

дробления. Левая часть графиков свидетельствует о превышении плотностью энергии в массиве состояния предельной энергоемкости и переходе действия зарядов в область зарядов выброса.

Суммирующим итогом экспериментальных и теоретических исследований количественных закономерностей процесса дробления пород является установление общего энергетического закона (см. § 14), согласно которому разрушение горных пород взрывом характеризуется наличием строго определенного предела энергоемкости качественного дробления. При превышении этого предела путем создания в разрушаемой среде повышенной плотности энергии (сгущение сетки скважин или избыточный заряд ВВ) действие зарядов переходит из области дробления в область выброса при значительном возрастании затрат энергии на разлет кусков взорванной горной массы и сохранении, а в отдельных случаях даже ухудшении относительного качества дробления (см. рис. 26).

Вывод закона предельной энергоемкости разрушения горных пород взрывом имеет важное значение для нормирования удельного расхода ВВ на горных предприятиях. Так, анализ практики ведения взрывных работ на 100 подземных рудниках и 45 карьерах Советского Союза показывает, что за последние 15 лет удельный расход ВВ возрос на проходческих работах на 22%, на подземных очистных работах на 18%, на открытых горных работах на 45%. Если в 1958 г. на подземных горных работах с удельным расходом ВВ более 2,0 кг/м³ вели отбойку лишь 24 предприятия, то в 1973 г. их число увеличилось до 52; если в 1958 г. на карьерах с удельным расходом ВВ более 0,5 кг/м³ вели отбойку только девять предприятий, то в 1973 г. их число увеличилось до 24. В течение последних пяти-шести лет, несмотря на увеличение потенциальной энергии ВВ в среднем на 15%, удельный расход ВВ возрос на предприятиях Союзвзрывпрома на 20—33%, на железорудных карьерах Кривбасса в 1,5—2,0 раза и составил 0,7—0,85 кг/м³, на карьерах цветной металлургии 0,6—0,8 кг/м³, на карьерах горнохимического сырья — до 1,0 кг/м³. На зарубежных карьерах удельный расход ВВ достигает 1,2—1,5 кг/м³ и продолжает увеличиваться. При достижении предельной степени дробления для характерных горных пород удельный расход ВВ должен составлять 1,5—3,6 кг/м³. В связи с этим отмечаемая стихийная тенденция к росту удельного расхода ВВ на горнодобывающих предприятиях на основе установленных явлений должна приобрести управляемый характер, что имеет важное экономическое значение.

Удельный вес себестоимости взрывных работ в общей себестоимости процессов разрушения, погрузки, транспортировки и первичной переработки полезных ископаемых составляет 8—12% (удельный вес стоимости ВВ 3—5%). Недостаточное использование сравнительно дешевой энергии взрыва для дробления пород и руд и стремление предприятий исправить данное положение должны быть направлены в соответствующее техническое русло с повышением удельного расхода ВВ в пределах энерго-

емкости качественного дробления. Незначительное, на 2—3%, повышение при этом стоимости единицы горной массы по статье «взрывчатые материалы» окупается резким увеличением производительности погрузочного оборудования. Это особенно важно при использовании на подземных горных работах самоходного погрузочно-доставочного оборудования, сменная производительность которого снижается на 30% при выходе негабарита до 5%. При высокой стоимости оборудования это отрицательно сказывается на всех экономических показателях горного производства. Это в равной степени относится и к условиям внедрения циклично-поточных схем производства на подземных горных работах с вибровыпуском, где повышение выхода негабарита до 4—5% снижает производительность труда на выпуске на 30%, а при выходе негабарита 5—10% — на 50%; на открытых горных работах при повышении выхода негабарита до 4—5% производительность экскаваторов ЭКГ-8И снижается на 30—35%. Все это наносит производству более существенный экономический ущерб, чем повышение удельного расхода ВВ в пределах энергоемкости качественного разрушения.

Отмеченная тенденция к неуклонному росту удельного расхода ВВ обуславливает необходимость совершенствования средств взрывания, повышения качества ВВ, уровня механизации погрузочно-разгрузочных работ на складах и зарядании шпуров и скважин, более рационального размещения по территории СССР заводов промышленных ВВ с тем, чтобы снизить транспортные расходы на доставку ВВ и саму стоимость ВВ до пределов, стимулирующих их эффективное использование при повышенном удельном расходе. Реализация этих мероприятий, вытекающих из установленного закона предельной энергоемкости, позволяет значительно повысить общую эффективность технологических процессов разработки месторождений полезных ископаемых.

Управление количественными параметрами взрывных работ, основанное на изменении его энергоемкости, ограничено предельной энергоемкостью, определяемой удельным расходом ВВ как

$$q = \frac{1800 (\bar{V} + 0,16 \lg v_n) \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1\dots m}} + \frac{\rho \ln k_p}{2g} v_0^2}{Q_V^{1+\eta}}, \text{ кг/м}^3. \quad (153)$$

При достижении предельной энергоемкости затраты энергии на дробление равны затратам энергии выброса. Тогда скорость разлета, при которой реализуется условие предельной энергоемкости, должна составлять

$$v_0 = \sqrt{\frac{1800 (\bar{V} + 0,16 \lg v_n) \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1\dots m}}}{\rho \ln k_p} \cdot 2g}, \text{ м/с.} \quad (154)$$

В то же время скорость выброса взорванной горной массы в зависимости от удельного расхода ВВ q и объемного веса горных пород ρ изменяется как [36]

$$v_b = \frac{72000}{\rho} q, \text{ м/с.} \quad (155)$$

Из равенств (154) и (155) получим предельное значение удельного расхода ВВ, при котором действие зарядов начинает переходить в область выброса

$$q = \frac{1}{380} \sqrt{\frac{\rho (V\bar{f} + 0,16 \lg v_n) \sum_1^m \lg D/d_1 \dots m}{\ln k_p}}, \text{ кг/м}^3. \quad (156)$$

Показатель степени дробления $\sum_1^m \lg D/d_1 \dots m$, однозначно связанный [112] со средним линейным размером куска взорванной горной массы, может быть определен в зависимости от целевого назначения горной массы следующим образом: для подземного выщелачивания, где кондиционный класс ограничен выходом кусков размером 2—10 см, средний линейный размер куска должен составлять 1—5 см и показатель степени дробления 165—240; для проходческих работ, где кондиционный класс ограничен выходом кусков размером 20—30 см, средний линейный размер куска должен составлять 10—15 см и показатель степени дробления 132—165; для подземных очистных работ, где кондиционный класс ограничен выходом кусков 30—40 см, средний линейный размер куска должен составлять 15—20 см, а показатель степени дробления 100—132; для открытых горных работ, где кондиционный класс ограничен выходом кусков 60—100 см, средний линейный размер куска должен составлять 30—40 см, а показатель степени дробления 68—85.

При изменении коэффициента крепости пород от 1 до 20 и с учетом того, что скорость нагружения горных пород при взрыве химических ВВ не превышает $1 \cdot 10^3$ кгс/см²·с, представляется возможным количественно установить зоны регулируемой степени дробления в зависимости от характера выполняемых горных работ (рис. 45). В пределах данных зон параметры взрывных работ следует определять следующим образом.

Определение параметров взрывных работ начинается с установления необходимого удельного расхода ВВ (см. табл. 12—13):

$$q = \frac{1300 (V\bar{f} + 0,16 \lg v_n) \sum_1^m \lg \frac{D}{d_1 \dots m} + \frac{\rho \ln k_p}{2g} v_0^2}{Q_V^{1+\eta}}, \text{ кг/м}^3.$$

Важным критерием, определяющим достижение заданной степени дробления, является диаметр заряда, который должен составлять

$$d_0 = d_c^{0,95}, \text{ мм.} \quad (157)$$

Для определения расчетного удельного расхода ВВ необходимо прежде всего установить параметры трех групп:

I. Определяемые природой разрушаемых сред и не зависящие от методики управления энергией взрыва: коэффициент крепости горных пород и их плотность. Эти параметры, существенно влияющие на процесс разрушения и перемещения пород взрывом, могут быть определены на основе натуральных или лабораторных исследований.

II. Определяемые условиями производственного процесса, применительно к которому осуществляется подготовка взорванной горной массы: показатель

степени дробления $\sum_1^m \lg D/d_1 \dots m$, средний линейный размер куска d_c и коэффициент разрыхления взорванной горной массы k_p . Эти параметры задаются из производственных условий.

III. Определяемые природой разрушаемых сред и целевой направленностью разрушения: потенциальная энергия ВВ и скорость разлета взорванной горной массы. Эти параметры устанавливаются на стадии предрасчета, исходя из заданных параметров среды.

Достижение заданной степени дробления горных пород взрывом возможно прежде всего на основе обеспечения соответствия параметров взрывчатого разложения ВВ параметрам разрушаемой среды. Такое соответствие, при котором разрушение среды осуществляется в режиме равномерного и устойчивого распространения трещин со скоростью, близкой к скорости волн Релея, достигается в том случае, когда начальное давление, скорость детонации и плотность ВВ соответствуют параметрам, установленным на основе акустической жесткости пород согласно зависимостям (87)—(89), а потенциальная энергия ВВ составляет

$$Q_V = \frac{(0,0126\rho C_p - 1,7 \cdot 10^4) \cdot 10^4}{(k-1)\rho_{ВВ}} \text{ кгс} \cdot \text{м/кг.} \quad (158)$$

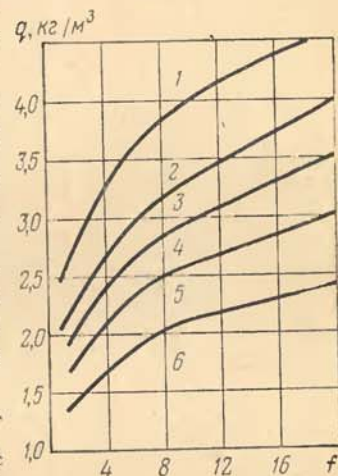


Рис. 45. Изменение предельного удельного расхода ВВ в зависимости от коэффициента крепости горных пород в области:

1 — действия взрывов выброса; 2, 3, 4 и 5 — активного разрушения горных пород соответственно для технологических процессов подземного выщелачивания, проходческих и очистных подземных и открытых работ; 6 — малорегулируемого дробления

Использование зависимостей (87)—(89) и (158) позволяет по справочникам выбрать ВВ, наиболее близкие по своим технологическим константам определенным параметрам. Технологические константы некоторых ВВ, допущенных к применению на горных работах, приведены в табл. 17.

Таблица 17

ВВ	Плотность за- рижания, кг/м ³	Потенциальная энергия ВВ, кгс·м/кг	Скорость дето- нации, м/сек 10 ³	Бризантность, мм	Работоспособ- ность, см ³	Оптовая цена, руб/т
Аммонит скальный № 1 (прессованный)	1500	540 000	6—7	20—26	460	900—918
Аммонит скальный № 1 (патронированный)	1000	532 000	4—5	18—22	450	687—715
Аммонал скальный № 3 (патронированный)	1000	580 000	4—5	18—20	460	340—360
Аммонал ВА-4, ВА-8	1000	504 000	4—4,3	16—19	420	320—340
Детонит М	1150	590 000	4,6—5	17—22	480	485—540
Граммонал А-8	1100	462 000	4—5	8—10	430	345
Аммонит № 6ЖВ	1000	425 000	3,6—4,8	14—16	360	290—315
Динафталит	1075	358 000	3,5—4,6	15—16	340	335—350
Гранулит АС-8	1250	530 000	4—5	14—16	380	140
Гранулит С-2	1250	378 000	2,5—3	14—16	330	105
Гранулит М	1150	385 000	2,8—3	15—20	330	104
Зерногранулит 79/21	1050	466 000	3—4	25—35	360	167
Игданит	900	375 000	2,8—3	15—20	320	67

Тогда методика определения важнейших количественных параметров процесса разрушения пород взрывом может быть представлена следующим образом.

