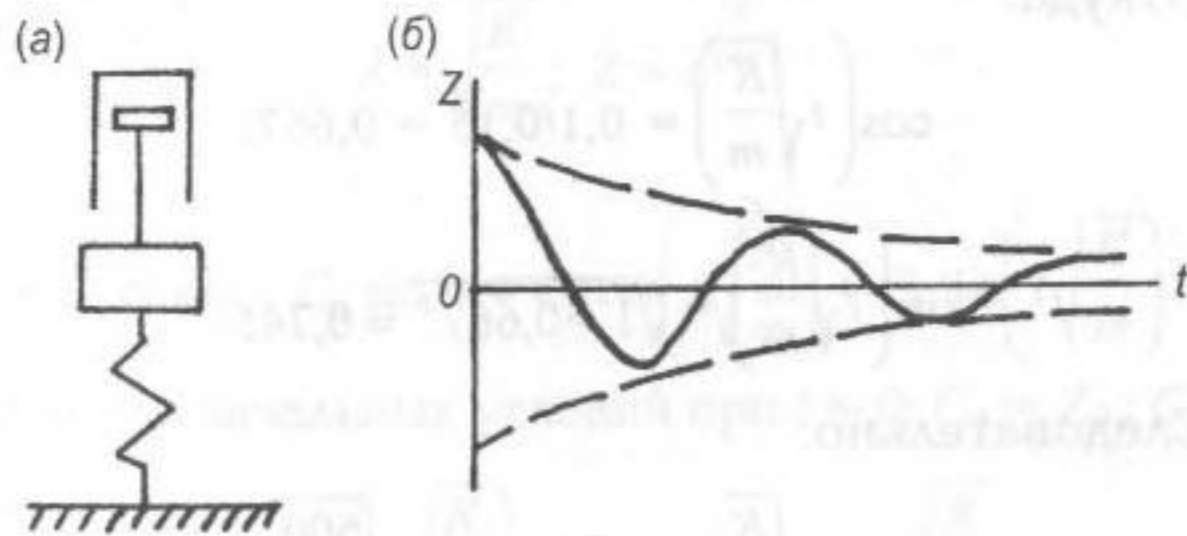


Рис. 1.5. Свободные колебания упруго-вязкой системы: а — модельное представление; б — график колебаний.

Его частные решения также могут быть найдены в виде:

$$Z = e^{\lambda t},$$

где  $\lambda$  — постоянная.

Подставив частное решение в (14) и сократив на множитель  $e^{\lambda t}$ , получаем характеристическое уравнение:

$$F\lambda^2 + Cg\lambda + Kg = 0. \quad (15)$$

Это уравнение второй степени определяет значения  $\lambda$ , при которых  $Z = e^{\lambda t}$  является решением исходного уравнения (14).

Если корни  $\lambda_1$  и  $\lambda_2$  уравнения (15) различны, то тем самым найдены два независимых решения  $e^{\lambda_1 t}$  и  $e^{\lambda_2 t}$  уравнения (14). Их комбинация  $Z = C_1 e^{\lambda_1 t} + C_2 e^{\lambda_2 t}$ , (где  $C_1$  и  $C_2$  — произвольные постоянные), является общим решением уравнения (14).

Решив уравнение (15) получаем:

$$\lambda_{1,2} = \frac{-Cg \pm \sqrt{C^2 g^2 - 4FgK}}{2F} = \frac{-Cg \pm D}{2F}.$$

Анализ полученного выражения показывает, что  $\lambda_{1,2}$  могут быть как действительными, так и комплексными числами. Так как коэффициенты уравнения (14) — действительные числа, то комплексные корни уравнения (15) могут быть лишь сопряженными, т. е. например:  $\lambda_1 = \alpha + \beta i$  и  $\lambda_2 = \alpha - \beta i$ .

Корни уравнения (15) будут комплексными, если

$$D^2 = C^2 g^2 - 4FgK < 0.$$

Отсюда:

$$C > 2\sqrt{\frac{FK}{g}}.$$

В этом случае:

$$\lambda_1 = -\frac{Cg}{2F} + iD; \quad \lambda_2 = -\frac{Cg}{2F} - iD$$

Применив формулы теории функций комплексного переменного, получаем:

$$e^{\lambda_1 t} = e^{-\frac{Cg}{2F} t} (\cos Dt + i \sin Dt);$$

$$e^{\lambda_2 t} = e^{-\frac{Cg}{2F} t} (\cos Dt - i \sin Dt).$$

Эти комплексные решения могут быть заменены действительным решением, а именно:

$$Z = C_1 e^{-\frac{Cg}{2F} t} \cos Dt + C_2 e^{-\frac{Cg}{2F} t} \sin Dt \quad (16)$$

Поскольку показатель степени  $-\frac{Cg}{2F} < 0$ , то выражение (16) представляет собой колебания, затухающие во времени.

В том случае, если

$$D^2 = C^2 g^2 - 4Kg \geq 0,$$

то корни уравнения (14) будут действительными:

$$\lambda_{1,2} = \frac{-Cg \pm D}{2F},$$

и решение уравнения (14) примет вид:

$$Z = C_1 e^{-\frac{Cg-D}{2F} t} + C_2 e^{-\frac{Cg+D}{2F} t}. \quad (17)$$

Так как:

$$D = \sqrt{C^2 g^2 - 4Kg} < Cg,$$

то решение (17) представляет собой сумму двух затухающих экспонент и колебаний в системе не будет, то есть система, выведенная из состояния равновесия, снова возвратится в это состояние по экспоненциальному закону.

В частном случае если  $D = 0$ , то

$$\lambda_1 = \lambda_2 = -\frac{Cg}{2F}$$

Отсюда:

$$Z = (C_1 + C_2) e^{-\frac{Cg}{2F} t}, \quad (18)$$

то есть решение представляет собой одну экспоненту.

Таким образом, критерием наличия или отсутствия в системе с демпфером колебаний является величина постоянной демпфирования  $C$ .

Если

$$C < 2\sqrt{\frac{FK}{g}},$$

то в системе имеют место затухающие колебания.

Если

$$C \geq 2\sqrt{\frac{FK}{g}},$$

то система без колебаний возвращается в исходное положение (рис. 1.5 (б)).

Таким образом,

$$C_c = 2\sqrt{\frac{FK}{g}} \quad (19)$$

является **критическим значением** постоянной демпфирования.

**Пример.** Масса кузова автомашины с пассажирами 1200 кг. Осадка рессор 0,1 м. Определить значение постоянной демпфирования амортизаторов, при котором полностью исключаются свободные колебания кузова автомашины из-за неровностей дороги. Нагрузку на колеса автомашины принять одинаковой.

**Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 1.6.  
2. Нагрузка на колесо автомашины:

$$F = \frac{1200 \cdot 10}{4} = 3000H,$$

где: 1200 — масса автомашины с пассажирами, кг;

10 — ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;

4 — число колес.

3. Жесткость рессоры колеса:  $K = F/h = 3000/0,1 = 30000 \text{ Н/м}$ .

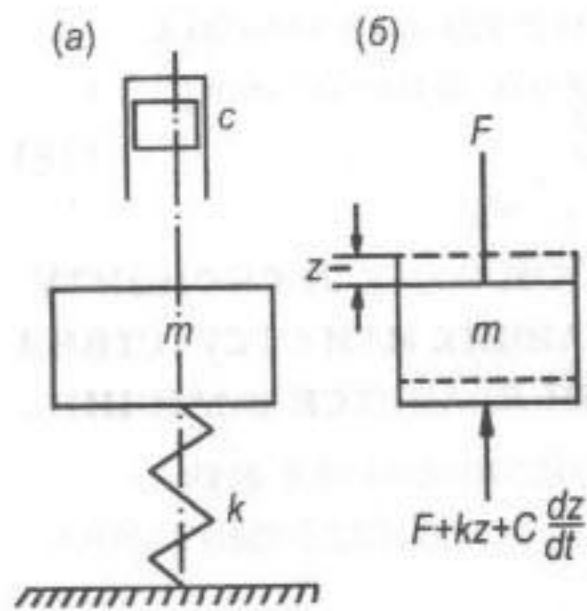


Рис. 1.6. Расчетная схема:  
а — модельное представление;  
б — схема действующих сил.

4. Полное гашение свободных колебаний автомашины имеет место при значении постоянной демпфирования амортизатора:

$$C_c = 2\sqrt{\frac{FK}{g}}$$

В нашем случае:

$$C \geq 2\sqrt{\frac{3000 \cdot 30000}{10}} = 6 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{с}/\text{м}$$

### Вынужденные колебания упругой системы

Рассмотрим теперь случай, когда внешняя сила вызывает колебательные движения системы. На рис. 1.7 (а) показана сила  $P$ , действующая на массу, поддер-

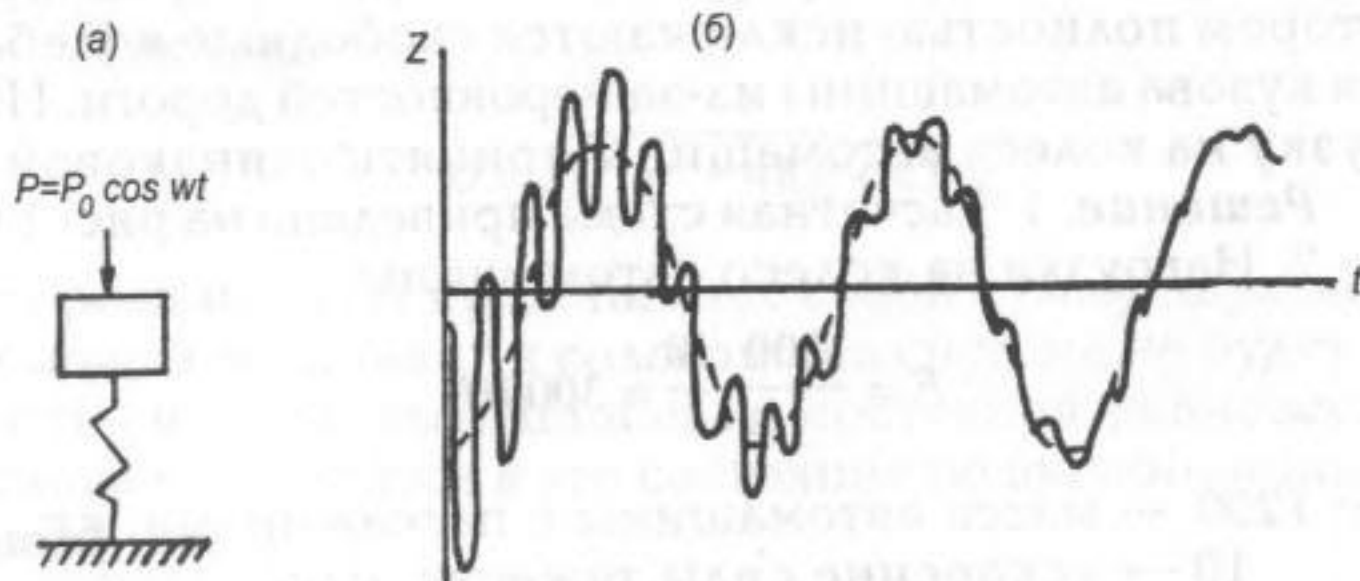


Рис. 1.7. Вынужденные колебания упругой системы:  
а — закон приложения внешней силы;  
б — наложение свободных и вынужденных колебаний.

живаемую пружиной. Рассмотрим действие силы  $P$ , которая изменяется по гармоническому закону:

$$P = P_0 \cos \omega t, \quad (20)$$

где  $P_0$  — амплитуда силы;  
 $\omega$  — угловая скорость;  
 $t$  — время.

Период колебания  $T = 2\pi/\omega$ , частота колебаний:

$$f = \omega/2\pi.$$

Уравнение движения приведенной на рис. 7 (а) системы (без учета сил трения) имеет вид:

$$-KZ + P_0 \cos \omega t = ma = \frac{F}{g} \cdot \frac{d^2 Z}{dt^2}$$

или

$$F \frac{d^2 Z}{dt^2} + KgZ = P_0 g \cos \omega t. \quad (21)$$

Решение этого дифференциального уравнения ищем в виде:

$$Z = Z_1 + Z_2, \quad (22)$$

где  $Z_1$  — общее решение однородного уравнения (без  $P_0 g \cos \omega t$ );

$Z_2$  — частное решение неоднородного уравнения (включающего в себя  $P_0 g \cos \omega t$ , не зависящее от  $Z$ ).

Корни однородного уравнения

$$F \frac{d^2 Z}{dt^2} + KgZ = 0 \quad (23)$$

находим стандартным путем, задавая  $Z_1$  в виде:  $Z_1 = e^{\lambda t}$ .  
Получаем уравнение:

$$F\lambda^2 e^{\lambda t} + Kge^{\lambda t} = 0.$$

Характеристическое уравнение имеет вид:

$$F\lambda^2 + Kg = 0.$$

Откуда:

$$\lambda_{1,2} = \pm i \sqrt{\frac{Kg}{F}}$$

и

$$Z_1 = C_1 \cos\left(t\sqrt{\frac{Kg}{F}}\right) + C_2 \sin\left(t\sqrt{\frac{Kg}{F}}\right). \quad (24)$$

Поскольку  $Z = Z_0$  при  $t = 0$ , то  $C_1 = Z_0$  и  $C_2 = 0$ .

Частное решение неоднородного уравнения ищем в виде:

$$Z_2 = A \sin \omega t + B \cos \omega t. \quad (25)$$

Отсюда:

$$\frac{dZ_2}{dt} = A \omega \cos \omega t - B \omega \sin \omega t; \quad (26)$$

$$\frac{d^2 Z_2}{dt^2} = A \omega^2 \sin \omega t - B \omega^2 \cos \omega t. \quad (27)$$

С учетом начального условия  $Z = Z_0$  при  $t = 0$ , получаем  $A = 0$  и  $Z_2 = B \cos \omega t$ .

Подставляя выражение для  $Z_2$  в исходное уравнение (21), получим:

$$F(-B \omega^2 \cos \omega t) + Kg B \cos \omega t = P_0 g \cos \omega t. \quad (28)$$

Откуда:

$$B = \frac{P_0 g}{Kg - F \omega^2}$$

и, следовательно,

$$Z_2 = \frac{P_0 g}{Kg - F \omega^2} \cos \omega t. \quad (29)$$

Полное решение исходного уравнения (21) имеет вид:

$$Z = Z_0 \cos\left(t\sqrt{\frac{Kg}{F}}\right) + \frac{P_0 g}{Kg - F \omega^2} \cos \omega t \quad (30)$$

Разделив во втором слагаемом числитель и знаменатель на  $Kg$  получим:

$$Z = Z_0 \cos\left(t\sqrt{\frac{Kg}{F}}\right) + \frac{P_0}{K} \left(1 - \frac{F \omega^2}{Kg}\right)^{-1} \cos \omega t. \quad (31)$$

Приведенное решение содержит две части. Первая часть такая же как (9) и отражает движение массы на пружине. Вторая часть представляет непрерывное движение под действием приложенной силы  $P$ :

$$Z_2 = \frac{P}{K} \left(1 - \frac{F \omega^2}{Kg}\right)^{-1} \cos \omega t. \quad (32)$$

Частота колебаний при этом движении соответствует частоте изменения приложенной силы. График зависимости полного смещения  $Z$  от времени для рассмотренного случая приведен на рис. 1.7 (б). Из уравнения (32) следует, что наибольшее смещение соответствует максимальному статическому приложению силы  $P_0$ , деленному на жесткость пружины  $K$  и умноженному на выражение  $\left(1 - F \omega^2 / Kg\right)^{-1}$ . Это выражение называется **коэффициентом усиления** (динамичности). Его можно представить в виде:

$$M = \left[1 - \left(\frac{f}{f_n}\right)^2\right]^{-1}, \quad (33)$$

где  $f = \omega / 2\pi$  — частота приложения внешней силы;  
 $f_n = \frac{1}{2\pi} (Kg/F)^{0,5}$  — частота собственных колебаний системы.

Зависимость коэффициента усиления  $M$  от отношения  $f / f_n$  приведена на рис. 1.8. По мере того, как  $f / f_n$  приближается к единице, значение  $M$  (при отсутствии демпфирования) приближается к бесконечности (явление резонанса). При  $f / f_n > 1$  коэффициент усиления становится отрицательным, что соответствует движению массы в направлении, противоположном действию силы.

При приближении  $f / f_n$  к бесконечности, т.е. когда частота приложения внешней силы становится очень большой относительно частоты собственных колебаний сооружения, величина смещения становится близкой к нулю. Другими словами, тело не успевает сместиться до того, как направление действия силы изменится.

На рис. 1.8 показано семейство значений коэффициента усиления для различных значений отношения постоянной демпфирования  $C$  к его критическому зна-

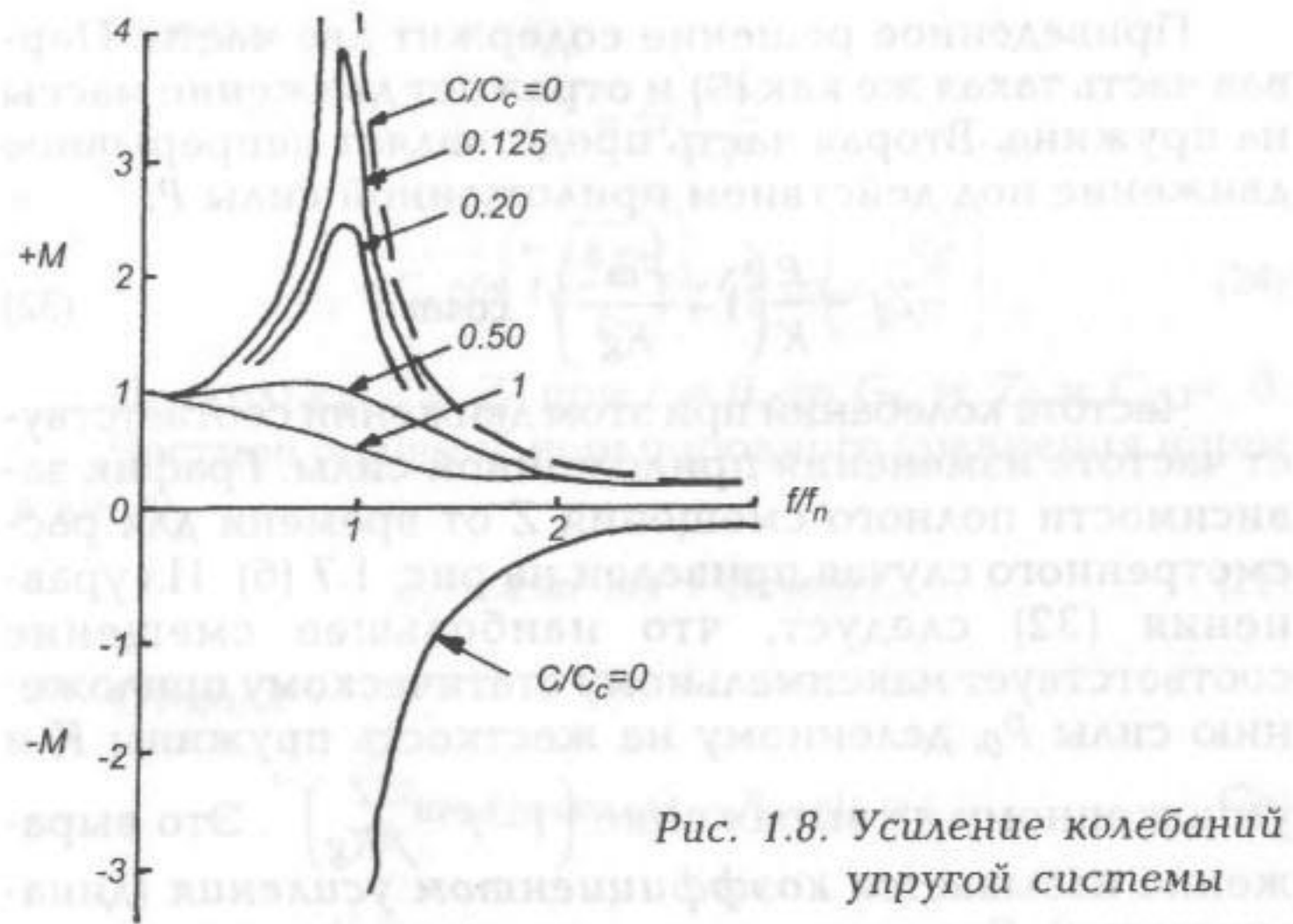


Рис. 1.8. Усиление колебаний упругой системы

чению  $C_c = 2\sqrt{KF/g}$ . Как видно из рис. 1.8, даже при резонансе коэффициент усиления  $M$  может иметь относительно низкие значения.

**Пример.** 1. Масса загруженного товарного вагона без ходовой части 90 т. Осадка рессор 0,1 м. Длина рельса 18 м. При какой скорости движения поезда возникает резонанс колебаний подвижного состава?

**Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 1.9.

2. Условие резонанса колебаний:  $T_c = T_B$ ,

где:  $T_c$  — период собственных колебаний системы, с;

$T_B$  — период вынужденных колебаний системы, с.

3. Период собственных колебаний системы:

$$T_c = 2\pi\sqrt{\frac{m}{K}}; K = mg/h,$$

где:  $m$  — масса вагона, кг;

$K$  — жесткость рессор, Н/м;

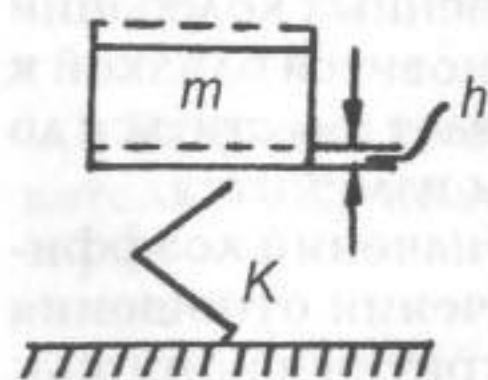


Рис. 9. Расчетная схема:

$m$  — масса вагона;  
 $h$  — осадка рессор;  
 $K$  — жесткость рессор.

$g$  — ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;

$h$  — осадка рессор, м.

Следовательно:

$$T_c = 2\pi\sqrt{\frac{m}{K}} = 2\pi\sqrt{\frac{h}{g}}$$

4. Период вынужденных колебаний системы:  $T_B = l/V$

где:  $l$  — длина рельса, м;

$V$  — скорость движения поезда, м/с.

5. Из условия возникновения резонанса колебаний имеем:

$$2\pi\sqrt{\frac{h}{g}} = \frac{l}{V}$$

Откуда:

$$V = \frac{l}{2\pi\sqrt{\frac{h}{g}}}$$

В нашем случае:

$$V = \frac{18}{2 \cdot 3,14 \sqrt{\frac{0,1}{10}}} = 28,7 \text{ м/с} = 103,2 \text{ км/час}$$

Проанализированные выше механические системы являются моделями не только для сооружений, оборудования и горных массивов, но являются основой конструирования измерительных приборов.

На рис. 1.10 приведена упрощенная схема сейсмографа. Масса поддерживается вертикально на пружинах и удерживается горизонтальной пружиной.

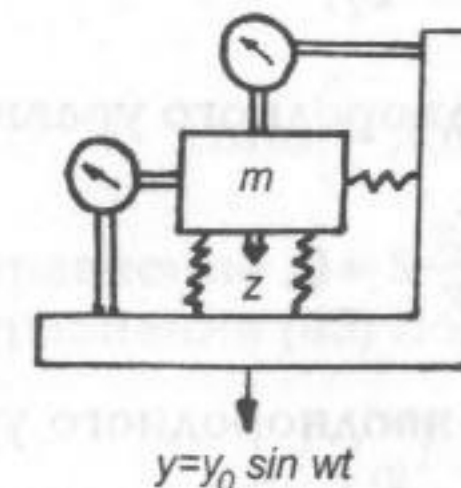


Рис. 1.10. Схема сейсмографа

Когда этот прибор используется как сейсмограф, масса  $m$  должна быть достаточно большой, а основание прибора должно быть закреплено в породном массиве. Как показано ниже, этот прибор может быть использован и для замера ускорений смещения массива.

В случае вертикального смещения основания база прибора смещается по закону

$$y = y_0 \sin \omega t, \quad (34)$$

совершая гармонические колебания, вызванные землетрясением или взрывом. Пусть смещение массы прибора будет  $Z$ . Относительное смещение массы и базы из-за разгрузки (удлинения) пружин будет  $Z-y$ .

Уравнение движения представится в виде:

$$F - [F + (Z - y)K] = m \frac{d^2 Z}{dt^2} = \frac{F}{g} \cdot \frac{d^2 Z}{dt^2}$$

или

$$F \frac{d^2 Z}{dt^2} + KgZ = Kgy. \quad (35)$$

Представим (35) в виде:

$$\frac{d^2 Z}{dt^2} + \frac{Kg}{F} Z = \frac{Kg}{F} y$$

или

$$\frac{d^2 Z}{dt^2} + \frac{Kg}{F} Z = \frac{Kgy_0 \sin \omega t}{F}. \quad (36)$$

Решение дифференциального уравнения (36) ищем в виде:

$$Z = Z_1 + Z_2,$$

где  $Z_1$  — общее решение однородного уравнения:

$$\frac{d^2 Z}{dt^2} + \frac{Kg}{F} Z = 0, \quad (37)$$

$Z_2$  — частное решение неоднородного уравнения (36).

Характеристическое уравнение для (37) имеет вид:

$$\lambda^2 + \frac{Kg}{F} = 0.$$

Отсюда общее решение (38):

$$Z_1 = C_1 \cos \lambda t + C_2 \sin \lambda t$$

или

$$Z_1 = C_1 \cos \left( t \sqrt{\frac{Kg}{F}} \right) + C_2 \sin \left( t \sqrt{\frac{Kg}{F}} \right). \quad (38)$$

Частное решение неоднородного уравнения (36) ищем в виде:

$$Z_2 = A_1 \cos \omega t + A_2 \sin \omega t. \quad (39)$$

Продифференцируем дважды это выражение по  $t$ :

$$Z_2' = -A_1 \omega \sin \omega t + A_2 \omega \cos \omega t; \quad (40)$$

$$Z_2'' = -A_1 \omega^2 \cos \omega t - A_2 \omega^2 \sin \omega t. \quad (41)$$

Подставив (40) и (41) в (36), получим:

$$-A_1 \omega^2 \cos \omega t - A_2 \omega^2 \sin \omega t + \frac{Kg}{F} (A_1 \cos \omega t + A_2 \sin \omega t) = \frac{Kgy_0}{F} \sin \omega t. \quad (42)$$

Уравнение (42) справедливо для любого  $t$ , если равны коэффициенты при  $\sin \omega t$  и  $\cos \omega t$ . Приравняем соответствующие коэффициенты:

$$\sin \omega t \left( -A_2 \omega^2 + \frac{Kg}{F} A_2 \right) = \frac{Kgy_0}{F} \sin \omega t; \quad (43)$$

$$\cos \omega t \left( -A_1 \omega^2 + \frac{Kg}{F} A_1 \right) = 0. \quad (44)$$

Из уравнение (44) —  $A_1 = 0$ .

Из уравнения (43) получаем:

$$A_2 \left( -\omega^2 + \frac{Kg}{F} \right) = \frac{Kgy_0}{F}$$

Отсюда:

$$A_2 = \frac{Kgy_0}{F\left(\frac{Kg}{F} - \omega^2\right)} = \frac{Kgy_0}{Kg - F\omega^2}$$

и

$$Z_2 = \frac{Kgy_0}{Kg - F\omega^2} \sin \omega t. \quad (45)$$

В итоге получаем общее решение уравнения (36) как сумму общего решения однородного уравнения ( ) и частного решения неоднородного уравнения (45) в виде:

$$Z = C_1 \cos\left(t\sqrt{\frac{Kg}{F}}\right) + C_2 \sin\left(t\sqrt{\frac{Kg}{F}}\right) + \frac{Kgy_0}{Kg - F\omega^2} \sin \omega t. \quad (46)$$

Решение (46) представляет собой сумму двух колебательных движений:

1) собственных колебаний системы с частотой

$$f_n = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{Kg}{F}} = \frac{\omega_n}{2\pi};$$

2) вынужденных колебаний под действием внешней силы с частотой  $f = \frac{\omega}{2\pi}$  и амплитудой колебаний базы  $y_0$ .

Найдем амплитуду  $Z_{00}$  вынужденных колебаний системы относительно начального положения массы  $m$ .

Неоднородную часть уравнения (46) можно представить в виде:

$$Z = Z_{00} \sin \omega t. \quad (47)$$

Откуда:

$$Z_{00} = \frac{Kgy_0}{Kg - F\omega^2}. \quad (47a)$$

Представим (47a) в виде:

$$Z_{00} = \frac{\frac{Kg}{F} y_0}{\frac{Kg}{F} - \omega^2}. \quad (47b)$$

Так как:

$$\sqrt{\frac{Kg}{F}} = \omega_n,$$

то

$$Z_{00} = \frac{\omega_n^2}{\omega_n^2 - \omega^2} y_0. \quad (48)$$

Введя частоты прибора  $f_n$  и почвы  $f$  вместо  $\omega_n$  и  $\omega$  получим:

$$Z_{00} = \frac{f_n^2}{f_n^2 - f^2} y_0$$

или

$$Z_{00} = \frac{y_0}{1 - (f/f_n)^2}. \quad (49)$$

Поскольку прибор реально измеряет смещение массы относительно базы, амплитуда этого смещения равна:

$$Z_0 = Z_{00} - y_0. \quad (50)$$

С учетом (49) получим:

$$Z_0 = \frac{y_0}{1 - (f/f_n)^2} - y_0 = \frac{y_0(f/f_n)^2}{1 - (f/f_n)^2}$$

или

$$Z_0 = \frac{y_0}{(f/f_n)^2 - 1}. \quad (51)$$

При достаточно большой частоте колебаний базы  $f > f_n$  ( $f_n / f < 1$ ) выражение для  $Z_0$  будет  $< 0$ . Т. е. смещение массы  $m$  в этом случае отстает от смещения базы и их относительное смещение будет отрицательной величиной.

При частотах  $f \gg f_n$ ,  $(f_n/f)^2 \rightarrow 0$ . Поэтому из (51)  $Z_0 \rightarrow y_0$ , т. е. измеренная прибором амплитуда практически равна амплитуде колебаний почвы.

Таким образом, если прибор используется как сейсмограф, он записывает смещение почвы. Масса прибора  $m$  должна быть значительной, а частота его собственных колебаний  $f_n$  — низкой (прибор должен быть с мягкими пружинами).

Прибором подобной конструкции можно замерить также ускорение движения почвы.

При смещении базы по указанному выше закону:

$$y = y_0 \sin \omega t,$$

ускорение почвы

$$a = \frac{d^2 y}{dt^2} = -y_0 \omega^2 \sin \omega t,$$

амплитуда ускорения

$$a_0 = y_0 \omega^2.$$

Следовательно, измеряя амплитуду  $y_0$  и частоту колебаний почвы  $f = \omega/2\pi$ , можно определить ускорение движения почвы. В этом случае прибор должен иметь жесткие пружины.

**Пример 2.** Сейсмограф имеет частоту собственных колебаний 20 Герц. Покажите расчетом, в каком случае прибор будет измерять смещение почвы:

а) частота колебаний почвы находится в пределах от 2 до 5 Герц;

б) частота колебаний почвы находится в пределах от 100 до 200 Герц.

**Решение.**

1. Амплитуда смещения массы прибора относительно базы по формуле (51) равна:

$$Z_0 = \frac{y_0}{(f_n/f)^2 - 1},$$

где:  $y_0$  — амплитуда смещения базы (почвы);  
 $f_n$  — частота собственных колебаний прибора;  
 $f$  — частота колебаний базы (почвы).

2. Возьмем для анализа частоты колебаний базы (почвы)  $f_1 = 2$  Гц и  $f_2 = 100$  Гц.

Соответственно получим смещения массы прибора:

$$Z_{01} = \frac{y_0}{(20/2)^2 - 1} = -\frac{y_0}{99} \approx 0,01y_0$$

$$Z_{02} = \frac{y_0}{(20/100)^2 - 1} = -\frac{25}{24}y_0 \approx -y_0$$

Следовательно, во втором случае прибор будет измерять амплитуду смещения почвы.

## 1.2. Волны

### Основные понятия

Волновым движением (волнами) называют распространение колебаний в среде. Волны, в которых колебания частиц среды происходит перпендикулярно к направлению распространения волны, называют **поперечными**. Поперечные волны возможны только в том случае, когда изменение формы сопровождается появлением упругих возвращающих сил. Поскольку этим свойством обладают только твердые вещества и поверхность жидкости, поперечные волны могут возникать только в твердых телах и на поверхности жидкостей.

Волны, в которых колебания частиц происходят по прямой, вдоль которой распространяется волна, называют **продольными**. Сдвиг частиц в этой волне происходит по линии, соединяющей их центры, т. е. вызывает изменение объема. Поскольку возвращающие силы при изменении объема возникают не только в твердых телах и жидкостях, но и в газах, продольные волны возможны в твердых телах, жидкостях и газах.

Непрерывное геометрическое место точек волны, колеблющихся в одинаковых фазах, называют **волновой поверхностью**. Переднюю волновую поверхность, т. е. наиболее удаленную от источника, создающего волны, называют **фронтом волны**.

Линию, вдоль которой происходит распространение фронта волны, называют лучом. Перемещение волновой поверхности за один период колебания называют **длиной волны**. Для поперечных волн длиной волны является кратчайшее расстояние между двумя ближайшими выпуклостями, или впадинами.

Для продольных волн длиной волны служит кратчайшее расстояние между центрами двух соседних сгущений или разрежений.

### Упругие волны

Исследуем действие кратковременного приложения напряжения на конце стержня **единичной площади сечения**, как показано на рис. 1.11 (а). Результатом приложения напряжения в течение короткого отрезка времени  $t$

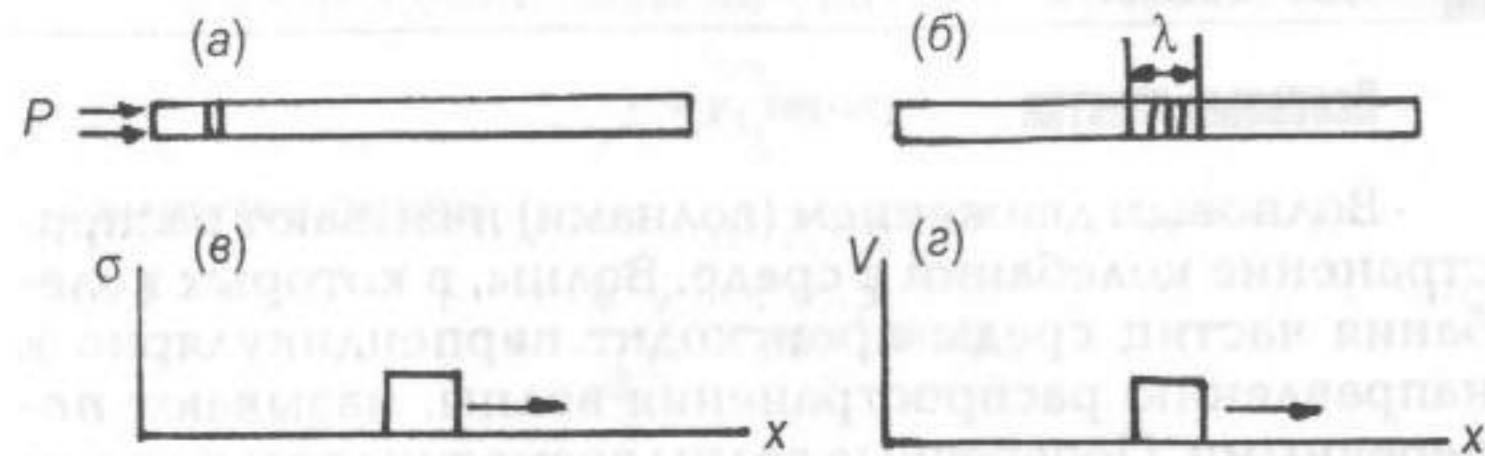


Рис. 1.11. Характеристики упругой волны:

- а — образование волны; б — длина волны;  
в — график напряжения; г — график скорости.