1. На основании необходимого гранулометрического состава взорванной горной массы, заданного из условий эффективного ведения последующего производственного процесса, по формуле (124) определяется средневзвешенный линейный размер куска d_c .

2. Исходя из заданного размера d_c по формуле (112) определяется необходимый показатель степени дробления N .

3. На основании результатов лабораторных или натурных исследований определяются коэффициент крепости горных пород и их акустическая жесткость.

4. Как следствие акустической жесткости пород определяются необходимое начальное давление, скорость детонации, плотность и удельная потенциальная энергия ВВ. На основании установленных параметров по данным табл. 17 или другим источникам [13] выбирают конкретные ВВ, наиболее отвечающие полученным параметрам.

5. На основании выбранных параметров определяется удельный расход ВВ на дробление горной массы

$$q_{др} = \frac{1800 (V\bar{7} + 0.16 \lg v_n) N}{Q_V^{1+\eta}}, \text{ кг/м}^3. \quad (159)$$

В соответствии с удельным расходом ВВ на дробление определяется возможная скорость разлета взорванной горной массы

$$v_0 = \frac{72\,000}{\rho} q_{др}, \text{ м/с}. \quad (160)$$

7. По значениям v_0 и заданного из технологических условий k_p определяется удельный расход ВВ на перемещение пород

$$q_n = \frac{\rho \ln k_p v_0^2}{Q_V^{1+\eta} 2g}, \text{ кг/м}^3. \quad (161)$$

8. На основании полученных значений удельного расхода ВВ на дробление и перемещение взорванной горной массы определяется суммарный расход ВВ при взрывании на открытую поверхность

$$q_{\Sigma} = q_{др} + q_n. \quad (162)$$

При взрывании в зажатой среде удельный расход ВВ должен быть увеличен с учетом уменьшения энергии, отражаемой от границы внешнего контура разрушения, на коэффициент зажима среды, определяемый как

$$k_{зж} = \left(\frac{\rho_1 C_{p_1} + \rho_2 C_{p_2}}{\rho_1 C_{p_1} - \rho_2 C_{p_2}} \right)^2, \quad (163)$$

где $\rho_1 C_{p_1}$ и $\rho_2 C_{p_2}$ — акустическая жесткость соответственно разрушаемого массива горных пород и взорванной горной массы, зажимающей разрушаемый объем.

Тогда удельный расход ВВ при взрывании в зажатой среде составит

$$q_{\Sigma_3} = (q_{др} + q_n) \left(\frac{\rho_1 C_{p_1} + \rho_2 C_{p_2}}{\rho_1 C_{p_1} - \rho_2 C_{p_2}} \right)^2, \text{ кг/м}^3. \quad (164)$$

9. Для установления рациональных элементов расположения зарядов по разрушаемому объему оптимальный диаметр заряда в функции среднего линейного размера куска может быть определен как

$$d_0 = d_c^{0,95}, \text{ мм}.$$

10. Тогда л. н. с. и расстояние между зарядами могут быть определены либо по одной из формул (119)—(123), либо по наиболее

распространенной объемной формуле в предположении, что высота заряда составляет $2/3 \div 3/4$ общей длины зарядной камеры. Общая масса заряда ВВ на одну скважину (шпур) определяется следующим образом:

$$Q_1 = qHwa, \text{ кг.} \quad (165)$$

В то же время по объемной вместимости скважины заданного диаметра масса заряда ВВ составляет

$$Q_2 = \frac{\pi d_0^2}{4} \rho_{\text{ВВ}} \left(\frac{2}{3} \div \frac{3}{4} \right) H, \text{ кг.} \quad (166)$$

Если учесть, что коэффициент сближения зарядов

$$m = a/w, \quad (167)$$

то из равенства (165) и (166)

$$w = 0,75d_0 \sqrt{\frac{\rho_{\text{ВВ}}}{mq_{\Sigma}}}; \quad a = 0,75d_0 \sqrt{\frac{\rho_{\text{ВВ}}}{q_{\Sigma}}}. \quad (168-169)$$

Тогда из уравнения (165) может быть определена и общая масса заряда.

В заключение расчета на основании показателей удельного расхода ВВ q_{Σ} и диаметра заряда d_0 по формулам (151) и (152) представляется возможным дать прогнозную оценку выхода негабарита при заданной кондиционности взорванной массы и среднего линейного размера куска. При сравнении полученных данных с данными, положенными в основу расчета, возможна его корректировка в ту или иную сторону. После такой корректировки установление необходимых количественных параметров взрывных работ считается завершённым полностью. Указанная методика расчета с достаточной степенью точности может быть запрограммирована для машинного счета на любой из ЭЦВМ, имеющихся на предприятии.

Таким образом, основными параметрами, на основе которых возможно управление энергоемкостью процесса, являются удельный расход ВВ и диаметр заряда, в зависимости от которых значительно изменяются как показатели степени дробления (выход негабарита и средний линейный размер куска), так и элементы расположения зарядов по разрушаемому объему. Изменением величин q и d_0 достигается управление и остальными параметрами взрывных работ, дальнейшая оптимизация которых возможна на основе применения методов взрывания с воздушными промежутками, многоточечного инициирования и др.

Пример 1. Определить необходимые параметры взрывных работ при подготовке рудного блока к подземному выщелачиванию, если коэффициент крепости руд $f = 12$, скорость продольной волны $C_p = 4200$ м/с, плотность руд $\rho_1 = 2650$ кг/м³, а из условий эффективного выщелачивания,

установленных по результатам практических работ на трех месторождениях (табл. 18), $d_c = 60$ мм, $k_p = 1,15$, скорость продольной волны в разрушенной массе $C_{p_2} = 1000$ м/с, и ее плотность $\rho_2 = 1800$ кг/м³.

Таблица 18

Месторождение	Содержание классов крупности, мм, %						Средний размер куска, мм	Показатель степени дробления
	+200	200—150	150—100	100—50	50—25	25—0		
А	5,0	8	12	15	20	50	64,0	154,6
Б	0	15	20	20	22	23	77,5	146,4
В	17,0	8	20	20	15	20	97,0	137,4

Решение. При среднем линейном размере куска 6 см показатель степени дробления составит 157,5. При акустической жесткости руды $11,2 \cdot 10^6$ кг/м³·м/с и плотности заряжания 1200 кг/м³ при показателе адгезии $k = 3$ необходимая потенциальная энергия ВВ составит $Q_V = 512 000$ кгс·м/кг (158), а скорость детонации ВВ 4500 м/с (88). Данным параметрам наиболее соответствуют гранулит АС-8, грамонал А-8, аммонит ВА-4 или ВА-8 (см. табл. 17). Из условий минимальной стоимости для выполнения взрывных работ принимается гранулит АС-8 при плотности 1250 кг/м³, $Q_V = 530 000$ кгс·м/кг. Тогда удельный расход ВВ на дробление составит $1,085$ кг/м³ (159). При скорости разлета взорванной массы $29,5$ м/с (155) и коэффициенте разрыхления $1,15$ удельный расход ВВ на выброс составит $0,025$ кг/м³ (161). Суммарный удельный расход ВВ на дробление и перемещение взорванной массы составит: при взрывании на открытую поверхность $1,11$ кг/м³ (162); при взрывании в зажатой среде с учетом коэффициента зажима $1,94$ (164) $2,16$ кг/м³. Для обеспечения заданного размера куска 60 мм диаметр скважины должен составлять 56 мм (157). Тогда при взрывании на открытую поверхность и коэффициенте сближения зарядов $m = 1$, л. н. с. должна составить $25 d_0$, или $1,4$ м, а расстояние между зарядами $1,4$ м. При взрывании в зажиме, вследствие увеличения удельного расхода ВВ, л. н. с. и расстояние между зарядами составят 1 м. При общей высоте разрушаемого слоя $10,7$ м масса заряда ВВ в одной скважине составит $23,2$ кг (165), что при данной вместимости скважины составит $7,5$ м на заряд и $3,2$ м на забойку. При выбранных параметрах взрывных работ средний линейный размер куска составит 70 мм при взрывании на открытую поверхность (152); 64 мм при взрывании в зажатой среде, что достаточно хорошо согласуется с заданным размером куска в 60 мм. Выход негабарита (151) при кондиционном размере куска, в два раза превышающем средний (147), составит при взрывании на открытую поверхность около 45% и при взрывании в зажиме около 23% .

Следовательно, из условий достижения заданной степени дробления при подготовке рудной массы к подземному выщелачиванию взрывание в зажатой среде совершенно необходимо.

Пример 2. Определить параметры взрывных работ при подготовке горной массы для циклично-поточной технологии на открытых горных работах, если коэффициент крепости пород составляет $f = 10$, скорость продольной волны 3000 м/с, плотность пород 2600 кг/м³ и из условий эффективного ведения горных работ кондиционный размер куска не должен превышать 400 мм при среднем линейном размере куска 200 мм и коэффициенте разрыхления взорванной массы $1,15$.

Решение. При среднем линейном размере куска 200 мм показатель степени дробления из уравнения (112) составит 106. При акустической жесткости $9,35 \cdot 10^6$ кг/м³·м/с и плотности заряжания 1000 кг/м³ необходимая потенциальная энергия ВВ (158) составит 500 000 кгс·м/кг, а скорость детонации ВВ 4400 м/с. Этим параметрам наиболее близко соответствуют такие ВВ, как аммонал ВА-4 и ВА-8 (см. табл. 17), имеющие потенциальную энергию 504 000 кгс·м/кг при плотности заряжания 1000 кг/м³ и скорости детонации 4000—5000 м/с. Тогда необходимый удельный расход ВВ на дробление составит 0,8 кг/м³ (159). При скорости разлета взорванной массы 22,2 м/с (155) и коэффициенте разрыхления 1,45 удельный расход на выброс составит 0,035 кг/м³ (161). Суммарный удельный расход ВВ на дробление и перемещение взорванной массы составит 0,835 кг/м³ (162). Для обеспечения заданной величины d_c диаметр скважин должен составлять $d_0 = 175$ мм. Тогда при коэффициенте сближения зарядов 0,8, л. н. с. будет 29 d_0 или 5,1 м, а расстояние между зарядами 23 d_0 или 4,1 м. При общей высоте уступа 10,5 м масса заряда ВВ в одной скважине составит 185 кг, что при вместимости скважин диаметром 175 мм составит 7,7 м на заряд и 2,8 м на забойку. При выбранных параметрах взрывных работ средний линейный размер куска, который может быть обеспечен в результате взрыва, составит 233 мм (152), а выход негабарита при кондиционном размере 0,4 м составит 22% (151). Для обычной технологии открытых горных работ при кондиционном размере куска около 1 м выход негабарита не превысит бы 2%.

Некоторое несоответствие полученных в результате расчета качественных показателей взрывания условиям поставленной задачи обуславливает необходимость применения ряда дополнительных мероприятий по управлению энергией взрыва с целью снижения среднего линейного размера куска и выхода негабарита. Одним из таких мероприятий может быть взрывание в зажатой среде. Тогда при коэффициенте зажима 1,5 удельный расход ВВ на дробление и перемещение пород взрывом может быть увеличен до 1,25 кг/м³ (164). Для этих условий средний линейный размер куска составит 212 мм, а выход негабарита около 15% для кондиционного размера 0,4 м и около 1,3% для кондиционного размера в 1 м. Дальнейшее улучшение качества дробления достигается путем применения других методов управления энергией взрыва. Однако полное исключение выхода негабаритной фракции настолько сложно, что технически и экономически более целесообразно некоторое механическое додображивание или грохочение некондиционной горной массы на передвижных или полустационарных дробильно-грохотильных комплексах.

Аналогично могут быть рассчитаны параметры взрывных работ и для других технологических процессов. С достаточной для практических целей точностью расчет этот можно выполнить на основании данных табл. 12—13 или номографического метода, методика пользования которым приведена в [32].

Таким образом, прямой метод управления количественными параметрами взрывных работ путем изменения удельного расхода ВВ, диаметра зарядов и элементов их расположения по разрушаемому объему позволяет значительно улучшить качество дробления. Так, в результате экспериментальных исследований [3, 29] установлено, что оптимизация параметров взрывных работ позволяет снизить выход негабарита на 40—50% и средний линейный размер куска на 20—25%.

Следствием прямого метода управления количественными параметрами взрывных работ является вытекающий из него ряд косвенных методов.

Изменение потенциальной энергии ВВ Q_{v_i} вызывает обратно пропорциональное изменение удельного расхода ВВ

$$q_i = q_0 \sqrt[3]{\frac{Q_{v_i}}{Q_{v_j}}}, \text{ кг/м}^3. \quad (170)$$

Изменение диаметра заряда [3] вызывает обратно пропорциональное изменение удельного расхода ВВ:

$$q_i = q_0 \sqrt[3]{\frac{d_0}{d_{0i}}}, \text{ кг/м}^3. \quad (171)$$

Изменение высоты заряда L_{3i} вызывает обратно пропорциональное изменение удельного расхода ВВ [3]:

$$q_i = q_0 \sqrt[3]{\frac{L_3}{L_{3i}}}, \text{ кг/м}^3. \quad (172)$$

Изменение числа взрываемых рядов p_i вызывает обратно пропорциональное изменение удельного расхода ВВ [32]

$$q_i = q_0 / \sqrt[6]{p_i}, \text{ кг/м}^3. \quad (173)$$

Искусственное изменение физического состояния горных пород, достигаемое предварительным ослаблением их прочности в результате высокочастотного нагрева, повышения влажности или газовой горных пород, частичным выщелачиванием полезных компонентов и разрыхлением вследствие этого среды, повышением акустической жесткости, вызывает прямо пропорциональное изменение удельного расхода ВВ (107) при постоянной степени дробления

$$\frac{q_i}{q_0} = \frac{K_i^2 \{ [1 + (1 - 2\mu_i) \varepsilon_i]^{3/2} - 1 \}^2 E_i [1 + (1 - 2\mu_0) \varepsilon_0]^{1/2} \sqrt{V_{i1}} (V_{i1} + 0,16 \lg v_{n1})}{K_0^2 \{ [1 + (1 - 2\mu_0) \varepsilon_0]^{3/2} - 1 \}^2 E_i [1 + (1 - 2\mu_i) \varepsilon_i]^{1/2} \sqrt{V_{i1}} (V_{i1} + 0,16 \lg v_{n0})}. \quad (174)$$

Косвенные методы изменения удельного расхода ВВ также существенно влияют на количественные параметры взрывных работ.

§ 26. Техничко-экономические критерии оценки оптимальности параметров взрывных работ

Установление рациональных параметров взрывных работ, вытекающих из физических основ процесса разрушения, определяет не только качество дробления, но и технико-экономические показатели предприятия. Вследствие этого установленные из условий достижения заданной степени дробления количественные параметры взрывных работ должны быть обязательно проверены на их оптимальность с точки зрения общей экономической эффективности технологического процесса.

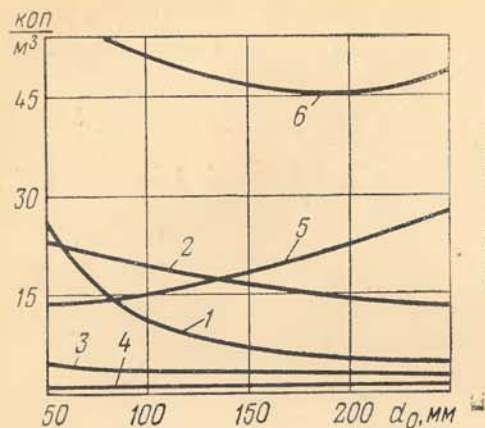


Рис. 46. Изменение стоимости производственных процессов в зависимости от диаметра зарядов:

1, 2, 3, 4, 5 — соответственно стоимость бурения, ВВ, зарядания и взрывания, вторичного дробления и экскавации; 6 — суммарная стоимость буровзрывных и погрузочных работ

Так, например, в результате многолетних исследований и наблюдений установлено (табл. 19), что при снижении диаметра с 250 до 50 мм, т. е. в 5 раз, выход негабарита снижается в 1,9 раза, удельный расход ВВ повышается почти в 1,7 раза, а выход взорванной горной массы с 1 м скважины снижается более чем в 25 раз.

Таблица 19

Показатели	Диаметр скважин, мм								
	250	225	200	175	150	125	100	75	50
Выход взорванной горной массы, м³/м	72,2	58,7	46,4	35,1	26,0	18,0	12,0	6,5	2,9
Удельный расход ВВ, кг/м³	0,62	0,65	0,66	0,73	0,8	0,86	0,92	0,98	1,1
Выход негабарита, %	2,4	2,15	2,08	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4	1,25
Стоимость машино-смены при бурении, руб.	142	139	132	130	121	102	83	72	60
Производительность станка в смену, м	45,0	47,5	50,0	55,0	60,0	62,5	65,0	72,5	80,0
Стоимость 1 м³ горной массы, коп/м³	20,2	22,15	23,2	25,7	27,4	30,9	33,1	40,1	53,7
в том числе:									
по бурению	4,4	5,0	5,7	6,7	7,8	9,0	10,6	15,3	25,8
по ВВ	13,2	13,6	14,0	15,4	17,0	18,2	19,5	20,8	23,4
по заряданию и взрыванию	2,5	2,6	2,7	2,9	3,0	3,2	3,4	3,7	4,3
по вторичному дроблению	1,06	0,95	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3	0,2
Стоимость экскавации 1 м³ горной массы, коп/м³	28,0	23,6	22,4	20,3	18,5	17,2	16,9	15,5	13,5
Общая стоимость буровзрывных и погрузочных работ, коп/м³	48,3	45,75	45,6	46,0	46,9	48,1	50,5	55,6	67,2

В связи с этим стоимость буровых работ увеличивается в 5,8 раз, стоимость взрывчатых материалов — в 1,7 раз, тогда как стоимость вторичного дробления, составляющая в общей стоимости отбойки и погрузки горной массы не более 2,0%, снижается в 5 раз. Общая стоимость буровзрывных работ повышается при этом почти в 2,7 раза, главным образом в области малых диаметров, тогда как стоимость погрузки снижается в 2 раза (см. рис. 46). На этом основании установлено, что в области изменения диаметра скважин от 180 до 230 мм суммарные стоимостные затраты на буровзрывные и погрузочные работы характеризуются минимальным экстремальным значением, свидетельствующим о целесообразности их применения на открытых горных работах. Данный результат не исключает возможности применения скважинных зарядов других диаметров, особенно при решении некоторых специальных задач. Однако такие решения необходимо искать в той области, где достижение заданной степени дробления удовлетворяет требованиям как физики процесса разрушения, так и его экономической эффективности.

§ 27. Коэффициент сближения зарядов

Наряду с методикой определения параметров одиночных зарядов, существенное значение в управлении процессом разрушения имеет правильный выбор элементов группового взрывания зарядов, одним из которых является коэффициент их сближения m .

В условиях группового взрывания коэффициент m обычно рекомендуется применять в пределах: 0,6—0,8 — для пород I категории (см. табл. 9), разрушаемых преимущественно в направлении от открытой поверхности к заряду; 0,8—1,0 — для пород II категории, разрушаемых как в направлении от заряда к открытой поверхности, так и от открытой поверхности к заряду; 1,0—1,4 — для пород III категории, разрушаемых главным образом в направлении от заряда к открытой поверхности. Данные рекомендации основаны на накопленном опыте взрывных работ.

В последние годы в связи с увеличением диаметра взрывных скважин и широким применением на подземных и открытых горных работах многорядного короткозамедленного взрывания в практике взрывных работ выявилась четкая тенденция к увеличению коэффициента m . Так, в работах [12, 44] рекомендуется для повышения качества дробления увеличивать коэффициент m до 1,25—1,3 в крепких монолитных породах и до 1,6—1,7 в породах меньшей крепости. На одном из зарубежных карьеров известняка рекомендовано повышение коэффициента m до 1,8—2,2, а модельными опытами [44] установлено улучшение дробления среды даже при повышении коэффициента m до 5—8. Все это является следствием того, что при переходе с однорядного (рис. 47, а) на многорядное короткозамедленное взрывание повсеместное применение получило квадратное расположение скважин

(рис. 47, б), в результате которого геометрический коэффициент m сразу же возрос до 1,0. Если же учесть применяемое при этом диагональное взрывание (рис. 47, в), то коэффициент m , физически оставаясь тем же, геометрически увеличивается сразу до 2,0. В условиях шахматного расположения скважин при диагональном взрывании коэффициент m повышается до 3—4 (рис. 47, г). Следовательно, пространственная ориентация групповых зарядов и принятая технология их взрывания позволяют значительно повысить коэффициент m и на этой основе улучшить качество

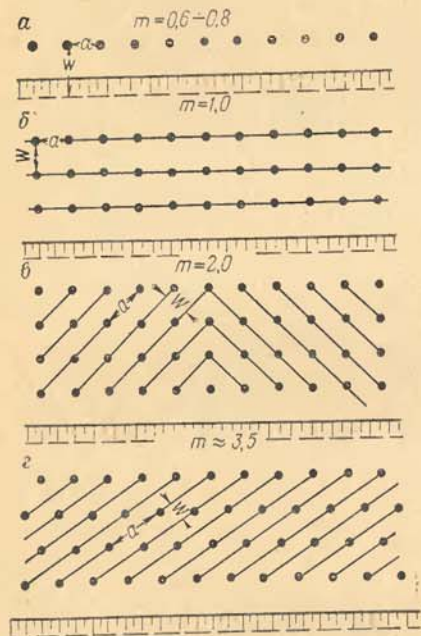


Рис. 47. Изменение коэффициента сближения зарядов в зависимости от схемы

дробления без дополнительных затрат на буровзрывные работы.

Для проверки этих положений были выполнены экспериментальные работы по взрыванию с переменным коэффициентом m вначале песчано-цементных моделей, а затем в натурных условиях [29]. Песчано-цементные модели взрывали при одпорядном расположении зарядов. Гранулометрический состав взорванной массы оценивали по выходу классов 0—10, 10—20, 20—40, 40—60, 60—80 и +80 мм, коэффициент m менялся от 0,5 до 2,5. Ограничение коэффициента сближения зарядов m до 2,5 было принято из тех соображений, что при его дальнейшем повышении формируются воронки выброса без достаточной проработки массива.