является создание напряжения  $\sigma$  и сжатие конца стержня. Весь стержень не будет сжат (как это имеет место при статической нагрузке), так как время, необходимое для деформации всего стержня, больше времени  $t$ .

Кроме сжатия некоторой зоны стержня, где приложено напряжение, **частицам стержня** в этой зоне будет **сообщена некоторая скорость**. Эта зона будет воздействовать на соседнюю вдоль стержня зону, вызывая в ней напряжение и скорость частиц. Таким образом, волна напряжения или волна скорости будет передаваться вдоль стержня. Длина этой волны:

$$\lambda = C_p t, \quad (52)$$

где:  $C_p$  — скорость распространения фронта волны в стержне;

$t$  — продолжительность приложения напряжения на конец стержня.

**Рассмотрим механику одномерного распространения волн.**

Для установления динамики процесса рассмотрим энергетические зависимости.

Деформация стержня единичной площади поперечного сечения в результате сжатия зоны длиной  $\lambda$  равна:

$$\Delta l = \frac{\sigma}{E} \lambda, \quad (53)$$

где  $\sigma$  — напряжение;

$E$  — модуль упругости Юнга.

Приложенная работа на единицу площади составит:

$$A = \sigma \Delta l = \sigma \frac{\sigma}{E} \lambda = \frac{\sigma^2}{E} \lambda. \quad (54)$$

Эта работа равна упругой энергии, накопленной в зоне волны и кинетической энергии частиц стержня:

$$\frac{\sigma^2 \lambda}{E} = \frac{\sigma^2}{2E} v_0 + \frac{mV^2}{2}, \quad (55)$$

где  $v_0$  — объем стержня единичной площади сечения на длине волны  $\lambda$ ;

$m$  — масса стержня на длине волны;

$V$  — скорость частиц стержня.

Объем

$$v_0 = S \lambda = \lambda,$$

поскольку  $S=1$  — площадь сечения стержня;

$$m = S \lambda \rho = \rho \lambda,$$

где  $\rho$  — плотность материала стержня.

Следовательно,

$$\frac{\sigma^2 \lambda}{E} = \frac{\sigma^2 \lambda}{2E} + \frac{\rho \lambda V^2}{2} \quad (56)$$

или

$$\frac{\sigma^2 \lambda}{2E} = \frac{\rho \lambda V^2}{2}.$$

Отсюда:

$$\sigma^2 = \rho E V^2; \quad \sigma = (\rho E)^{0.5}$$

и

$$V = \frac{\sigma}{(\rho E)^{0.5}} = \sigma (\rho E)^{-0.5}. \quad (57)$$

Эта формула получена при прямоугольной форме волны (рис. 1.11(в)). Однако можно показать, что она верна и для любой формы волны при плоском фронте этой волны. Если фронт волны сильно искривлен (как

при сферическом фронте волны вблизи места взрыва сферического заряда), указанная формула будет неприемима.

Используя выражение

$$Ft = mV, \quad (58)$$

где  $F$  — сила;

$t$  — время действия силы;

$m$  — масса;

$V$  — скорость.

И учитывая, что для единичной площади величина  $F$  численно равна  $\sigma$ , а величина  $m = \rho \lambda$ , получим:

$$\sigma t = \rho \lambda V = \rho \lambda \sigma (\rho E)^{-0.5} = \sigma \lambda (\rho / E)^{0.5},$$

откуда

$$t = \lambda (\rho / E)^{0.5} \quad (59)$$

и

$$C_p = \lambda / t = (E / \rho)^{0.5}, \quad (60)$$

где  $C_p$  — скорость продольной волны.

Таким образом, скорость распространения упругой волны в стержне не зависит ни от величины напряжения  $\sigma$ , ни от продолжительности его приложения  $t$ .

Соответственно, длина волны:

$$\lambda = C_p t = t (E / \rho)^{0.5}. \quad (61)$$

В случае растягивающего напряжения скорость волны не изменится, а ее направление совпадает с направлением волны сжатия. Приведенные выше формулы позволяют найти выражения для других величин. Так как:

$$\sigma = V (\rho E)^{0.5},$$

то относительная деформация:

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{E} = V \frac{(\rho E)^{0.5}}{E} = V (\rho / E)^{0.5} = \frac{V}{C_p}.$$

Ускорение частиц:

$$a = \frac{dV}{dt} = C_p \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{C_p}{E} \cdot \frac{d\sigma}{dt}.$$

Смещение частиц:

$$y = \int V dt = C_p \int \varepsilon dt = \frac{C_p}{E} \int \sigma dt.$$

Так как сейсмограф регистрирует либо смещение, либо ускорение, то для нахождения скорости частиц необходимо: либо дифференцировать график смещения, либо интегрировать график ускорения.

Используя графики рис. 1.11 (б) и рис. 1.11 (г) можно исследовать **взаимодействие двух или более волн**. На рис. 1.12 (а) и 1.12 (в) мы имеем случай двух волн, движущихся навстречу друг другу. На рис. 1.12 (б) и 1.12 (г) показано, что взаимодействие волн сводится к их **алгебраическому сложению**.

После того, как волны минуют друг друга, они вновь принимают начальную форму. Такая же закономерность имеет место при наложении волн, движущихся в одном направлении.

Как было показано выше на распространение упругих волн оказывают влияние модуль упругости (или жесткость) материала и его плотность. Изменения этих характеристик в стержне можно представить изменением его поперечного сечения, как показано на рис. 1.13 (а). Рассмотрим стержень с произвольной площадью поперечного сечения, отличной от единицы. Пусть масса стержня на единицу длины будет  $m$ , а модуль упругости выразим через жесткость стержня  $K = SE$  (где  $S$  — площадь сечения стержня).

Тогда скорость перемещения частиц будет:

$$V = \sigma (\rho E)^{-0.5} = \frac{P}{S} \left( \frac{m}{S} \cdot \frac{K}{S} \right)^{-0.5} = P (mK)^{-0.5}, \quad (62)$$

где  $P$  — сила, приложенная в конце стержня.

На переходном сечении I—I (слева от перехода) имеет место зависимость:

$$V = V_i - V_r = V_t,$$

где  $V_i$  — скорость приближающейся волны;  
 $V_r$  — скорость отраженной волны;  
 $V_t$  — скорость прошедшей волны.

Если материал не разрушается, результирующие скорости частиц слева от сечения и справа от него должны быть равны:

$$\frac{P_i}{(m_1 K_1)^{0.5}} - \frac{P_r}{(m_1 K_1)^{0.5}} = \frac{P_t}{(m_2 K_2)^{0.5}}, \quad (64)$$

где  $P_i$  — сила, обусловленная бегущей волной;  
 $P_r$  — сила, обусловленная отраженной волной;  
 $P_t$  — сила, обусловленная прошедшей через сечение I—I волной.

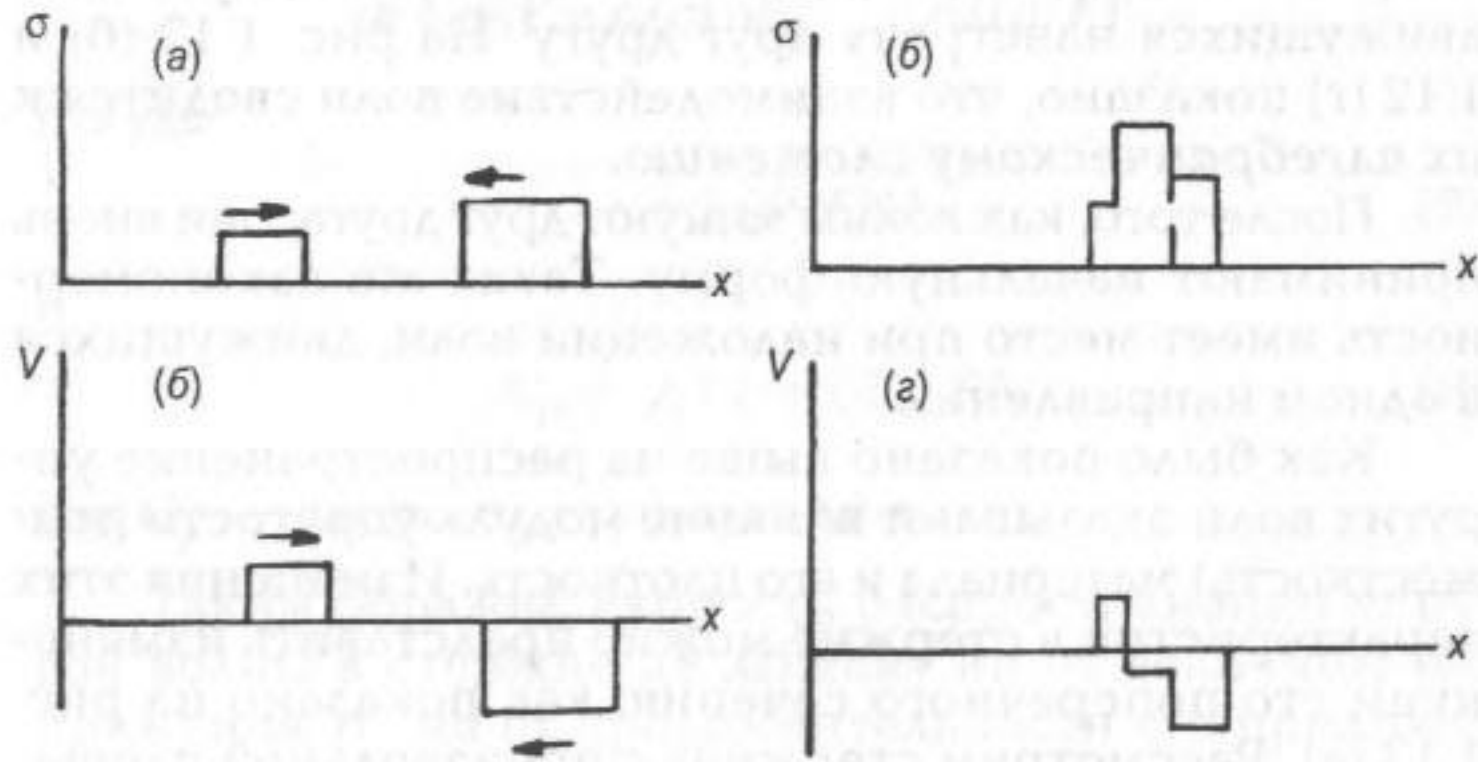


Рис. 1.12. Взаимодействие упругих волн:

- а — график волн напряжений до взаимодействия;
- б — график волн напряжений при взаимодействии;
- в — график скоростей до взаимодействия;
- г — график скоростей при взаимодействии.

Схема расположения сил относительно сечения I—I приведена на рис. 1.13 (б). Предполагается, что волна имеет форму прямоугольника и скорость в сечении волны постоянна, т. е. ускорение в волне отсутствует и сумма сил поэтому равна нулю.

Уравнение для сил имеет вид:

$$P_i + P_r - P_t = 0. \quad (65)$$

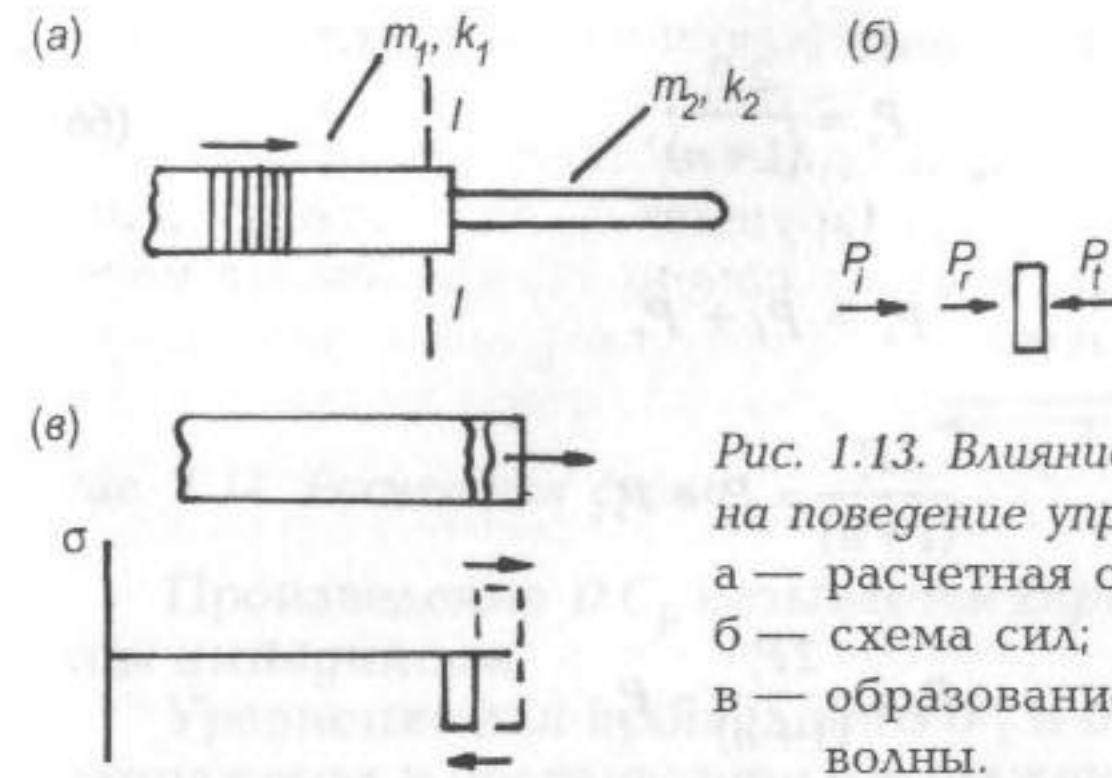


Рис. 1.13. Влияние границ раздела на поведение упругих волн:

- а — расчетная схема;
- б — схема сил;
- в — образование отраженной волны.

При этом направление силы  $P_r$  принимается положительным (оно неизвестно и определяется в каждом отдельном случае). Из выражения (64) и (65) находим:

$$P_r = P_t - P_i$$

Следовательно,

$$\frac{P_i - P_i + P_t}{(m_1 K_1)^{0.5}} = \frac{P_t}{(m_2 K_2)^{0.5}};$$

$$\frac{2P_t}{(m_1 K_1)^{0.5}} = \frac{P_t}{(m_1 K_1)^{0.5}} + \frac{P_t}{(m_2 K_2)^{0.5}};$$

$$\frac{2P_t}{(m_1 K_1)^{0.5}} = P_t \frac{(m_1 K_1)^{0.5} + (m_2 K_2)^{0.5}}{(m_1 K_1)^{0.5} \cdot (m_2 K_2)^{0.5}};$$

$$2P_t = P_t \frac{(m_1 K_1)^{0.5} + (m_2 K_2)^{0.5}}{(m_2 K_2)^{0.5}}.$$

Полагая:

$$n = \frac{(m_1 K_1)^{0.5}}{(m_2 K_2)^{0.5}},$$

получим

$$2P_t = P_t(1 + n)$$

или

$$P_i = \frac{2P_i}{(1+n)}, \quad (66)$$

но

$$P_i = P_i + P_r$$

или

$$\frac{2P_i}{(1+n)} = P_i + P_r.$$

Откуда:

$$P_r = \frac{2P_i}{(1+n)} - P_i;$$

$$P_r = \frac{2P_i - (1+n)P_i}{(1+n)} = \frac{P_i(2-1-n)}{(1+n)};$$

$$P_r = P_i \frac{(1-n)}{(1+n)}. \quad (67)$$

Принимая во внимание, что

$$m = \rho S; \quad K = ES \text{ и } C_p = (E/\rho)^{0,5}$$

и что изменение сечения стержня соответствует изменению массы и жесткости  $K$  (условно приняв  $S = \text{const}$ ), получим

$$n = \frac{(m_1 K_1)^{0,5}}{(m_2 K_2)^{0,5}} = \left( \frac{\rho_1 S E_1 S}{\rho_2 S E_2 S} \right)^{0,5} = \left( \frac{\rho_1 E_1}{\rho_2 E_2} \right)^{0,5}.$$

Поскольку

$$E_1^{0,5} = C_{p1} \rho_1^{0,5};$$

$$E_2^{0,5} = C_{p2} \rho_2^{0,5},$$

следовательно,

$$n = \left( \frac{\rho_1}{\rho_2} \right)^{0,5} \cdot \frac{C_{p1} \rho_1}{C_{p2} \rho_2},$$

то есть

$$n = \frac{C_{p1} \rho_1}{C_{p2} \rho_2}. \quad (68)$$

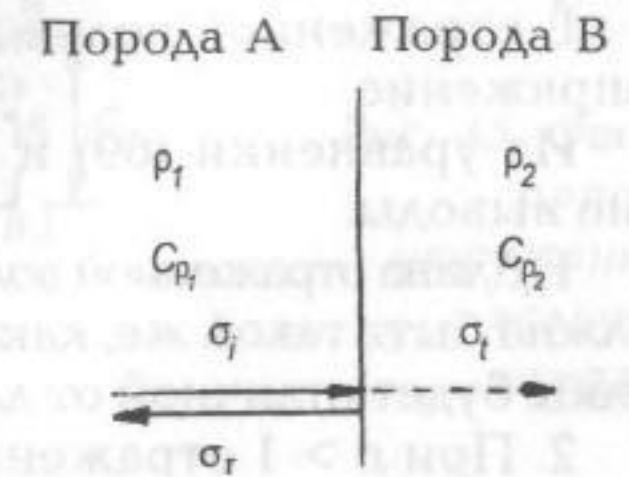


Рис. 1.14. Расчетная схема

Произведение  $\rho C_p$  называется **характеристическим импедансом**.

Уравнение для прошедшего  $\sigma_t$  и отраженного  $\sigma_r$  напряжения в соответствии с выражениями (66) и (67) может быть записано в виде:

$$\sigma_t = \frac{2\sigma_i}{(1+n)}; \quad (69)$$

$$\sigma_r = \sigma_i \frac{(1-n)}{(1+n)}. \quad (70)$$

**Пример 1.** Продольная волна, проходящая через породу А со скоростью 4880 м/с и напряжением 70 мПа сталкивается под прямым углом с породой В, скорость продольной волны в которой 3660 м/с. Плотность породы А — 2900 кг/м<sup>3</sup>, а породы В — 2600 кг/м<sup>3</sup>.

Определить напряжения в отраженной и прошедшей волнах.

**Решение.** 1. Расчетная схема дана на рис. 1.14.

2. По формуле (68) находим значение:

$$n = \frac{C_{p1} \rho_1}{C_{p2} \rho_2} = \frac{4880 \cdot 2900}{3660 \cdot 2600} = 1,487.$$

3. По формуле (69) напряжение в прошедшей волне:

$$\sigma_t = \frac{2\sigma_i}{(1+n)} = \frac{2 \cdot 70}{(1+1,487)} = 56,3 \text{ мПа}.$$

4. По формуле (70) напряжение в отраженной волне:

$$\sigma_r = \sigma_i \frac{(1-n)}{(1+n)} = 70 \frac{(1-1,487)}{(1+1,487)} = -13,7 \text{ мПа}.$$

В отраженной волне имеет место растягивающее напряжение.

Из уравнений (69) и (70) можно сделать следующие выводы:

1. Длина отраженной волны  $\lambda = t C_p$  или  $\lambda = t(E/\rho)^{0,5}$  должна быть такой же, как и бегущей; длина прошедшей волны будет отличной от длины бегущей волны.

2. При  $n > 1$  отраженная волна будет отрицательной, т. е. с растягивающим напряжением. Проходящая волна всегда сжимающая.

При  $n < 1$  отраженная волна будет сжимающей. При  $n = \infty$  отраженная волна по величине равна бегущей, но противоположна по знаку. Это означает, что когда бегущая волна сжимающая доходит до конца стержня, она отражается как растягивающая с той же амплитудой.

Указанные выводы можно подтвердить экспериментом. Возьмем стержень из хрупкого материала и ударим по его торцу или взрывом вызовем сжимающее напряжение, меньшее прочности на сжатие. От другого конца волна отразится как растягивающая и, если напряжение в ней примерно на 10 % выше прочности стержня на растяжение, в стержне появится разрыв, как показано на рис. 1.13 (в). Это поясняет появление отслоений обнажений пород в выработках при взрывных работах.

Рассмотрим действие отраженной волны напряжений в стержне. Опыт показывает, что удар по одному концу стержня может привести к откалыванию части стержня на другом его конце, как это показано на рис. 1.15.

При плоском фронте волны напряжений длина отколовшейся части  $FB$  стержня может быть определена из следующих соотношений (рис. 1.15):

$$FB = MK / 2$$

$$\frac{Td}{MK} = \frac{\sigma_0}{AJ} = \frac{Td}{2FB}$$

откуда

$$FB = \frac{AJ}{2\sigma_0}$$

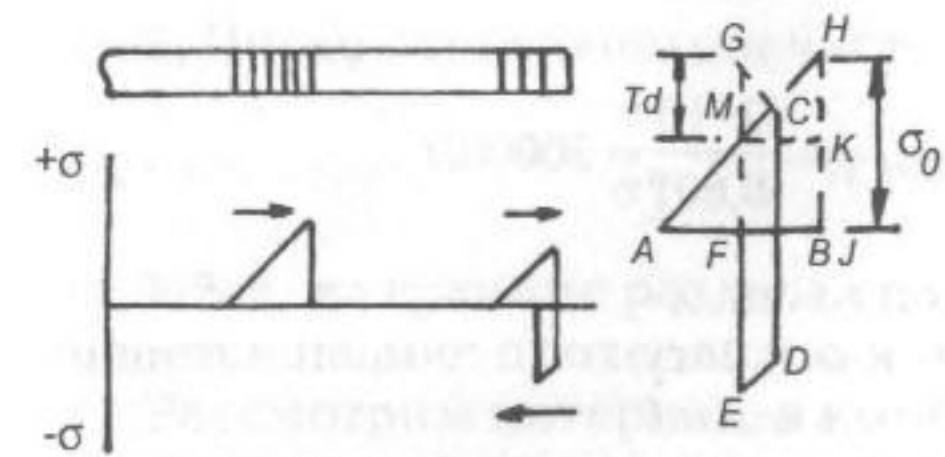


Рис. 15. Откол породы отраженной волной в стержне

Здесь  $AJ$  — длина волны;  $\sigma_i$  — напряжение в стержне от удара;  $\tau_0 \approx -\sigma_p$ , напряжение на фронте отраженной волны;  $B_p$  — прочность стержня на растяжение. Число отколовшихся кусков  $n$  получаем из соотношения:

$$\sigma_0 = \sigma_p.$$

Отсюда:

$$n = \frac{\sigma_0}{\sigma_p}. \tag{71}$$

**Пример 2.** По торцу стержня из горной породы наносится удар молотком в условиях, приведенных в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Площадь поперечного сечения стержня, см <sup>2</sup>	10
Прочность стержня на растяжение, МПа	6,0
Масса молотка, кг	2,0
Скорость удара, м/с	10
Продолжительность удара, с	0,001
К. п. д. удара	0,8
Скорость продольной волны в стержне, м/с	3000

Установить:

1. Произойдет ли отрыв части стержня на противоположном удару конце?
2. Если да, то какова длина оторвавшейся части?
3. Сколько частей оторвется от стержня?

**Решение:** 1. Расчетная схема приведена на рис. 1.16.

2. Силу удара находим из выражения:

$$mV = Ft,$$

где  $m$  — масса молотка, кг;

$V$  — скорость удара, м/с;

$F$  — сила удара, Н;

$t$  — продолжительность удара, с.

Откуда:

$$F = mV / t = \frac{2 \cdot 10}{0,001} = 20000H.$$

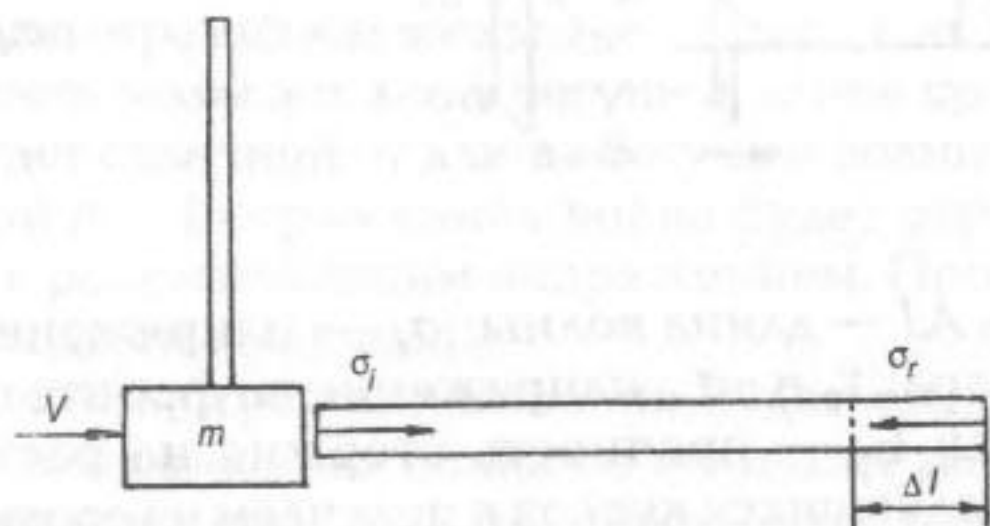


Рис. 1.16. Расчетная схема

3. Напряжение в стержне от удара:

$$\sigma_i = \frac{F\eta}{S} = \frac{20000 \cdot 0,8}{0,001} = 16 \text{ мПа},$$

где  $F$  — сила удара;

$\eta$  — КПД удара;

$S$  — площадь сечения стержня,  $\text{м}^2$ ;

Так как  $\sigma_i > 6$ , то часть стержня оторвется.

4. Длина оторвавшейся части стержня:

$$\Delta l = \frac{\lambda \sigma_p}{2\sigma_i},$$

где  $\lambda$  — длина упругой волны в стержне, м;

$\sigma_p$  — прочность стержня на растяжение, мПа;

$\sigma_i$  — напряжение от удара, мПа.

5. Длина упругой волны:

$$\lambda = C_p t,$$

где  $C_p$  — скорость упругой волны в стержне, м/с;

$t$  — время удара, с;

$$\lambda = 3000 \cdot 0,001 = 3 \text{ м}.$$

Следовательно:

$$\Delta l = \frac{3 \cdot 6}{2 \cdot 16} = 0,56 \text{ м}.$$

6. Число оторвавшихся частей:

$$n = \frac{\sigma_i}{\sigma_p} = \frac{16}{6} = 2 \text{ части}$$

Итак, на границе раздела сред бегущая волна разбивается на две: проходящую и отраженную.

Рассмотрим материал, в котором зависимость деформации от напряжения нелинейная. Простейший случай материала с двумя линейными зависимостями деформации от напряжения приведен на рис. 1.17 (а). Напряжение  $\sigma_1$  вызовет скорость волны  $V_1 = (E_1 / \rho)^{0,5}$ . Если в это время добавится напряжение до уровня  $\sigma_2$ , тогда скорость волны будет:  $V_2 = (E_2 / \rho)^{0,5}$ .

Если напряжение  $\sigma_2$  будет приложено сразу, фронт волны разделится на два, как показано на рис. 1.17 (б). Часть волнового фронта, вызванная напряжением  $\sigma_1$ , будет перемещаться с меньшей скоростью и начнет отставать. Расстояние между двумя фронтами волн будет равно произведению разности скоростей на время.

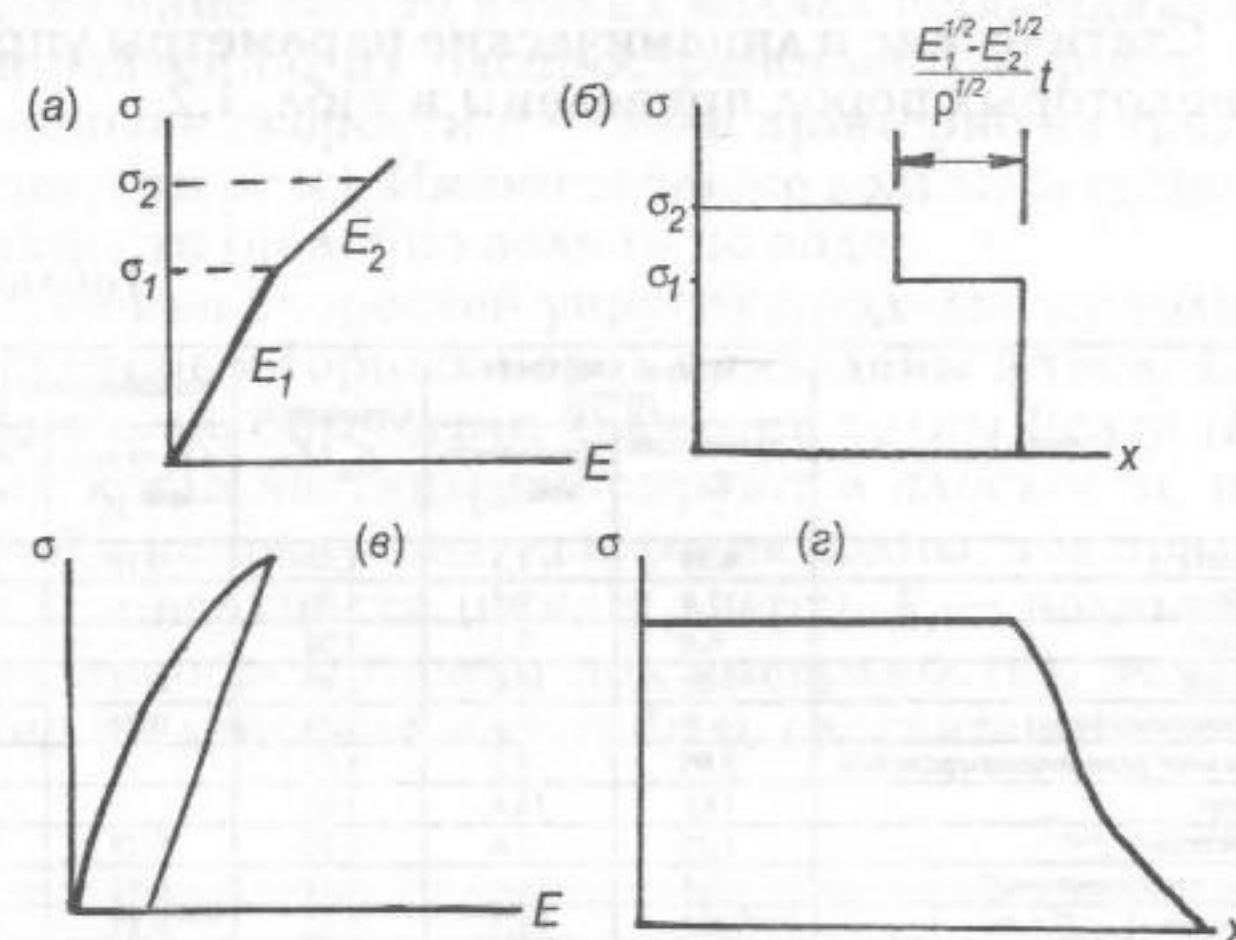


Рис. 17. Влияние модуля упругости среды на волновые характеристики:

а — линейная зависимость деформации от напряжения;

б — перемещение фронта волны;

в — нелинейная зависимость деформации от напряжения;

г — перемещение фронта волны.

Подобное, но более сложное явление, будет иметь место в материале с нелинейной характеристикой при нагрузке, как показано на рис. 1.17 (в). Здесь волна размажется по форме как показано на рис. 1.17 (г), со средним наклоном фронта волны, снижающимся с течением времени.

Если характеристика материала при разгрузке линейная (рис. 1.17 (в)), скорость заднего фронта волны будет постоянной. Длина волны при этом останется постоянной, хотя форма ее будет меняться. Уравнения, полученные для одномерного стержня, пригодны и для плоской волны в трехмерном пространстве.

Зависимость между модулем упругости в трехосном  $E_0$  и одноосном  $E$  напряженном состоянии имеет вид:

$$E_0 = E \frac{(1-\mu)}{(1+\mu)(1-2\mu)} = E \frac{(1-\mu)}{(1-\mu-2\mu^2)}, \quad (72)$$

где  $\mu$  — коэффициент Пуассона.

Статические и динамические параметры упругости некоторых пород приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Порода	Модуль упругости $10^{10}$ Па		Отношение $E_0/E_{ст}$	Коэффициент Пуассона	
	Статический $E_{ст}$	Динамический $E_d$		Статический $\mu_c$	Динамический $\mu_d$
Базальт	4.39	7.8	1.78	0.12	0.22
Габбро	7.1	7.5	1.06	—	—
Гранит	6.6	7.1	1.08	—	—
Диабаз	7.32	10.6	1.45	0.18	0.23
Диоритопорфирит	5.3	14.5	2.74	0.24	0.26
Доломит равномернoзернистый	5.05	5.3	1.05	—	—
Дунит	14.9	16.4	1.03	—	—
Известняк	2.25	5.6	2.50	0.29	0.27
Известняк глинистый	6.5	6.6	1.01	0.22	0.02
Кварцит	6.7	8.8	1.32	0.17	0.07
Конгломерат	7.0	7.9	1.13	0.13	0.02
Магнетит мелкозернистый	8.2	17.2	2.10	0.34	0.33
Песчаник	2.6	2.7	1.04	0.28	0.13
Песчаник кварцевый	4.5	8.6	1.90	0.21	0.42
Роговик скарированный пироксенoм	7.8	8.9	1.15	0.17	0.33
Снецит	7.4	8.1	1.10	—	—
Скари гранатовый с магнетитом	6.8	9.1	1.35	0.27	0.20
Скари пироксен-эпидотoвый	0.9	3.2	3.52	0.41	0.35
Туф альбитoфировый	4.7	7.9	1.68	0.16	0.36

Скорость продольной волны в твердой среде будет:

$$C_p = \left[ \frac{E(1-\mu)}{\rho(1-\mu-2\mu^2)} \right]^{0.5}, \quad (73)$$

где  $E$  — модуль упругости при одноосном напряженном состоянии;

$\rho$  — объемная плотность.

По этой формуле сейсмическая скорость  $C_p$  будет примерно на 5% выше, чем рассчитанная по более простой формуле (60).

Кроме продольных волн ( $P$  — волны), существуют поперечные ( $S$  — волны), которые проходят через упругую среду. Скорость этих волн в трехмерной среде

$$C_s = (G/\rho)^{0.5}, \quad (74)$$

где  $G$  — модуль упругости второго рода.

Движение частиц в таких волнах перпендикулярно направлению их распространения. Скорость  $S$  — волн меньше скорости  $P$  — волн примерно на треть (в зависимости от  $\mu$ ). Имеются также волны, бегущие по поверхности (подобно волнам по воде).

Значения скоростей упругих продольных волн  $C_p$  для некоторых горных пород приведены в табл. 1.3.

Наиболее обычными являются волны Релея ( $R$  — волны), когда частицы вибрируют в плоскости, нормальной к направлению движения волны, под прямым углом к поверхности (вниз и вверх).  $R$  — волны действуют непосредственно под поверхностью земли и глубина их действия может быть рассчитана.

Таблица 1.3

Порода	$C_p$ , км/с	Порода	$C_p$ , км/с
Глины	1,0–2,8	Гранита	5,4–6,3
Глинистые сланцы	2,5–4,8	Диориты	5,9–6,2
Пемчаники рыхлые	1,5–2,5	Габро, нориты	6,4–7,7
Доломиты	5,0–7,0	Гипербазиты	7,5–8,7
Песчаники	2,5–7,0	Биотитовые гнейсы	5,5–6,5
Известняки глинистые	3,0–5,0	Гранулиты	5,6–6,5
Известняки крепкие	4,5–7,5	Амфиболовые гнейсы	5,1–6,5
Каменная соль	4,0–5,5	Амфиболиты	6,5–7,2
Гипс	5,5		

Следует заметить, что при переходе волны из одной среды в другую частота и период колебаний частиц в ней остаются постоянными, а длина волны изменяется в соответствии с изменением ее скорости.