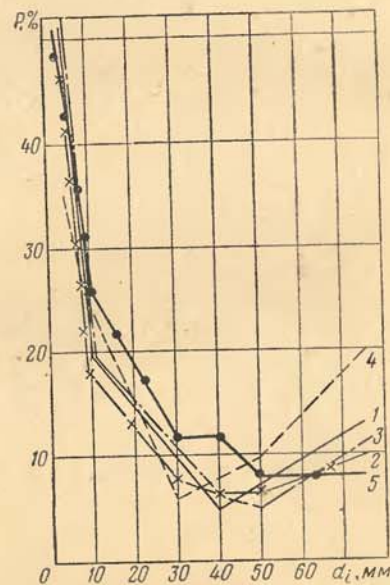


Рис. 48. Распределение гранулометрического состава взорванных песчано-цементных моделей при коэффициенте сближения зарядов: 1 — 0,5; 2 — 1,0; 3 — 1,5; 4 — 2,0; 5 — 2,5

В результате экспериментальных работ на моделях было установлено, что при одинаковом суммарном выходе отбитого материала наиболее равномерное дробление с максимальным выходом мелких фракций — 80 мм и минимальном среднем линейном размере куска достигается при коэффициенте $m = 1,5$ (рис. 48, 49), что соответствует данным для пород III категории.

Экспериментальные работы в производственных условиях выполнены в крупноблочных, трудновзрываемых крепких фельзит-порфирах и лавобрекчиях I и II категорий с коэффициентом крепости $f = 12 \div 18$. Скважинные заряды диаметром 190—214 мм размещали по сетке 5×6 м при удельном расходе ВВ 0,6—1,0 кг/м³. Несмотря на достаточно высокие энергетические затраты, выход негабарита при обычно принятом на предприятии квадратном расположении скважин и порядном короткозамедленном взрывании при коэффициенте $m = 1$, составлял 12—14%. При экспериментальных работах применяли как квадратную, так и шахматную сетку расположения скважин, при короткозамедленном взрывании, параллельных открытой поверхности и диагональных рядов. В качестве критерия оценки гранулометрического состава взорванной массы применяли выход негабаритной фракции с куском 1000 мм и более. На основании количественных измерений выхода этого класса по специальной помограмме (см. рис. 50), определяли выход классов 1000 мм и менее. Дашная помограмма, проверенная в широком диапазоне экспериментальных исследований, может быть рекомендована и для других условий.

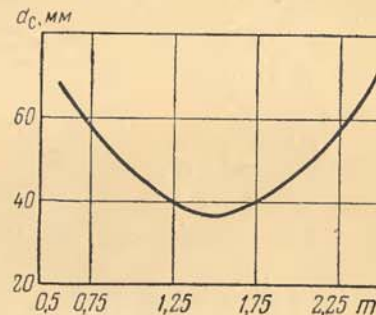


Рис. 49. Изменение среднего линейного куска взорванной массы в зависимости от коэффициента сближения зарядов

Категория пород по взрываемости	I		II		III	
	I	II	I	II	I	II
Число скважин в блоке	98	85	85	72	67	47
Расстояние между скважинами в ряду, м	5	5	6	5,5	6	7
Расстояние между рядами, м	5	5	4	5,5	5	6
Коэффициент сближения зарядов	1,0	1,0	1,5	2,0	1,2	1,2
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,9	0,6	0,9	0,8	0,6	0,6
Схема расположения скважин	Квадратная		Шахматная		Шахматная	
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	19	19	20	25	25	35
Выход негабарита, %	12,0	4,5	1,5	0,8	3,2	1,0

В результате экспериментальных исследований установлены следующие показатели отдельных взрывов:

1. Шахматное расположение скважин при $m = 1,2 \div 1,5$ позволяет по сравнению с их квадратным расположением при $m = 1,0$ значительно повысить равномерность и качество дробления

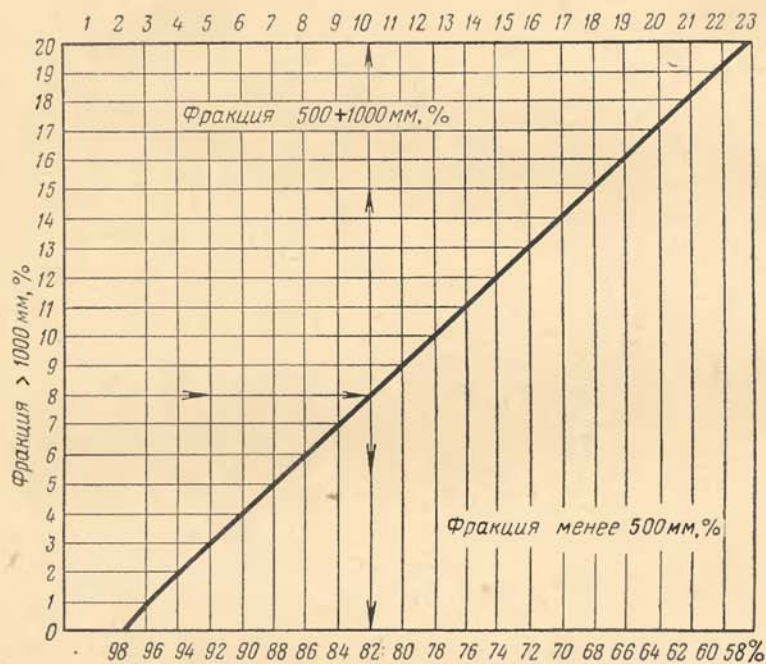


Рис. 50. Номограмма для определения гранулометрического состава взорванной массы по выходу класса $\phi 1000$ мм

горных пород при одновременном улучшении проработки подошвы: в породах I категории выход негабарита снизился с 12 до 1,5% и в породах II категории — с 4,5 до 1,0%.

2. Взрывание диагональными рядами при квадратном расположении скважин (см. рис. 47, в) по схеме «клиповой вруб» обеспечивает снижение выхода негабарита с 4,5 до 1,0% при расширении сетки скважин на 40%.

3. Взрывание с повышенным коэффициентом m наиболее эффективно в крупноблочных породах, с увеличением трещиноватости величину m необходимо несколько снижать. Это связано с тем, что в относительно монолитных горных породах трещины развиваются достаточно строго между одновременно взрывающимися скважинами, тогда как в сильно трещиноватых породах, вследствие ветвления трещин по местам наибольшего ослабления, их

развитие приобретает более сложный характер, благодаря чему в сильно трещиноватых мелкоблочных породах представляется возможность значительно повысить расстояние между зарядами при одном и том же сопротивлении по подошве.

Таким образом, коэффициент m , рекомендованный ранее из практического опыта, может быть значительно увеличен путем изменения схем взрывания: до 1,2—1,5 в породах I категории, 1,5—2,0 в породах II категории и 2,0—2,5 в породах III категории. При этом обязательным условием должно являться постоянство величины нагрузки на заряд, определяемой как

$$S_Q = aw \quad (175)$$

для каждой из категорий пород: для пород I категории при взрывании на одну открытую поверхность $160-300 d_0^2$ и при взрывании на две свободные поверхности $300-375 d_0^2$; для пород II категории соответственно $300-600 d_0^2$ и $500-1600 d_0^2$; для пород III категории соответственно $1000-1500 d_0^2$ и $1600-2700 d_0^2$.

В пределах указанной постоянной нагрузки на заряд возможно соответствующее снижение сопротивления и повышение расстояний между зарядами как изменением геометрических элементов размещения зарядов по взрываемому объему, так и схем взрывания. Достигаемое при этом повышение коэффициента m позволяет при более равномерном размещении зарядов по массиву значительно улучшить качественные и количественные показатели взрывания.

Экспериментально установленный факт значительного влияния схем группового взрывания зарядов ВВ на качественные показатели дробления горных пород взрывом был изучен более глубоко при разработке обоснованных критериев оценки схем многорядного короткозамедленного взрывания, которые применяют в практике взрывных работ.

§ 28. Критерии оценки и конструирования схем многорядного короткозамедленного взрывания

В качестве важнейших критериев группового взрывания принято считать последовательное число зарядов, определяющее энергоемкость процесса разрушения (116) и интервал замедлений, определяющий эффективность их взаимодействия (118). Однако этих критериев становится недостаточно при многорядном короткозамедленном взрывании, эффективность которого существенно зависит от условий взаимодействия последовательно взрывающихся рядов.

Для определения критериев оценки схем многорядного короткозамедленного взрывания были проанализированы результаты взрывов, проведенных в принципиально отличных горногеологических условиях в монолитных горных породах, в породах этого же петрографического состава, но мелко- и крупноблочной

структуры, а также в горизонтальных напластованиях пород мощностью 0,3—0,7 м. При этом были применены различные схемы: однорядное мгновенное взрывание (рис. 51, а), многорядное короткозамедленное взрывание с замедлением по рядам (рис. 51, б) и по схеме «клин» (рис. 51, в), а также «трапецеидальный клин» (рис. 51, г). В качестве критерия оценки принятых схем взрывания был принят так называемый модуль схемы K_m , определяемый как отношение числа скважин, взрывааемых в предыдущем ряду,

к числу скважин, взрывааемых в ряду последующем, т. е.

$$K_m = \frac{n'_1}{n_2} + \frac{n'_2}{n_3} + \frac{n'_3}{n_4} + \dots + \frac{n'_{i-1}}{n_i}, \quad (176)$$

где $n'_1, n'_2, n'_3, \dots, n'_i$ — соответственно число скважин в первом, втором, третьем и последующих рядах.

Для взрывания с замедлением по рядам модуль схемы

$$K_m = 11/11 + 11/11 + \dots + 11/11 = 3;$$

для взрывания по схеме «клин»

$$K_m = 1/3 + 3/5 + 5/7 + 7/9 + \dots + 2 \cdot 5/5 = 4,41;$$

для взрывания по схеме «трапецеидальный клин»

$$K_m = 2/4 + 4/6 + 6/8 + 8/10 + 2 \cdot 5/5 = 4,71.$$

Поскольку все короткозамедленные взрывы были проведены при одинаковых параметрах взрывных работ, то отличие показателей выхода негабарита при этом можно отнести главным образом за счет модуля применяемых схем.

Анализ данных табл. 20 показывает, что между модулем схемы и качеством дробления разных горных пород существует обратная корреляционная связь: чем выше модуль схемы, тем меньше выход негабарита.

Следовательно, для достижения минимального выхода негабарита конструирование схем многорядного короткозамедленного

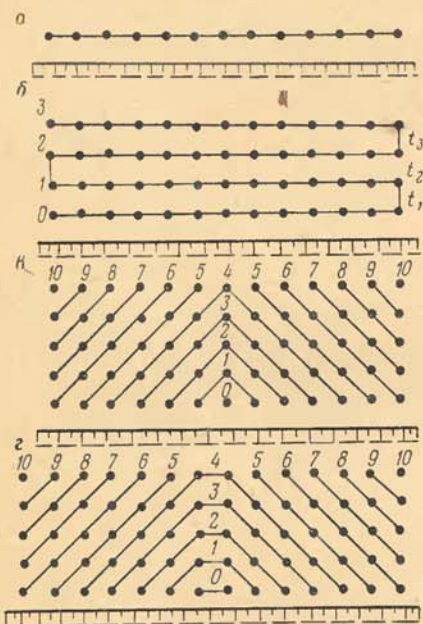


Рис. 51. Схемы взрывания, принятые в оценках их модуля

Способ и схема взрывания	Выход негабарита в различных породах, %				Модуль схемы взрывания
	в монолитных	в мелкоблочных	при горизонтальном напластованиях	в крупноблочных	
Однорядное мгновенное	17—19	18—20	22—24	40—50	1,0
Многорядное короткозамедленное:					
с замедлением по рядам	14,0	8—12	16,0	18,0	3,0
по схеме «клин»	4—6	4—5	3—6	14	4,4
по схеме «трапецеидальный клин»	3—5	3—4	2—5	8—10	4,7

взрывания должно идти по пути повышения модуля схем, который тем выше, чем большее отношение числа скважин, взрывааемых в последующем ряду, к числу скважин, взрывааемых в ряду предыдущем, и чем выше общее число последовательно взрывааемых с коротким замедлением рядов. Следовательно, наиболее эффективны те схемы многорядного короткозамедленного взрывания, в которых число скважин в последовательно взрывааемых рядах не постоянно, как при порядном взрывании, а монотонно снижается. Поэтому если блок, обуренный серией скважин, необходимо взорвать наиболее рационально, то соединение зарядов должно быть выполнено так, чтобы взрываемые заряды каждого ряда взаимодействовали с возможно большим числом зарядов, взрывааемых в предыдущем ряду, и возможно меньшим числом зарядов, взрывааемых в ряду последующем. При этом общее число ступеней замедления должно быть возможно большим.