Поглощение упругой волны средой приводит к относительному уменьшению ее динамических характеристик (амплитуды, величины и скорости перемещений, напряжений и деформаций).

Для плоской монохроматической волны при распространении ее в квазиоднородной среде интенсивность или плотность снижается по закону Бугера-Ламберта:

$$J = J_0 e^{-KR}, \quad (75)$$

где  $J_0$  — интенсивность или плотность входящей в среду волны, Дж;

$K$  — показатель поглощения,  $m^{-1}$ ;

$R$  — путь, пройденный волной, м.

Для пород Нюрингринского карьера получена эмпирическая зависимость:

$$K = 0,478 - 0,00006 C_p, m^{-1}, \quad (76)$$

где  $C_p$  — скорость продольной упругой волны в породе, м/с.

Значение показателя поглощения  $K$  изменялось от 0,27 до 0,37  $m^{-1}$ .

**Пример 3.** В забое квершлага, проходимого по кварциту, произведен взрыв заряда ВВ. Сколько времени потребуется продольной волне, вызванной взрывом, достичь полевого штрека, расположенного в 750 м от места взрыва?

**Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 1.18.

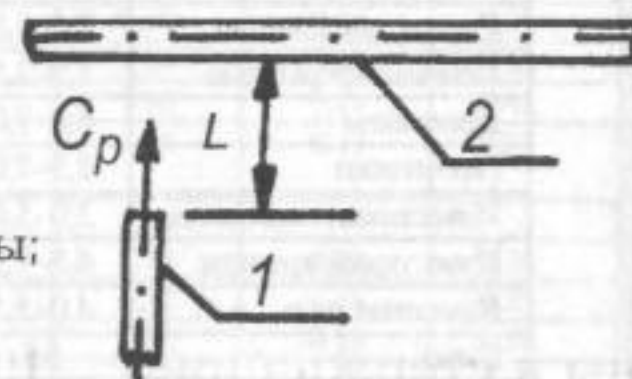
Рис. 1.18. Расчетная схема

1 — квершлаг;

2 — полевой штрек;

$C_p$  — скорость продольной волны;

$L$  — расстояние до полевого штрека.



2. Расчетные формулы:

$$t = \frac{L}{C_p}; C_p = \left[ \frac{E_d(1-\mu_d)}{\rho(1-\mu_d-2\mu_d^2)} \right]^{0,5},$$

где  $E_d$  — динамический модуль упругости, Па;

$\mu_d$  — динамический коэффициент Пуассона;

$\rho$  — плотность кварцита.

3. Расчетные данные: — по табл. 1.2: динамический модуль упругости  $E_d = 8,8 \cdot 10^{10}$  Па;

динамический коэффициент Пуассона  $\mu_d = 0,07$ ;

плотность кварцита  $\rho = 2600$  кг/м<sup>3</sup>.

4. Результаты расчета:

$$C_p = \left[ \frac{8,8 \cdot 10^{10}(1-0,07)}{2600(1-0,07)-2 \cdot 0,07^2} \right]^{0,5} = 5848,6 м/с;$$

$$t = \frac{750}{5848,6} = 0,13 с.$$

### Ударные волны

Особый вид представляют ударные волны, образующиеся при взрыве ВВ и характеризующиеся весьма высокими напряжениями. Они отличаются от упругих волн. Все части упругих волн движутся с одинаковой скоростью, в то время как в ударных волнах часть с наибольшим напряжением движется быстрее. Второе отличие состоит в том, что ударная волна имеет очень крутой передний фронт, а упругая волна имеет конечное время для ее роста.

Гидродинамическая теория предполагает, что напряжения в ударной волне достаточно высоки для того, чтобы рассматривать горную породу как сжимаемую жидкость без сопротивления сдвигу. Деформация рассматривается как результат изменения плотности среды под таким высоким напряжением.

Для вывода необходимых соотношений для данного типа волн рассмотрим случай плоской ударной волны в стержне (рис. 1.19).

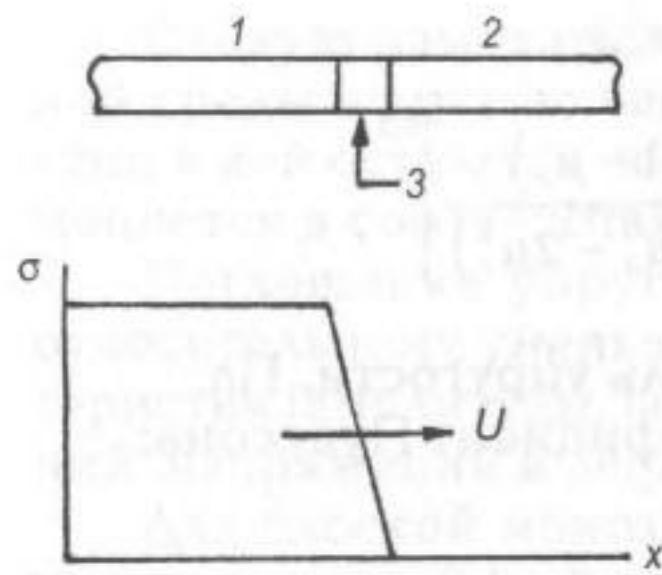


Рис. 1.19. Ударная волна:  
1 — сжатая зона;  
2 — несжатая зона;  
3 — переходная зона;  
 $U$  — скорость фронта ударной волны.

Допустим, что фронт волны движется со скоростью  $U$  так, что за фронтом волны скорость частиц  $V_S$ , напряжение  $\sigma_S$  и массовая плотность среды  $\rho_S$  остаются постоянными, что эти свойства  $V_0$ ,  $\sigma_0$  и  $\rho_0$  постоянны и впереди волны, а между этими зонами имеется переходная зона (рис. 1.19). Для простоты рассуждения при оценке относительного движения переходная зона принимается стационарной, через которую движется цилиндр справа налево. Относительная скорость движения материала будет:

$$(U - V_0).$$

По закону сохранения массы, масса, входящая в зону, равна массе, покидающей зону:

$$\rho_0 (U - V_0) = \rho_S (U - V_S) = m. \quad (77)$$

По закону сохранения импульса

$$F \Delta t = m \Delta V$$

для плоской волны, в случае единичного сечения за время действия  $\Delta t$ , равное одной секунде, получим:

$$\sigma_S - \sigma_0 = m (U - V_0) = m (U - V_S). \quad (78)$$

Наконец, по закону сохранения энергии, работа, произведенная цилиндром, равна изменению кинетической энергии плюс изменение внутренней энергии материала:

$$V_S \sigma_S - V_0 \sigma_0 = m (V_S^2 - V_0^2) / 2 + m \Delta I, \quad (79)$$

286 где  $\Delta I$  — изменение энергии на единицу массы.

Принимая во внимание, что  $\sigma_0 \ll \sigma_S$  и  $V_0 \ll V_S$ , можно положить:  $\sigma_0 = 0$  и  $V_0 = 0$ . Тогда из (77)

$$\rho_0 U = m; \quad \sigma_S = m V_S;$$

$$m = \sigma_S / V_S; \quad \rho_0 U = \sigma_S / V_S;$$

из (78)

$$\sigma_S = m V_S; \quad V_S = \sigma_S / m.$$

Тогда

$$U = \frac{\rho_S \sigma_S / m}{\rho_S - \rho_0}$$

из (77)

$$m = \rho_0 U.$$

Поэтому

$$U = \frac{\rho_S \sigma_S / \rho_0 U}{\rho_S - \rho_0} = \frac{\rho_S \sigma_S}{\rho_0 U (\rho_S - \rho_0)};$$

$$\rho_0 U^2 (\rho_S - \rho_0) = \rho_S \sigma_S.$$

В итоге:

$$U = \left[ \frac{\rho_S \sigma_S}{\rho_0 (\rho_S - \rho_0)} \right]^{0.5}, \quad (80)$$

где  $U$  — скорость фронта ударной волны;  
 $\rho_S$  — плотность материала, сжатого ударной волной;  
 $\rho_0$  — плотность до сжатия ударной волной;  
 $\sigma_S$  — напряжение в сжатой зоне.

Из (77) и (78)

$$\rho_0 U = m; \quad \sigma_S = m V_S;$$

$m = \sigma_S / V_S; \quad \rho_0 U = \sigma_S / V_S$ , отсюда

Ранее было:

$$U = \frac{\sigma_s}{V_s \rho_0};$$

$$U = \frac{\rho_s V_s}{\rho_s - \rho_0},$$

поэтому

$$\frac{\rho_s V_s}{\rho_s - \rho_0} = \frac{\sigma_s}{V_s \rho_0};$$

$$V_s^2 \rho_0 \rho_s = \sigma_s (\rho_s - \rho_0);$$

$$V_s = \left[ \frac{\sigma_s (\rho_s - \rho_0)}{\rho_s \rho_0} \right]^{0,5} \quad (81)$$

Из уравнений (77) и (79), пренебрегая  $\sigma_0$  и  $V_0$ , имеем:

$$\Delta I = \frac{\sigma_s V_s - m V_s^2 / 2}{m} = \frac{2\sigma_s V_s - m V_s^2}{2m}.$$

Поскольку

$$m = \sigma_s / V_s, \text{ то}$$

$$\Delta I = \frac{2\sigma_s V_s - \sigma_s V_s^2 / V_s}{2\sigma_s / V_s} = \frac{\sigma_s V_s (2-1)V_s}{2\sigma_s} = \frac{V_s^2}{2};$$

$$\Delta I = \left[ \frac{\sigma_s (\rho_s - \rho_0)}{2\rho_s \rho_0} \right]. \quad (82)$$

Приведенные выше зависимости являются справедливыми и для взрывных работ, когда генерируется химическая энергия.

**Пример 1.** Заряд ВВ, находящийся в контакте с породной пластиной, взорван. Пластина в свою очередь контактирует с водой, плотность породы 2,7. Скорость ударной волны, переданной воде, 4000 м/с, скорость ударной волны в породе 6800 м/с.

Зависимость между скоростью ударной волны и давлением в воде приведена в таблице 1.4.

Таблица 1.4

Скорость, м/с	Давление, килобар (100 мПа)
3450	30
3820	40
4120	50
4350	60

Определить напряжение в породной пластине.

**Решение.** I. Расчетная схема приведена на рис. 1.20.

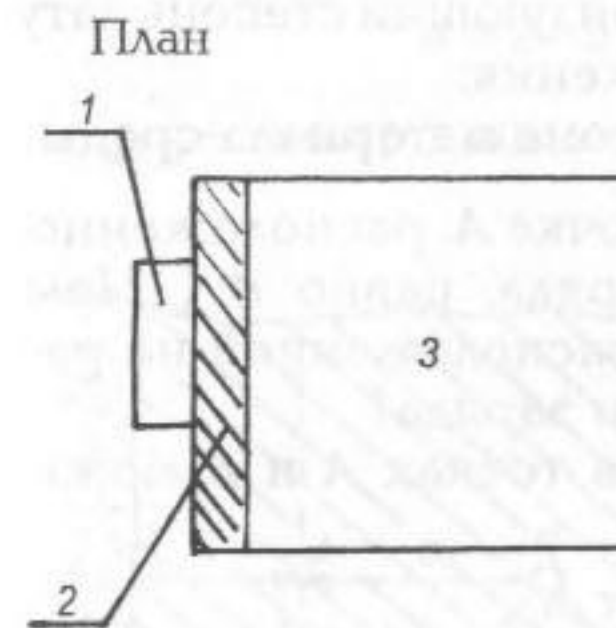


Рис. 1.20. Расчетная схема

- 1 — заряд ВВ;
- 2 — породная пластина;
- 3 — вода

2. Из таблицы 1.4 путем интерполяции для данной скорости ударной волны 4000 м/с, переданное воде давление

$$\sigma_i = 40 + \frac{(50-40)}{(4120-3820)}(4000-3820) = 46 \text{ килобар} = 4600 \text{ мПа}.$$

3. Из формулы (69) находим давление в породе  $\sigma_i$ :

$$\sigma_i = \sigma_i (1+n)/2;$$

$$\sigma_i = \frac{46 \left( 1 + \frac{2,7 \cdot 6800}{1 \cdot 4000} \right)}{2} = 128,5 \text{ килобар} = 128500 \text{ мПа}.$$

Для сред с внутренним трением (в частности, горных пород) степень затухания радиальных сжимающих

напряжений достаточно представительно характеризуется зависимостью вида:

$$\sigma_R = \sigma_0 / \bar{r}^n \quad (83)$$

$$\bar{r} = R/r; \quad n = 2 - \alpha; \quad \alpha = \mu / (1 - \mu),$$

где  $\sigma_0$  — начальное удельное давление на фронте волны напряжения;

$R$  — расстояние от центра заряда до данной точки;

$r$  — радиус заряда;

$n$  — показатель, характеризующий степень затухания волны напряжения;

$\mu$  — коэффициент Пуассона материала среды.

**Пример 2.** Напряжение в точке  $A$ , расположенной на расстоянии  $a$  от центра заряда, равно  $\sigma_A$ . Чему равно напряжение в точке  $B$ , расположенной на расстоянии  $(a + b)$  от центра этого заряда?

**Решение.** 1. Напряжения в точках  $A$  и  $B$  можно представить в виде:

$$\sigma_A = \sigma_0 / (a/\bar{r})^n; \quad \sigma_B = \sigma_0 / ((a+b)/\bar{r})^n,$$

где  $\sigma_0$  — начальное удельное давление на фронте волны напряжения;

$r$  — радиус заряда.

2. Отношение напряжений в точках  $A$  и  $B$ :

$$\sigma_A / \sigma_B = (1 + b/a)^n,$$

откуда

$$\sigma_B = \sigma_A / (1 + b/a)^n.$$

### Расчет толщины защитной рудной корки

Защитная рудная корка оставляется между камерой и закладочным массивом, разрушение которого приведет к разубоживанию руды.

Расчетная схема приведена на рис. 1.21.

Радиальное напряжение сжатия в рудном массиве (точка  $A$ ) от взрыва заряда  $BB$  в точке  $O$

$$\sigma_{pA} = \sigma_0 / (a/\bar{r})^n = R_p; \quad \bar{r} = a/r,$$

где  $\sigma_0$  — напряжение в породном массиве на границе с зарядом  $BB$ ;

$a$  — расстояние от центра заряда  $BB$  до границы защитной рудной корки;

$r$  — радиус заряда  $BB$ ;

$R_p$  — предел прочности рудного массива на сжатие;

$$n = 2 - \alpha; \quad \alpha = \mu_p / (1 - \mu_p)$$

$\mu_p$  — коэффициент Пуассона рудного массива.

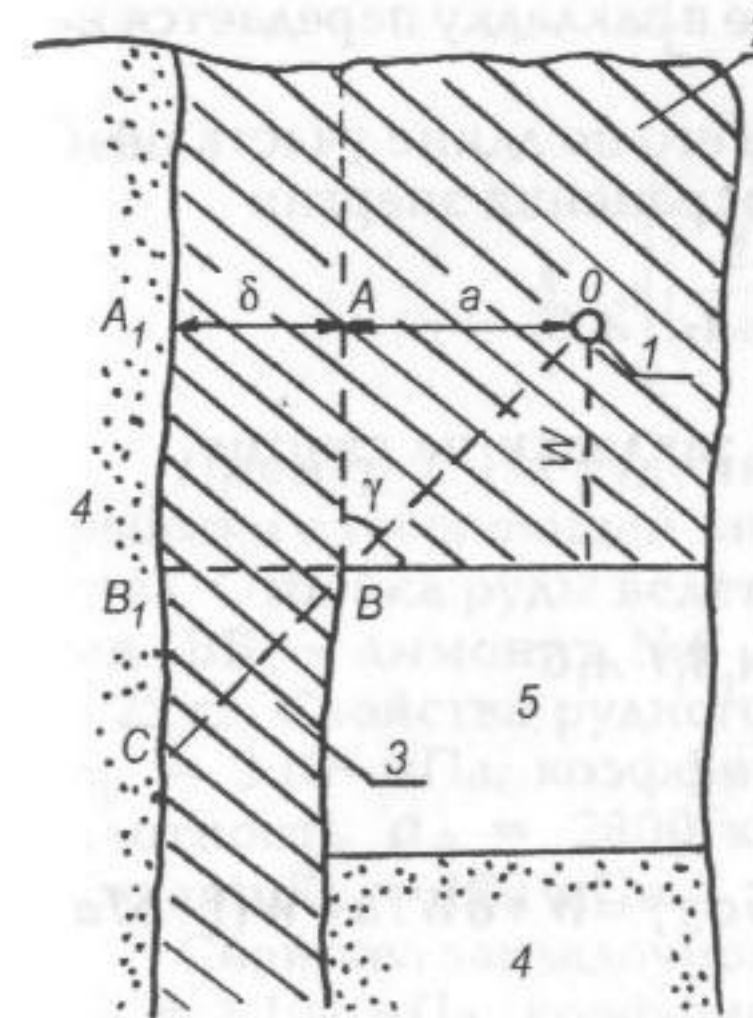


Рис. 1.21. Расчетная схема

- 1 — заряд  $BB$ ;
- 2 — рудный массив;
- 3 — рудная корка;
- 4 — твердеющая закладка;
- 5 — камера.

Радиальное напряжение сжатия на внешней границе предохранительной рудной корки (точка  $A_1$ )

$$\sigma_{pA_1} = \frac{\sigma_0}{\left(\frac{a+\delta}{r}\right)^n} = \frac{R_p}{\left(1 + \frac{\delta}{a}\right)^n},$$

где  $\delta$  — толщина рудной корки.

Радиальное напряжение в закладочном массиве (точка  $A_1$ ) создается взрывной волной, прошедшей в этот массив. Величина напряжения

$$\sigma_{3A_1} = \frac{2\sigma_{pA_1}}{1 + \frac{C_p \rho_p}{C_3 \rho_3}} = \frac{2\sigma_{pA_1}}{1 + K_a}; K_a = \frac{C_p \rho_p}{C_3 \rho_3},$$

где  $C_p$  и  $C_3$  — скорость распространения продольной волны в рудном и закладочном массивах;

$\rho_p$  и  $\rho_3$  — плотности рудного и закладочного массивов.

Условно принимаем, что напряжения в рудном и закладочном массивах на участке  $A_1 B_1$  распределены равномерно и соответствуют  $\sigma_{pA_1}$  и  $\sigma_{3A_1}$ .

Фактически напряжение в закладку передается на участке  $A_1 C$ .

Считаем распределение его по длине участка  $A_1 C$  равномерным. По закону сохранения энергии

$$\sigma_{3A_1} \cdot A_1 B_1 = R_3 \cdot A_1 C,$$

где  $R_3$  — предел прочности закладки на сжатие.

Отсюда:

$$R_3 = \sigma_{3A_1} \cdot A_1 B_1 / A_1 C$$

Из рис. 1.21:

$$A_1 B_1 = W; A_1 C = A_1 B_1 + B_1 C = W + \delta \operatorname{ctg} \gamma = W + \delta W / a = W(1 + \delta / a)$$

Следовательно,

$$R_3 = \sigma_{3A_1} / (1 + \delta / a)$$

или

$$R_3 = \frac{2\sigma_{pA_1}}{(1 + K_a) \left(1 + \frac{\delta}{a}\right)} = \frac{2R_p}{\left(1 + \frac{\delta}{a}\right)^{n+1} (1 + K_a)},$$

откуда

$$\left(1 + \frac{\delta}{a}\right)^{n+1} (1 + K_a) = \frac{2R_p}{R_3}.$$

Обозначим

$$R_p / R_3 = K_n,$$

получим

$$\left(1 + \frac{\delta}{a}\right)^{n+1} = \frac{2K_n}{(1 + K_a)}$$

откуда

$$\delta = a \left[ \left( \frac{2K_n}{1 + K_a} \right)^{\frac{1}{n+1}} - 1 \right]$$

или

$$\delta = a \left[ \left( \frac{2K_n}{1 + K_a} \right)^{\frac{1}{3-\alpha_p}} - 1 \right].$$

**Пример 1.** На руднике применяется система разработки с твердеющей закладкой очистного пространства. Отбойка руды ведется горизонтальными шпурами. ВВ — аммонит №6 ЖВ, масса заряда в шпуре 0,25 кг. Свойства рудного массива: модуль упругости  $E_p = 2 \cdot 10^4$  мПа, коэффициент Пуассона  $\mu_p = 0,25$ , плотность  $\rho_0 = 2800$  кг/м<sup>3</sup>, предел прочности на сжатие  $R_p = 120$  мПа.

Свойства закладочного массива: модуль упругости  $E_3 = 1 \cdot 10^3$  мПа, коэффициент Пуассона  $\mu_3 = 0,35$ , плотность  $\rho_3 = 1400$  кг/м<sup>3</sup>, предел прочности на сжатие  $R_3 = 4$  мПа. Определить толщину защитной рудной корки на границе с ранее заложённым очистным пространством.

**Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 2.21.

2. Толщину отбиваемого слоя руды на границе с защитной коркой определяем из условия равенства напряжения  $\sigma_p$ , вызванного взрывом заряда ВВ, пределу прочности рудного массива на сжатие:

$$\sigma_p = \varepsilon_p E_p,$$

где  $\varepsilon_p$  — относительная деформация в рудном массиве, вызванная взрывом ВВ.

Отсюда

$$\varepsilon_p = R_p / E_p = 120 / (2 \cdot 10^4) = 0,006.$$

Толщину отбиваемого слоя руды находим по формуле (98):

$$a = \sqrt[2,5]{\frac{0,024 Q^{0,83}}{\varepsilon_p}} = \sqrt[2,5]{\frac{0,024 \cdot 0,21^{0,83}}{0,006}} = 1 \text{ м},$$

где  $Q$  — масса заряда ТНТ, кг.

Приведенная к ТНТ масса заряда аммонита №6 ЖВ определяется по формуле

$$Q = Q_1 q_1 / q$$

где  $Q_1 = 0,25$  кг — масса заряда аммонита №6 ЖВ;  
 $q_1 = 3561$  кДж/кг — удельная теплота взрыва аммонита №6 ЖВ;  
 $q = 4186,8$  кДж/кг — удельная теплота взрыва ТНТ.

Следовательно,

$$Q = 0,25 \cdot \frac{3561}{4186,8} = 0,21 \text{ кг};$$

$$K_n = R_p / R_3 = 120 / 4 = 30;$$

$$K_a = C_p \rho_p / C_3 \rho_3 = 2930 \cdot 2800 / 1070 \cdot 1400 = 5,48,$$

где

$$C_p = \left[ \frac{E_p (1 - \mu_p)}{\rho_p (1 + \mu_p) (1 - 2\mu_p)} \right]^{0,5} = \left[ \frac{2 \cdot 10^4 (1 - 0,25)}{2800 (1 + 0,25) (1 - 2 \cdot 0,25)} \right]^{0,5} = 2930 \text{ м/с};$$

$$C_3 = \left[ \frac{E_3 (1 - \mu_3)}{\rho_3 (1 + \mu_3) (1 - 2\mu_3)} \right]^{0,5} = \left[ \frac{1 \cdot 10^3 (1 - 0,35)}{1400 (1 + 0,35) (1 - 2 \cdot 0,35)} \right]^{0,5} = 1070 \text{ м/с};$$

$$\alpha_p = \mu_p / (1 - \mu_p) = 0,25 / (1 - 0,25) = 0,33.$$

Толщина защитной рудной корки:

$$\delta = 1 \cdot \left[ \left( \frac{2 \cdot 30}{1 + 5,48} \right)^{\frac{1}{3-0,33}} - 1 \right] \approx 1,2.$$

### Контрольные вопросы

1. Что такое гармоническое колебание?
2. Что такое характеристическое уравнение?
3. Напишите уравнение движения для колебания с трением.
4. Укажите критерий возникновения в системе колебаний при наличии трения.
5. Что такое коэффициент усиления колебаний?
6. От чего зависят собственные колебания системы?
7. При каких условиях сейсмограф фиксирует смещение почвы?
8. Чему равна длина упругой волны?
9. Что определяет скорость упругой волны?
10. От чего зависит скорость распространения продольной волны в породном массиве?
11. Что такое ударные волны?
12. От чего зависит скорость перемещения фронта ударной волны?

## 2.1. Основные понятия

Взрывом называют физическое или химическое превращение вещества, при котором его энергия быстро переходит в энергию сжатия и движения самого вещества или продуктов его превращения и окружающей среды.

Химический взрыв — самораспространяющееся химическое превращение вещества, протекающее с большой скоростью, выделением тепла и образованием газов, сжатых до высокого давления.

Детонация — частный случай взрыва, осуществляемого с постоянной, максимальной для данного вещества скоростью. Детонационная волна отличается от ударной тем, что в ней осуществляется химическая реакция, в ходе которой внутренняя энергия газов возрастает. Общая энергия ВВ может быть рассчитана, исходя из выражения:

$$E_{\text{общ}} = \frac{NRT}{\gamma - 1},$$

где  $N$  — число молекул в газах взрыва;  
 $R$  — газовая постоянная;  
 $T$  — температура взрыва в градусах Кельвина;  
 $\gamma = \frac{C_p}{C_v}$  — отношение удельных теплоемкостей газов взрыва;  
 $C_p$  — удельная теплоемкость при постоянном давлении;  
 $C_v$  — удельная теплоемкость при постоянном объеме.

Величины найденных экспериментально значений  $\gamma$  для продуктов взрыва:

- тротила большей плотности — 1,23;
- насыпного тротила — 1,24;
- прессованного тэна — 1,21;
- нитроглицерина — 1,19.

Температура разогрева  $T$  (в градусах Кельвина) газа с исходными параметрами  $P_0$  и  $T_0$  при сжатии до давления  $P$  в предположении адиабатического процесса:

$$T = T_0 \left( \frac{P}{P_0} \right)^{\frac{\gamma-1}{\gamma}}, \quad (84)$$

где  $\gamma = \frac{C_p}{C_v}$  — отношение удельных теплоемкостей продуктов взрыва.

Взрыв представляет собой выделение большого количества энергии в ограниченном объеме за очень короткий промежуток времени. Наиболее существенными признаками взрыва являются:

- экзотермичность процесса;
- большая скорость распространения;
- наличие газообразных продуктов под большим давлением.

Давление газов взрыва, приложенное к стенкам зарядной камеры, передается в другие точки среды в форме ударной волны, возникающей на границе раздела двух сред: ВВ — среда (рис. 2.1).

Ударной волной называется мгновенное возмущение среды, параметры состояния вещества на фронте которой меняются скачкообразно, а скорость его распространения превышает скорость звука в данной среде. Распространение ударной волны связано со значительными потерями энергии и физически возможно лишь до тех пор, пока давление на фронте ударной волны превышает модуль объемного сжатия среды, которая переходит в текучее состояние.

Практически область распространения ударной волны ограничена 3–7 радиусами заряда. В дальнейшем в среде наблюдается переход ударной волны в волну сжатия. Волной сжатия называется неупругое возмущение среды, параметры которой изменяются достаточно плавно, скорость распространения возмуще-

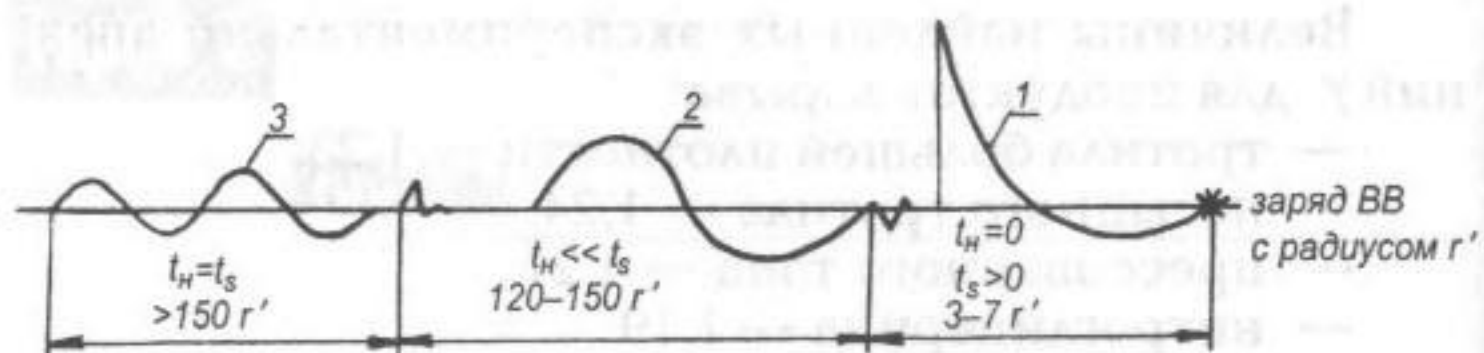


Рис. 2.1. Зоны распространения ударных волн (1), волн сжатия (2) и сейсмических волн (3):

$t_S$  — время спада напряжений от max до 0;  
 $t_H$  — время нарастания напряжений от 0 до max;  
 $r'$  — радиус заряда

ния равна скорости звука в данной среде, а время выведения вещества из состояния покоя всегда меньше времени возвращения его к этому состоянию.

В области распространения волн сжатия среда ведет себя неупруго, в ней возникают остаточные деформации, ведущие к нарушению сплошности строения среды.

Зона распространения этих деформаций охватывает объем до 120–150 радиусов заряда. По мере дальнейшего распространения в среде волны сжатия наблюдается ее переход в сейсмическую волну. Сейсмической волной называется упругое возмущение среды, скорость которой равна скорости звука в данной среде, а время упругого возмущения вещества равно времени его возвращения к состоянию покоя.

Область распространения упругих колебаний обычно определяется общей массой заряда и упруго-пластическими свойствами среды и превышает 150 радиусов заряда.

2. Основные параметры воздушной ударной волны:

а) при воздушном взрыве тротилового заряда избыточное давление на фронте ударной волны, мПа

$$\Delta P_\phi = 0,084 \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} + 0,27 \frac{\sqrt[3]{Q^2}}{R^2} + 0,7 \frac{Q}{R^3} \quad (85)$$

Продолжительность фазы сжатия, с

$$\tau_+ = 1,5 \cdot 10^{-3} \sqrt[3]{Q} \cdot \sqrt{R} \quad (86)$$

Импульс давления в фазе сжатия (мПа·с), относенный к поверхности фронта волны площадью 1 м<sup>2</sup>

$$i = 4 \frac{\sqrt[3]{Q^2}}{R} \quad (87)$$

б) при наземном взрыве тротилового заряда

$$\Delta P_\phi = 0,1 \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} + 0,43 \frac{\sqrt[3]{Q^2}}{R^2} + 1,4 \frac{Q}{R^3} \text{ мПа}; \quad (88)$$

$$\tau_+ = 1,7 \cdot 10^{-3} \sqrt[3]{Q} \cdot \sqrt{R}; \quad (89)$$

$$i = 6,3 \frac{\sqrt[3]{Q^2}}{R} \quad (90)$$

в) при взрыве в штольне сечением  $S$  м<sup>2</sup> неограниченной длины

$$\Delta P_\phi = 0,146 \frac{\sqrt[3]{Q}}{SR} + 0,92 \frac{\sqrt[3]{Q^2}}{S^2 R^2} + 4,4 \frac{Q}{S^1 R} \text{ мПа}, \quad (91)$$

где  $Q$  — масса тротилового заряда, кг;  
 $R$  — расстояние от центра взрыва, м.

При подходе волны напряжения к границе раздела полупространства происходит отражение прямой волны сжатия и ее преобразование в отраженную волну растяжения, которая распространяется от центра мнимого заряда (зеркально отраженного заряда). Коэффициент полезного действия взрыва обычно составляет 4–5 %.

Разрушающие давления воздушной ударной волны приведены в табл. 2.1.

**Пример 1.** На почве выработки сечением в свету 10 м<sup>2</sup> взорван заряд аммонита №6 ЖВ массой 0,3 кг. Выработка закреплена металлическими арками на расстоянии 1,5 м друг от друга с затяжкой боков и кровли железобетонными плитами. На расстоянии 10 м от места взрыва расположен ходовой восстающий. Какое влияние окажет взрыв на крепь выработки и оборудование восстающего, если допу-

Таблица 5

Объект	Давление, кПа	Характер разрушения
Бетонная противопожарная перемычка толщиной 0,25 м	80–100	Полное разрушение
Кирпичная (шлакоблочная) перемычка толщиной 0,24–0,36 м	40–50	Полное разрушение
Оборудование массой до 1 т (лебедки, вентиляторы)	40–60	Смещение с фундамента, опрокидывание, поломка
Вагонетки, расположенные торцевой стороной к направлению действия в. у. д	140–250	Сбрасывание с рельсов, общая деформация кузова и рамы.
Вагонетки, расположенные боковой стенкой к направлению действия в. у. д	45–75	То же
Проходческие машины	125–240	Опрокидывание, деформация и повреждение деталей.
Водо-воздуховоды, подвешенные к стенке выработки	30–50	Деформация и поломка в результате обрыва крепления
Водо-воздуховоды, уложенные на почве выработки	120–200	Деформация и поломка трубопровода
Арочная крепь	150–200	Деформация арок, поломка забутовки
Органная крепь	140–180	Перелом стоек
Ходовые восстающие	80–120	Повреждение полков, лестниц
Контактный провод	80–140	Обрыв, деформация
Вентиляционный трубопровод	30–40	То же
Деревянные вентиляционные перемычки, двери	20–40	Поломка досок и стоек
Электрооборудование	15–20	Деформация, поломка

стимое давление на фронте воздушной ударной волны для арочной крепи равно 150 кПа, а для восстающего — 80 кПа.

**Решение.** 1. Приведенная к тротилу масса заряда ВВ

$$Q = Q_1 q_1 / q = 0,3 \cdot 3561 / 4186,8 = 0,255 \text{ кг},$$

где  $Q_1 = 0,3 \text{ кг}$  — масса заряда аммонита №6 ЖВ, кг;  
 $q_1 = 3561 \text{ Дж/кг}$  — удельная теплота взрыва аммонита №6 ЖВ;  
 $q = 4186,8 \text{ Дж/кг}$  — удельная теплота взрыва тротила.

## 2.2. Влияние взрыва на крепь выработки

Избыточное давление на фронте воздушной ударной волны:

$$\Delta P_{\phi} = 0,146 \frac{\sqrt[3]{Q}}{SR} + 0,92 \frac{\sqrt[3]{Q^2}}{S^2 R^2} + 4,4 \frac{Q}{SR}, \quad (92)$$

где  $Q$  — приведенная к тротилу масса заряда ВВ, кг;  
 $S$  — сечение выработки в свету, м<sup>2</sup>;  
 $R$  — расстояние от места взрыва, м.

Если заряд ВВ расположен около арки крепи, давление на фронте воздушной ударной волны следует рассчитать на расстояниях 1,5 и 3 м от места взрыва. Если заряд ВВ расположен между арками крепи, расстояние надо принять 0,75 и 2,25 м.

Результаты расчета:

$$\begin{aligned} R = 0,75 \text{ м} & \quad \Delta P_{\phi} = 293,4 \text{ кПа} \\ R = 1,5 \text{ м} & \quad \Delta P_{\phi} = 173 \text{ кПа} \\ R = 2,25 \text{ м} & \quad \Delta P_{\phi} = 105,5 \text{ кПа} \end{aligned}$$

При допустимом давлении 150 кПа повреждение от взрыва могут получить 2–3 арки крепи.

### 3. Влияние взрыва на оборудование восстающего.

Избыточное давление на фронте воздушной ударной волны на расстоянии 10 м от места взрыва составляет 48,3 кПа, что меньше допустимого 80 кПа. Следовательно, оборудование восстающего от взрыва заряда ВВ не пострадает.

## 2.3. Взрывы в плотной среде

На рис. 2.2, 2.3 приведены результаты теоретических исследований параметров взрыва в упругой среде. В шаровой полости радиусом  $r'$  мгновенно создается давление  $P_0$ .