Наряду с оценкой условий взаимодействия зарядов по модулю схемы важным критерием эффективности схем многорядного короткозамедленного взрывания является то число открытых поверхностей, которое может быть создано по разрушаемому объему в процессе взрыва, главным образом, по линии взаимодействия между скважинами. Например, при порядном короткозамедленном взрывании каждый предыдущий ряд скважин создает для последующего ряда только одну дополнительную открытую поверхность. При взрывании по схеме «клин» предыдущий ряд скважин создает для последующего ряда две дополнительные открытые поверхности, а при взрывании по схеме «трапецеидальный клин» таких поверхностей — три. Рассмотренный ранее модуль схемы этого обстоятельства не учитывает. В связи с этим для оценки эффективности схем многорядного короткозамедленного взрывания может быть введен такой критерий, как коэффициент рядности

схемы, предназначенный для оценки степени дискретности воздействия взрыва на массив.

Коэффициент рядности схемы — это отношение числа рядов, последовательно взрываемых по данной схеме, N_i к общему числу скважин во взрываемом блоке $\sum n_i$. В данном случае рядом считается совокупность скважин более двух, находящихся на одной прямой линии. Следовательно, коэффициент рядности схемы может быть выражен как

$$K_p = N_i / \sum n_i. \quad (177)$$

Для рассмотренных схем многорядного короткозамедленного взрыва коэффициент рядности K_p составит: для взрыва с замедлением по рядам $4/44 = 0,09$; для схемы «клин» $16/55 = 0,29$; для схемы «трапециевидный клин» $19/50 = 0,38$.

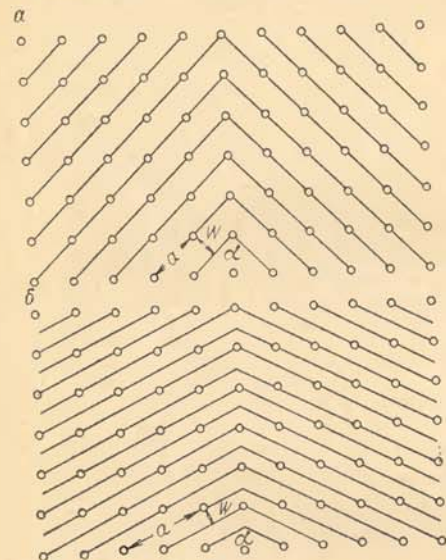


Рис. 52. Схемы многорядного короткозамедленного взрыва с клиновым врубом

Из анализа приведенных данных видно, что эффективность схем многорядного короткозамедленного взрыва также увеличивается с повышением коэффициента их рядности.

Однозначность влияния выбранных критериев оценки эффективности схем взрыва на качество дробления позволяет принять единый критерий их оценки, полученный как произведение модуля схемы на коэффициент рядности

$$K_{м.к.з.в} = K_m K_p. \quad (178)$$

Этот критерий может быть использован при конструировании схем многорядного короткозамедленного взрыва для достижения заданной степени дробления.

Как следствие комплексной оценки эффективности взрыва с повышенным коэффициентом сближения зарядов ВВ и схем многорядного короткозамедленного взрыва установлено, что взрывание с замедлением по рядам нецелесообразно, так как эффективность взрывных работ при этом минимальна. Наиболее предпочтительно использование схем с клиновым трапециевидным или прямоугольным врубом. Особенно эффективно использование схем взрыва с клиновым врубом с углом разлета

флангов схемы от 60 до 135°. Например, при использовании схемы взрыва «клин» с коэффициентом сближения зарядов $m = 2$ и углом разлета флангов схемы 90° (рис. 52, а) ее модуль составляет $K_m = 5,4$, коэффициент $K_p = 0,26$, а коэффициент эффективности схемы многорядного короткозамедленного взрыва в целом $K_{м.к.з.в} = 1,4$. При использовании той же схемы клинового вруба, но с углом разлета ее флангов 127° коэффициент m повышается до 4,5 (рис. 52, б), $K_m = 8,77$, $K_p = 0,375$ и $K_{м.к.з.в} = 3,2$. Применение таких схем взрыва позволяет снизить выход негабарита на 30—40% при неизменных количественных показателях энергоемкости процесса разрушения.

Рассмотренные выше методы управления количественными параметрами взрывных работ, осуществляемые изменением удельного расхода ВВ, диаметра зарядов, элементов их расположения по разрушаемому объему и условий группового взрыва, свидетельствуют о возможности эффективного управления энергией взрыва для достижения заданной степени дробления, что имеет важное как теоретическое, так и народнохозяйственное значение. Арсенал инженерных методов управления энергией взрыва этим не ограничивается. Значительная эффективность может быть также достигнута при управлении энергией взрыва на стадии создания в среде первичного поля напряжений.

Глава VIII

ИЗМЕНЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПЕРВИЧНОГО ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Первичное поле напряжений формируется в массиве горных пород под действием прямых волн сжатия, распространяющихся в направлении от заряда ВВ к открытой поверхности. В основе методики управления энергией взрыва на стадии формирования в среде первичного поля напряжений лежит изменение составляющих σ и t импульса взрыва при постоянной энергии заряда. Это изменение достигается увеличением продолжительности действия давления продуктов детонации на стенки зарядной камеры в результате тщательной забойки шпуров и скважин, образования форм распространяющихся в среде волн сжатия и вызываемых ими первичных зон напряжения.

§ 29. Забойка шпуров и скважин

Забойка шпуров или скважин инертным материалом способствует повышению длительности воздействия давления продуктов взрыва на стенки зарядной камеры, а следовательно, и передачи энергии ВВ в среду. Следовательно, физической основой управления энергией взрыва при забойке шпуров и скважин является

управление временем передачи энергии продуктов детонации окружающей среде.

Забойка шпуров и скважин является обязательным элементом взрывных работ, вытекающим из условий обеспечения их безопасности. Наиболее эффективна забойка с достаточно высокой сжимаемостью и плотностью, например: смесь гранитной крошки (до 60% по массе) с песком. Наиболее высокие качества имеет крупнозернистая забойка с зернами высокой плотности, в которой воздух, содержащийся между зернами, придает ей высокую сжимаемость. Из физических соображений можно предположить, что наиболее высокие забойные свойства имеет смесь утяжеленной жидкости с пузырьками воздуха. Близкий к такому физическому состоянию материал может быть создан при взрыве внутри столба жидкости или обычной хорошо сжимаемой забойки одного-двух небольших зарядов ВВ, что позволяет надежно запирать продукты взрыва, истекающие через устье скважины и повышать общую продолжительность их действия.

Физически действие забойки необходимо до тех пор, пока стенкам зарядной камеры и забойке, как неподвижной преграде, будет передан весь импульс взрыва. Обычно импульс взрыва сообщается неподвижной преграде за весьма короткий промежуток времени, определяемый временем пробега по заряду волны разрежения, отраженной от стенок зарядной камеры и торцов заряда, примыкающих к забойке. В то же время волна разрежения может пройти по заряду и в том случае, когда зарядная камера сообщается с открытой поверхностью серией распространяющихся трещин. Тогда при длине детонирующего заряда ВВ L_3 , скорости волны разрежения — $\omega/2$, скорости роста трещин в предельном режиме их распространения, близкой к скорости волны Релея, $v_{тр} = 0,5 C_p$ и расстоянии до открытой поверхности w получаем, что условие, при котором обязательно произойдет разгрузка продуктов детонации, может быть представлено как

$$\frac{L_3}{\omega/2} = \frac{w}{0,5C_p}. \quad (179)$$

Следовательно, при

$$L_3 \geq \omega w / C_p, \text{ м} \quad (180)$$

забойка может и не применяться, так как при этом давление в продуктах детонации скорее падает от их сообщения с атмосферой по серии развивающихся трещин, чем по стволу скважины. Во всех остальных случаях забойка необходима, особенно из условий безопасного ведения горных работ, например, в шахтах, опасных по газу или пыли.

Из тех же соображений необходимости разгрузки забойки длиной L_3 несколько позже по времени, чем может произойти разгрузка детонирующего заряда ВВ длиной L_3 , получим

$$2L_3 / C_{p_3} \geq 2L_3 / \omega. \quad (181)$$

Отсюда оптимальная длина забойки, скорость звука в которой C_{p_3} , должна составлять

$$l_3 \geq L_3 \frac{C_{p_3}}{\omega}. \quad (182)$$

Применяемая обычно в практике взрывных работ песчано-глинистая забойка шпуров или крупнозернистая забойка скважин характеризуются скоростью звука в пределах 1500—1800 м/с, что при скорости детонации современных промышленных ВВ 3000—5000 м/с определяет целесообразную длину забойки в пределах 0,35—0,5 длины заряда. Это достаточно хорошо совпадает с теми данными, которые наблюдаются при статистических наблюдениях за параметрами взрывных работ.

Полученные теоретически оптимальные параметры длины зарядов и забойки соответственно в зависимости от л. п. с. и соотношений ω/C_p и C_{p_3}/ω подтверждаются результатами экспериментальных исследований, выполненных при взрывании бетонных моделей [28] размером 100 × 85 × 85 см при величинах зарядов 200, 400 и 600 г аммонита № 9, аммонита № 6 и детонита 10-А, различающихся скоростью детонации. На первой стадии опытов взрывали без забойки, в последующем при постоянной длине заряда длину забойки изменяли от 80 до 40 см. Отношение L_3/w при этом менялось от 0,47 до 1,41. При скорости распространения продольных волн в бетонной модели 4200 м/с отношение ω/C_p менялось от 0,775 до 1,17. Анализ результатов экспериментальных исследований показывает (рис. 53), что при взрывании без забойки с увеличением относительной длины заряда L_3/w с 0,47 до 1,41 средний линейный размер куска остается весьма высоким (соответственно 40—25 см), модель разрушается на ряд очень крупных кусков с одновременным образованием небольшого количества мелочи. При использовании же песчано-глинистой забойки средний линейный размер куска снижается примерно в 5 раз. При этом с увеличением отношения L_3/w до величины, приближающейся к соотношению $\omega/C_p = 0,775 \div 1,170$, дальнейшего снижения среднего размера куска почти не происходит. Это свидетельствует об оптимальности соотношения, следующего из зависимости (180).