На рис. 2.2 приведены графики изменения во времени давления  $P$ , величины смещения частиц  $u$ , скорости частиц  $U$ , ускорения  $a$  и относительной деформации среды  $\varepsilon$  на расстоянии  $R = 2 r'$  от центра сферы. Как видно из рис. 2.2 (б) смещение частиц не является

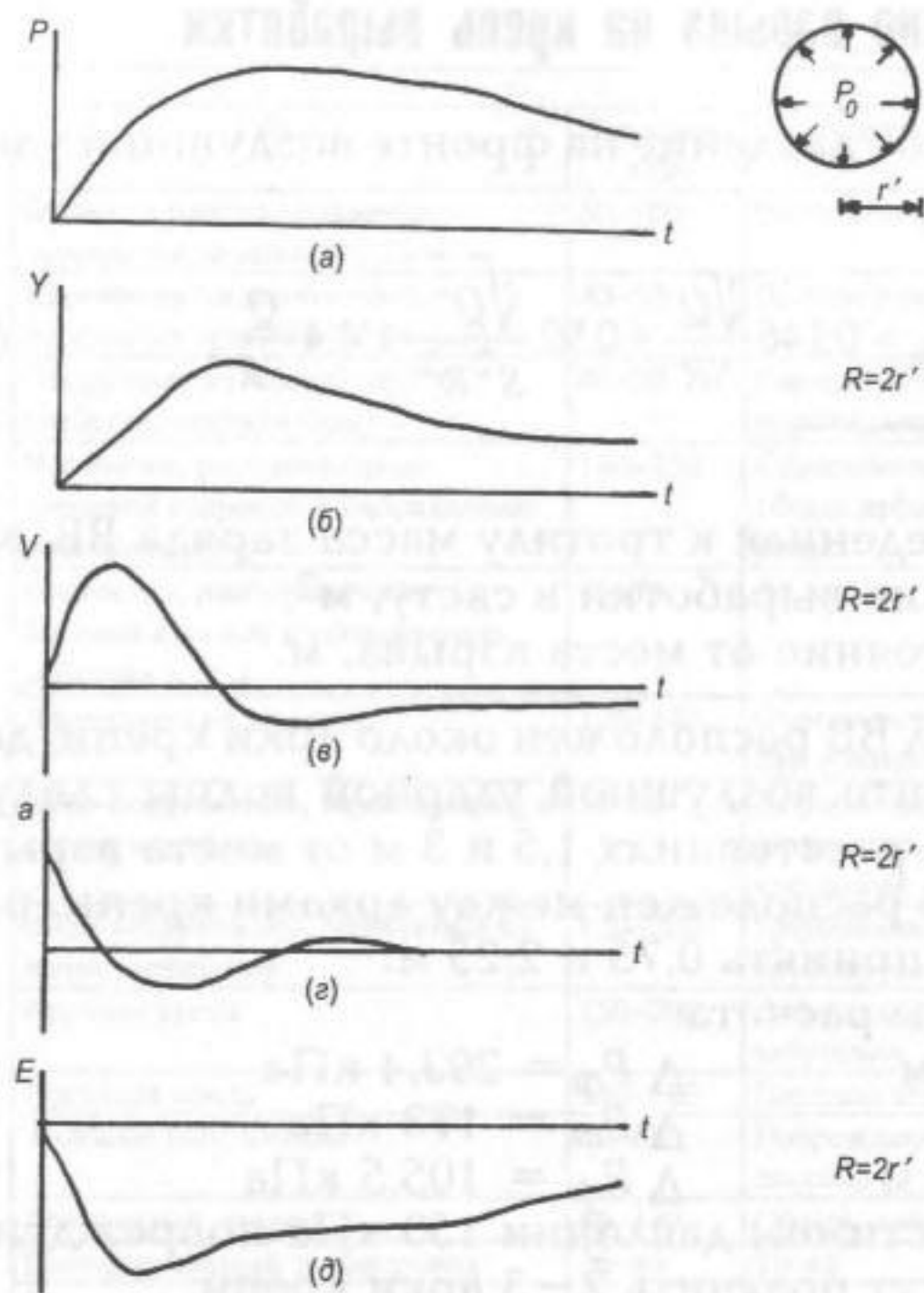


Рис. 2.2. Характеристики ударной волны вблизи взрываемого заряда:

- а — график давления; б — график смещения;  
 в — график скорости; г — график ускорения;  
 д — график относительной деформации породного массива.

гармоническим колебанием. Имеется только цикл сжатия среды, который постепенно снижается до нуля. Кривая изменения скорости рис. 2.2 (в) похожа на сильно затухающее колебание с одним периодом. Такой же вид имеет и кривая изменения ускорения рис. 2.2 (г).

Вследствие того, что фронт ударной волны искривлен, кривая изменения относительной деформации рис. 2.2 (д) резко отличается от кривой изменения скорости рис. 2.2 (в). На рис. 2.3 представлены те же кривые, что и на рис. 2.2, но на расстоянии значительно удаленном от центра сферы ( $R \gg r'$ ).

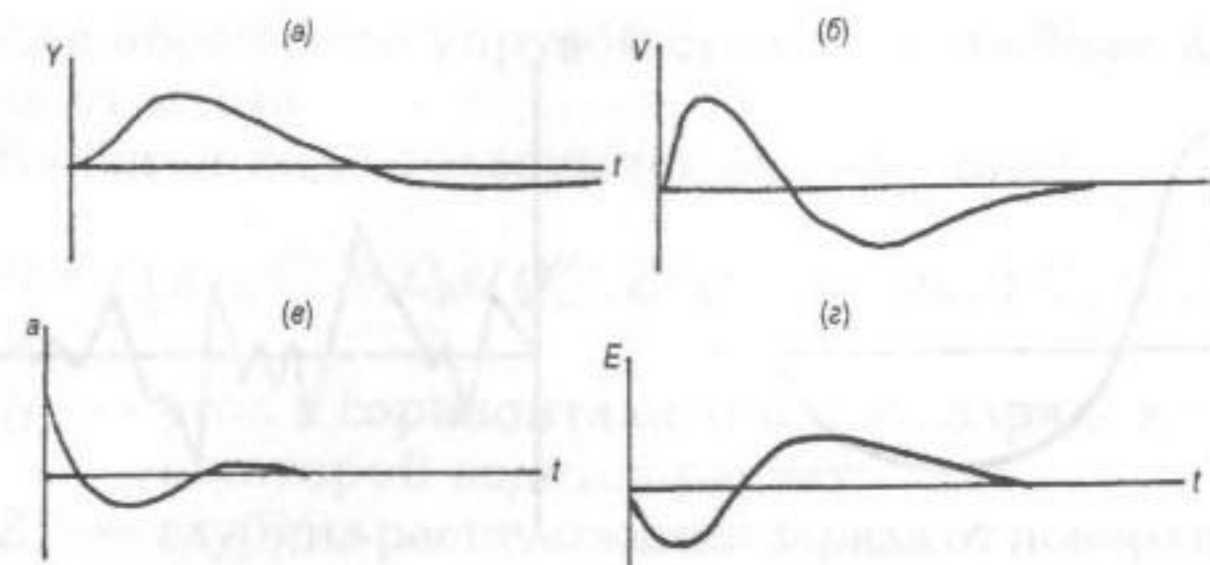


Рис. 2.3. Характеристики ударной волны на большом расстоянии от взрываемого заряда:

- а — график смещений; б — график скоростей;  
 в — график ускорений; г — график относительных деформаций породного массива.

Фронт ударной волны на этом расстоянии становится плоским, что объясняет соответствие кривых изменения скорости рис. 2.3 (б) и относительной деформации рис. 2.3 (г). Все кривые рис. 2.3 в большей степени, чем на рис. 2.2 напоминают колебательное движение. В настоящее время теоретически невозможно предопределить параметры движения породы вызванного взрывом. Необходимы эксперименты; набор экспериментальных кривых изменения ускорения со временем приведен на рис. 2.4 (а), (б), (в).

Обобщение экспериментальных данных целесообразно вести в безразмерных характеристиках на основе П теоремы. В соответствии с этой теоремой, если независимые параметры представить в безразмерных характеристиках, то получаемые безразмерные характеристики зависимых переменных тоже будут равны.

При исследовании взрыва обычно вводят параметр  $Q^{1/3}$ , где  $Q$  — масса заряда. Это объясняется следующим образом. Пусть в полости объемом  $V_a$  взрывается заряд, объемом  $V_d$ . Это равноценно внезапному приложению давления  $P_d$  в объеме  $V_d$ .

Очевидно, что

$$Q = V_d \rho, \quad (93)$$

где  $Q$  — масса заряда;  
 $\rho$  — плотность заряда.

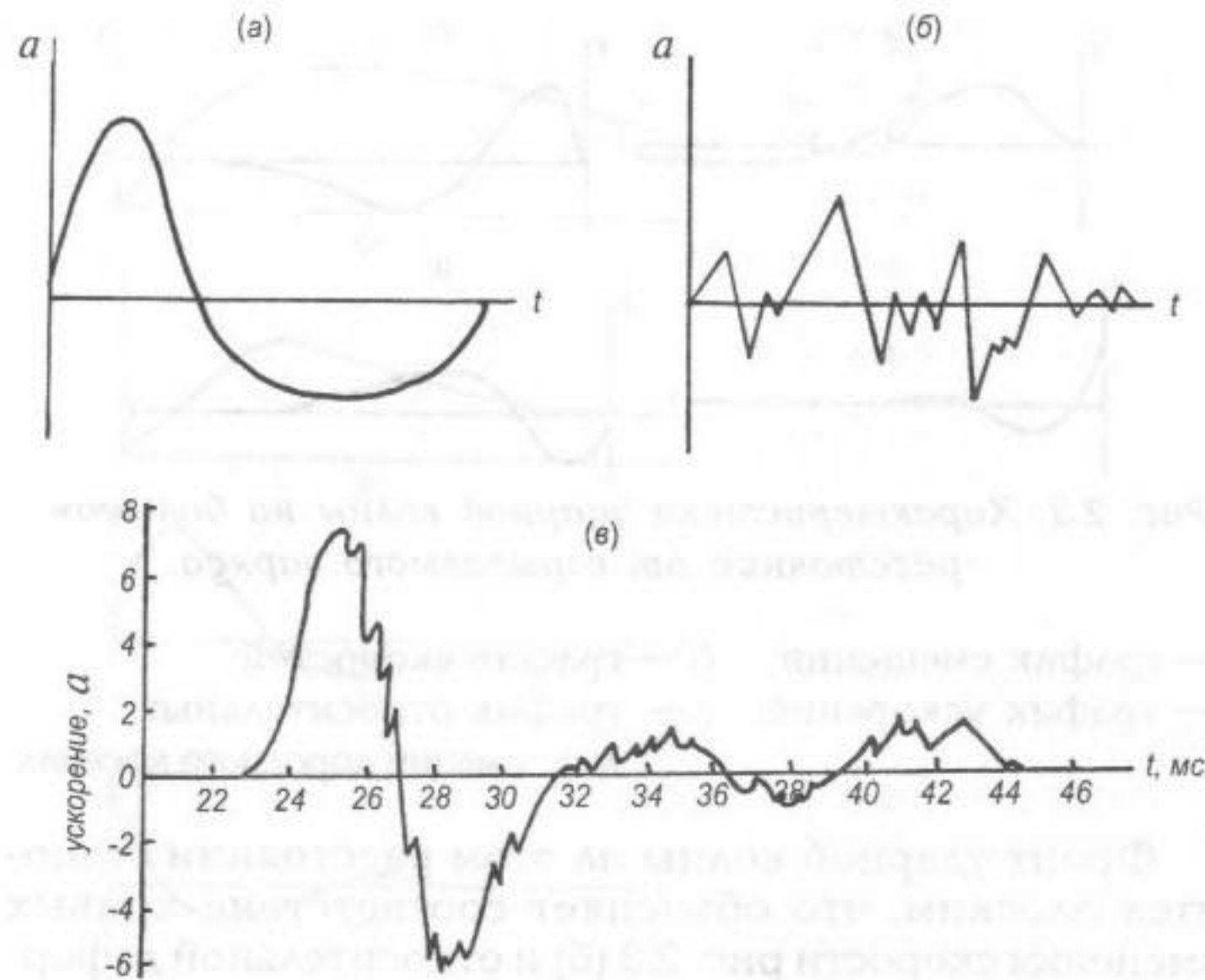


Рис. 2.4. Ускорение частиц при взрыве заряда в породе:  
 а — регулярная составляющая;  
 б — случайная составляющая;  
 в — типичный график по данным замеров.

Таким образом,  $Q \sim V_d$ , а  $Q \sim d$  (линейному размеру). Приводим безразмерные характеристики, используемые при моделировании взрыва

$$\Pi_1 = R / V_d^{1/3} = R / Q^{1/3}$$

$$\Pi_2 = \varepsilon$$

$$\Pi_3 = d / Q^{1/3}$$

$$\Pi_4 = a Q^{1/3} / C_p^2,$$

- где  $R$  — расстояние от центра заряда;  
 $\varepsilon$  — относительная деформация;  
 $d$  — смещение частиц породы;  
 $Q$  — масса заряда;  
 $a$  — ускорение частиц;  
 $C_p$  — скорость продольной волны в породе.

Для абсолютно упругой среды выражение для  $\Pi_4$  не имеет места.

В общем виде пользуются выражением

$$\Pi = f(R/Q^{1/3}, \theta, C_p t / Q^{1/3}, Z/Q^{1/3}, P/(\rho C_p^2), U_d / C_p), \quad (94)$$

- где  $\theta$  — угол к горизонтали линии от заряда к точке, в которой ведется расчет;  
 $Z$  — глубина расположения заряда от поверхности;  
 $P$  — наибольшее давление во взрывной камере;  
 $\rho$  — плотность порода;  
 $U_d$  — скорость детонации заряда.

На рис. 2.5 приведены результаты взрывов зарядов от 5 кг до 150 т, выраженных в тротиловом эквиваленте. Смещение пород замерялись с помощью датчиков ускорений и датчиков абсолютной и относительной деформации.

Тротиловым эквивалентом заряда ВВ называется масса заряда  $Q$ , при взрыве которого выделяется та же энергия, что и при взрыве данного ВВ массой  $Q_1$ :

$$Q = Q_1 q_1 / q, \quad (95)$$

где  $q_1$  — удельная теплота взрыва заряда данного ВВ;  
 $q$  — удельная теплота взрыва тротила, равная 4186,8 кДж/кг.

Теплота взрыва в кДж/кг некоторых ВВ, применяемых в горной промышленности, приведена в таблице 2.2.

Таблица 2.2

Граммонит 79/21	4285
Гранулит АС-8	5191
Аммонит №6 ЖВ	3561
Аммонит скальный № I	4420

График для скальных пород может быть представлен уравнением

$$a Q^{1/3} / C_p^2 = 0,05 (Q^{1/3} / R)^{3,9}, \quad (96)$$

- где  $Q$  дано в кг ТНТ;  
 $C_p$  — скорость продольной волны в м/с;  
 $R$  — расстояние в метрах.

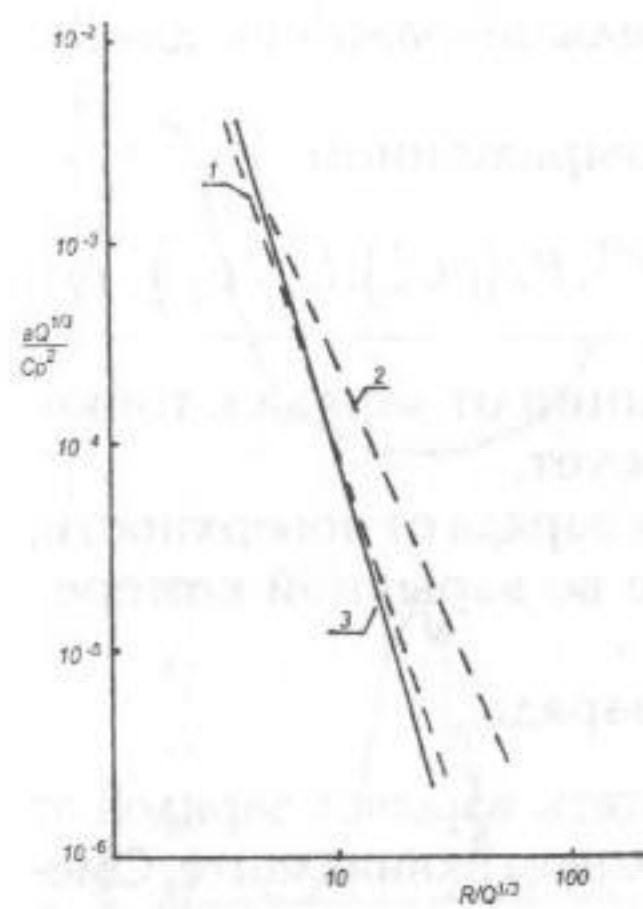


Рис. 2.5. Эмпирическая зависимость ускорения в породе от расстояния до взрыва:

- 1 — по уравнению (97);
- 2 — мягкая порода;
- 3 — твердая порода.

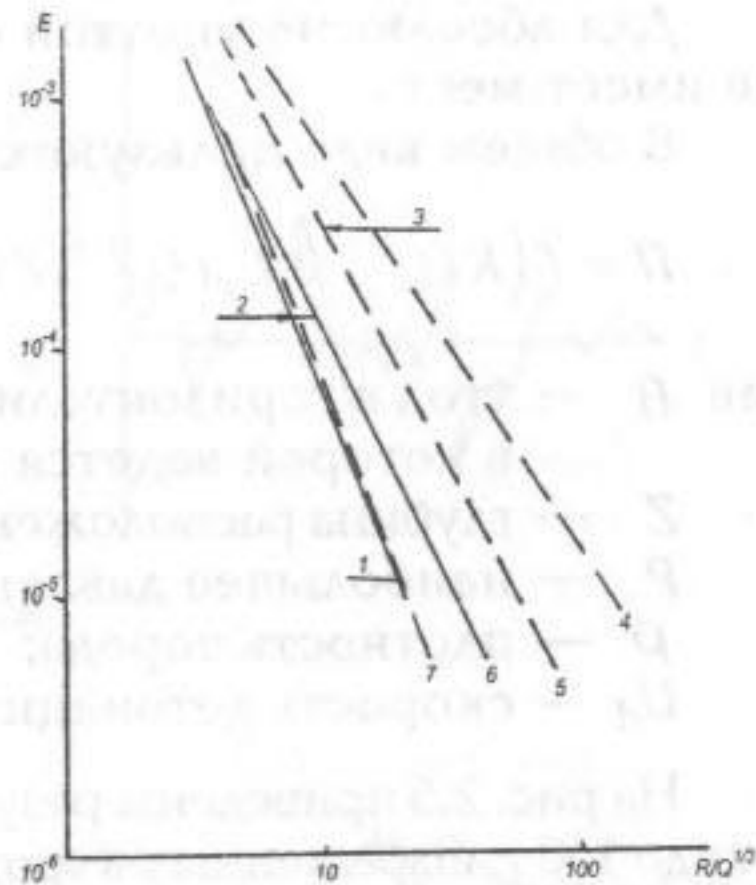


Рис. 2.6. Эмпирическая зависимость относительной деформации породы от расстояния до взрыва:

- 1 — по уравнению (98);
- 2 — твердые породы;
- 3 — мягкие породы;
- 4 — сланец; 5 — мел;
- 6 — гранит; 7 — песчаник.

На основе экспериментальных данных по замеру относительных деформаций (рис. 2.6), показатель степени 3,9 в уравнении (96) следует изменить на 3,5. В связи с этим выражение для наибольшего радиального ускорения частиц породы имеет вид:

$$a = 0,03 Q^{0,83} R^{-3,5} C_p^2, \quad (97)$$

где  $Q$  дано в кг ТНТ;  
 $C_p$  — в м/с;  
 $R$  — в метрах.

Зависимость (97) нанесена на рис. 2.5 пунктиром. Видна высокая степень сходимости результатов. Выражение для относительной деформации имеет вид:

$$\varepsilon = 0,024 Q^{0,83} R^{-2,5}, \quad (98)$$

Принимая во внимание, что

$$\varepsilon = \sigma / E = U / C_p, \quad (99)$$

получим для скорости частиц:

$$U = 0,024 Q^{0,83} R^{-2,5} C_p, \quad (100)$$

где  $Q$  выражено в кг ТНТ;

$C_p$  — в м/с;

$R$  — в метрах.

Соответствующим образом получается формула для смещения частиц породы:

$$d = 0,0008 Q^{0,83} R^{-1,5}, \text{ м.} \quad (101)$$

**Пример 1.** Определить наибольшее радиальное ускорение, скорость и относительную деформацию в породном массиве на расстоянии 600 и 1800 м от места взрыва заряда ТНТ массой 50 т, если скорость продольной волны в массиве равна 4900 м/с.

**Решение.** 1. Ускорение в породном массиве определяется по формуле (97):

$$a = 0,03 Q^{0,83} R^{-3,5} C_p^2.$$

В нашем случае:

$$a_1 = 0,03 \cdot 50000^{0,83} \cdot 600^{-3,5} \cdot 4900^2 = 1,1 \text{ м/с}^2;$$

$$a_2 = 0,03 \cdot 50000^{0,83} \cdot 1800^{-3,5} \cdot 4900^2 = 0,023 \text{ м/с}^2.$$

2. Скорость смещения породного массива определяется по формуле (100)

$$U = 0,024 Q^{0,83} R^{-2,5} C_p \text{ м/с}$$

В нашем случае:

$$U_1 = 0,024 \cdot 50000^{0,83} \cdot 600^{-2,5} \cdot 4900 = 0,1 \text{ м/с};$$

$$U_2 = 0,024 \cdot 50000^{0,83} \cdot 1800^{-2,5} \cdot 4900 = 0,007 \text{ м/с.}$$

3. Смещение породного массива определяется по формуле (101):

$$d = 0,0008 Q^{0,83} R^{-1,5} \text{ м.}$$

В нашем случае:

$$d = 0,0008 \cdot 50000^{0,83} \cdot 600^{-1,5} = 0,0004 \text{ м};$$

$$d = 0,0008 \cdot 50000^{0,83} \cdot 1800^{-1,5} = 0,00008 \text{ м.}$$

4. Относительная деформация породного массива определяется по формуле (98):

$$\varepsilon = 0,024 Q^{0,83} R^{-2,5}.$$

В нашем случае:

$$\varepsilon_1 = 0,024 \cdot 50000^{0,83} \cdot 600^{-2,5} = 0,00002;$$

$$\varepsilon_2 = 0,024 \cdot 50000^{0,83} \cdot 600^{-2,5} = 0,000001.$$

Эффект взрыва ВВ на земной поверхности и заключенного внутри породного массива находится в прямой зависимости от количества энергии, переданной породе взрывом в обоих случаях. Величина энергии, переданной породе за единицу времени на единицу поверхности, равна произведению давления на скорость перемещения фронта ударной волны:

$$W = PU = P \left[ \frac{(\sigma' - \sigma'')(\rho' - \rho'')}{\rho' \rho''} \right]^{0,5}$$

или

$$W = P \left[ \frac{(\sigma' - \sigma'')(1-n)}{\rho' n} \right]^{0,5}, \quad (102)$$

где  $\rho'$  — плотность среды впереди фронта ударной волны;  
 $\rho''$  — то же позади фронта ударной волны;  
 $P$  — давление внутри ударной волны;  
 $U$  — скорость перемещения фронта ударной волны;  
 $\sigma'$  — напряжение или давление в среде впереди фронта ударной волны;  
 $\sigma''$  — то же позади фронта ударной волны;  
 $n = \rho' / \rho''$  — степень сжатия среды под давлением ударной волны.

Давление на фронте ударной волны в породе и в воздухе можно принять одинаковым. Тогда отношение количеств энергии, переданных в воздух  $W_a$  и в породу  $W_r$ , будет:

$$\frac{W_a}{W_r} = \left[ \frac{\rho_r}{\rho_a} \left( \frac{n-1}{n} \right)_a \cdot \left( \frac{n}{n-1} \right)_r \right]^{0,5}. \quad (103)$$

Подсчеты показывают, что только около 1 % энергии поверхностного взрыва передается в породу и 99 % — в воздух. Замеры дают от 5 до 9 % (в среднем 6 %) энергии поверхностного взрыва, передаваемых породе.

Если принять, что 16 % энергии подземного взрыва ядерного заряда передается породе, а расход ВВ считать в килотоннах ТНТ, то можно получить расчетные данные для подземных ядерных взрывов

$$a = 5650 Q^{0,83} R^{-3,5} C_p^2 \text{ м/с}^2; \quad (104)$$

$$\varepsilon = 47,3 Q^{0,83} R^{-2,5}; \quad (105)$$

$$U = 47,3 Q^{0,83} R^{-2,5} C_p \text{ м/с}; \quad (106)$$

$$d = 15,9 Q^{0,83} R^{-1,5} \text{ м}, \quad (107)$$

где  $Q$  — в кт,  $R$  — в метрах и  $C_p$  — в м/с.

На рис. 2.7 приведен результат одного из подземных ядерных взрывов. Радиус образуемой полости

$$R_s = 0,08 C Q^{1/3} / (\rho Z)^{1/4}, \quad (108)$$

где  $C$  — параметр, зависящий от свойств породы; ( $C = 760$  для крепких пород при скорости продольной волны 5520 м/с и  $C = 965$  для мягких пород со скоростью продольной волны 2560 м/с);  
 $Q$  — масса заряда, кт;  
 $\rho$  — средняя плотность пород, т/м<sup>3</sup>;  
 $Z$  — глубина заложения заряда, м.

Средняя высота разрушенных (и обрушенных) пород над центром заряда

$$H = 4,9 R_s. \quad (109)$$

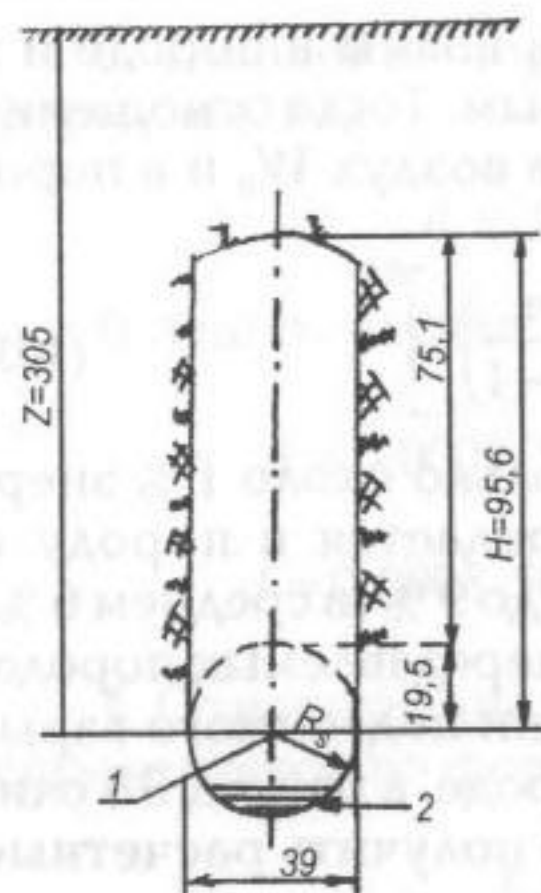


Рис. 2.7. Промышленное использование ядерного взрыва:  
1 — центр взрыва (5 кт заряда);  
2 — радиоактивная оплавленная порода

Радиоактивность в основном содержится в расплавленной массе породы. Незначительная радиоактивность наблюдается за пределом образуемой полости.

**Пример 2.** Ядерный заряд массой 5 кт взорван на глубине 305 м от поверхности, плотность пород  $2,7 \text{ т/м}^3$ , скорость продольной волны в породе  $4880 \text{ м/с}$ , разрушающая относительная деформация  $0,0005$ . Опасная скорость смещения  $0,915 \text{ м/с}$ .

**Решение.** 1. Из уравнения (108):

$$R_s = 19,5 \text{ м.}$$

2. Из уравнения (109):

$$H = 4,9R_s = 4,9 \cdot 19,5 = 95,6 \text{ м.}$$

3. Объем обрушенной породы:

$$V = \pi R_s^2 (H - R_s) = 3,14 \cdot 19,5^2 (95,6 - 19,5) = 9,1 \cdot 10^4 \text{ м}^3.$$

4. Масса обрушенной породы:

$$m = V \rho = 9,1 \cdot 10^4 \cdot 2,7 = 245,7 \cdot 10^3 \text{ т.}$$

5. Радиус опасной зоны для ответственных сооружений на поверхности из уравнения (106):

$$R_{(V=0,915 \text{ м/с})} = (47,3 / 0,915 \cdot 5^{0,83} \cdot 4880)^{1/2,5} = 247 \text{ м.}$$

6. Радиус опасной зоны для подземных выработок из уравнения (105):

$$R_{II} = (47,3 / \epsilon Q^{0,83})^{1/2,5};$$

$$R_{II} = (47,3 / 0,0005 \cdot 5^{0,83})^{1/2,5} = 167 \text{ м.}$$

При взрыве на поверхности земли отношение скорости смещения породы к скорости движения частиц воздуха должно быть равно обратному отношению их плотностей. Отношение кинетических энергий пропорционально квадрату скоростей и, следовательно, обратно пропорционально квадрату отношения плотностей.

При взрыве высокое давление и температура газов вызывает разложение породы так, что для прогнозирования изменения давления может быть использована гидродинамическая теория.

Удар взрывной волны в землю распространяется в форме расширяющегося конуса с углом при вершине около  $90^\circ$ . При этом диспергируемые частицы породы выбрасываются из воронки.

Давление снижается до величины, при которой гидродинамическая теория уже не применима. Порода разрушается в твердом состоянии и остается на месте. Затем образуется зона пластической деформации и, наконец, упругих деформаций. Граница разрушения определяется прочностью породы в полуограниченном пространстве, которая значительно выше, чем прочность в образцах при лабораторных испытаниях.

В области гидродинамического состояния породы давление обратно пропорционально кубу расстояния. В зоне упругих деформаций давление падает с расстоянием только из-за сферического расширения фронта волны. В зоне пластических деформаций радиальное давление изменяется обратно пропорционально расстоянию в степени 1,5. Следовательно, в крепкой породе будет более высокое давление.

При взрыве ВВ в скважине начальное давление газов составляет около  $7 \cdot 10^3 \text{ мПа}$ . Величина детонаци-

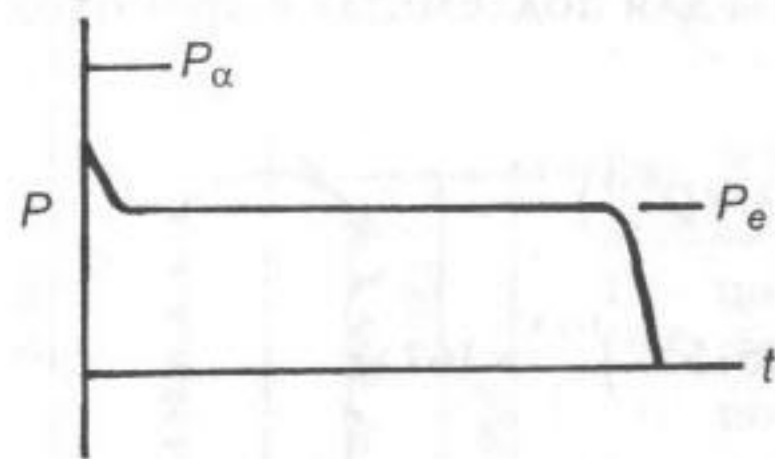


Рис. 2.8. Характеристики взрыва в породном массиве

онного давления приблизительно может быть рассчитана по формуле:

$$P_s = \rho \frac{U_d^2}{4},$$

где  $\rho$  — плотность ВВ;  
 $U_d$  — скорость детонации.

Детонационное давление быстро падает примерно на половину и последнее называется давлением взрывных газов  $P_e$ , которое падает с расширением объема скважины и исчезает при выходе газов в атмосферу (рис. 2.8).

Ударное давление газов передается окружающей скважину породе. Давление газов обычно значительно выше статической прочности образцов породы, но время действия давления мало.

В породе возникают растягивающие напряжения, что приводит к образованию радиальных трещин до тех пор, пока это напряжение не сравняется с динамической прочностью породы на растяжение. Образованию трещин способствует и расклинивающее действие радиального напряжения.

Растягивающие напряжения возникают и в результате отражения взрывной волны от свободной поверхности. Величина возникающих напряжений определяется выражением (70):

$$\sigma_r = \sigma_i(1-n)/(1+n).$$

Откольное действие отраженной взрывной волны показано на рис. 2.9. По мере движения волны напряжений от взрыва по сферической поверхности, кинетическая энергия ее будет сосредоточена в поверхностном слое сферы толщиной, равной длине волны.

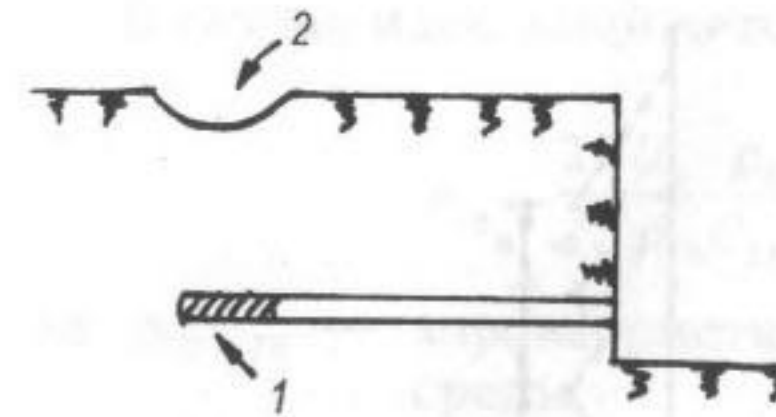


Рис. 2.9. Пример откольного действия взрывной волны:  
1 — заряд ВВ;  
2 — воронка выброса.

Соответственно, с ростом расстояния от центра сферы ее поверхность возрастает пропорционально  $R^2$ . Примерно в таком же отношении будет снижаться и величина напряжений на фронте волны.

Для цилиндрического заряда, который детонирует мгновенно, волна напряжения будет двигаться по поверхности расширяющегося цилиндра. Величина напряжения с увеличением радиуса цилиндра будет убывать пропорционально поверхности цилиндра, т. е.  $R$ , а не  $R^2$ , как имеет место при взрыве шарового заряда.

Таким образом, разрушение породы от цилиндрического заряда будет на большем расстоянии, чем от шарового. В реальных условиях цилиндрический заряд детонирует не мгновенно. На рис. 2.10 (а) цилиндрический заряд разделен на 6 частей.

Если детонация начинается с 1 порции, то давление газов будет нарастать снизу вверх и напряжение в точке А будет выше, чем в точке В. При детонации сверху вниз давление в точке В будет выше, чем в точке А, что может иметь практическое значение при взрыве крепкой породы. Влияние одновременного взрыва скважин в трехмерном пространстве показано на рис. 2.10 (б).

Роль забойки скважины сводится к увеличению времени давления взрывных газов до выхода их в ат-

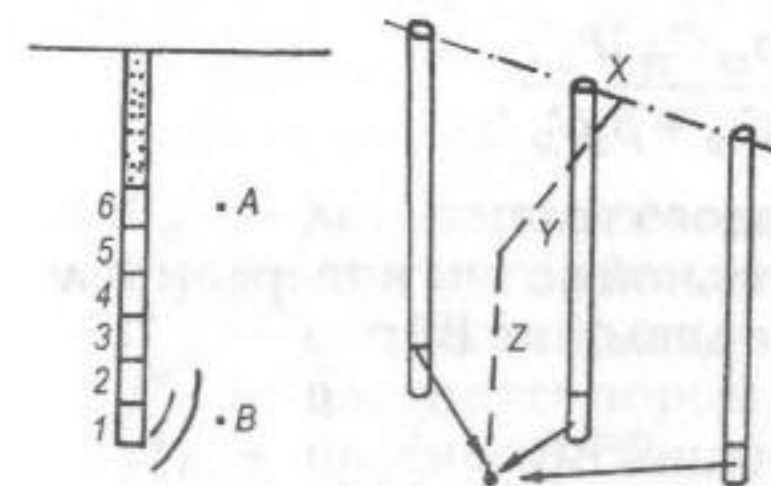


Рис. 2.10. Взрыв цилиндрического заряда:  
а — влияние порядка детонации  
б — влияние совместного взрыва скважин.