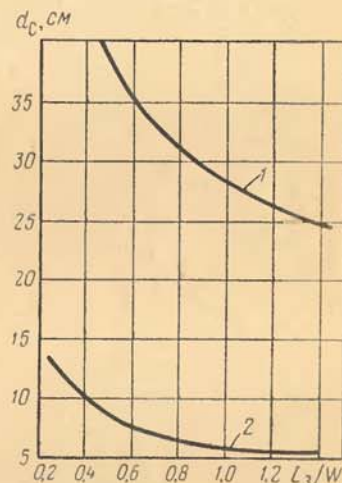


Рис. 53. Изменение среднего линейного размера куска взорванной массы в зависимости от относительной длины заряда при взрывании: 1 — без забойки; 2 — с черепашьей длиной забойки

Аналогичные данные получены и при определении оптимальной длины заряда, отнесенной к длине забойки (рис. 54). При выбранных параметрах зарядов отношение их длины к длине забойки менялось от 0,25 до 1,5; в то же время при мокрой песчано-глинистой забойке (скорость звука 2500—3000 м/с) отношение ω/C_{p_3} менялось от 1,0 до 1,5. Средний линейный размер куска взорванной массы при отношении $L_3/l_3 \approx 1,0 \div 1,4$ почти не меняется (см. рис. 54), что свидетельствует об оптимальности отношения [182].

Таким образом, как свидетельствуют результаты теоретических и экспериментальных исследований, отношения ω/C_p и ω/C_{p_3} во многом определяют эффективность управления такими важными параметрами импульса взрыва, как длительность его действия t , определяемая временем передачи импульса окружающей среде при достаточно эффективной герметизации зарядной камеры; напряжение на фронте волны в этом случае существенно не меняется. Длина забойки при этом может быть существенно снижена, а эффективность действия забойки увеличена использованием инертных материалов повышенной сжимаемости со скоростью звука, существенно ниже скорости детонации ВВ.

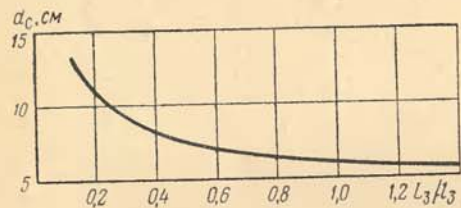


Рис. 54. Изменение среднего линейного размера куска взорванной массы в зависимости от относительной длины заряда

Наряду с забойкой шпуров или скважин инертным материалом повышенной сжимаемости эффективно формирование забойки с помощью небольших зарядов ВВ. Для этого могут быть использованы два существенно различных способа: первый, при котором заряд ВВ массой до 5 кг помещается в верхней части той же скважины, что и основной заряд [12], и второй, при котором заряд ВВ достаточно большой массы помещается в шпурах или скважинах, параллельных основным [41, 34]. Как в первом, так и во втором случаях заряды ВВ, предназначенные для формирования забойки, взрывают со сдвигом во времени по отношению к основным зарядам.

В соответствии с первым способом в забойку 2 укороченной длины помещают заряд ВВ 3 массой до 5 кг (рис. 55, а), который взрывается на 5 мс позже взрыва основного заряда ВВ. Данное замедление достигается подбором пиротехнического реле КЗДШ-62 замедлением 35 мс для основного заряда и двух последовательно устанавливаемых КЗДШ-62 по 20 мс для забоечных зарядов 3. Повышенное сопротивление забойки сдвигу вследствие возникновения при взрыве сил бокового распора приводит к тому, что она надежно запирает продукты взрыва, увеличивая длительность

их действия в зарядной камере на 8—10 мс. Как свидетельствуют эксперименты [12], взрывание с такой забойкой позволяет снизить выход негабарита в 1,6—1,8 раза.

В соответствии со вторым способом * заряд 2, предназначенный для забойки скважин или шпуров взрывом, помещают в укороченную скважину (или шпур), пробуренную на определенном расстоянии параллельно скважинам или шпурам для основных зарядов 1 (рис. 55, б). Это расстояние может быть определено из тех условий, что смещение на фронте волны сжатия, действующей на расстоянии

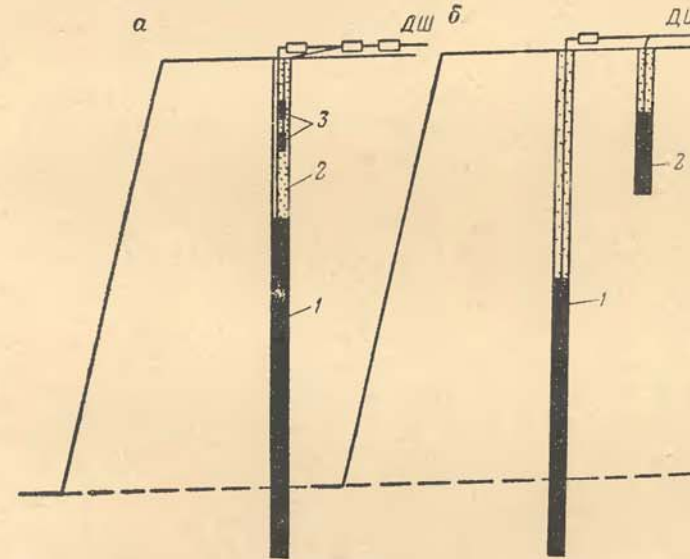


Рис. 55. Взрывание с забойкой скважин взрывом при размещении забоечного заряда

R от заряда, должно превышать диаметр забиваемой взрывом скважины.

Смещение на фронте волны сжатия в общем случае может быть определено как

$$s = \int_0^t u dt, \text{ см.} \quad (183)$$

Скорость смещения с достаточной для практических расчетов точностью может быть определена по формуле (24):

$$u = 7,5 \cdot 10^4 \sqrt{\frac{g}{\rho C_p \tau}} \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}, \text{ см/с,} \quad (184)$$

* По данному способу автором получено свидетельство на изобретение № 300619 Государственного комитета по делам изобретений и открытий СССР.

Время же действия положительной фазы из формулы (44) составляет

$$t = \frac{215}{K} \sqrt[3]{R^{2-\gamma} Q^{0,2}}, \text{ с.}$$

Тогда после некоторых преобразований получим, что необходимый для перекрытия скважины диаметром d_0 заряд должен составлять:

$$Q \geq \frac{d_0^{2/3} R^2 (\rho C_p)^{5/6}}{1,3 \cdot 10^6}, \text{ кг.} \quad (185)$$

Время, необходимое для перекрытия скважины диаметром d_0 породой, смещающейся на фронте волны сжатия со скоростью u , должно составлять

$$\tau \geq d_0/u, \text{ с.} \quad (186)$$

что после соответствующих преобразований дает

$$\tau \geq \frac{d_0 R^{1,75} \sqrt{\rho C_p}}{2 \cdot 10^6 \sqrt{Q}}, \text{ с.} \quad (187)$$

С опережением на это время следует взрывать заряд в скважине, предназначенной для забойки взрывом основной скважины.

В результате экспериментальных исследований установлено, что наиболее оптимальное расстояние забоечной скважины от основной составляет пять-шесть диаметров заряда. К аналогичным результатам пришли и при запрессовке шпуров на подземных проходческих работах [41], где оптимальное расстояние составляет

$$a = 60 d_0 / f, \text{ м.} \quad (188)$$

Оптимальное время, с опережением на которое следует взрывать забоечные скважины по отношению к основным, для открытых горных работ установлено в пределах 10—12 мс; на подземных работах оно определяется как [41]

$$t = \frac{w}{k_\omega}, \text{ мс,} \quad (189)$$

где k_ω — коэффициент скорости детонации ВВ (для детонита 6А $k_\omega = 1$).

В результате экспериментальных исследований при запыриании разрушаемым объемом продуктов детонации ВВ в зарядной камере время воздействия взрыва на среду увеличивается на 12—15 мс. Это позволяет снизить выход негабарита и средний линейный размер куска на 30%.

§ 30. Верхнее и нижнее инициирование удлиненных зарядов

Равномерность и качество дробления горных пород взрывом ВВ существенно зависят от одновременности прихода волны сжатия к границе раздела полупространства. Общепризнано, что первичное поле напряжений, формируемое при взрыве удлиненного скважинного заряда, имеет цилиндрическую форму. В действительности первичное поле напряжений имеет более сложную форму, зависящую от характера движения фронта волны сжатия, скорости детонации ВВ, условий инициирования удлиненных зарядов ВВ и параметров их расположения в разрушаемом массиве по отношению к открытым поверхностям.

Изменение условий инициирования удлиненных зарядов ВВ позволяет регулировать форму первичного поля напряжений и удельную плотность его энергии. Важным критерием при этом является отношение скорости детонации ВВ к скорости распространения волн напряжения в массиве: при $\omega/C_p \gg 1$ фронт волны в направлении вдоль оси скважины будет иметь форму конуса, наклон образующей которого соответствует величине

$$\text{tg } \beta = \omega/C_p. \quad (190)$$

Если же $\omega/C_p = 1$, то результирующий фронт волны будет иметь сферическую форму. Следовательно, для равномерного дробления среды при одновременном подходе фронта волны сжатия ко всем точкам плоскости уступа необходимо, чтобы угол наклона образующей конуса был равен или близок углу откоса границы раздела полупространства, при котором достигается параллельность распространяющегося фронта первичного поля напряжений открытой поверхности.

Для удлиненных скважинных зарядов форма первичного поля напряжений зависит не только от скорости детонации ВВ, но и от места расположения средства инициирования по длине заряда. Конструкция наиболее широко применяемых удлиненных зарядов ВВ и место их инициирования должны быть таковы, чтобы действие взрыва в любой точке разрушаемого массива было возможно более длительным, а разгрузка массива на границе раздела полупространства происходила одновременно по всей плоскости, исключая формирование в отдельных его точках разнонапряженных участков. В связи с этим может быть рассмотрено несколько вариантов инициирования удлиненных зарядов ВВ.

Вариант I. Удлиненный заряд ВВ детонирует сверху от устья скважины или шпура. При этом может быть выделено три типичных случая.

I. Заряд детонирует сверху двойной пью детонирующего шпура при $\omega/C_p \gg 1$ (рис. 56, а). Так как длина забойки обычно значительно меньше длины заряда и граница раздела полупространства характеризуется некоторым углом наклона к горизонту, то импульс сжатия в первую очередь достигнет открытой

поверхности в районе устья скважины и по откосу уступа (рис. 56, а). Для наиболее полного использования первичного поля напряжений длина забойки l_3 и расстояние от устья скважин до плоскости откоса уступа b должны быть равны между собой. Тогда

$$l_3 = \frac{b}{1 - \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ м.} \quad (191)$$

Следовательно, при увеличении угла откоса уступа α необходимая величина забойки снижается, достигая своего оптимального и постоянного значения при $\alpha = 90^\circ$.

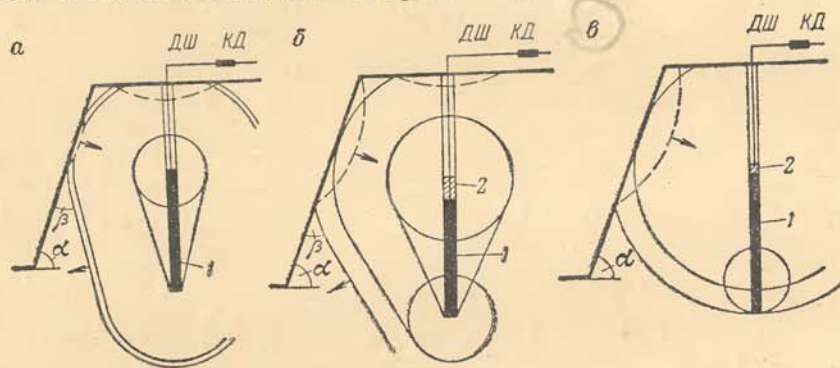


Рис. 56. Верхнее инициирование скважинных зарядов ВВ

При отражении волны сжатия от кровли уступа и ее преобразовании в волну растяжения в районе устья скважины формируется откольная воронка, в результате чего разрушаемый массив подвергается разгрузке. Импульсы давления, возбуждаемые в среде участками заряда, расположенными ниже места его инициирования, будут подходить к боковой поверхности уступа несколько позже, чем в район устья скважины. Следствием такой разновременности процесса воздействия взрыва на разрушаемый уступ может явиться некачественная проработка подошвы уступа ввиду его преждевременной разгрузки. Это подтверждают расчеты по определению плотности импульса, формируемого в среде, окружающей заряд.