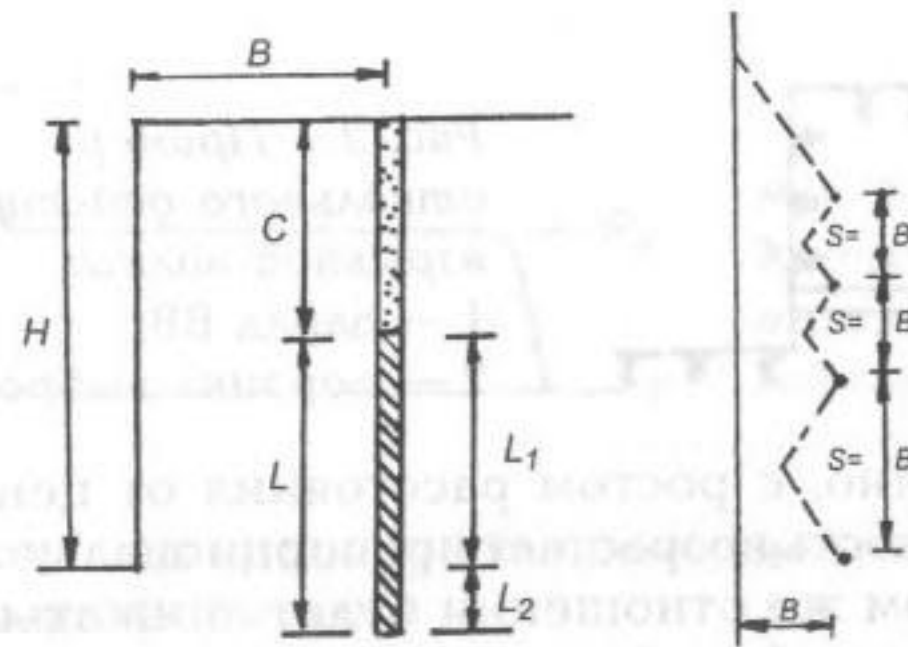


Рис. 2.11. Основные параметры скважинной отбойки:  $B$  — ЛНС;  $C$  — длина забойки;  $H$  — высота уступа;  $L_1$  — длина заряда;  $L_2$  — перебур скважины;  $S$  — расстояние между скважинами в ряду.

моферу (увеличению импульса давления —  $P_{dt}$ ). Параметры скважинной отбойки даны на рис. 2.11.

Оптимальные параметры расположения взрывных скважин определяются опытным путем. На новом участке рекомендуется начинать с параметров, приведенных на рис. 2.11. Здесь  $B = 0,5H$ ;  $C = B$ ;  $L_1 = 0,5H$ ;  $L_2 = 0,1H$ ;  $S = (1 + 2)B$ .

### Передача давления от взрыва ВВ породе

Согласно теории распространения волн соотношение между давлением детонации и давлением (напряжением) в твердой среде имеет вид:

$$\sigma_t = \frac{2\sigma_i}{1+n} \quad (69)$$

или

$$P_{ТВ} = \frac{2(\rho_{ТВ} C_{ТВ}) P_d}{\rho_{ТВ} C_{ТВ} + \rho_0 U_d},$$

где  $\rho_{ТВ}$  — плотность твердого тела;  
 $C_{ТВ}$  — скорость продольной волны в твердом теле;  
 $P_d$  — детонационное давление ВВ;  
 $\rho_0$  — плотность ВВ;  
 $U_d$  — скорость детонации ВВ.

В случае идеальной детонации

$$P_{ТВ} = \frac{2KU_d \cdot \rho_0 U_d \cdot \rho_{ТВ} C_{ТВ}}{\rho_{ТВ} C_{ТВ} + \rho_0 U_d},$$

где  $\rho_{ТВ} C_{ТВ}$  — характеристической импеданс твердой среды;

$\rho_0 U_d$  — детонационный импеданс ВВ.

ВВ, у которого  $\rho_0 U_d$  приближается к  $\rho_{ТВ} C_{ТВ}$ , передает породе наибольший процент имеющейся в наличии энергии. В самом деле при  $\rho_0 U_d = \rho_{ТВ} C_{ТВ}$ , получаем  $P_{ТВ} = P_{дет}$ .

**Пример 1.** Заряд ВВ плотно прилегает к стенкам скважины. Определить напряжение в горной породе, вызванное взрывом ВВ в условиях, приведенных в таблице 2.3.

Таблица 2.3

Плотность ВВ в скважине, кг/м <sup>3</sup>	1000
Диаметр скважин, мм	200
Объемная масса руды, т/м <sup>3</sup>	3,5
Крепость руды по М.М. Протождяконову	8–10

**Решение. I.** Расчетная схема приведена на рис. 2.12.

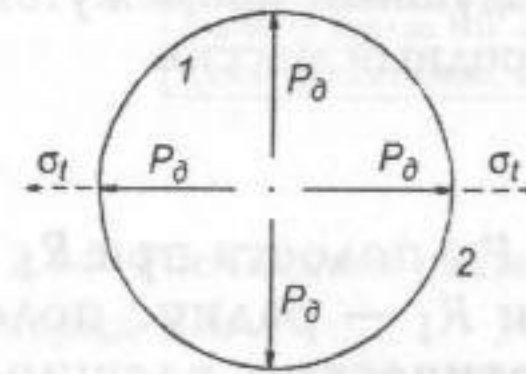


Рис. 2.12. Расчетная схема  
 1 — заряд ВВ;  
 2 — порода.

1. Напряжение в горной породе, вызванное взрывом ВВ, имеет вид:

$$\sigma_t = \frac{2P_d}{1 + \frac{U_d \rho_0}{C_p \rho}} = \frac{2P_d C_p \rho}{C_p \rho + U_d \rho_0},$$

где  $P_d$  — детонационное давление ВВ;  
 $U_d$  — скорость детонации ВВ;  
 $C_p$  — скорость ударной волны в породе;  
 $\rho$  — плотность породы;  
 $\rho_0$  — плотность ВВ.

2. Детонационное давление:

$$P_{\partial} = \frac{\rho_0 U_{\partial}^2}{4}, \quad (110)$$

где  $\rho_0$  — плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $U_{\partial}$  — скорость детонации ВВ, м/с.

$$P_{\partial} = 1100 \cdot \frac{4000^2}{4} = 4,4 \cdot 10^9 \text{ Па} = 4,4 \cdot 10^3 \text{ МПа}.$$

3. Напряжение в горной породе, вызванное взрывом ВВ в скважине:

$$\sigma_i = \frac{2 \cdot 4,4 \cdot 10^3 \cdot 6000 \cdot 2600}{6000 \cdot 2600 + 4000 \cdot 1100} = 6,85 \cdot 10^3 \text{ МПа}.$$

Влияние радиального зазора между зарядом ВВ и стенкой скважины на давление, передаваемое породе при взрыве (рис. 2.13).

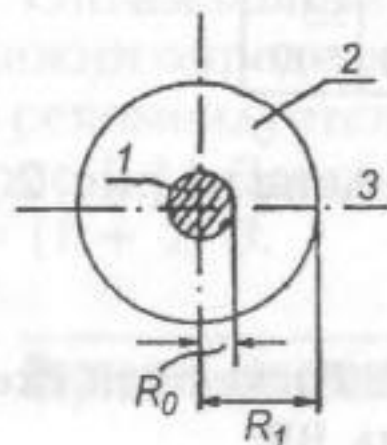


Рис. 2.14. Заряд ВВ в скважине с радиальным зазором:

- 1 — заряд ВВ;
- 2 — воздушный промежуток;
- 3 — породный массив.

Допускаем, что давление  $P$  в полости при  $R_1 > R_0$ , где  $R_0$  — радиус заряда ВВ и  $R_1$  — радиус полости, устанавливается при адиабатическом расширении идеального газа. Тогда, для сферического заряда, детонирующего из центра, давление на поверхности заряда равно детонационному давлению  $P_0$ .

Принимая адиабатическое расширение идеального газа для  $R_0 < R < R_1$ , получим:

$$P \left( \frac{4}{3} \pi R^3 \right)^{\gamma} = P_0 \left( \frac{4}{3} \pi R_0^3 \right)^{\gamma},$$

где  $\gamma = \frac{C_p}{C_v}$  — показатель адиабаты газов взрыва;  
 $C_p$  — теплоемкость при постоянном давлении;  
 $C_v$  — теплоемкость при постоянном объеме.

Откуда:

$$P = P_0 \left( \frac{R}{R_0} \right)^{-3\gamma}.$$

Давление газов на границе полости с породным массивом:

$$P_1 = P_0 \left( \frac{R_1}{R_0} \right)^{-3\gamma}$$

где  $R_1$  — радиус полости.

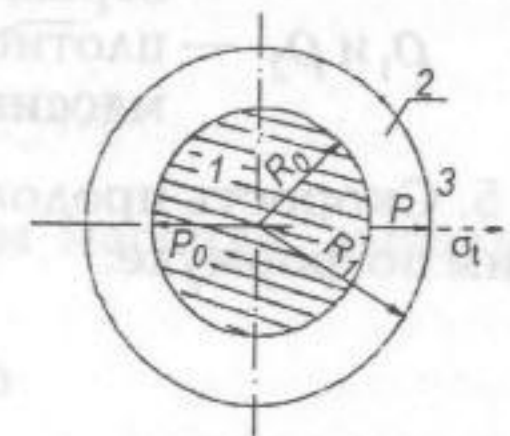
**Пример 2.** Заряд ВВ цилиндрической формы, диаметром меньше диаметра скважины расположен соосно (с воздушным промежутком). Определить напряжение в породном массиве, вызванное взрывом заряда ВВ в условиях, приведенных в таблице 2.4.

Таблица 2.4

Плотность ВВ, кг/м <sup>3</sup>	1100
Скорость детонации ВВ, м/с	4000
Температура взрыва, град. С	2900
Показатель адиабаты	1,3
Скорость продольной волны в породе, м/с	6000
Плотность породы, кг/м <sup>3</sup>	2600
Диаметр заряда ВВ, мм	50
Диаметр скважины, мм	75

Рис. 2.14. Расчетная схема

- 1 — заряд ВВ;
- 2 — воздушный промежуток;
- 3 — породный массив.



**Решение.** 1. Расчет ведем для отрезка скважины, длиной 1 м. Расчетная схема приведена на рис. 2.14.

2. Явление газов взрыва на поверхности заряда  $P$  принимаем равным детонационному давлению  $P_{\partial}$ :

$$P_0 = P_{\partial} = \frac{\rho_0 U_{\partial}^2}{4} = \frac{1100 \cdot 4000^2}{4} = 4,4 \cdot 10^3 \text{ МПа},$$

где  $\rho_0$  — плотность ВВ;  
 $U_{\partial}$  — скорость детонации.

3. Принимаем адиабатическое расширение газов взрыва, находим давление газов на стенку скважины из выражения:

$$PV^\gamma = \text{const}$$

где  $P$  — давление газов;  
 $V$  — объем газов;  
 $\gamma$  — показатель адиабаты.

В нашем случае:

$$P(\pi R^2)^\gamma = P_0(\pi R_0^2)^\gamma$$

Откуда:

$$P = P_0 \left( \frac{R_0}{R} \right)^{2\gamma} = 4,4 \cdot 10^3 (50/75)^{2 \cdot 1,3} = 1,5 \cdot 10^3 \text{ мПа}.$$

4. Напряжение в породном массиве, вызванное взрывом, принимаем как напряжение в прошедшей волне:

$$\sigma_t = \frac{2P}{1+n}; \quad n = \frac{C_{p1}\rho_1}{C_{p2}\rho_2},$$

где  $C_{p1}$  и  $C_{p2}$  — скорости продольной волны в газах взрыва и породном массиве;  
 $\rho_1$  и  $\rho_2$  — плотность газов взрыва и породного массива.

5. Скорость продольной волны в газах взрыва находим по формуле:

$$C_{p1} = 20\sqrt{T},$$

где  $T$  — температура газов взрыва °К.

Для адиабатического расширения газов в скважине:

$$VT^{\frac{1}{\gamma-1}} = \text{const}$$

В нашем случае:

$$VT^{\frac{1}{\gamma-1}} = V_0 T_0^{\frac{1}{\gamma-1}},$$

где  $T_0$  — температура взрыва ВВ:

$$T_0 = 273^\circ + 2900^\circ = 3173^\circ \text{ К}$$

Откуда:

$$T = T_0 (V_0/V)^{\gamma-1} = T_0 (R_0/R)^{2(\gamma-1)}$$

$$T = 3173 (50/75)^{2(1,3-1)} = 2488^\circ \text{ К}$$

Следовательно,

$$C_{p1} = 20\sqrt{2488} = 997,6 \text{ м/с}.$$

6. Плотность газов взрыва в скважине находим из выражения:

$$\pi R_0^2 \rho_0 = \pi R^2 \rho_1,$$

где  $\rho_0 = 1100 \text{ кг/м}^3$  — плотность ВВ;

Откуда:

$$\rho_1 = \rho_0 (R_0/R)^2 = 1100 (50/75)^2 = 489 \text{ кг/м}^3.$$

Следовательно,

$$n = \frac{997,6 \cdot 489}{6000 \cdot 2600} = 0,03.$$

7. Напряжение в породном массиве, вызванное взрывом:

$$\sigma_t = \frac{2P}{1+n} = \frac{2 \cdot 1,5 \cdot 10^3}{1+0,03} = 2,9 \cdot 10^3 \text{ мПа}.$$

## 2.4. Гладкое или контурное взрывание

Разрушение породы главным образом идет по поверхностям ее нарушений (геологической структуры). В крупноблочной породе надо чаще располагать скважины и обеспечивать равномерное распределение зарядов по

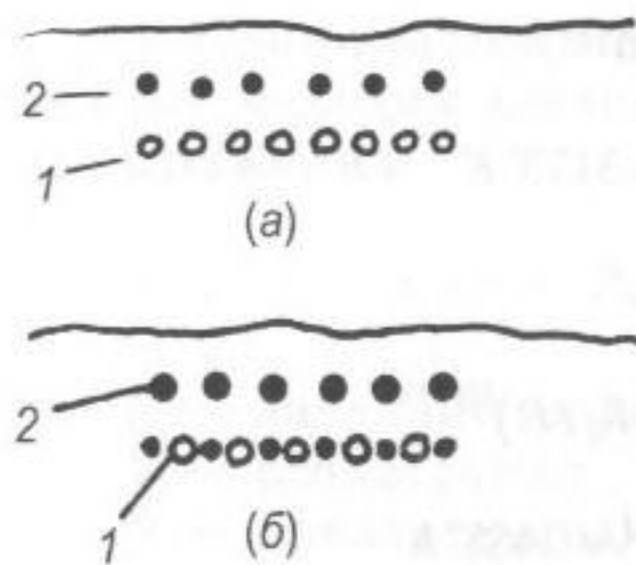


Рис. 2.15. Схема расположения незаряженных скважин при контурном взрывании:  
 а — рядом друг с другом;  
 б — в перемежку с заряженными скважинами;  
 1 — незаряженные скважины;  
 2 — заряженные скважины.

объему породы. Для получения ровных поверхностей отрыва и снижения сейсмического действия взрыва применяются несколько способов так называемого контурного взрывания. На рис. 2.15 (а) показано расположение незаряжаемых скважин вдоль плоскости отрыва на расстоянии друг от друга 2 диаметров скважин. Взрывная волна от взрываемого ряда скважин отражается от незаряжаемых скважин и вызывает растягивающие напряжения между этими скважинами, образуя ровную поверхность отрыва. На рис. 2.15 (б) между заряженными скважинами помещаются незаряженные скважины («направляющие»), которые облегчают отбойку породы по линии расположения этих скважин.

При подземных работах обычно применяют предварительное контурное взрывание для повышения сохранности законтурного массива (вмещающих пород, междукламерных целиков, потолочин).

При предварительном контурном взрывании в заданном направлении образуется экранирующая трещина. Надежное образование направленной трещины обеспечивается путем одновременного взрывания контурных скважин с помощью детонирующего шнура.

Расстояние между заряженными контурными скважинами (м) при предварительном трещинообразовании можно определить по формуле (3)

$$a = Kd \left( 1 + 2^{\frac{1}{n}} \right) \left\{ \frac{2\mu P_d (V_3/V_c)^\gamma}{[\sigma_p (1 - \mu)(1 + C)]} \right\}^{\frac{1}{m}}, \quad (111)$$

где  $K = 0,95 \pm 1,2$  — коэффициент, учитывающий ориентацию естественных трещин в массиве

в горных породах относительно плоскости оконтуривания;

$d$  — диаметр скважины, м;

$\mu$  — коэффициент Пуассона;

$P_d$  — детонационное давление в заряде ВВ, Па;

$V_3$  — объем заряда ВВ в скважине, м<sup>3</sup>;

$V_c$  — объем скважины, м<sup>3</sup>;

$\gamma = 1,17 \pm 1,25$  — показатель адиабаты;

$\sigma_p$  — предел прочности горной породы при растяжении, Па;

$C$  — безразмерная величина, равная отношению импеданса ВВ к импедансу породы;

$m, n$  — степень затухания ударной волны.

Степень затухания ударной волны:

— в зоне разрушения

$$m = 2 + \mu / (1 - \mu);$$

— в зоне образования направленной трещины

$$n = 2\mu - 1 / (1 - \mu);$$

Детонационное давление (Па) в заряде ВВ определяют по формуле:

$$P_d = \rho_0 U_d / 4,$$

где  $\rho_0$  — средняя плотность заряда ВВ в скважине, кг/м<sup>3</sup>;

$U_d$  — скорость детонации, м/с.

Для анализа процесса взрыва полезно ввести безразмерную величину:

$$C = \rho_0 U_d / (\rho C_p),$$

где  $\rho$  — плотность горной породы, кг/м<sup>3</sup>;

$C_p$  — скорость продольной волны в горной породе, м/с.

**Пример 1.** Определить расстояние между оконтуривающими скважинами для условий, приведенных в таблице 9.

Таблица 2.

Прочность породы на растяжение, мПа	6
Плотность породы, кг/м	2800
Скорость продольной волны в породе, м/с	6000
Коэффициент Пуассона для породы	0,13
Диаметр скважины, м	0,075
Коэффициент заполнения скважин ВВ	0,8
Плотность ВВ, кг/м <sup>3</sup>	1100
Скорость детонации ВВ, м/с	4000
Показатель адиабаты взрывных газов	1,2

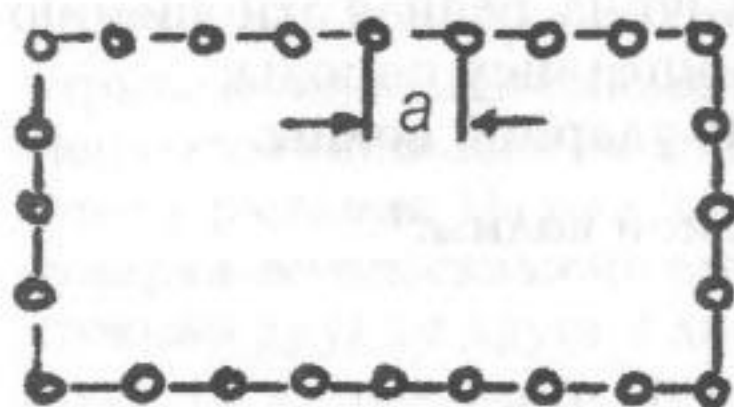


Рис. 2.16. Расчетная схема

**Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 2.16.  
2. Расстояние между оконтуривающими скважинами при предварительном трещинообразовании определяется по формуле:

$$a = K d \left( 1 + 2^{\frac{1}{m}} \right) \left\{ \frac{2\mu P_0 (V_3/V_c)^\gamma}{[\sigma_p (1-\mu)(1+C)]} \right\}^{\frac{1}{m}},$$

где  $K = 0,95 \pm 1,2$  — коэффициент, учитывающий ориентацию естественных трещин в массиве горных пород относительно плоскости оконтуривания;

$d$  — диаметр скважины, м;

$\mu$  — коэффициент Пуассона;

$P_0$  — детонационное давление в заряде ВВ, Па;

$V_3$  — объем заряда ВВ в скважине, м<sup>3</sup>;

$V_c$  — объем скважины, м<sup>3</sup>;

$\gamma = 1,17 - 1,25$  — показатель адиабаты;

$\sigma_p$  — предел прочности горной породы при растяжении, Па;

$m$  — степень затухания ударной волны в зоне разрушения:

$$m = 2 + \mu / (1 - \mu);$$

$n$  — степень затухания ударной волны в зоне образования трещины:

$$n = 2\mu - 1 / (1 - \mu);$$

$C$  — отношение импедансов ВВ и породы:

$$C = \rho_0 U_\partial / (\rho C_p),$$

где  $U_\partial$  и  $C_p$  — скорости продольной волны в ВВ и породе, м/с;

$\rho_0$  и  $\rho$  — плотности ВВ и породы, кг/м<sup>3</sup>.

В нашем случае:

$$m = 2 + \frac{0,13}{1 - 0,13} = 2,15;$$

$$n = 2 - \frac{0,13}{1 - 0,13} = 1,85;$$

$$C = \frac{4000 \cdot 1100}{6000 \cdot 2800} = 0,26.$$

Детонационное давление:

$$P_0 = \rho_0 U_\partial^2 / 4 = \frac{1100 \cdot 4000^2}{4} = 4,4 \cdot 10^9 \text{ Па}.$$

Расстояние между оконтуривающими скважинами:

$$a = 1,2 \cdot 0,075 \left( 1 + 2^{\frac{1}{1,85}} \right) \left\{ \frac{2 \cdot 0,13 \cdot 4,4 \cdot 10^9 \cdot 0,8^{1,2}}{[6 \cdot 10^6 (1 - 0,13)(1 + 0,26)]} \right\}^{\frac{1}{2,15}} = 2,1 \text{ м}$$

Принимаем:  $a = 2 \text{ м}$ .

## 2.5. Проектирование параметров взрыва на основе безразмерных характеристик

При проектировании параметров взрыва ВВ в скважинах определенную пользу могут дать опытные взрывы шпуров.

Сосредоточенными зарядами скважин считаются заряды, длина которых не превышает трех (шести) диаметров скважин.

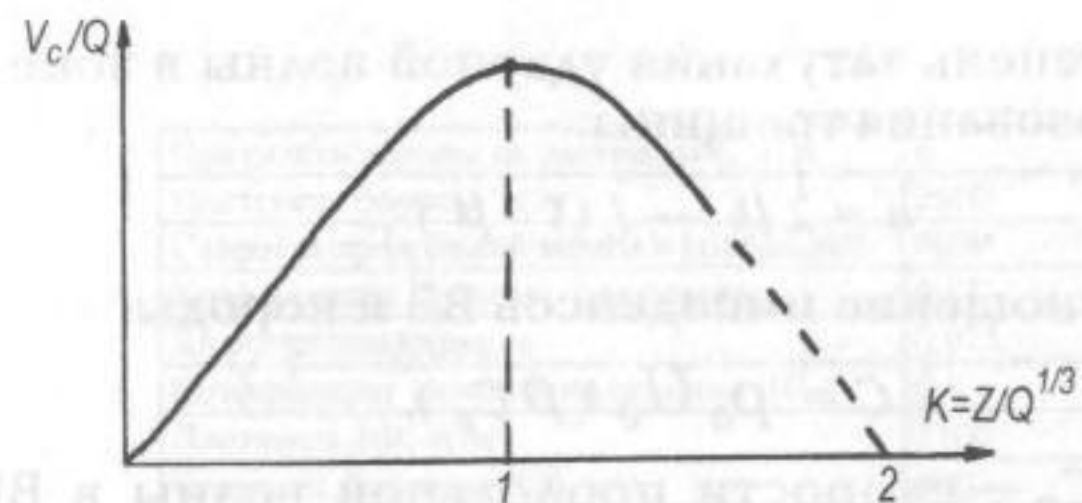


Рис. 2.17. Зависимость объема разрушенной взрывом породы от глубины заложения заряда в безразмерных характеристиках:

- 1 — образуется воронка наибольшего объема;
- 2 — воронка взрыва не образуется.

На рис. 2.17 приведена зависимость объема разрушенной взрывом породы от глубины заложения сосредоточенного заряда. Такие зависимости могут быть получены для любого сочетания ВВ и породы.

Максимальное значения объема соответствует оптимальной глубине заложения заряда  $Z_0$ ; на глубине  $Z_c$ , называемой критической, никакой воронки взрыва не образуется. Результаты опытных работ могут быть представлены простыми формулами:

$$Z_0 = K_0 Q^{1/3}; \quad (112)$$

$$Z_c = K_c Q^{1/3},$$

где  $Q$  — масса сосредоточенного заряда ВВ;  
 $K_0$  и  $K_c$  — коэффициенты, зависящие от свойств породы и ВВ.

Представим зависимость между массой заряда ВВ  $Q$ , глубиной его заложения (ЛНС) и объемом воронки взрыва в безразмерном виде:

$$V_c / Q = f( Z / Q^{1/3} ). \quad (113)$$

Эта зависимость представлена на рис. 2.17. Из графика рис. 2.17 находим оптимальное (соответствующее наибольшему отношению  $(V_c / Q)$  значение  $K_0 = Z_0 / Q^{1/3}$  и критическое (когда воронка взрыва не образуется и  $V_c / Q^{1/3} = 0$ ) значение  $K_c = Z_c / Q^{1/3}$ .

В соответствии с П-теоремой значения  $K_0$  и  $K_c$  будут одинаковыми для любой массы заряда  $Q$ . Так, если при шпуровой отбойке массе заряда  $Q_1$  соответствует (по данным опытных взрывов) оптимальное значение  $K_{01} = Z_{01} / Q_1^{1/3}$  и критическое значение  $K_{c1} = Z_{c1} / Q_1^{1/3}$ , то при скважинной отбойке с массой заряда  $Q_2$  из выражений:

$$Z_{01} / Q_1^{1/3} = Z_{02} / Q_2^{1/3} \text{ и } Z_{c1} / Q_1^{1/3} = Z_{c2} / Q_2^{1/3}$$

следует, что оптимальная глубина заложения скважинного заряда (ЛНС) составит:

$$Z_{02} = Z_{01} Q_2^{1/3} / Q_1^{1/3} = K_{01} Q_2^{1/3}$$

и критическая глубина заложения заряда составит:

$$Z_{c2} = Z_{c1} Q_2^{1/3} / Q_1^{1/3} = K_{c1} Q_2^{1/3}.$$

**Пример 1.** Практика опытных взрывов шпуров показала, что при сосредоточенном заряде  $P$  массой 12,2 кг оптимальная глубина его заложения  $Z_0^P$  составляет 2 м. Применение заряда  $R$  такой же массы дало оптимальное заглубление  $Z_0^R$ , равное 2,3 м, ЛНС скважин  $B_P$  при применении заряда  $P$  массой 100 кг равна 4 м. Какое значение ЛНС надо принять для заряда  $R$  такой же массы?

Принимая, по аналогии с формулой (112), зависимость между коэффициентами  $K_0$  и величинами  $B$  линейной, получаем:

$$B_P = C K_0^P Q^{1/3};$$

$$B_R = C K_0^R Q^{1/3}.$$

где  $C$  — коэффициент пропорциональности.

Из формулы (112):

$$K_0 = Z_0 / Q^{1/3}.$$

Отсюда:

$$B_P = C Q^{1/3} Z_0^P / Q^{1/3} = C Z_0^P;$$

$$B_R = C Q^{1/3} Z_0^R / Q^{1/3} = C Z_0^R.$$

Отношение:

$$B_P / B_R = C Z_0^P / C Z_0^R = Z_0^P / Z_0^R.$$

Следовательно, для заряда ВВ типа R массой 100 кг величина ЛНС составит:

$$B_R = B_P Z_0^P / Z_0^R = 4 \frac{2,3}{2} = 4,6 \text{ м.}$$

**Пример 2.** При опытных взрывах зарядов ВВ, массой 2,5 кг получены следующие данные:

Глубина заложения заряда $Z_1$ , м:	Объем воронки взрыва $V_{c1}$ , м <sup>3</sup>
1,10	2,5
1,15	2,9
1,20	4,0
1,25	4,5
1,50	3,9
1,70	1,7
1,90	1,0
2,00	0,7
2,30	0,0

Определить оптимальную и критическую глубину заложения заряда массой 225 кг.

**Решение.** 1. Составляем таблицу безразмерных отношений  $Z / Q^{1/3}$  и  $V_c / Q$  для опытных взрывов (табл. 2.).

Таблица 2.

$Z_1$ , м	$Q_1$ , кг	$Q_1^{1/3}$	$V_{c1}$ , м <sup>3</sup>	$Z_1 / Q_1^{1/3}$	$V_{c1} / Q_1$
1,10	2,5	1,357	2,5	0,81	1,00
1,15	2,5	1,357	2,9	0,85	1,16
1,20	2,5	1,357	4,0	0,88	1,60
1,25	2,5	1,357	4,5	0,92	1,80
1,50	2,5	1,357	3,9	1,11	1,56
1,70	2,5	1,357	1,7	1,25	0,68
1,90	2,5	1,357	1,0	1,40	0,40
2,00	2,5	1,357	0,7	1,47	0,28
2,30	2,5	1,357	0,0	1,69	0,00

2. На рис. 2.18 приведен график зависимости  $(V_{c1} / Q_1) = f(Z_1 / Q_1^{1/3})$ . Из графика находим оптимальное отношение  $K_{01} = Z_{01} / Q_1^{1/3} = 0,95$  и критическое отношение  $K_{c1} = Z_{c1} / Q_1^{1/3} = 1,69$ .

3. Для заряда ВВ  $Q_2 = 225$  кг имеем:

$$Q_2^{1/3} = 225^{1/3} = 6,08.$$

4. Оптимальная глубина заложения заряда ВВ, массой  $Q_2 = 225$  кг:

$$Z_{02} = Z_{01} Q_2^{1/3} / Q_1^{1/3} = Q_2^{1/3} Z_{01} / Q_1^{1/3} = 0,95 \cdot 6,08 = 5,8 \text{ м.}$$

5. Критическая глубина заложения заряда ВВ, массой  $= 225$  кг, составит:

$$Z_{c2} = Z_{c1} Q_2^{1/3} / Q_1^{1/3} = Q_2^{1/3} Z_{c1} / Q_1^{1/3} = 1,69 \cdot 6,08 = 10,3 \text{ м.}$$

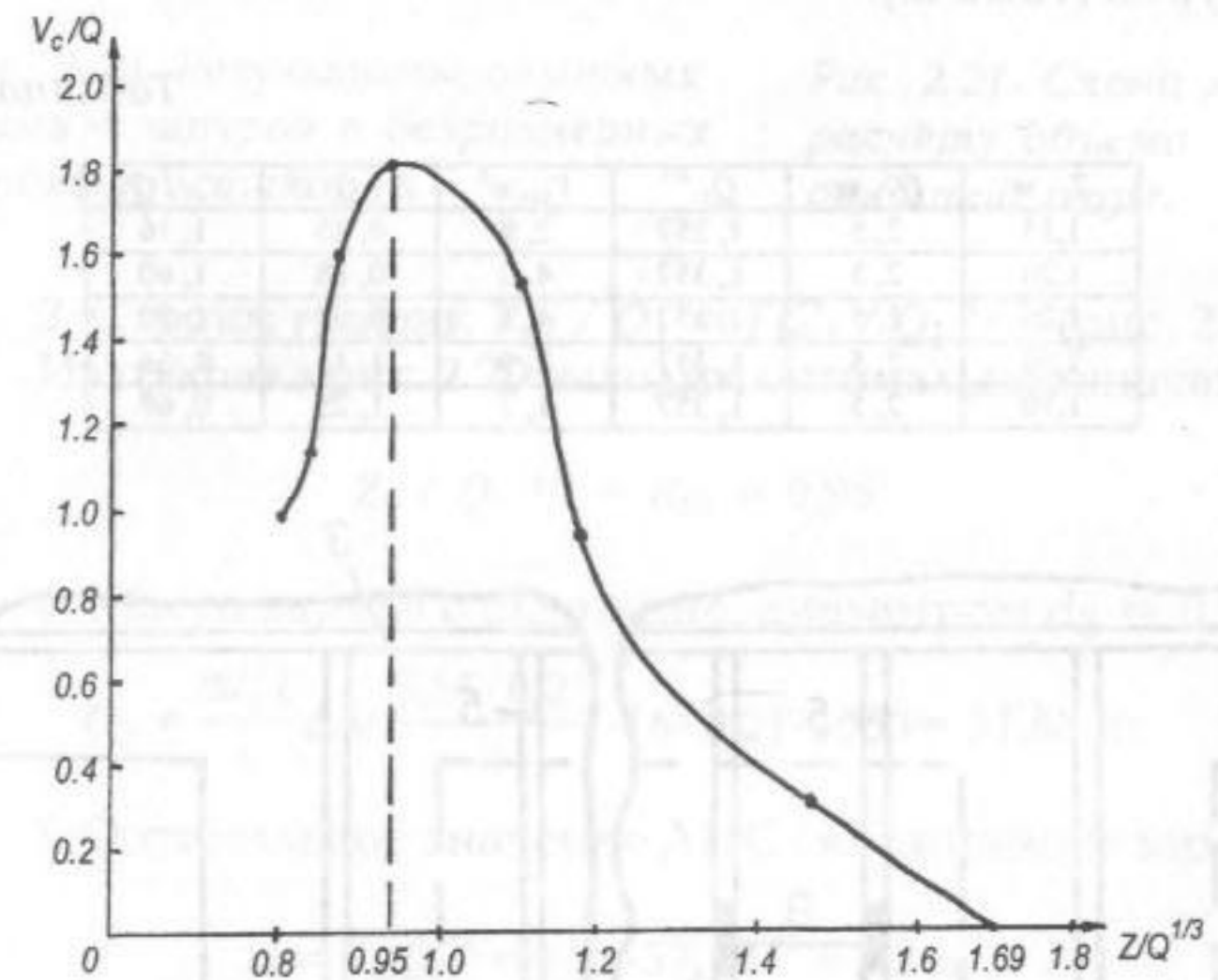


Рис. 2.18. Безразмерные характеристики опытных взрывов.

**Пример 3.** При опытных взрывах зарядов ВВ, массой 2,5 кг, в руде с коэффициентом крепости по М.М. Прото-дьяконову 8 – 10 получены следующие данные:

Глубина заложения заряда: $Z_1$ , м	Объем воронки взрыва $V_{c1}$ , м <sup>3</sup>
1,15	2,9
1,20	4,0
1,25	4,5
1,50	3,9
1,70	1,7

Определить оптимальное значение ЛНС сосредоточенного заряда в вертикальных скважинах и ожидаемые показатели взрыва в условиях, приведенных в таблице 2.

Таблица 2.

Плотность ВВ в скважине, кг/м <sup>3</sup>	1000
Диаметр скважин, мм	200
Объемная масса руды, т/м <sup>3</sup>	3,5
Крепость руды по М.М. Протодяконову	8-10

**Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 2.19.  
2. Составляем таблицу безразмерных отношений  $Z_1 / Q_1^{1/3}$  и  $V_{c1} / Q_1$ , по данным опытных взрывов шпуров (табл. 2.).

Таблица 2.