Действительно, в момент первого отражения импульса волны сжатия в районе устья скважины, поверхность первичного поля напряжений, по которой распределяется импульс, может быть определена как суммарная поверхность некоторого тела вращения (см. рис. 56, а) состоящего из двух полушарий радиусом R и r и усеченного конуса с высотой, равной длине заряда L_3 , т. е.

$$S_1 = 2\pi R^2 = 2\pi (b + l_3 \operatorname{ctg} \alpha)^2, \text{ м}^2;$$

$$S_2 = \pi L_3 (R + r) = \frac{\pi L_3 (2b + 2l_3 \operatorname{ctg} \alpha - L_3 \operatorname{ctg} \beta)}{\sin \beta}, \text{ м}^2; \quad (192)$$

$$S_3 = 2\pi r^2 = 2\pi (b + l_3 \operatorname{ctg} \alpha - L_3 \operatorname{ctg} \beta)^2, \text{ м}^2;$$

$$\sum S_n = S_1 + S_2 + S_3 = 4\pi (b + l_3 \operatorname{ctg} \alpha)^2 + \pi L_3 [2(b + l_3 \operatorname{ctg} \alpha) - L_3 \operatorname{ctg} \beta] \frac{1 - 2 \cos \beta}{\sin \beta}, \text{ м}^2;$$

В момент, когда происходит отражение импульса волны сжатия в районе подошвы уступа с сопротивлением w , суммарная поверхность первичного поля напряжений из геометрических соображений составит

$$\sum S_k = 4\pi [w + (L_3 - h_{\text{пер}}) \operatorname{ctg} \alpha]^2 + \pi L_3 [2[w + (L_3 - h_{\text{пер}}) \operatorname{ctg} \alpha] - L_3 \operatorname{ctg} \beta] \frac{1 - 2 \cos \beta}{\sin \beta}, \text{ м}^2. \quad (193)$$

Так как $w \gg b$, то $S_{\Sigma n} \ll S_{\Sigma k}$. В связи с этим удельная плотность импульса в момент его первого отражения от границы раздела полупространства значительно выше, чем в последующие интервалы времени.

II. Заряд 1 ВВ детонирует сверху от мощного промежуточного боевика 2 при $\omega/C_p > 1$ (рис. 56, б). В связи с тем что данное соотношение в этом случае меньше, чем в первом, угол встречи фронта волны сжатия с боковой поверхностью уступа будет соответственно выше. Суммарная поверхность первичного поля напряжений, по которой распределяется импульс взрыва, в момент отражения фронта волны сжатия от границы раздела полупространства и в районе подошвы уступа с сопротивлением w может быть определена по формулам (192) и (193) при их известном различии, ввиду изменения соотношения $\omega/C_p = \operatorname{tg} \beta$.

III. Заряд ВВ 1 детонирует сверху от промежуточного боевика 2 малой мощности при $\omega/C_p = 1$ (рис. 56, в). Тогда к моменту первого отражения фронта волны сжатия суммарная боковая поверхность первичного поля напряжений, по которой распределяется импульс, может быть определена как

$$\sum S_n = 4\pi [w - (L_3 - h_{\text{пер}}) \operatorname{ctg} \alpha]^2 \sin^2 \alpha, \text{ м}^2 \quad (194)$$

и в момент полного отражения фронта волны сжатия в районе подошвы уступа

$$\sum S_k = 4\pi [w^2 + (L_3 - h_{\text{пер}})^2], \text{ м}^2, \quad (195)$$

Вариант II. Удлиненный заряд ВВ детонирует снизу от дна скважины или шпура к его устью. При этом может быть выделено три типичных случая.

1. Заряд детонирует снизу посредством двойной нити детонирующего шнура, инициируемого капсулем-детонатором, расположенным на дне скважины, при $\omega/C_p \gg 1$ (рис. 57, а). Фронт

волны сжатия движется снизу вверх так, что волна сжатия достигает открытой поверхности практически одновременно во всех точках. Поверхность первичного поля напряжений в момент первого отражения фронта волны сжатия от открытой поверхности может быть определена как

$$\sum S_n = 4\pi (b + l_3 \operatorname{ctg} \alpha)^2 + \pi L_3 [2(b + l_3 \operatorname{ctg} \alpha) + L_3 \operatorname{ctg} \beta] \frac{1 + 2 \cos \beta}{\sin \beta}, \text{ м}^2, \quad (196)$$

При условии, что $\alpha = \beta$, момент первого отражения будет соответствовать моменту, когда в сферу действия импульса будет

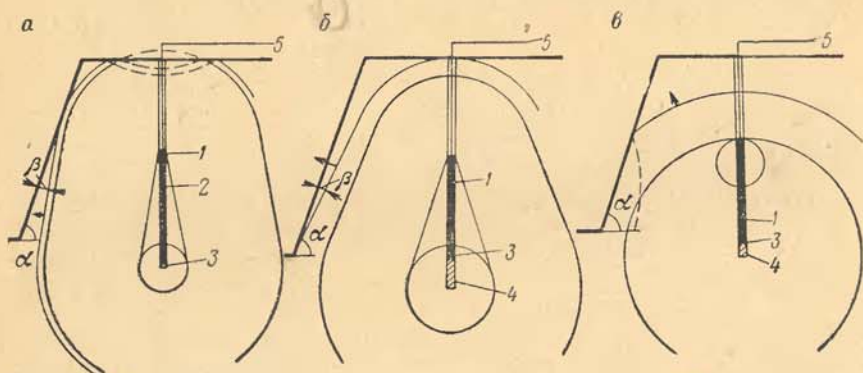


Рис. 57. Нижнее инициирование скважинных зарядов ВВ посредством: 1 — заряд ВВ; 2 — ДШ; 3 — ЭД; 4 — боевик; 5 — электропровод

вовлечен весь разрушаемый объем с сопротивлением по подошве w . В случае же если $\alpha \neq \beta$, поверхность первичного поля напряжений в момент полного перекрытия им разрушаемого объема составит

$$\sum S_k = 2\pi [w - (L_3 - h_{\text{пер}}) \operatorname{ctg} \beta]^2 + 2\pi (w + h_{\text{пер}}) \operatorname{ctg} \beta [L_3 \operatorname{tg} \beta + (w + h_{\text{пер}}) \operatorname{ctg} \beta] - \pi H^2 \cos \beta, \text{ м}^2. \quad (197)$$

II. Заряд детонируют снизу, посредством промежуточного боевика из мощного ВВ, расположенного на дне скважины, при $\omega/C_p > 1$ (рис. 57, б). Направление движения фронта волны сжатия и форма первичного поля напряжений аналогичны вышеизложенному варианту, но различаются углом β . Поверхность первичного поля напряжений может быть определена по формулам (196) и (197).

III. Заряд детонирует снизу, посредством промежуточного боевика малой мощности при $\omega/C_p \approx 1$ (рис. 57, в). Фронт волны сжатия имеет сферическую форму с центром в точке инициирова-

ния заряда. Поверхность первичного поля напряжений (рис. 57, в) в этом случае составит

$$\sum S_k = 4\pi (w^2 + h_{\text{пер}}^2), \text{ м}^2. \quad (198)$$

Полный импульс взрывчатого разложения ВВ может быть определен при верхнем инициировании (6)

$$I_v = 0,678 d_0 L_3 \rho_{\text{ВВ}} \omega, \quad (199)$$

а при нижнем

$$I_n = 0,732 d_0 L_3 \rho_{\text{ВВ}} \omega. \quad (200)$$

Тогда удельный импульс в любой точке среды может быть выражен как

$$I_{\text{уд}} = I / \sum S, \text{ кгс/м}^2 \cdot \text{с}, \quad (201)$$

Анализ полученных зависимостей показывает, что при $\omega/C_p \leq 1,0$ удельная плотность импульса в момент первого отражения

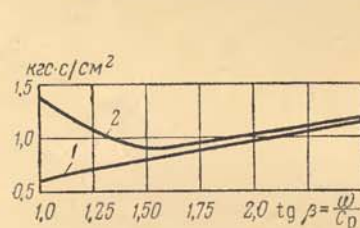


Рис. 58. Изменение плотности импульса взрыва в момент первого отражения от свободной поверхности при верхнем (1) и нижнем (2) инициировании в зависимости от соотношения ω/C_p

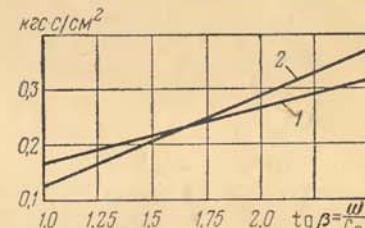


Рис. 59. Изменение плотности импульса в момент полного перекрытия объема радиусом w при верхнем (1) и нижнем (2) инициировании в зависимости от соотношения ω/C_p

от ближайшей открытой поверхности при нижнем инициировании почти вдвое выше, чем при верхнем (рис. 58). Благодаря этому достигается качественное дробление сильнотрещиноватых крупноблочных пород, которые при обычной методике инициирования сверху вниз не дробятся, откалываясь от массива по естественным ослаблениям. По мере увеличения соотношения ω/C_p различие в удельной плотности импульсов при нижнем и верхнем инициировании снижается, и при $\omega/C_p \approx 1,5$ не превышает 4—7%.

При полном перекрытии первичным полем напряжений разрушаемого объема радиусом w удельная плотность импульса при нижнем инициировании на 30—35% ниже, чем при верхнем. По мере увеличения отношения ω/C_p плотности импульсов при верхнем и нижнем инициировании сближаются, а в области $\omega/C_p \geq 1,6$ плотность импульса при нижнем инициировании на 10—15% выше, чем при верхнем (рис. 59). В связи с тем что скорость детонации современных промышленных ВВ составляет 4500—6000 м/с (см.

табл. 17), а в массиве горных пород, нарушенном системой трещин, скорость продольной волны C_p составляет 2500—3500 м/с (см. табл. 4), нижнее инициирование в общем представляется более целесообразным, чем верхнее. Граничные условия этого определяются следующим образом: при $\omega/C_p < 1,6$ целесообразнее верхнее инициирование, при $\omega/C_p > 1,6$ — нижнее.

В результате экспериментальных исследований методики нижнего и верхнего инициирования на открытых горных работах Алтын-Топканского горнометаллургического комбината установлено [29], что выход негабарита при этом снижается в 1,2—1,5 раза, а средний линейный размер куска — на 10% (с 22,3 до 20,2 см).