$Z_1, \text{м}$	$Q_1, \text{кг}$	$Q_1^{1/3}$	$V_{c1}, \text{м}^3$	$Z_1 / Q_1^{1/3}$	$V_{c1} / Q_1$
1,15	2,5	1,357	2,9	0,85	1,16
1,20	2,5	1,357	4,0	0,88	1,60
1,25	2,5	1,357	4,5	0,92	1,80
1,50	2,5	1,357	3,9	1,11	1,56
1,70	2,5	1,357	1,7	1,25	0,68

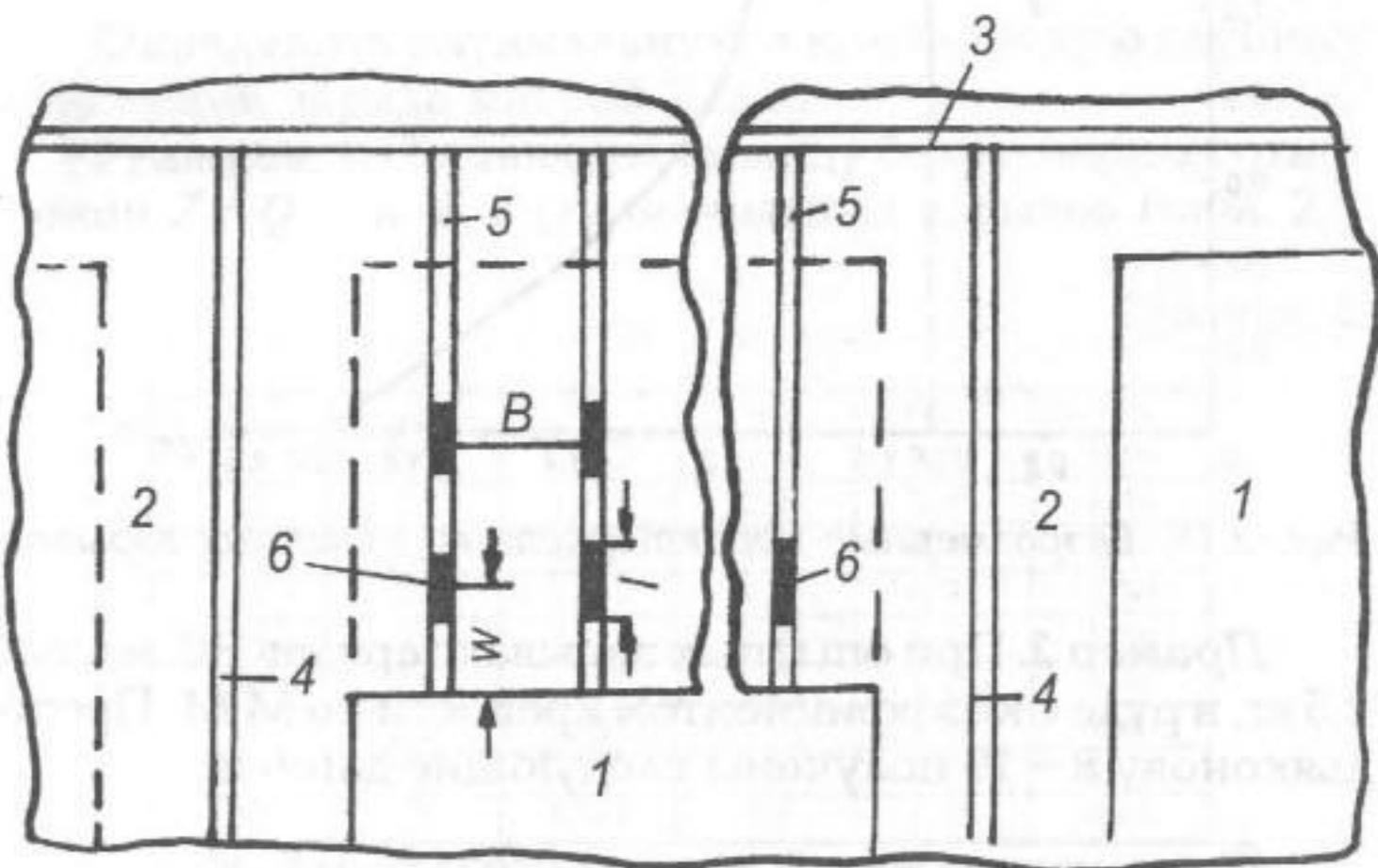


Рис. 2.19. Расчетная схема:

- 1 — камера; 2 — междукammerный целик;  
3 — буровой горизонт; 4 — восстающий;  
5 — буровая скважина; 6 — заряд ВВ.

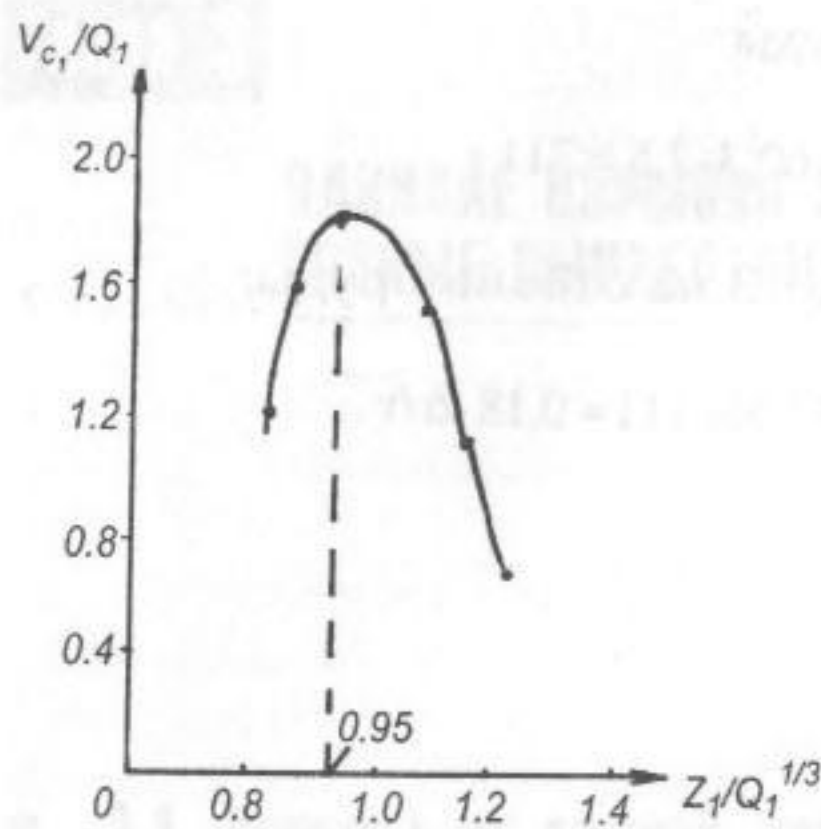


Рис. 2.20. Результаты опытных взрывов шпуров в безразмерных характеристиках

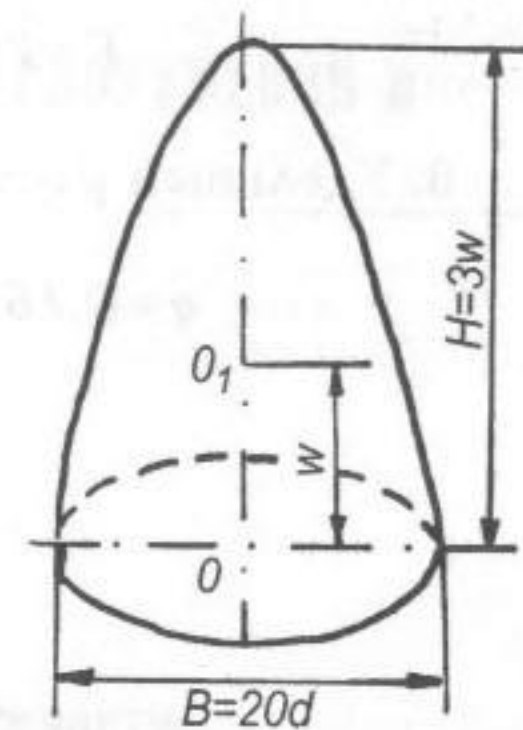


Рис. 2.21. Схема к расчету объема отбитой руды.

3. Строим график  $V_{c1} / Q_1 = f(Z_1 / Q_1^{1/3})$  (рис. 2.20). Из графика рис. 2.20 находим оптимальное значение:

$$Z_1 / Q_1^{1/3} = K_{01} = 0,95.$$

4. Масса заряда в скважине, диаметром  $d_2 = 0,2 \text{ м}$ :

$$Q_2 = \frac{\pi d_2^2 l}{4} \Delta = \frac{3,14 \cdot 0,2^2}{4} \cdot (6 \cdot 0,2) \cdot 1000 = 37,68 \text{ кг.}$$

5. Оптимальное значение ЛНС скважинного заряда:

$$\omega = K_{01} Q_1^{1/3} = 0,95 \cdot 37,68^{1/3} = 3,2 \text{ м.}$$

6. Ожидаемый объем отбитой руды (форму воронки принимаем за параболойд), согласно рис. 2.21

$$V = \frac{\pi}{8} B^2 H \frac{\pi}{8} B^2 H;$$

$$B = 20d_2 = 20 \cdot 0,2 = 4 \text{ м;}$$

$$V = \frac{3,14}{8} 4^2 \cdot 9,6 = 60,3 \text{ м}^3;$$

$$H = 3\omega = 3 \cdot 3,2 = 9,6 \text{ м.}$$

7. Масса отбитой руды:

$$B = V\gamma = 60,3 \cdot 3,5 = 211 \text{ т.}$$

8. Удельный расход ВВ на отбойку руды:

$$q = Q_2 / B = 37,68 / 211 = 0,18 \text{ кг/т.}$$

## Глава 3

### ВЛИЯНИЕ ВЗРЫВОВ НА СООРУЖЕНИЯ И ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

#### 3.1. Взрывы на земной поверхности

Для оценки действия воздушных взрывных волн на сооружения можно использовать экспериментальные зависимости. Расстояния от центра взрыва, м, на которых возникают повреждения сооружений, определяются по формулам:

$$R = K_1 \sqrt{Q}, \text{ или } R = K_2 \sqrt[3]{Q}$$

где  $Q$  — масса заряда, кг (тип ВВ при расчете безопасных расстояний не учитывают);

$K_1$  и  $K_2$  — коэффициенты, принимаемые по таблице 3.1.

Таблица 3.1

Степень безопасности	Возможные повреждения	Открытый заряд			Заряд, заглубленный на его высоту:		
		$Q$	$K_1$	$K_2$	$Q$	$K_1$	$K_2$
1	Отсутствие повреждений	$\leq 10$ т $> 10$ т	50–100 –	– 400	$\leq 20$ т $> 20$ т	20–50 –	– 200
2	Случайные повреждения застекления	$\leq 10$ т $> 10$ т	10–30 –	– 100	$\leq 20$ т $> 20$ т	5–12 –	– 50
3	Полное разрушение застекления, частичное повреждение рам, дверей; нарушение штукатурки и внутренних легких перегородок	$\leq 10$ т $> 10$ т	5–8 –	– 30–50	– –	– 2–4	– –
4	Разрушение внутренних перегородок, рам, дверей, барачков, сараев и т. п.	Не зависимо от $Q$	2–4	–	–	1–2	–
5	Разрушение малостойких каменных и деревянных зданий, опрокидывание железнодорожных составов	Не зависимо от $Q$	1,5–2	–	–	0,5–1	–

Коэффициент  $K_2$  используют для открытых зарядов массой больше 10 т при 1, 2 и 3-ей степенях безопасности и для зарядов массой больше 20 т, заглубленных на всю высоту, при 1-ой и 2-й степенях безопасности. Для всех других случаев используют коэффициент  $K_1$ .

Если взрывы производят в узких долинах или проходах между стенами на улицах, то значения  $R$  должны быть удвоены.

Если сооружение расположено за преградой лесных насаждений, возвышенности, тогда значения  $R$  должны быть уменьшены, но не более чем в 2 раза.

Минимальное расстояние, на котором действие воздушной волны еще безопасно для человека, определяют по формуле:

$$R_{\min} = 15\sqrt[3]{Q}, \quad (115)$$

где  $Q$  — масса заряда ВВ, кг.

**Пример.** Открытый заряд ВВ, массой 8,1 т. взрывается на расстоянии 2700 м от жилого поселка. Оценить действие воздушных взрывных волн на здания в поселке.

**Решение.** 1. Минимальное безопасное расстояние от места взрыва:

$$R_{\min} = K_1\sqrt{Q}.$$

По табл. 3.1 при  $Q < 10$  т

$$K_1 = 50 \text{ и } R_{\min} = 50\sqrt{8100} = 4500 \text{ м.}$$

Следовательно, поселок находится в опасной зоне.

2. Фактическое значение коэффициента  $K_1 \Phi$

По таблице это соответствует второй степени безопасности. В поселке возможны случайные повреждения застекления.

Проектирование подземных выработок основывается на научном анализе нагрузок, напряжений и прочностных характеристик пород. Математический анализ устойчивости подземных выработок от динамических нагрузок значительно сложнее, чем от статических нагрузок, потому что распределение напряжений около

выработки от ударных волн меняется во времени. Кроме того, прочностные характеристики пород при динамических нагрузках отличаются от таковых при статических нагрузках. Вместе с тем, статические напряжения (с учетом времени) определить труднее, чем динамические.

По результатам исследования Д. Ф. Коутса, наиболее вероятной причиной динамического разрушения подземных горных выработок является подземная ударная волна.

К настоящему времени исследования проведены в основном для плоских волн с прямолинейным фронтом. На рис. 3.1 (а) воздушная ударная волна движется по земной поверхности. Скорость взрывной волны в воздухе  $U$  больше, чем скорость сейсмических волн в породе. Следовательно, фронты продольной  $P$  и поперечной  $S$  волн будут наклонены (назад) от фронта воздушной волны. Углы наклона определяются из выражений:

$$\sin \beta = AC / AB = C_p t / (Ut) = C_p / U ;$$

$$\sin \alpha = C_s / U ,$$

где  $C_p$  и  $C_s$  — скорости продольной и поперечной волн в породе.

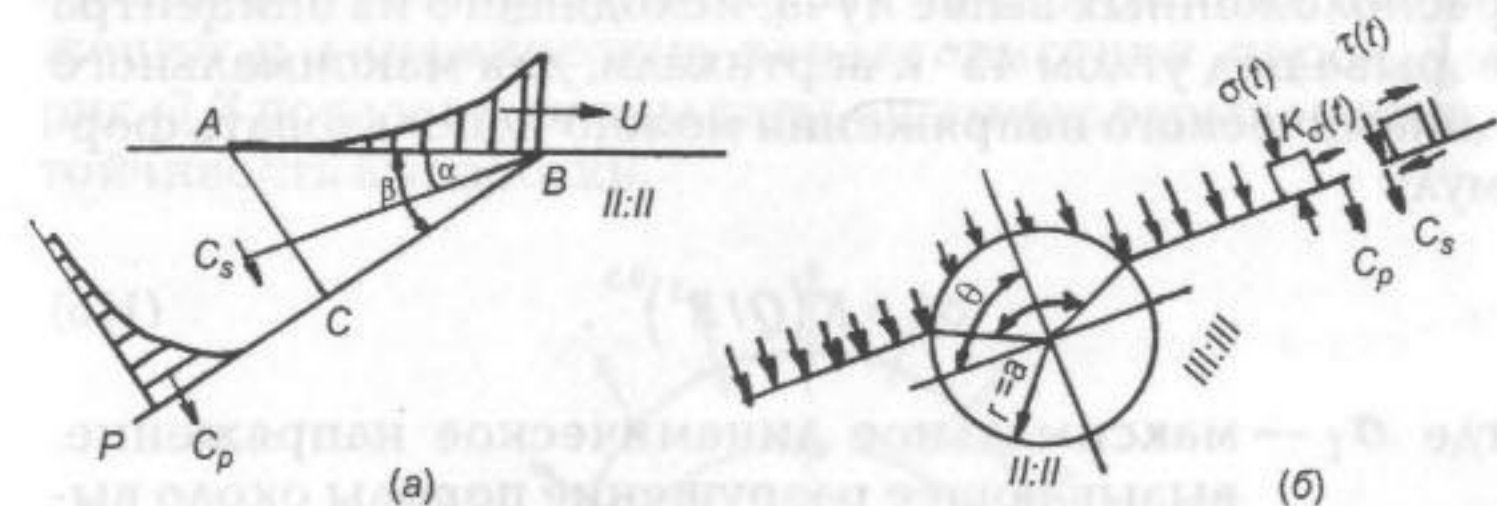


Рис. 3.3. Действие поверхностного взрыва на подземные выработки:

а — скорости волн; б — напряжение на фронте волны.

Это означает, что когда фронт воздушной взрывной волны прошел расстояние  $AB$ , фронт продольной волны в породе пройдет расстояние  $AC$  и займет положение  $CB$ . Соответственно расположится и фронт поперечной волны  $C_s B$ .

На рис. 3.1 (б) показано охватывание ударной волной подземной выработки. В продольной волне возникает сжимающее напряжение, которое является функцией времени  $\sigma(t)$ , и растягивающее напряжение, составляющее по абсолютной величине часть сжимающего напряжения  $K\sigma(t)$ .

Для случая поперечной волны нормально и параллельно ее фронту возникнут касательные напряжения, которые могут быть преобразованы в сжимающие и растягивающие напряжения, расположенные под углом  $45^\circ$  к касательным напряжениям.

В настоящее время решения получены лишь для одного из простых случаев, когда: скорость ударной волны постоянна, длина ударной волны значительно больше ширины выработки.

Кроме продольных и поперечных волн образуются также поверхностные волны (Релея), напряжения от которых сказываются лишь на небольших расстояниях от земной поверхности.

### 3.2. Подземные взрывы

При взрыве подземных зарядов для сооружений, расположенных выше луча, исходящего из эпицентра взрыва под углом  $45^\circ$  к вертикали, для максимального динамического напряжения можно использовать формулу

$$\sigma_f = K(Q/R^3)^{0.5}, \quad (116)$$

где  $\sigma_f$  — максимальное динамическое напряжение, вызывающее разрушение породы около выработки;

$Q$  — величина заряда;

$R$  — расстояние от центра заряда до выработки;

$K$  — параметр, принимаемый постоянным.

Отсюда для различных величин  $\sigma'_f$  и  $\sigma''_f$  их отношение:

$$\frac{\sigma'_f}{\sigma''_f} = \frac{K_1}{K_2} \left[ \frac{Q'}{Q''} \left( \frac{R''}{R'} \right)^3 \right]^{0.5}$$

или, если  $K_1 = K_2$ :

$$R'' = R' \left[ \frac{Q'}{Q''} \left( \frac{\sigma'_f}{\sigma''_f} \right)^2 \right]^{1/3}, \quad (117)$$

где  $R'$  и  $R''$  — расстояния от центра заряда;  
 $\sigma'_f$  и  $\sigma''_f$  — максимальные динамические напряжения, вызывающие разрушение породы;  
 $Q'$  и  $Q''$  — величина зарядов.

Если предположить, что  $\sigma_f$  пропорционально прочности породы на сжатие  $\sigma_{сж}$ , то получим:

$$R'' = R' \left[ \frac{Q'}{Q''} \left( \frac{\sigma'_{сж}}{\sigma''_{сж}} \right)^2 \right]^{1/3}. \quad (118)$$

На рис. 3.2 показано действие плоской волны, параллельной оси выработки, на стенку этой выработки. Волна сжатия переходит в отраженную волну растяжения, величина которой существенна только на расстоянии одного радиуса от стенки выработки.

При оценках устойчивости выработок необходимо принимать во внимание малый срок действия напряжений и динамические характеристики пород. На рис. 3.3 показаны результаты опытных взрывов на устойчивость выработки.

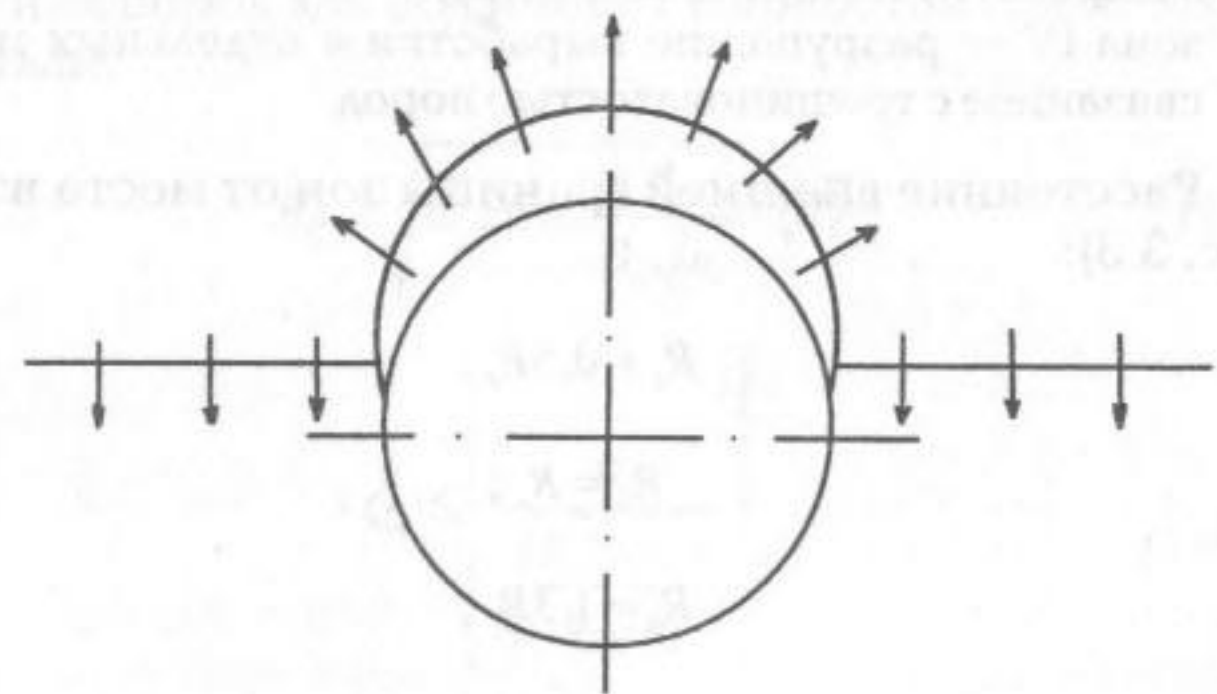


Рис. 3.2. Действие плоской волны параллельной оси выработки.

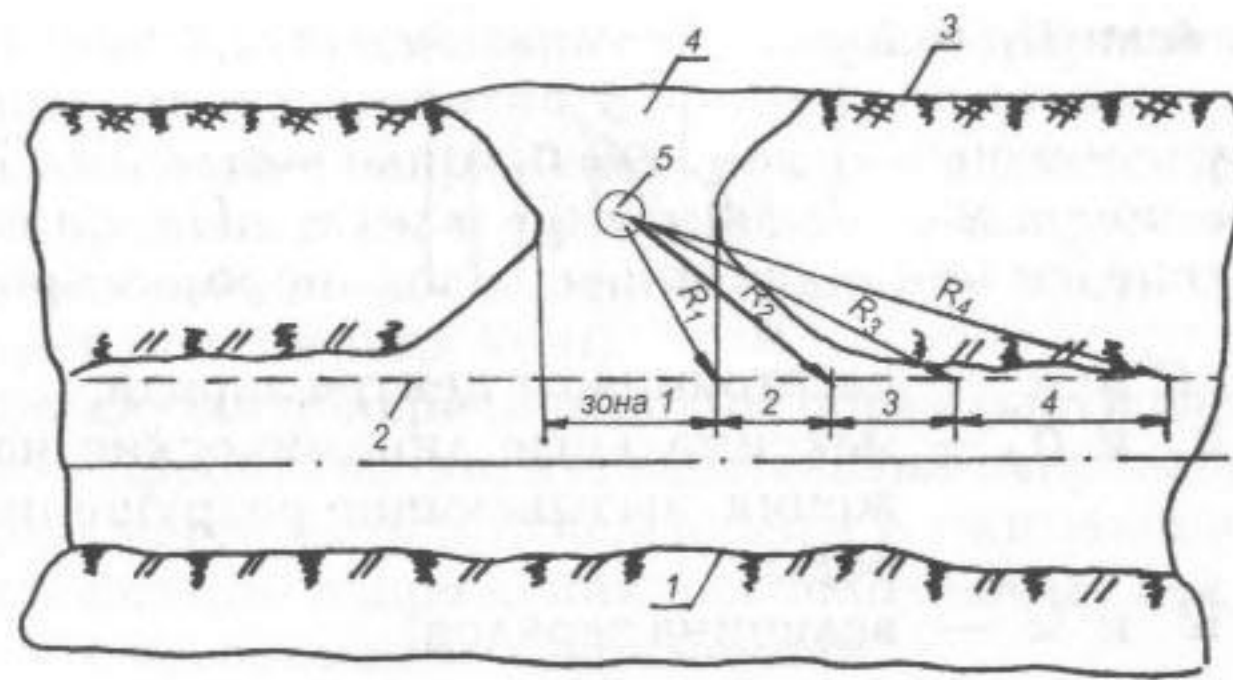


Рис. 3.3. Зоны влияния взрыва на устойчивость выработки:

- 1 — почва выработки; 2 — кровля выработки; 3 — земная поверхность;
- 4 — воронка выброса; 5 — центр заряда ВВ.

Результаты опытных взрывов вблизи тоннелей позволили выделить четыре зоны влияния взрывов на устойчивость выработок:

- зона I — полное разрушение выработки с выходом обрушения в воронку взрыва;
- зона II — непрерывное разрушение выработки по всей длине зоны. Объем разрушенной породы увеличивается по направлению к месту взрыва;
- зона III — непрерывное разрушение пород с выпадением в выработку на всей длине зоны;
- зона IV — разрушение выработки в отдельных местах, связанное с трещиноватостью пород.

Расстояние внешней границы зон от места взрыва (рис. 3.3):

$$R_1 = 0,5R_r ;$$

$$R_2 = R_r ;$$

$$R_3 = 1,3R_r ;$$

$$R_4 = 2,1R_r ,$$

336 где  $R_r$  — радиус взрывного разрушения пород.

**Пример 1.** Взрывом мощностью 4,5 кт тоннель был полностью разрушен на протяжении 250 м, местные разрушения наблюдались на протяжении 600 м. Прочность пород на сжатие составляла 42 мПа. Оценить действие взрыва мощностью 0,5 кт в породах прочностью на сжатие 210 мПа.

**Решение.** 1. Длина полного разрушения выработки по формуле (118):

$$R_1 = 250 \left[ \left( \frac{42}{210} \right)^2 \cdot \frac{0,5}{4,5} \right]^{1/3} = 41,2 \text{ мПа} .$$

2. Длина выработки, на которой возможны местные разрушения:

$$R_2 = 600 \left[ \left( \frac{42}{210} \right)^2 \cdot \frac{0,5}{4,5} \right]^{1/3} = 98,8 \text{ м} .$$

Устойчивость выработки можно повысить, прокладывая слой рыхлого или мягкого материала между бетонной крепью и породой.

Допустимые относительные деформации горных сооружений в зависимости от их класса приведены в таблице 3.2.

По методике ВНИМИ сейсмобезопасное расстояние  $R_c$  и допустимая масса заряда  $Q_d$ , взрываема одновременно, определяются по допустимым скоростям смещения пород для подземных выработок (табл. 3.3) по формулам:

$$R_c = \sqrt{K_r \cos \alpha \frac{1}{\vartheta_d \sqrt{n_s}} \cdot \sqrt[3]{Q}} ; \quad (119 \text{ а})$$

$$Q_d \leq \left[ \frac{R}{\sqrt{K_r \cos \alpha} \sqrt{\vartheta_d \sqrt{n_s}}} \right]^3 , \quad (119 \text{ б})$$

где  $Q$  — масса заряда, кг;

$R$  — расстояние от объекта до условного центра взрыва, м;

$K_r$  — коэффициент сейсмического действия (равен 450, 400 и 350 при распространении взрывных волн соответственно через рудный массив, вмещающие породы и камеру в направлении к междукammerному целику);

$\alpha$  — угол падения сейсмозврывной волны на открытую поверхность, град.;

$\vartheta_{\partial}$  — допустимая скорость смещения, см/с (табл. 3.3);

$n_B$  — число ступеней взрывания (при порядном взрывании — число рядов).

Таблица 3.2

Класс сооружений	Характеристика сооружений	Допустимая относительная упругая деформация
I	Особо ответственные сооружения длительного срока эксплуатации (более 10–15 лет): гидротехнические тоннели, стволы шахт, капитальные штольни, камеры дробления, водоотлива, рудничные дворы	0,0001
II	Ответственные сооружения со сроком эксплуатации более 5–10 лет: обводные и транспортные тоннели гидротехнических сооружений, надкамерные целики, квершлагги, уступы карьеров, отвалов	0,0002
III	Кратковременно эксплуатируемые сооружения (от 1 до 5 лет): камеры, уступы, штреки	0,0003
IV	Неответственные сооружения со сроком эксплуатации до 1 года: очистные блоки, рабочие уступы, рабочие борта карьеров	0,0005

Величина допустимой скорости смещения зависит от характера и назначения горных выработок, камер, целиков. Все подземные выработки по степени их важности делятся на четыре класса:

- I — особо ответственные (срок службы более 10 лет): стволы шахт, капитальные штольни, камеры водоотлива, дробления и т.п.;
- II — ответственные (срок службы 5–10 лет): околоствольные дворы, квершлагги и т.п.);
- III — эксплуатируемые кратковременно (срок службы 1–3 года): подземные камеры, транспортные и вентиляционные штреки и т.п.);
- IV — неответственные (срок службы до 1 года): буровые и скреперные орты и штреки, блоковые восстающие и т.п.).

Таблица 3.3

Степень безопасности	Возможные повреждения	Открытый заряд			Заряд, заглубленный на его высоту:		
		$Q$	$K_1$	$K_2$	$Q$	$K_1$	$K_2$
1	Отсутствие повреждений	$\leq 10$ т $> 10$ т	50–100 –	– 400	$\leq 20$ т $> 20$ т	20–50 –	– 200
2	Случайные повреждения застекления	$\leq 10$ т $> 10$ т	10–30 –	– 100	$\leq 20$ т $> 20$ т	5–12 –	– 50
3	Полное разрушение застекления, частичное повреждение рам, дверей; нарушение штукатурки и внутренних легких перегородок	$\leq 10$ т $> 10$ т	5–8 –	– 30–50	– –	– 2–4	– –
4	Разрушение внутренних перегородок, рам, дверей, барачков, сараев и т. п.	Не зависимо от $Q$	2–4	–	–	1–2	–
5	Разрушение малостойких каменных и деревянных зданий, опрокидывание железнодорожных составов	Не зависимо от $Q$	1,5–2	–	–	0,5–1	–

Если сооружения подвергаются многократной взрывной нагрузке, то допустимая масса заряда снижается в соответствии с коэффициентом  $K_M$ , значения которого, в зависимости от числа взрывов, приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.4

Число взрывов в год	10	50	100	250	500
Значение $K_M$	0,98	0,9	0,72	0,64	0,56

Принимается  $Q'_d = Q_d \cdot K_M$

По Б.Н. Кутузову ориентировочные значения допустимых (критических) скоростей смещений массива в основании охраняемых объектов (м/с):

**Крутонаклонные ( $L = 50 \div 80^\circ$ ) откосы** долговременных бортов и уступов:

- в скальных массивах с благоприятной структурой 0,2–0,4;
- то же с неблагоприятной структурой массивов (при наличии трещин с падением  $30 - 70^\circ$  в выработанное пространство 0,06–0,2;
- в малосвязных (нескальных) водонасыщенных грунтах 0,06–0,12.

**Здания и сооружения:**

- жилые и общественные здания всех типов, высокие кирпичные трубы 0,01–0,03;
- административно-бытовые и промышленные здания, высокие железобетонные трубы, эстакады, мосты 0,03–0,06;

- одноэтажные каркасные промышленные здания, монолитные железобетонные сооружения, фермы и металлоконструкции внутри карьерных сооружений полустационарного и стационарного типа, электростанции 0,06 – 0,12.
- передвижные карьерные установки, машины и механизмы с электрическим и тепловым приводом 0,15 – 0,3.

**Подземные горные выработки без крепления:**

- в породах с  $f \leq 10$  0,2 – 0,4
- в породах с  $f > 10$  0,4 – 0,6.

**Закрепленные подземные горные выработки:**

- в породах с  $f \leq 10$  0,4 – 0,6
- в породах с  $f > 10$  0,6 – 0,8

Транспортные и гидротехнические тоннели: 0,06 – 0,12.

**Пример 2.** Определить допустимую массу заряда, обеспечивающего сохранность откаточного орта, пройденного в слаботрешиноватых породах с коэффициентом крепости  $f = 12$  перпендикулярно направлению взрывной волны. Расстояние от орта до места взрыва 60 м. Число ступеней взрывания — 3. Взрывная волна проходит к орту через рудный массив. Число взрывов в год — 20.

$K_r = 450$ ; по таблице 3.3 находим  $\vartheta_0 = 44,5$  см/с; интерполяцией данных из табл. 3.4 находим

$$K_M = 0,98 - \frac{0,98 - 0,9}{50 - 10} (20 - 10) = 0,96.$$

Допустимая масса заряда  $Q'_0 = Q_0 \cdot K_M$

$$Q'_0 = \left[ \frac{60}{\sqrt{\frac{450^{1,1}}{44,5\sqrt{3}}}} \right]^3 \cdot 0,96 = 14700 \text{ кг}.$$

Общая формула для расчета скорости смещения породного массива под действием взрыва имеет вид:

$$\vartheta = K \left( \sqrt[3]{Q/R} \right)^n \quad (120)$$

где  $K$  — коэффициент условий взрывания;  
 $Q$  — масса заряда, кг;

Таблица 3.5

Породы и условия взрывания	Скорость волны, м/с		Скорость смещения $\vartheta$ , см/с
	Продольной	поперечной	
Амфиболиты и амфиболовые сланцы, взрывание в подземных условиях	5000	3600	$115 \left[ \sqrt[3]{Q/R} \right]^{1,5}$
Углистые, углисто-кремнистые и углисто-карбонатные сланцы, филлиты, взрывание в подземных условиях	2000–2500	1000–1300	$230 \left[ \sqrt[3]{Q/R} \right]^{1,5}$
Известняки силура; — взрывание в подземных условиях	2400	1300	$265 \left[ \sqrt[3]{Q/R} \right]^{1,5}$
— взрывание в карьере	2400	1300	$650 \left[ \sqrt[3]{Q/R} \right]^{1,5}$
Углисто-кремнистые, углисто-глинистые и слюдиристо-глинистые сланцы, взрывание в подземных условиях	1900	1000	$310 \left[ \sqrt[3]{Q/R} \right]^{1,5}$
Окварцованные сиенит-диориты, взрывание в карьере	2500–3300	1360–1800	$200 \left[ \sqrt[3]{Q/R} \right]^{1,5}$

$R$  — расстояние от центра заряда до выработки, м;  
 $n$  — показатель степени затухания сейсмических волн (1,15 + 2,0)

В таблице 3.5 приведены расчетные формулы для определения скорости смещения породного массива для некоторых условий взрывания.

При известных физико-механических характеристиках массива скорость смещения (см/с) может быть определена по формуле С.М. Медведева:

$$\vartheta = 7,5 \cdot 10^4 \sqrt{\frac{g}{C_p \rho \tau_n}} \left( \sqrt[3]{\frac{Q}{R_0}} \right)^n$$

где  $\vartheta$  — ускорение свободного падения, м/с;  
 $C_p$  — скорость продольной волны в массиве, м/с;  
 $\rho$  — плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;  
 $\tau_n = k_g R_g$  — период колебаний пород при взрыве, с;  
 $k$  — коэффициент групповых условий (равен 0,11 – 0,13; 0,03 – 0,06; 0,01 – 0,03 соответственно для водонасыщенных торфяников, наносов средней прочности и скальных пород);

$R$  — расстояние от места взрыва, м;

$Q$  — масса заряда, кг;

$n_3 = 1,15 - 2,0$  — показатель степени затухания сейсмических колебаний.

Значение допустимой скорости смещения для некоторых элементов очистных выработок, см/с:

- междукамерные целики
- при мощности залежи до 10 м — 40;
- при мощности залежи свыше 10 м — 30;
- висячий бок и потолочина камеры — 15.

Ориентировочно допустимую скорость смещения  $v_d$  для контуров подземных сооружений можно принимать как половину критической скорости смещения открытой поверхности, определяемой по формуле:

$$v_{кр} = 0,001 \sigma_p \frac{C_p}{E_d} \text{ см/с}, \quad (122)$$

где  $\sigma_p$  — предел прочности породы на растяжение, мПа;

$C_p$  — скорость продольной волны в породном массиве, м/с;

$E_d$  — динамический модуль упругости горной породы в массиве, мПа.

Для целиков допустимая скорость смещения с учетом многократности взрывных нагрузок:

$$v_d = K_c v_{кр},$$

где  $K_c$  — коэффициент снижения прочности в зависимости от числа взрывов;  $K_c$  находится в интервалах  $1 \div 0,9$  и  $0,8 \div 0,77$  при числе взрывов соответственно от 1 до 10 и от 10 до 100.

В.В. Кудинов для расчета критической скорости колебания пород предлагает формулу:

$$v_{кр} = 4,73 \sqrt{\frac{10^{-5} \sigma_{сж}}{C_p}} \text{ см/с}, \quad (123)$$

где  $\sigma_{сж}$  — предел прочности горной породы на сжатие, мПа;

$C_p$  — скорость распространения в породе продольной волны, м/с.

Динамические нагрузки, действующие на выработку, предлагается определять по формуле:

$$\sigma_{d_{max}} = \varepsilon_{max} E = \frac{v_{кр}}{C_p} E, \quad (123a)$$

где  $v_{кр}$  — критическая скорость смещения породы, см/с;

$C_p$  — скорость распространения в породе продольной волны, м/с;

$E$  — модуль упругости породы, мПа.

### Контрольные вопросы

1. Каково соотношение между скоростями ударных волн в воздухе и в породе?
2. Укажите связь между динамическим напряжением в породе и величиной заряда ВВ.
3. Укажите зоны влияния взрыва на устойчивость выработки, их параметры.
4. Что такое коэффициент многократной взрывной нагрузки?
5. Что такое допустимая масса заряда?
6. Что такое допустимая скорость смещения пород?

## ДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

### 4.1. Горные удары

Вертикальное напряжение в горных породах увеличивается примерно на 2,5 мПа на каждые 100 м увеличения глубины работ. При трехосном напряженном состоянии напряжение порядка  $7,10^2$  мПа вызывает пластические деформации во многих породах и минералах, исключая кварц. Поэтому горные породы с глубиной все более теряют хрупкие свойства и приобретают пластичность. Значение коэффициента Пуассона для горных пород изменяется на небольших глубинах (до 300–400 м) от 0,1 до 0,17, на средних (400–600 м) от 0,17 до 0,33 и на больших глубинах (более 600 м) от 0,3 до 0,5. В связи с этим меняется характер напряженного состояния пород и форма их разрушения около выработок: на небольших и средних глубинах разрушение породы около выработки происходит обычно от растягивающих напряжений, на больших глубинах — в результате сжимающих напряжений.

Поддержание выработок на больших глубинах становится трудной задачей даже при спокойном залегании пород. Особенно высокие напряжения пород встречаются в замках синклинальных складок. Поэтому выработки, расположенные в замке антиклинальной складки стоят значительно лучше, чем выработки, расположенные в замке синклинальной складки.

Сейсмические исследования разрушения выработок на больших глубинах дают величины высвобождаемой кинетической энергии от  $10^3$  Дж до  $10^9$  Дж и более.

По энергетическому признаку динамические явления в горных породах классифицируются следующим образом (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Класс динамического явления	Сейсмическая энергия, Дж	Уровень сейсмичности в эпицентре, баллы
Микроудары (стреляние, толчки)	$< 10$	$< 1$
Слабые горные удары	$10-10^2$	1–2
Средние горные удары	$10^2-10^4$	2–3,5
Сильные горные удары	$10^4-10^7$	3,5–5
Катастрофические горные удары	$> 10^7$	$> 5$

**Стреляние** — хрупкое разрушение породы на поверхности горной выработки, проявляющееся в отскокивании (отслаивании) отдельных кусков породы от забоя, кровли, почвы или стенки выработки, от стенки целика и сопровождающееся звуковым эффектом, подобным выстрелу.

**Толчок** — локальное разрушение полезного ископаемого или породы в глубине массива без измельчения и выброса.

**Слабый горный удар** — локальное разрушение и незначительный выброс полезного ископаемого или породы в выработку с ощутимым звуковым и сейсмическим эффектом, возможным образованием пыли, но без существенного нарушения крепи и без повреждения машин и оборудования.

**Средний горный удар** — быстрое хрупкое разрушение и выброс или выдавливание в выработку значительного объема полезного ископаемого или породы с большим количеством пыли, образование воздушной волны, нарушение крепи и завал выработок на участке длиной нескольких метров, смещение и повреждение машин и оборудования.

**Сильный горный удар** — нарушение крепи и завал выработок с повреждением машин и оборудования на участке протяженностью от нескольких до десятков метров.

**Катастрофический горный удар** — спонтанное, в форме цепной реакции разрушение ряда целиков, завал выработок в пределах целого участка или горизонта. Площадь разрушенных горных выработок иногда достигает сотен тысяч квадратных метров.

Для пород, потенциально склонных к горным ударам, зависимость «нагрузка — деформация» близка к прямолинейной, т.е. следуют закону Гука в интервале нагружения образцов практически вплоть до их разрушения.

Одним из предвестников горного удара является изменение сейсмоакустической активности массива (числа импульсов в единицу времени). Обычно перед горным ударом сейсмическая активность резко возрастает, а затем, за 30 — 40 минут до удара, практически исчезает.

Признаками приближающегося горного удара являются: увеличение выхода штыба и его крупности в угольных шахтах, изменение усилий вдавливания различных штампов в стенку или торец скважины.

### Энергия горного удара

Величина энергии упругой деформации в единице объема горного массива выражается формулой:

$$W_0 = \frac{1}{2E}(\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2) - \frac{\mu}{E}(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_1\sigma_3) \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3}, \quad (124)$$

где  $\sigma_1$  — наибольшее главное напряжение, мПа;  
 $\sigma_2$  — промежуточное главное напряжение, мПа;  
 $\sigma_3$  — наименьшее главное напряжение, мПа;  
 $E$  — модуль упругости породы, мПа;  
 $\mu$  — коэффициент Пуассона.

Энергия, принимающая участие в горном ударе, складывается из энергии упругих деформаций, накопленной в разрушаемом объеме полезного ископаемого (например, рудном целике), и энергии, накопленной в разгружающихся при горном ударе вмещающих породах:

$$W_y = W_p + W_{\Pi}, \quad (125)$$

где  $W_y$  — полная энергия горного удара, Дж;  
 $W_p$  — энергия, накопленная в разрушенном целике, Дж;  
 $W_{\Pi}$  — энергия, накопленная в разгружающихся вмещающих породах, Дж.

Высвобождаемая при разрушении породы энергия упругой деформации больше всего зависит от наибольшего нормального напряжения. Поэтому порядок величины удельной высвобождаемой энергии можно получить по более простой формуле, принимая во внимание лишь первый член выражения (124):

$$W_0 = \frac{1}{2E}[\sigma_1^2 - (\sigma_1 - R_{сж})^2] = \frac{1}{2E}(2\sigma_1 R_{сж} - R_{сж}^2) \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3}, \quad (126)$$

где  $R_{сж}$  — прочность породы при одноосном сжатии.

Около половины высвобождаемой энергии затрачивается на трение при разрушении породы, а оставшая часть проявляется в виде кинетической энергии, что может представить большую опасность для горных выработок, оборудования и людей.

Количество потенциальной энергии, выделенной при разрушении целика, составит:

$$W_p = W_0 V_p, \quad (126 \text{ а})$$

где  $V_p$  — объем разрушаемого целика.

Количество потенциальной энергии, выделенной вмещающими породами, можно оценить исходя из того, что при разрушении целика вмещающие породы, в результате разгрузки от напряжения, сближаются (рис. 3.4) и выполняют работу:

$$W_{\Pi} = \frac{1}{2} \sigma_1 S_{\Pi} 2l_0 = \sigma_1 S_{\Pi} l_0, \quad (127)$$

где  $S_{\Pi}$  — площадь обнажения сближающихся пород кровли (почвы);  
 $l_0$  — средняя величина смещения пород кровли (почвы).

Величина смещения пород кровли (почвы) может быть рассчитана по формуле (16)

$$l_0 = 0,2L\varepsilon_0, \quad (128)$$

где  $L$  — ширина области разгрузки вмещающих пород при горном ударе;  
 $\varepsilon_0$  — максимальное относительное расширение вмещающих пород при разгрузке.

Мы считаем более обоснованным принимать в качестве  $L$  эквивалентный пролет обнажения вмещающих пород после разрушения рудного целика (рис. 3.4).

$$L = L_0 = \frac{L_1 L_2}{\sqrt{L_1^2 + L_2^2}} \quad (129)$$

Величина  $\varepsilon_0$  может быть рассчитана по формуле:

$$\varepsilon_0 = \frac{\sigma_1}{E_{II}} \quad (130)$$

где  $E_{II}$  — модуль упругости вмещающих пород.

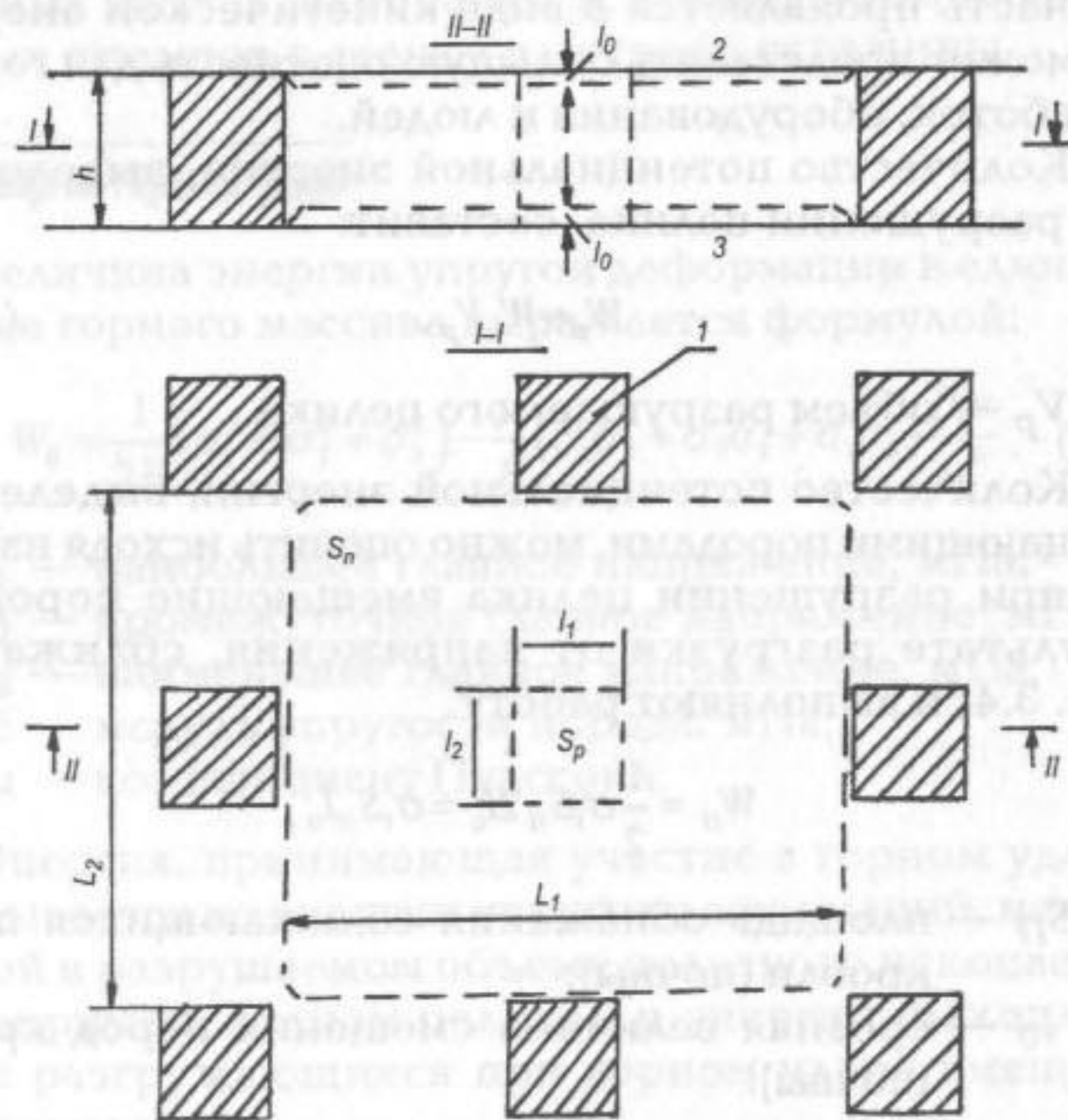


Рис. 3.4. Расчетная схема

1 — рудный целик; 2 — кровля; 3 — почва;  $l_1$  и  $l_2$  — размеры рудного целика в плане;  $h$  — высота целика;  $S_p$  — площадь рудного целика в плане;  $S_{II}$  — площадь обнажения пород кровли (почвы) после разрушения рудного целика;  $l_0$  — смещение пород кровли (почвы) после разрушения рудного целика;  $L_1$  и  $L_2$  — размеры обнажения кровли (почвы) после разрушения рудного целика.

Если принять, что фронт сейсмической волны, пересекающей сферу радиусом  $R$  с эпицентром в ее центре, является главным образом серией гармонических волн, то энергия, выделяемая горным ударом будет равна:

$$W_y = 2\pi\rho C_p T \vartheta^2 R^2, \text{ Дж}, \quad (131)$$

где  $\rho$  — плотность породы;

$C_p$  — скорость распространения продольных волн в породе;

$T$  — продолжительность горного удара, с;

$\vartheta$  — скорость смещения горной породы на расстоянии  $R$  от эпицентра горного удара, м/с.

**Пример.** Горный удар продолжительностью 0,1 с вызван разрушением рудного целика объемом  $250 \text{ м}^3$  на глубине 3000 м от поверхности. Размеры камер  $15 \times 10 \text{ м}$ . Коэффициент крепости руды  $16 \div 18$ , модуль упругости  $7,1 \times 10^4 \text{ мПа}$ . Вмещающие породы — граниты с плотностью  $2700 \text{ кг/м}^3$  и модулем упругости  $7,1 \times 10^4 \text{ мПа}$ . Определить степень влияния горного удара на ствол, расположенный на расстоянии 100 м от эпицентра горного удара.

**Решение.** 1. Расчетная схема приведена на рис. 3.4.

2. Расчетные данные:

■ прочность руды на одноосное сжатие в образце

$$\sigma_{сж} = 10f = 10 \cdot 17 = 170 \text{ мПа},$$

■ прочность руды в целике

$$R_{сж} = \frac{\sigma_{сж}}{m} = 170/4 = 42,5 \text{ мПа},$$

где  $m$  — коэффициент ослабления массива;

■ скорость распространения продольных волн в граните указанной крепости

$$C_p = 6000 \text{ м/с};$$

■ допустимая скорость смещения пород для ствола

$$\vartheta_0 = 0,178 \text{ м/с}.$$

3. Величина главного нормального напряжения в эпицентре горного удара

$$\sigma_1 = \rho g H = 2700 \cdot 10 \cdot 3000 = 81 \text{ МПа.}$$

4. Энергия, выделенная при разрушении рудного целика

$$W_p = \frac{1}{2E} (2\sigma_1 R_{сж} - R_{сж}^2) V;$$

$$W_p = \frac{1}{2 \cdot 7,1 \cdot 10^4} (2 \cdot 81 \cdot 42,5 - 42,5^2) \cdot 250 = 9 \text{ мДж.}$$

5. Энергия, выделенная вмещающими породами:

$$W_{II} = \sigma_1 S_{II} l_0;$$

$$S_{II} = 35 \cdot 25 = 875 \text{ м}^2;$$

$$l_0 = 0,2 \cdot L_0 \cdot \varepsilon_0 = 0,2 \frac{L_1 \cdot L_2}{\sqrt{L_1^2 + L_2^2}} \cdot \frac{\sigma_1}{E_{II}};$$

$$l_0 = 0,2 \cdot \frac{25 \cdot 35}{\sqrt{25^2 + 35^2}} \cdot \frac{81 \cdot 10^6}{7,1 \cdot 10^4 \cdot 10^6} = 0,0046 \text{ м};$$

$$W_{II} = 81 \cdot 875 \cdot 0,0046 = 326 \text{ мДж.}$$

6. Суммарная энергия, выделенная при горном ударе

$$W_y = W_p + W_{II} = 9 + 326 = 335 \text{ мДж.}$$

7. Скорость смещения пород в районе ствола

$$\vartheta = \sqrt{\frac{W_y}{2\pi\rho C_p TR^2}};$$

$$\vartheta = \sqrt{\frac{335 \cdot 10^6}{2 \cdot 3,14 \cdot 2700 \cdot 6000 \cdot 0,1 \cdot 100^2}} = 0,057 \text{ м/с} < 0,178 \text{ м/с.}$$

Следовательно, горный удар не приведет к разрушению ствола.

Имеются статический и динамический методы определения сейсмических нагрузок на сооружения.

Статический метод предложен Ф. Омори и Сано в 1900 году. Он основан на том, что сооружение колеблется с теми же параметрами, что и грунт (основание) и, следовательно, сейсмические нагрузки можно определять по формуле:

$$S = ma = K_c G, \quad (132)$$

где  $m, G$  — масса и вес сооружения;

$a$  — максимальное ускорение поверхности грунта (основания);

$K_c = \frac{a}{g}$  — коэффициент сейсмичности;

$g$  — ускорение силы тяжести.

Динамический метод предложен Н. Мононобе в 1921 году. Сейсмические нагрузки определяются с учетом деформируемости сооружений по формуле

$$S = K_c \beta G, \quad (133)$$

где  $\beta$  — коэффициент динамичности;

$$\beta = \frac{1}{1 - (T/T_0)^2}, \quad (134)$$

где  $T$  — период собственных колебаний сооружения по основному тону;

$T_0$  — период колебания основания (грунта).

В 1927 году К.С. Завриев предложил рассматривать сейсмические перемещения грунта как незатухающие колебания, совершающиеся по закону косинуса. Согласно этому предложению коэффициент

$$\beta = \frac{1}{1 - (T/T_0)^2} \quad (135)$$

В 1934 году М.А. Био предложил так называемый спектральный метод (с учетом стандартного спектра ускорений землетрясений, приведенный на рис. 3.5). Кривые на рис. 3.5 показывают зависимость между

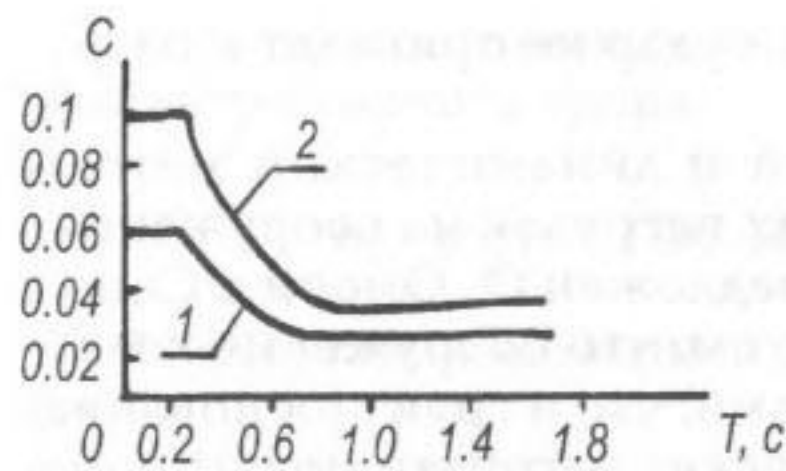


Рис. 3.5. Стандартный спектр ускорений:  
1 — для зданий;  
2 — для сооружений.

нормируемыми ускорениями сооружения и периодом его собственных колебаний  $T$  при перемещении основания сооружения по закону, отвечающему реальным землетрясениям.

Сейсмическая нагрузка определяется по формуле

$$S = C \sum G, \quad (136)$$

где  $C$  — коэффициент, зависящий от периода собственных колебаний сооружения  $T$ , принимаемый по рис. 3.5;

$\sum G$  — вес всего сооружения.

### Влияние горного удара на устойчивость выработки без крепи

Горные удары представляют опасность не только в тех случаях, когда они происходят вблизи выработки, но и в случаях, когда они имеют место на значительном от нее расстоянии (рис. 3.6).

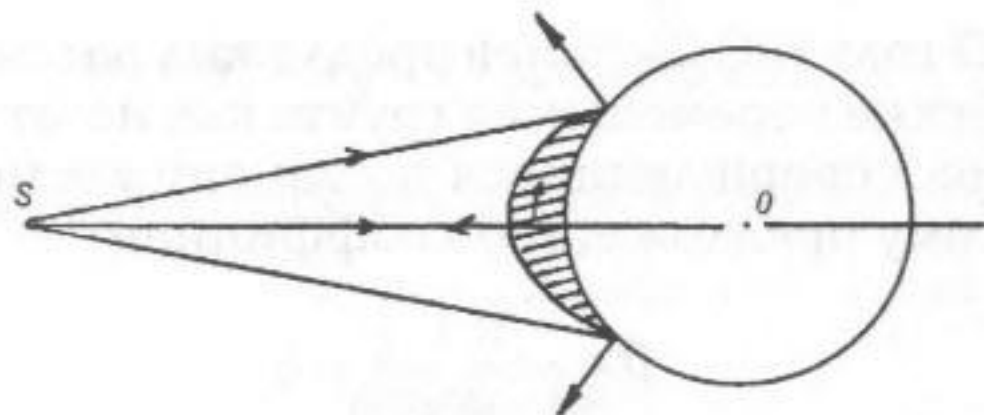


Рис. 3.6. Разрушение горной выработки действием продольных волн, вызванных горным ударом:  
 $S$  — очаг горного удара;  $O$  — ось выработки;  
 $I$  — отслоившаяся порода.

Как было указано выше, около половины высвобожденной энергии при горном ударе переходит в упругие волны напряжения сжатия горных пород. Указанные волны, дойдя до выработки, отражаются от ее поверхности и переходят в волны расширения, что вызывает в породе растягивающие напряжения. Так как породы плохо работают на растяжение, это может привести к разрушению выработки. Примем гармонический закон продольного смещения частиц породы при колебании, вызванном горным ударом:

$$Y = a \sin 2\pi f(t - x/C_p), \quad (137)$$

где  $Y$  — смещение породы в момент времени на расстоянии  $x$  от центра горного удара;

$a$  — амплитуда смещения породы;

$f$  — частота колебаний;

$C_p$  — скорость распространения продольной волны в породе.

Относительная продольная деформация породы, вызванная горным ударом, составит:

$$\epsilon = \frac{dy}{dx} = -\frac{2\pi f}{C_p} a \cos 2\pi f(t - x/C_p).$$

Максимальное значение указанной деформации определится из условия:

$$\cos 2\pi f(t - x/C_p) = 1$$

и составит

$$\epsilon_{\max} = 2\pi fa / C_p.$$

Радиальное напряжение на стенке выработки до подхода прямой ударной волны равно нулю; в момент подхода этой волны оно составит:

$$\sigma_{\max} = \epsilon_{\max} E \left[ \frac{1 - \mu}{(1 + \mu)(1 - 2\mu)} \right], \quad (138)$$

где  $E$  — модуль упругости породы в простом напряженном состоянии;

$\mu$  — коэффициент Пуассона.

При отражении волны от поверхности выработки амплитуда колебания изменит знак.

Величина амплитуды отраженной волны определяется по формуле:

$$a_2 = a_1 \frac{\rho_1 C_p - \rho_2 \vartheta}{\rho_1 C_p + \rho_2 \vartheta},$$

где  $a_1$  — амплитуда прямой волны;  
 $a_2$  — амплитуда отраженной волны;  
 $\rho_1$  — плотность породы;  
 $\rho_2$  — плотность воздуха;  
 $C_p$  — скорость распространения волны в породе;  
 $\vartheta_1$  — скорость распространения волны в воздухе.

Так как плотность воздуха очень мала по сравнению с плотностью породы, величина амплитуды в породе практически не изменится, но фаза колебания изменится на  $180^\circ$ . Это приведет к сложению амплитуд прямой и отраженной волн, т. е. к удвоению амплитуды колебаний и, следовательно, напряжений на стенке выработки.

**Пример 1.** Определить напряжение на стенке выработки круглого поперечного сечения, вызванное продольной волной от горного удара (рис. 48), возникшего в породном массиве если: скорость продольной волны в породе  $C_p = 6000$  м/с; частота колебаний  $f = 30$  Герц и величина амплитуды  $a = 0,00009$  м; модуль упругости породы в простом напряженном состоянии. Коэффициент Пуассона = 0,3.

**Решение 1.**  $E = 5 \cdot 10^4$  мПа, коэффициент Пуассона  $\mu = 0,3$ .

Относительная деформация породы

$$\varepsilon_{\max} = -\frac{2\pi fa}{C_p} = -\frac{2 \cdot 3,14 \cdot 30 \cdot 0,00009}{600} = -2,83 \cdot 10^{-6}.$$

2. Сжимающее напряжение на стенке выработки от прямой волны

$$\sigma_{\max} = \varepsilon_{\max} E \left[ \frac{1-\mu}{(1+\mu)(1-2\mu)} \right];$$

$$\sigma_{\max} = 2,83 \cdot 10^{-6} \cdot 5 \cdot 10^4 \left[ \frac{1-0,3}{(1+0,3)(1-2 \cdot 0,3)} \right] = 1,9 \text{ мПа.}$$

3. Величина растягивающего напряжения на стенке выработки от отраженной волны

$$\sigma_p = 2\sigma_{\max} = 2 \cdot 1,9 = 3,8 \text{ мПа.}$$

**Пример 2.** Горный удар в плотных песчаниках с коэффициентом крепости  $14 \div 16$  зарегистрирован сейсмографом на расстоянии 1000 м от эпицентра. Продолжительность удара 1 секунда. Скорость смещения породного массива 0,1 м/с. Мощность рудного тела 4 м, угол падения 5 градусов. На руднике применяется камерно-столбовая система разработки.

Определить:

1. Кинетическую энергию, выделенную горным массивом при горном ударе;
2. Радиус зоны возможного разрушения междукамерных целиков.

**Решение 1.** Кинетическая энергия, выделенная горным массивом при горном ударе:

$$W_y = 2\pi\rho C_p T \vartheta^2 R^2, \text{ Дж,}$$

где  $\rho$  — плотность пород, кг/м<sup>3</sup>;  
 $C_p$  — скорость распространения продольных волн в породном массиве, м/с;  
 $T$  — продолжительность горного удара, с;  
 $\vartheta$  — скорость смещения породного массива, м/с;  
 $R$  — радиус сферы сейсмической волны, м.

2. Расчетные данные:

- плотность песчаников принимаем:  $\rho = 2700$  кг/м<sup>3</sup>;
- скорость продольной волны в плотных песчаниках:

$$f = 14 \div 16; C_p = 6000 \text{ м/с (стр. 73, табл. 3.3);}$$

- допустимая скорость смещения породы в междукамерных целиках:

$$\vartheta_0 = 0,4 \text{ м/с.}$$

3. Энергия горного удара:

$$W_y = 2 \cdot 3,14 \cdot 2700 \cdot 6000 \cdot 1 \cdot 0,1^2 \cdot 1000^2 = 10,2 \cdot 10^{11} \text{ Дж}$$

4. Радиус зоны возможного разрушения междукамерных целиков

$$R_p = \sqrt{\frac{W_y}{2\pi r C_p T \vartheta_0^2}} = \sqrt{\frac{10,2 \cdot 10^{11}}{2 \cdot 3,14 \cdot 2700 \cdot 6000 \cdot 1 \cdot 0,4^2}} = 250 \text{ м.}$$

Радиус зоны возможного разрушения междукамерных целиков можно определить из выражения

$$\frac{R_0}{R} = \frac{\vartheta_0}{\vartheta_0},$$

где  $R_0$  — расстояние до очага горного удара, на котором скорость смещения породного массива равна;

$\vartheta_0$  — допустимая скорость смещения породы в междукамерных целиках.

Откуда:

$$R = R_0 \frac{\vartheta_0}{\vartheta_0} = 1000 \frac{0,1}{0,4} = 250 \text{ м.}$$

#### Динамическая нагрузка на крепь при горном ударе

Расчет динамической нагрузки предлагается осуществить исходя из количества упругой энергии, выделившейся из очага горного удара.

При разлете со скоростью  $\vartheta_p$  разрушенная в результате горного удара горная порода воздействует на преграду, в частности на крепь, в течение некоторого достаточно малого интервала времени  $\tau$ . При этом  $1 \text{ м}^2$  крепи воспринимает дополнительную динамическую нагрузку  $P_{\text{дин}}$ , которая может быть определена из выражения закона сохранения импульса:

$$\rho v \vartheta_p = P_{\text{дин}} \tau, \quad (139)$$

где  $\rho$  — плотность горных пород;

$v$  — глубина интенсивного разрушения пород при горном ударе;

$\tau$  — время динамического воздействия горной породы на крепь в результате горного удара.

Среднюю скорость разлета  $\vartheta_p$  горной породы можно определить из условия, что потенциальная энергия упругих деформаций, накопленная горной породой в очаге горного удара, лишь частично (около половины) переходит в кинетическую, так как при ударе накопленная потенциальная энергия преобразуется и в другие виды энергии.

С учетом этого:

$$K_p U_{cp} = \rho \vartheta^2 p / 2.$$

откуда:

$$\vartheta_p = \sqrt{2K_p \frac{U_{cp}}{\rho}}, \quad (140)$$

где  $K_p$  — коэффициент, учитывающий переход потенциальной упругой энергии в кинетическую энергию разлета кусков выброшенной горной породы;

$U_{cp}$  — средняя удельная потенциальная упругая энергия:

$$U_{cp} = \frac{\sigma_{cp}^2}{2E}, \quad (141)$$

где  $\sigma_{cp}$  — среднее значение наибольшего сжимающего напряжения в очаге горного удара;

$E$  — модуль упругости горной породы.

При определении среднего наибольшего нормального напряжения можно воспользоваться выражением:

$$\sigma_{cp} = \gamma H_p, \quad (142)$$

где  $H_p$  — расчетная глубина заложения выработки, отличающаяся от фактической вследствие действия тектонических напряжений;

$\gamma$  — объемный вес горных пород:

$$\gamma = \rho g,$$

где  $g$  — ускорение свободного падения.

При определении расчетной глубины  $H_p$  тектоническое поле напряжений учитывается в виде:

$$H_p = (\lambda_1 \sin^2 \varphi + \lambda_2 \cos^2 \varphi) H; \quad (143)$$

$$\lambda_1 = \sigma_1 / \sigma_2; \lambda_2 = \sigma_3 / \sigma_2,$$

где  $\varphi$  — угол между продольной осью выработки и направлением действия горизонтального максимального сжимающего напряжения

$H$  — фактическая глубина расположения выработки.

Подставляя (141), (142) и (143) в (139) и преобразуя относительно  $P_{дин}$ , получим:

$$P_{дин} = \frac{bH\gamma}{\tau} \sqrt{\frac{K_p \rho}{E}} \left( \frac{\sigma_1}{\sigma_2} \sin^2 \varphi + \frac{\sigma_3}{\sigma_2} \cos^2 \varphi \right).$$

Принимая  $K_p = 0,5$ , получим:

$$P_{дин} = \frac{b\gamma H}{\tau} \sqrt{\frac{\rho}{2E}} \left( \frac{\sigma_1}{\sigma_2} \sin^2 \varphi + \frac{\sigma_3}{\sigma_2} \cos^2 \varphi \right). \quad (144)$$

Допуская, что

$$b = C_p \tau,$$

где  $C_p$  — скорость распространения ударной волны в породе, окружающей выработку, и принимая во внимание, что

$$C_p = \sqrt{\frac{E(1-\mu)}{\rho(1-\mu-2\mu^2)}},$$

где  $\mu$  — коэффициент Пуассона, получим выражение для дополнительной динамической нагрузки на  $1 \text{ м}^2$  крепи выработки, вызванной горным ударом

$$P_{дин} = \gamma_n \sqrt{\frac{1-\mu}{2(1-\mu-2\mu^2)}} \left( \frac{\sigma_1}{\sigma_2} \sin^2 \varphi + \frac{\sigma_3}{\sigma_2} \cos^2 \varphi \right). \quad (145)$$

**Пример.** Рудные тела Таштагольского железорудного месторождения образованы в результате замещения магнетитом сланцев туфогенно-осадочной толщи в сиенитовом интрузиве. Модуль упругости руды в среднем составляет  $9,1 \cdot 10^4$  мПа, плотность руды, в зависимости от содержания железа составляет от 3,3 до  $4,66 \text{ т/м}^3$ .

Основные вмещающие породы представлены кварцевыми интрузивными сиенитами и сиенит-порфирами. Модуль упругости пород составляет  $8 \cdot 10^4$  мПа, плотность пород изменяется от 2,66 до  $2,9 \text{ т/м}^3$ .

Горизонтальные составляющие напряжения в 1,3 и 2,5 раза больше вертикальной, максимальная из них совпадает с простиранием месторождения.

Глубина очистных работ достигла 750 м, подготовительных — 820 м и горнокапитальных — 890 м.

Определить дополнительную динамическую нагрузку на крепь рудного штрека подготовительного горизонта от возможного горного удара.

**Решение.** 1. Принимаем значения:

$$\gamma = 2,8 \text{ тс/м}^3; \mu = 0,2; \varphi = 0$$

2. Из отношений  $\sigma_2 / \sigma_1 = 2,5$  и  $\sigma_3 / \sigma_1 = 1,3$  находим:

$$\frac{\sigma_3}{\sigma_2} = \frac{1,3}{2,5} = 0,52;$$

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_2} = \frac{1}{2,5} = 0,4.$$

3. Дополнительная нагрузка на  $1 \text{ м}^2$  крепи составит:

$$P_{дин} = 2,8 \cdot 820 \sqrt{\frac{1-0,2}{2(1-0,2-2 \cdot 0,2^2)}} (0,4 \cdot 0 + 0,52 \cdot 1) = 850 \frac{\text{тс}}{\text{м}^2}.$$

### Предупреждение горных ударов взрывом камуфлетных зарядов

**Пример:** Район Горной Шории характеризуется наличием неравномерного геотектонического поля напряжений, максимальные горизонтальные компоненты которого вне зоны влияния очистных работ, например на Таштагольском руднике в 1,3–2,5 раза больше вертикальных.

**Электрометрией** установлено, что с изменением напряженного состояния массива изменяются параметры его удельного электрического сопротивления от десятков Ом · м в предельно напряженном состоянии до тысяч Ом · м в разрушенном. Коэффициент крепости пород меняется от 9 до 13.

На руднике имеют место динамические проявления горного давления. В результате анализа обстановки в районе ствола «Западный» с точки зрения удароопасности был разработан специальный проект по проведению камуфлетного взрывания на горизонтах — 140–210 м.

В соответствии с проектом в районе контакта микросиенитовой дайки с сиенитами было пробурено 19 скважин диаметром 105 мм с горизонта — 140 м и 4 скважины с горизонта — 210 м (рис. 3.7). Глубина скважин изменялась от 15 до 60 м, масса ВВ в скважинах от 19,5 до 39 кг. Суммарная масса ВВ (аммонит №6 ЖВ, диаметр 90 мм) составила 819 кг. Заряды ВВ взрывали с одним интервалом замедления. Взрыв на гор. — 140 м проведен 16.10.1988 г., на гор. — 210 м — 30.10.1988 г.

21 и 22.12.1988 г. в 60 м от ствола имели место толчки в массиве с энергией  $8,5 \cdot 10^6$  и  $1,1 \cdot 10^4$  Дж. Разрушения крепи ствола не было. Образованная камуфлетным взрывом раздробленная зона сдемпфировала, снизив передачу энергии в сторону ствола.

## 4.2. Внезапные выбросы пород и газа

Внезапные выбросы пород и газа также являются формой динамического проявления горного давления, которые могут быть классифицированы как газодинамические явления.

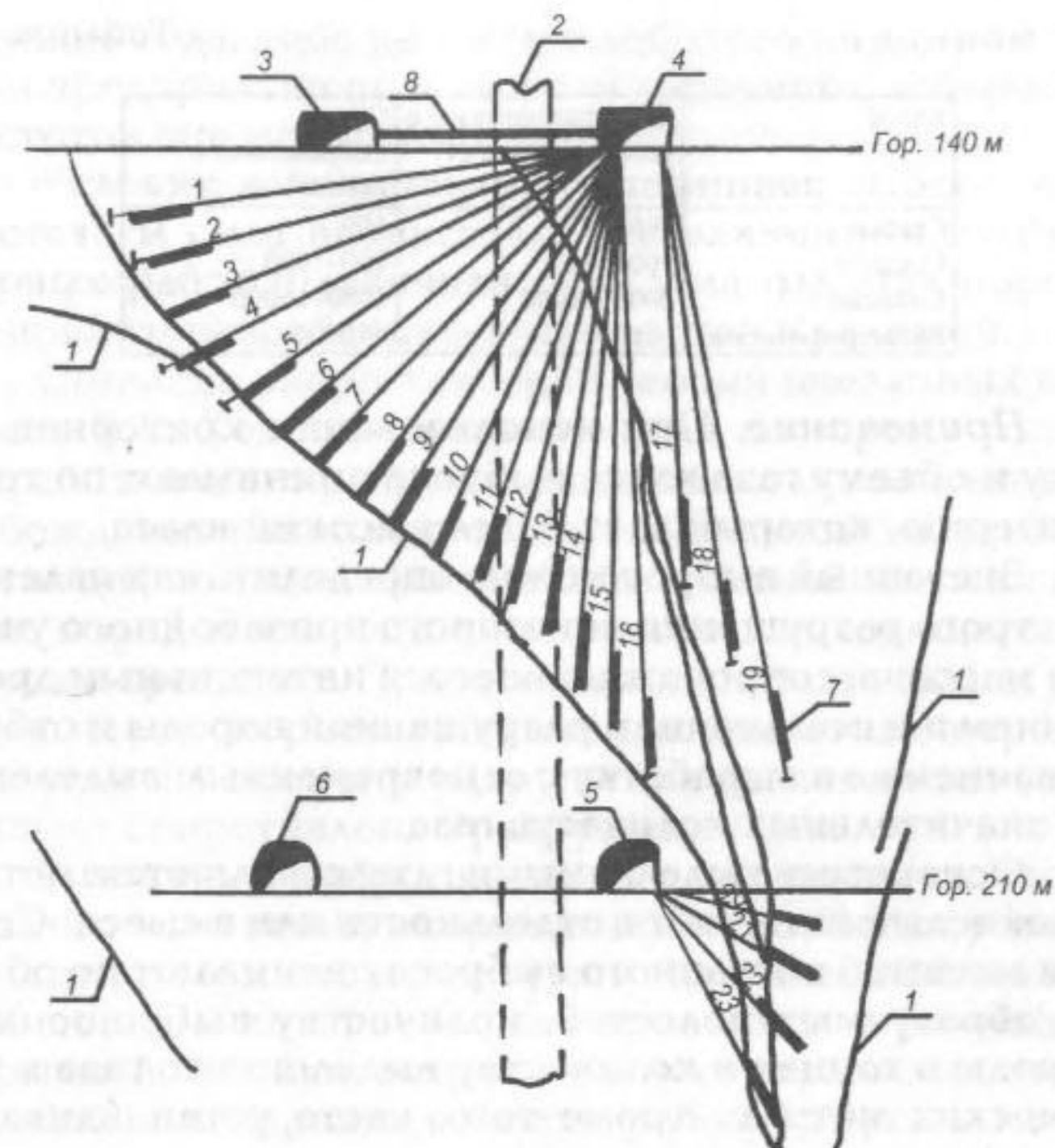


Рис. 3.7. Схема расположения скважинных зарядов: 1–23 — номера скважин. 1 — контакт микросиенитовой дайки с сиенитами; 2 — ствол шахты «Западная»; 3 — порожняковый квершлаг; 4 — кольцевая выработка; 5 — кольцевая выработка; 6 — грузовой квершлаг; 7 — заряд ВВ; 8 — скважина для замеров.

Сущность их состоит во внезапном отделении от забоя, дроблении и выбросе пород при одновременном выделении значительных количеств газа. Поток газа, выделяемого при выбросе, порода или полезное ископаемое отбрасывается от забоя, а в массиве впереди забоя возникает полость, заполненная в большей части раздробленным материалом. Продолжительность процесса внезапного выброса составляет обычно от долей до нескольких секунд; в отдельных случаях она может достигать нескольких минут.

Классификация внезапных выбросов по количеству разрушенного угля (породы) и выброшенного газа приведена в таблице 4.2.

Таблица 4.2

Класс	Вес разрушенного угля (породы) кН	Объем выброшенного газа, м <sup>3</sup>
Слабые	100	100
Средние	100–2000	100–1000
Сильные	2000–20000	1000–10000
Катастрофические	>20000	>10000

**Примечание.** При использовании критериев по весу и объему газа класс выброса принимают по тому критерию, который дает более высокий класс.

Внезапный выброс можно определить как явление быстрого разрушения некоторого призабойного участка массива, сопровождающегося интенсивным дроблением и измельчением разрушаемой породы и отбрасыванием ее в выработку с одновременным выделением значительных количеств газа.

Основными выделяемыми газами являются: метан, углекислый газ и азот в отдельности или в смеси. Силу или масштаб внезапного выброса оценивают по объему образуемых полостей, количеству выброшенной породы в тоннах и количеству выделенного газа в кубических метрах. Кроме того, часто устанавливают коэффициент газовыделения:

$$n = \frac{N}{Q}, \quad (146)$$

где  $N$  — количество газа, м<sup>3</sup>;

$Q$  — количество раздробленного и выброшенного породного материала, т.

Интенсивность внезапного выброса выражается в виде:

$$I_n = \frac{Q}{t} \quad (147)$$

и

$$I_r = \frac{N}{t} = \frac{nQ}{t}, \quad (148)$$

где  $t$  — длительность процесса выброса.

Под шагом выброса понимается более или менее одинаковые расстояния между соседними выбросами по длине проходимой выработки. Число выбросов в

течение года, либо на 1 млн т добытого на данном горном предприятии полезного ископаемого, называется частотой внезапных выбросов.

Условия возникновения внезапных выбросов, их частота и сила возрастают с увеличением глубины горных работ и давления газа, угла падения пород и мощности разрабатываемых пластов и залежей.

Согласно энергетической теории внезапных выбросов В.В. Ходота, смещение угля в сторону горной выработки и его разрушение происходит за счет высвобождения накопленной потенциальной энергии упругих деформаций сжатия, кинетической энергии горных пород и энергии сжатого газа, находящегося в порах и трещинах. При этом скорость разрушения угля превышает скорость падения давления газа в трещинах угля и к моменту разрушения давление газа превышает сопротивление разрушения угля.

Внезапный выброс является следствием скачкообразного изменения напряженного состояния участка массива полезного ископаемого или вмещающей горной породы, которое может произойти в результате взрывной отбойки, сотрясательного взрывания, механического внедрения в массив рабочего органа машины, подхода выработки к тектоническому нарушению, динамической нагрузки в призабойной части массива в связи с обрушением зависших горных пород и т. д. Внезапные выбросы приурочены преимущественно к непрочным углям.

Условия возбуждения и развития внезапного выброса могут быть выражены следующими неравенствами:

$$W + R \geq F + u; \quad (149)$$

$$V_p \geq V_o; \quad (150)$$

$$P \geq \frac{m}{S} [g(f_i \cos L \pm \sin L) + a], \quad (151)$$

где  $W$  — потенциальная энергия, накопленная в участке полезного ископаемого или породы в пределах полости выброса;

$R$  — кинетическая энергия вмещающих пород;

$F$  — работа смещения полезного ископаемого или породы из полости выброса;

- $u$  — работа разрушения выбрасываемой массы;
- $V_p$  — скорость разрушения ископаемого или породы;
- $V_{\partial}$  — скорость падения давления газа, заключенного в ископаемом или породе;
- $P$  — давление газа;
- $m$  — масса ископаемого или породы, захваченная выбросом;
- $S$  — площадь поперечного сечения разрушенного при выбросе участка;
- $g$  — ускорение силы тяжести;
- $f_l$  — коэффициент трения выбрасываемого материала по поверхности его смещения;
- $L$  — угол наклона поверхности к горизонту;
- $a$  — ускорение, которое необходимо сообщить материалу для его отброса.

На основании анализа и статистической обработки данных о выбросе угля получена формула для определения условий, опасных по выбросам:

$$P_1 - P_2 > 10f^2, \quad (152)$$

- где  $P_1$  — давление газа перед забоем к началу движения фронта выброса;
- $P_2$  — давление газа за фронтом;
- $f$  — коэффициент крепости угля.

Выбросоопасные угольные пласты, как правило, представлены тектоническими мелкоамплитудными нарушениями, углями неоднородной структуры, малой прочности (0,9–1,5 мПа на одноосное сжатие).

В подготовительных выработках основной источник энергии выброса — энергия заключенного в угле газа. В очистных выработках — повышенное напряженное состояние массива, высокий уровень концентрации напряжений в зоне опорного давления.

Выбросу предшествует подготовительный период, длительность которого на порядок больше длительности выброса.

Предупредительные признаки:

- уменьшается прочность угля;
- выдавливание угля из забоя;
- усиление давления на крепь;
- удары и тряски в массиве;

- отскакивание кусочков угля от забоя;
- появление пыльного облака;
- увеличение газовыделения;
- зажим штанг, выброс штыба и газа.

Основной информационный признак — активность акустической эмиссии — числа импульсов в единицу времени. Сейсмоприемник устанавливают при очистных работах в шпуре длиной не менее 4 м, расстояние от забоя не менее 3 м.

#### Прогноз выбросоопасности угольных пластов

В Донецком бассейне ситуация считается выбросоопасной при одновременном выполнении следующих условий:

- газоносность пласта не менее 3,5 мг/г;
- скорость газовыделения не менее 2 л/мин.;
- коэффициент крепости угля не менее 0,6.

#### Прогноз выброса карналлита

Карналлитовые пласты на Верхнекамских рудниках разрабатываются камерами шириной 8 м и длиной 200 м. Ширина целиков составляет 18 м. Отбойка руды шпуровая, доставка ее — скреперная.

Карналлитовый пласт осложнен складками. Мощность его колеблется от 2 до 17 м при средних значениях около 8 м. Забой камер — почвоуступный и состоит из 3–5 уступов. Камера проходится одновременно двумя забоями, которые могут опережать друг друга на 3–5 м или иметь единый фронт.

Очистные работы сопровождаются выбросами карналлита, которые провоцируются взрывными работами. Полости выброса имеют форму конуса, их глубина может достигать десятка метров, а диаметр полости обычно составляет 2–4 м.

Выбросы всегда приурочены к опережающим забоям камер. Длинная ось полостей выбросов чаще ориентирована по оси забоя камеры. Примерно одна треть полостей выбросов развивается в сторону целиков, сокращая их рабочую площадь. В результате стенки камеры становятся «рваными».

Лучшие результаты прогноза выбросов карналлита получены акустическим, электрометрическим и геологическим способами.

С помощью акустического метода определяется содержание заземленного в карналлите газа, который в развязывании выбросов играет одну из определяющих ролей. Достаточно высокий уровень достоверности прогноза выбросов карналлита получен с помощью электрометрии. Это объясняется тем, что электрическое сопротивление массива несет комплексную информацию о содержании газа, НДС массива и его прочности, связанной с пористостью и трещиноватостью. Например, электрическое сопротивление напряженного массива впереди забоя верхних уступов всегда почти на порядок выше электрического сопротивления карналлита нижних уступов, которые разгружены от давления вышележащей толщи.

Для большинства горных пород электрическое сопротивление понижается с ростом нагрузки за счет улучшения проводимости на контактах трещин.

Для влажных пород характерна обратная зависимость. Так как карналлит, как и любая соль, содержит рассолы, при снятии нагрузки пространство между зернами расширяется, заполняется рассолом и проводимость породы в целом возрастает.

С увеличением содержания газа электрическое сопротивление карналлита повышается из-за увеличения пористости. Из геологических признаков наибольшее значение имеет складчатость. За счет более жестких пластов каменной соли карналлит в сводах антиклиналей оказался разгруженным и пригруженным в синклиналиях.

Критерий выбросоопасности по текущим значениям содержания газа и геологическим признакам имеет вид:

$$K = -6,37 + 0,57B - 0,53C + 0,01DK_n \quad (153)$$

где  $B$  — скачок мощности, м;

$C$  — кривизна кровли, м;

$D$  — содержание микровключенного газа, единиц;

$K_n$  — поправочный коэффициент прибора.

Пороговое значение критерия выбросоопасности  $K_r = 0$ . Таким образом, если текущее значение  $K \geq 0$  — выброс произойдет. Если  $K < 0$  выброса не будет.

При прогнозе выбросоопасности по электрометрии критерий имеет вид:

$$K^1 = 0,01A_1 + 0,27B_1 - 0,26C_1 + 0,32D_1, \quad (154)$$

где  $A_1$  и  $B_1$  — средние значения сопротивления массива для левого и правого шпуров в верхних углах камеры;

$C_1$  и  $D_1$  — дисперсия электрического сопротивления массива для левого и правого шпуров в верхних углах камеры, соответственно.

Пороговое значение критерия выбросоопасности  $K_r^1 = 11,17$ . Таким образом, если текущее значение  $K^1 \geq 11,17$  — выброс произойдет.

Если  $K^1 < 11,17$  — выброса не будет.

#### Предупреждение динамических проявлений в горном массиве

Основной принцип предупреждения динамических проявлений состоит в управлении (снижении) напряженностью пород, т.е. в разгрузке соответствующих частей массива полезного ископаемого и пород от опасных напряжений, в изменении их механических свойств (в первую очередь в повышении способности к пластическим деформациям). Кроме того, при предупреждении внезапных выбросов производят дополнительную дегазацию пластов, слоев и залежей.

Для предупреждения газодинамических явлений в угольных шахтах используются способы:

##### Региональные

- опережающая отработка защитных пластов;
- дегазация угольных пластов;
- увлажнение угольных пластов.

##### Локальные

- гидрорыхление, гидроотжим пласта, бурение опережающих скважин, образование разгрузочных щелей, торпедирование пласта.

Целесообразно применять столбовые системы разработки, при сплошных опережение штрека не менее 100 м, просека — 20 м.

Полевые выработки проводятся на расстоянии не менее 5 м от выбросоопасного пласта.

Механизм защитного действия опережающей разработки заключается в:

- снижении горного давления;
- увеличении газопроницаемости разгрузкой и дегазацией над- и подрабатываемых пластов угля и породы;
- снижении метаноносности пласта.

На рис. 3.8 показана защита выбросоопасного пласта

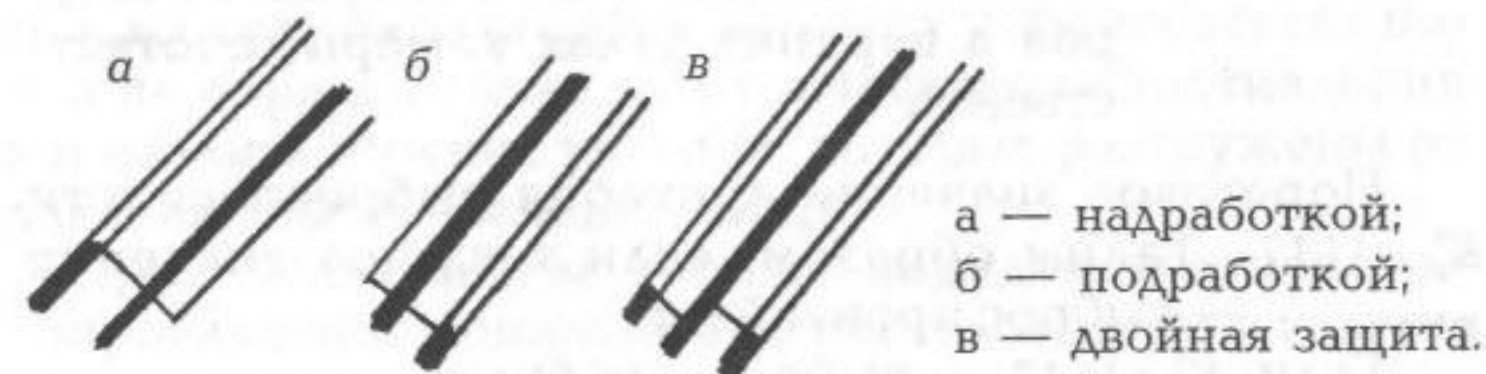


Рис. 3.8. Защита выбросоопасного пласта:

Наиболее часто применяется гидрорыхление и гидроотжим угольного пласта. При гидрорыхлении длина скважин 6–9 м, диаметр 43–45 мм, глубина герметизации 4–7 м. Расчетный удельный расход воды не менее 20 л/т, объемный расход воды не менее 3 л/мин. Число скважин в подготовительной выработке не менее двух. Давление воды при нагнетании:

$$P_n = (0,75 \div 2) \gamma H . \quad (155)$$

### Контрольные вопросы

1. Как изменяется с глубиной коэффициент Пуассона горных пород?
2. Как изменяется с глубиной энергия упругой деформации породного массива?
3. Приведите классификацию динамических явлений в горном массиве по энергетическому признаку.
4. Назовите характерные особенности механических свойств горных пород, потенциально склонных к горным ударам.

5. Назовите предвестники горного удара.
6. В чем выражается влияние горного удара на горную выработку?
7. В чем состоит сущность внезапных выбросов пород и газа?
8. Назовите условия, способствующие динамическому проявлению горного давления.
9. Назовите меры предупреждения динамических проявлений в горном массиве.

## Литература

1. Слепцов М.Н., Азимов Р.Ш., Мосинец В.Н. Подземная разработка месторождений цветных металлов. — М.: Недра, 1986.
2. Справочник по горнорудному делу / Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. — М.: Недра, 1983.
3. Панин И.М., Ковалей И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. — М.: Недра, 1984.
4. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. — М.: Недра, 1989.
5. Ломоносов Г.Г. Технология отбойки руды при подземной добыче. — М.: Изд. Московского горного института, 1988.
6. Горный журнал. — №10. — 1989.
7. Coates D.F. Rock Mechanics Principles. — Ottawa, 1970
8. Горный журнал. — №1. — 1984.
9. Динамический расчет сооружений на специальные воздействия. — М.: Стройиздат, 1981.
10. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. — М.: Изд. Московского горного института, 1992.
11. Горный журнал. — №8. — 1990.
12. Горный журнал. — №3. — 1991.
13. Горный журнал. — №11. — 1992.
14. Горный журнал. — №9 — 10. — 1996.
15. Панин И.М., Панин М.И. Динамические процессы в горном массиве. — М.: Изд. Российского университета дружбы народов, 1992.

## Литература

16. Петухов И.М., Батугина И.М. Геодинамика недр. — М.: Недра, 1996.
17. Проведение горно-разведочных выработок и основы разработки месторождений полезных ископаемых / Л.Г. Грабчак, Ю.Н. Малышев, В.И. Комащенко, Б.Н. Федунец. — М.: АГН, 1997.
18. Боровков Ю.А., Ковалев И.А. Основы расчета контурного взрывания // Известия вузов. Геологоразведка. — №56. — 1981.
19. Комащенко В.И., Носков В.Ф., Лебедев Ю.А. Буровзрывные работы. — М.: Недра, 1995.
20. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. — М.: Недра, 1988.
21. Матвейчук В.В. Взрывные работы на земной поверхности. Часть 1. Взрывчатые материалы, оборудование, приборы. — М.: МГГА, 1997.
22. Нормативный справочник по буровзрывным работам. — М.: Недра, 1986.
23. Сборник руководств и инструкций по применению промышленных взрывчатых материалов. — М.: Главспецпромстрой, 1988.
24. Технические правила ведения взрывных работ на земной поверхности. — М.: Недра, 1972.
25. Федоренко П.И. Буровзрывные работы. — М.: Недра, 1991.
26. Матвейчук В.В. Взрывные работы на земной поверхности. Часть 2. Расчет параметров взрывных работ. — М.: МГГА, 1999.
27. Матвейчук В.В. Взрывные работы на земной поверхности. Часть 3. Расчет динамических процессов. — М.: МГГА, 2000.
28. Винчелл А.И., Винчелл Г. Оптическая минералогия // Иностранная литература. — М., 1953.
29. Данилевский В.В. Русское золото. — М.: Изд-во Академии АН УССР, 1953.
30. Шидловский А.А. Основы пиротехники. — М.: Госиздат оборонной промышленности, 1954.
31. Матвейчук В.В. Единый сборник задач по процессам подземных горных работ. — М.: МГГА, 1995.
32. Матвейчук В.В. Обоснования эффективной технологии добычи блоков природного камня: Дисс. на соиск. степени доктора техн. наук. — М.: МГГА, 1996.
33. Беляев А.Ф. Зависимость скорости горения термитов от давления. — М.: ЖФХ, 1950.
34. Сигорский П. Огнеметы противника и защита от зажигательных веществ // Военный вестник. — №11, 12. — 1942.

35. Подин М.Е., Гинестлинг А.М. Классификация реакций между твердыми веществами. — М.: ЖФХ, 1951.
36. Алюминотермия: Пер. с франц. // Артиллерийский журнал. — М., 1903.
37. Густассон Р. Шведская техника взрывных работ. — М.: Недра, 1977.
38. Комащенко В.Н., Носков В.Ф., Лебедев Ю.А. Буровзрывные работы. — М.: Недра, 1995.
39. Перечень взрывчатых материалов, приборов и оборудования и приборов взрывного дела, допущенных Госгортехнадзором России к постоянному применению. — М.: МГГА, 1996.

## СОДЕРЖАНИЕ

## ЧАСТЬ 1. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ 9

### Глава 1 ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА 11

- 1.1. Промышленные взрывчатые вещества ..... 15
- 1.2. Классификация промышленных взрывчатых веществ ..... 16
- 1.3. Индивидуальные химические соединения ..... 18
- 1.4. Пороха ..... 19
- 1.5. Смесевые взрывчатые вещества ..... 21
- 1.6. Заряды, промежуточные детонаторы ..... 28
- 1.7. Перечень взрывчатых веществ и зарядов, допущенных Госгортехнадзором России к постоянному применению ..... 31

### Глава 2 СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ 36

- 2.1. Огневое и электроогневое взрывание ..... 37
- 2.2. Электрическое взрывание ..... 43
- 2.3. Взрывание детонирующим шнуром ..... 54
- 2.4. Неэлектрическая система Нонел ..... 58
- 2.5. Перечень средств инициирования взрывчатых веществ, допущенных Госгортехнадзором России к постоянному применению ..... 61

### Глава 3 ВЗРЫВНЫЕ И КОНТРОЛЬНО-ИЗМЕРИТЕЛЬНЫЕ ПРИБОРЫ 65

- 3.1. Взрывные приборы и машинки ..... 65
- 3.2. Взрывные и контрольно-измерительные приборы, допущенные Госгортехнадзором России к постоянному применению ..... 68

**Приложения**

Приложение 1 .....	70
Приложение 2 .....	71
Приложение 3 .....	71
Приложение 4 .....	72
Приложение 5 .....	73
Приложение 6 .....	112
Приложение 7 .....	113
Приложение 8 .....	114

## **Часть 2. Методы и параметры проведения взрывных работ** **115**

**Глава 1****Общие сведения** **117**

1.1. Классификации грунтов .....	117
1.2. Классификация зарядов ВВ .....	123

**Глава 2****Взрывание внутренними зарядами** **128**

2.1. Метод шпуровых зарядов .....	128
2.2. Метод скважинных зарядов .....	134
2.3. Метод котловых зарядов .....	142
2.4. Метод малокамерных зарядов .....	148
2.5. Метод камерных зарядов .....	149

**Глава 3****Взрывание наружными зарядами ВВ** **157****Глава 4****Технология взрывных работ** **160**

4.1. Взрывные работы на карьерах .....	160
4.2. Взрывные работы при сооружении котлованов и траншей .....	174
4.3. Взрывание на выброс .....	176
4.4. Взрывание на сброс .....	181

4.5. Обрушение неустойчивых массивов .....	185
4.6. Сооружение выемок на косогорах .....	187
4.7. Рыхление мерзлых грунтов .....	189
4.8. Образование водоемов, проходка траншей, каналов .....	191
4.9. Возведение плотин, дамб и перемычек взрывным способом .....	195
4.10. Взрывание перемычек .....	198

**Глава 5****Взрывные работы при строительстве и реконструкции** **200**

5.1. Обрушение зданий и сооружений .....	200
5.2. Дробление фундаментов .....	210
5.3. Посадка насыпей на болотах .....	214

**Глава 6****Специальные виды взрывных работ** **218**

6.1. Ледокольные взрывные работы .....	218
6.2. Образование камуфлетных полостей .....	222
6.3. Взрывные работы при сейсмозаземке .....	226
6.4. Торпедирование скважин .....	227
6.5. Перебивание металла и металлических конструкций .....	232

**Глава 7****Взрывные работы в лесном хозяйстве** **236**

7.1. Валка деревьев, корчевка пней .....	236
7.2. Взрывные работы при тушении лесных пожаров .....	240

## **Часть 3. Расчеты динамических процессов при взрывных работах** **241**

**Глава 1****Колебания и волны в горном массиве** **243**

1.1. Колебания .....	243
1.2. Волны .....	269

<b>Глава 2</b>	<b>ВЗРЫВЫ</b>	<b>296</b>
2.1.	Основные понятия .....	296
2.2.	Влияние взрыва на крепь выработки .....	301
2.3.	Взрывы в плотной среде .....	301
2.4.	Гладкое или контурное взрывание .....	319
2.5.	Проектирование параметров взрыва на основе безразмерных характеристик .....	323

<b>Глава 3</b>	<b>ВЛИЯНИЕ ВЗРЫВОВ НА СООРУЖЕНИЯ И ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ</b>	<b>331</b>
3.1.	Взрывы на земной поверхности .....	331
3.2.	Подземные взрывы .....	334

<b>Глава 4</b>	<b>ДИНАМИЧЕСКИЕ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ</b>	<b>344</b>
4.1.	Горные удары .....	344
4.2.	Внезапные выбросы пород и газа .....	360
	Литература .....	370

Учебное издание

**МАТВЕЙЧУК ВАЛЕРИЙ ВИТАЛЬЕВИЧ**  
**ЧУРСАЛОВ ВЛАДИМИР ПЕТРОВИЧ**

## ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Компьютерная верстка: А. Щукин

Рисунки: Н. Соматоева

Корректор: О. Орлова

Литературно-издательское агентство  
«Академический Проект»  
Изд. лиц. № 04050 от 20.02.01.  
111399, Москва, ул. Марتنеновская, 3, стр. 4  
Санитарно-эпидемиологическое заключение  
Департамента государственного  
эпидемиологического надзора  
№ 77.99.04.953.П.002217.08.01 от 24.08.2001 г.

По вопросам приобретения книги просим обращаться  
в ООО «Трикси»:

111399, Москва, ул. Мартененовская, 3, стр. 4  
Тел.: (095) 305 3702; факс: 305 6088  
E-mail: [project@ropnet.ru](mailto:project@ropnet.ru)

Подписано в печать с готовых диапозитивов 07.08.02.  
Формат 84x108 1/32. Гарнитура Балтика. Бумага офсетная.  
Печать офсетная. Усл. печ. л. 20,16. Тираж 3000 экз.  
Заказ № 388.

Налоговая льгота — общероссийский классификатор продукции  
ОК-005-093, том 2; 953000 — книги, брошюры.

Отпечатано с готовых диапозитивов  
на ГИПП «Уральский рабочий»  
620219, Екатеринбург, ул. Тургенева, 13

## КНИГИ-ПОЧТОЙ

ИЗДАТЕЛЬСКО-КНИГОТОРГОВАЯ ФИРМА  
«ТРИКСТА»

*предлагает заказать и получить по почте книги  
следующей тематики:*

- ▶ психология
- ▶ философия
- ▶ история
- ▶ социология
- ▶ культурология
- ▶ учебная и справочная литература  
по гуманитарным дисциплинам для вузов,  
лицеев и колледжей

Прислав маркированный конверт с обратным адресом,  
Вы получите каталог, информационные материалы  
и условия рассылки.

Наш адрес:

*111399, Москва, ул. Марتنеновская, 3,  
ООО «Трикта», служба «Книга-почтой».*

Заказать книги можно также по

*тел.: (095) 305-37-02, факсу: 305-60-88,*

или по электронной почте:

*e-mail: [aproject@ropnet.ru](mailto:aproject@ropnet.ru)*

Просим Вас быть внимательными и указывать полный  
почтовый адрес и телефон/факс для связи.

С каждым выполненным заказом Вы будете получать  
информацию о новых поступлениях книг.

**ЖДЕМ ВАШИХ ЗАКАЗОВ!**

## Литературно-издательское агентство АКАДЕМИЧЕСКИЙ ПРОЕКТ

ГОТОВИТ К ВЫПУСКУ  
в серии «GAUDEAMUS»:

### Карлович И.А. ОСНОВЫ ГЕОЛОГИИ С ЭЛЕМЕНТАМИ МИНЕРАЛОГИИ И ПЕТРОГРАФИИ

Учебное пособие для вузов. — 536 с., пер.

В книге рассмотрены планета Земля, ее оболочки, физические и химические свойства, вещественный состав земной коры – минералы и горные породы. Освещены эндогенные и экзогенные процессы, их взаимодействие и влияние на рельеф земной поверхности. Особое место уделено антропогенным факторам, являющимся частью экзогенных процессов.

Для студентов естественно-географических специальностей вузов.

**Ждан А.Н.**  
**ИСТОРИЯ ПСИХОЛОГИИ:  
ОТ АНТИЧНОСТИ  
К СОВРЕМЕННОСТИ**

Учебник для вузов. — 512 с., пер.

Учебник представляет результат многолетнего опыта преподавания автором курса «История психологии» в Московском государственном университете. Представлено систематическое изложение истории отечественной и зарубежной психологии от античности до настоящего времени как процесса изменения предмета, методов и основных проблем психологического познания. Рассмотренные трансформации предмета психологии в совокупности представляют выработанные наукой на протяжении многовекового пути ее развития подходы к познанию психического.

Книга предназначена прежде всего для студентов, аспирантов и преподавателей психологических факультетов университетов при подготовке по курсу «История психологии», а также по другим психологическим курсам.

**Мыльник В.В., Титаренко Б.П.,  
Волочиенко В.А.**  
**ИССЛЕДОВАНИЕ  
СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ**

Учебное пособие для вузов. — 400 с., пер.

Учебное пособие по курсу «Исследование систем управления» предназначено для студентов вузов и колледжей, в том числе для заочной (дистанционной) формы обучения и специалистов, занимающихся вопросами создания систем управления в промышленности и финансовой сфере.

Рассмотрены вопросы построения и финансирования систем управления, включая классификацию систем, их закономерности, автоматизацию управления, источники и методы финансирования. Даны методы исследования систем управления, основанные на применении методов исследования операций, системного анализа, имитационного моделирования, планирования экспериментов, распознавания образов, экспертных оценок и др. На основе зарубежного и отечественного опыта изложена методология оценки эффективности создаваемых систем управления.

**ФРЕЙЛИХ С.И.**  
**ТЕОРИЯ КИНО**  
**(ОТ ЭЙЗЕНШТЕЙНА**  
**ДО ТАРКОВСКОГО)**

**Учебное пособие для вузов. — 600 с., пер.**

Автор — известный теоретик и историк киноискусства — излагает свою концепцию кино как искусства XX века; оценивает его роль в духовной жизни современного человека. Границы исследования, как видно из самого названия книги, достаточно широки: от классического кино до современного. В сфере внимания автора оказываются проблемы взаимоотношения кино и телевидения, «высокие» и «низкие» жанры, современный стиль в кино, метод кино и его отличия от метода театра, литературы, живописи, музыки. Автор высказывает свою точку зрения на многие спорные явления киноискусства.

**МАЛЬХАНОВА И.А.**  
**ШКОЛА ЖИЗНИ ИЛИ ИНАЧЕ:**  
**КАК НАЙТИ ВЫХОД**  
**ИЗ БЕЗВЫХОДНОГО ПОЛОЖЕНИЯ**

**304 с., пер.**

В предлагаемой книге автор убедительно показывает, что тяжелые жизненные ситуации — это не только стрессы и страдания, но и необходимая для нас школа. Книга учит думать, не отчаиваться, творчески подходить к любой ситуации и побеждать в ней.

**МАЛЬХАНОВА И.А.**  
**УЧИМСЯ ...ГОВОРИТЬ!?**

**Учебное пособие для вузов. — 224 с., пер.**

Владеть собой, ситуацией и собственной речью нужно абсолютно всем: и студенту на экзамене, и абитуриенту на собеседовании, и докладчику на трибуне, и подчиненному в кабинете у начальника, и начальнику в своем коллективе.

Для того, чтобы каждый мог посмотреть на себя со стороны, научиться на чужих и предотвратить свои собственные ошибки, и было создано это пособие.

В отличие от учебников по риторике или психологии, предназначенных в основном для узких специалистов, пособие носит синтетический, междисциплинарный характер, включая в себя как технику речи, так и элементы прикладной психологии, риторики, конфликтологии, сценического мастерства, гимнастики, имиджеологии.

**Малахов В.П.**  
**ФИЛОСОФИЯ ПРАВА**

Учебное пособие для вузов. — 448 с., пер.

В предлагаемом пособии определяются и изучаются методологические и мировоззренческие предпосылки философского постижения природы и сущности права. Концептуализирующей идеей всего курса является признание того, что, только использовав рефлексивные способности и средства правосознания, можно решить задачу выработки адекватного взгляда на избранный предмет. Переходы от выяснения условий актуализации правосознания в выражении им природы права к непосредственной демонстрации возможностей правосознания в философствовании о праве и затем — к правовым характеристикам ментального плана составляют логику построения курса.

Учебное пособие написано на основе лекций, в течение ряда лет читаемых автором в ряде московских юридических вузов.

Пособие рассчитано на студентов, аспирантов и преподавателей юридических вузов, а также на всех, кто интересуется проблемами философии права, кто стремится понять законы и движущие силы правовой жизни.

Б М Л У 2

ИНТЕРДОНХЭТ

Концепции

Академия

Персоналии

Учебники  
Учебные пособия  
Методики



gaudeamus

технологии

summa

персоналии

концепции

**В.В.Матвейчук, В.П.Чурсалов**

**Взрывные работы**



Адрес: Россия, 129594,  
Москва, 2-я ул. Марьиной  
Рощи, д.2-А, тел./факс:  
(095) 971-12-86, 251-90-61

Общероссийская общественная организация инвалидов Внутренних войск МВД России создана в 1996 г.

Основными целями и задачами организации является защита прав и интересов военнослужащих, ставших инвалидами в период прохождения воинской службы во внутренних войсках, их социальная реабилитация и адаптация, оказание им и семьям погибших военнослужащих материальной, медицинской и иной помощи.

На территории Российской Федерации в настоящее время действуют 54 региональных отделения организации.

Председателем Центрального правления ООО ИВВ МВД является Чурсалов В.П., с мая 2002 года он же — президент организации.

ISBN 5-8291-0261-7



9 785829 102616