Существенные результаты при изменении методики инициирования в зависимости от соотношения ω/C_p получены и на подземных горных работах. Так, при обратном инициировании шпуровых зарядов ВВ к устью шпура на проходческих работах степень дробления взорванной массы повысилась на 16—25% при соответствующем снижении выхода негабарита и среднего линейного размера куска. Удельный расход ВВ был снижен на 10—15%, к. и. ш. увеличился с 0,85 до 0,98, производительность труда проходчиков повысилась на 10—15%, улучшилось оконтуривание выработок. При этом вследствие более равномерного дробления горной массы, снизилась запыленность рудничной атмосферы и улучшилась возможность ее орошения перед погрузкой в забое.

Таким образом, управление формой первичного поля напряжений способствует значительному улучшению качества дробления пород и самого механизма передачи энергии заряда ВВ окружающей среде.

§ 31. Особенности действия в горных породах сферических, цилиндрических и плоских зарядов ВВ

Управление первичным полем напряжений с высокой эффективностью может быть реализовано на основе использования тех принципиальных отличий, которыми характеризуется формирование этого поля при взрывании в среде зарядов сферической, цилиндрической и плоской формы. Изменение напряжений на фронте упругой волны в функции формы заряда, начального давления P_n и относительного расстояния \bar{r} теоретически может быть представлено следующим образом:

для зарядов сферической формы

$$\sigma_{\bar{r}} = P_n / \bar{r}^3, \text{ кгс/см}^2;$$

для зарядов цилиндрической формы

$$\sigma_{\bar{r}} = P_n / \bar{r}^2, \text{ кгс/см}^2;$$

для зарядов плоской формы

$$\sigma_{\bar{r}} = P_n / \bar{r}^{\sim 1,0}, \text{ кгс/см}^2.$$

(202)

Ввиду того, что затухание напряжений у сферических зарядов выше, чем у цилиндрических или плоских, следует ожидать, что и эффективность полезного механического действия взрыва будет выше у зарядов плоских, чем у цилиндрических и сферических.

При экспериментальном изучении особенностей действия зарядов различной формы под руководством автора были выполнены исследования [18] параметров детонации зарядов ВВ, волн сжатия и потерь энергии взрыва при распространении в твердых средах сферических, цилиндрических и плоских волн.

Параметры детонации зарядов ВВ (аммопита ПЖВ-20) определяли на электромагнитной установке конструкции Института химической физики АН СССР. В процессе исследований изучались скорость детонации ВВ, скорость частиц за фронтом волны, давление на фронте детонационной волны и в плоскости Чепмена — Жуге, продолжительность химической реакции и существования волны, ширина зоны химической реакции и энергия внутреннего сжатия объема единицы массы вещества в детонационной волне. Заряды плотностью 1,0 г/см³ помещались в парафиновые оболочки, длина заряда по отношению к его диаметру или толщине оставалась неизменной и составляла $\approx 5d_0$, диаметр или толщина менялись у зарядов сферической формы в пределах 50—120 мм, цилиндрической 26—120 мм, плоской 17—60 мм. Масса зарядов в пределах одного опыта оставалась постоянной.

В результате исследований установлено (табл. 21), что с увеличением диаметра и массы заряда одной и той же формы все

Таблица 21

Диаметр заряда, мм	Скорость детонации, м/с	Давление на фронте волны, кгс/см ² × 10 ³	Энергия единицы массы в волне, кгс·м/г	Продолжительность химической реакции, мкс	Ширина зоны химической реакции, мм
Сферические заряды					
50	3065	19,1	19,3	—	—
60	3320	25,3	28,6	—	—
80	3742	36,3	47,1	—	—
120	3980	49,5	77,1	0,56	1,45
Цилиндрические заряды					
26	3395	39,8	67,5	0,89	1,70
32	3624	44,8	75,3	0,81	1,68
40	3823	48,8	80,0	0,74	1,62
60	4224	56,8	88,3	0,63	1,57
120	4541	63,5	95,7	0,56	1,53
Плоские заряды					
17	3442	41,5	71,2	0,83	1,59
25	3661	46,5	78,7	0,76	1,56
34	3883	51,6	86,7	0,71	1,55
50	4271	59,4	94,5	0,61	1,53
60	4394	62,1	97,3	0,58	1,49

параметры детонации значительно увеличиваются, а ширина зоны химической реакции сужается. В связи с изменением ширины зоны химической реакции и условий разлета продуктов взрыва с поверхности зарядов скорость стационарной детонации ВВ, давление на фронте детонационной волны и в плоскости Чеммена — Жуге и длина волны, передаваемая детонирующим зарядом ВВ среде, у зарядов плоской формы существенно выше, чем у соответствующих им зарядов цилиндрической или сферической симметрии. Вследствие этого плоский заряд с толщиной, равной диаметру цилиндрического или сферического заряда, с точки зрения генерирования в среде волны сжатия, более эффективен, чем заряды цилиндрические или сферические.

Для проверки справедливости этого положения были экспериментально исследованы параметры волн напряжения, формируемых при взрыве плоских, цилиндрических и сферических зарядов в ближней $\bar{r} \leq 10$ и дальней $\bar{r} > 10$ зонах. В качестве объекта изучения в ближней зоне был избран известняк, а в дальней — глинистый алевроит. Параметры волн в ближней зоне изучали при постоянной массе заряда на электромагнитной установке с измерением скорости детонации ВВ, импульса и энергии волн напряжения. Параметры волн напряжения в дальней зоне изучали при постоянной массе заряда путем тензометрии с измерением импульса и энергии волн напряжения.

Анализ результатов исследований показывает (табл. 22), что как в ближней, так и в дальней зонах параметры волн напряжений плоских зарядов существенно выше этих параметров для зарядов цилиндрической или сферической симметрии. По мере удаления от источника взрыва параметры волн по своей абсолютной величине достаточно резко снижаются в связи с потерями энергии взрыва, обусловленными как геометрическим расхождением фронта волны, так и нелинейностью, вязкостью и пластичностью горных пород. Степень затухания напряжений на фронте волны в ближней зоне составляет: у плоских зарядов около 1,0, цилиндрических 1,5 и сферических 2,0, что несколько отличается от теоретических показателей степени, приведенных выше (202). В дальней зоне степень затухания у всех зарядов приближается к 1,0, свидетельствуя о преимущественном распространении в области $\bar{r} > 100$ упругих сейсмических колебаний, однако общий энергетический уровень первичного поля напряжений в этой области для плоских зарядов выше, чем зарядов цилиндрической или сферической симметрии.

Таким образом, существенное различие в исходных параметрах детонационных процессов и законов геометрического рассеивания энергии зарядов плоской, цилиндрической и сферической формы обуславливает существенно различные энергетические уровни в первичном поле напряжений, создаваемом этими зарядами в разрушаемой среде. Более высокие параметры напряжения, импульса и энергии при использовании плоских зарядов способствуют

Порода	Относительный радиус, R/r_0	Напряжение на фронте волны, кгс/см ²	Удельный импульс волны, кгс·с/см ²	Удельная плотность энергии на фронте волны, кгс·м/м ²
Плоские заряды				
Известняк	1,00	$9,0 \cdot 10^4$	0,499	$10,9 \cdot 10^6$
	1,50	$4,1 \cdot 10^4$	0,303	$3,9 \cdot 10^6$
	2,21	$2,4 \cdot 10^4$	0,208	$1,8 \cdot 10^6$
	3,40	$1,4 \cdot 10^4$	0,138	$0,8 \cdot 10^6$
	3,90	$1,2 \cdot 10^4$	0,122	$0,6 \cdot 10^6$
	4,40	$1,0 \cdot 10^4$	0,109	$0,5 \cdot 10^6$
	5,60	$0,8 \cdot 10^4$	0,090	$0,3 \cdot 10^6$
	6,30	$0,7 \cdot 10^4$	0,084	$0,3 \cdot 10^6$
Алевроит	158,0	2,7	—	$2,3 \cdot 10^3$
	349,0	1,2	—	$3,9 \cdot 10^2$
	429,0	0,6	—	$1,0 \cdot 10^2$
Цилиндрические заряды				
Известняк	1,00	$8,4 \cdot 10^4$	0,478	$9,8 \cdot 10^6$
	1,25	$4,1 \cdot 10^4$	0,301	$3,8 \cdot 10^6$
	1,63	$1,8 \cdot 10^4$	0,171	$1,2 \cdot 10^6$
	2,05	$0,9 \cdot 10^4$	0,105	$0,5 \cdot 10^6$
	2,62	$0,5 \cdot 10^4$	0,062	$0,2 \cdot 10^6$
	3,75	$0,2 \cdot 10^4$	0,029	$0,3 \cdot 10^5$
Алевроит	65	2,40	—	$1,8 \cdot 10^3$
	199	0,95	—	$2,1 \cdot 10^2$
	301	0,45	—	$0,7 \cdot 10^2$
Сферические заряды				
Известняк	1,00	$8,0 \cdot 10^4$	0,441	$8,7 \cdot 10^6$
	1,25	$2,5 \cdot 10^4$	0,204	$1,8 \cdot 10^6$
	1,51	$1,2 \cdot 10^4$	0,121	$0,7 \cdot 10^6$
	2,03	$0,5 \cdot 10^4$	0,062	$0,2 \cdot 10^6$
	2,72	$0,3 \cdot 10^4$	0,038	$0,6 \cdot 10^5$
	3,72	$0,1 \cdot 10^4$	0,015	$0,1 \cdot 10^5$
Алевроит	27,0	1,85	—	$5,7 \cdot 10^2$
	37,0	1,15	—	$1,7 \cdot 10^2$
	193	0,3	—	$0,5 \cdot 10^2$
Парноближенные цилиндрические заряды				
Известняк	119	2,3	—	$1,5 \cdot 10^3$
	238	1,2	—	$3,0 \cdot 10^2$
	357	0,7	—	$2,0 \cdot 10^2$

достижению более высокой степени дробления горных пород взрывом.

Для достижения заданной степени дробления в практике горных работ наиболее широко применяют удлиненные цилиндрические заряды ВВ. Использование сосредоточенных камерных зарядов ограничено, так как они не обеспечивают качественного

дробления. Известные в практике взрывных работ попытки применения плоских зарядов путем термического бурения щелевидных скважин [42] не решают эту проблему, так как получаемые при этом параметры щелей при их ширине 22 см и длине 41 см определяют отношение ширины заряда к его толщине в пределах 1,85, тогда как эффективное действие плоских зарядов наблюдается лишь в том случае, когда данное соотношение превышает 5. В связи с этим достигнутое при плоских зарядах улучшение качества дробления при снижении выхода негабарита с 1,2 до 0,31 % и удельного расхода ВВ с 0,7 до 0,56 кг/м³ является скорее следствием изменения сетки скважин с квадратной на шахматную, чем следствием изменения формы заряда.

§ 32. Дробление горных пород при использовании парносближенных зарядов

Практически доступным и эффективным средством реализации плоской формы заряда является одновременное взрывание достаточно сближенных между собой парных скважин или шпуров.

Взрывание парносближенных зарядов ВВ, широко применяемое в промышленных условиях, выполняют, главным образом, при параметрах, определяемых эмпирически. Между тем достаточно сложный механизм действия парносближенных зарядов требует глубокого теоретического объяснения его эффективности и обоснованного количественного определения параметров расположения скважинных зарядов по разрушаемому объему. В связи с этим автором были выполнены широкие экспериментальные исследования механизма действия парносближенных зарядов, теоретически основанные на модели упруго-пластической деформации горных пород (см. рис. 11).

Согласно этой модели увеличение действующего в среде напряжения позволяет повышать деформацию среды не только в процессе ее сжатия, но и в процессе разгрузки, обуславливая в целом более качественное дробление среды. Тогда, в соответствии и с отмеченными выше особенностями затухания плоских волн сжатия, механизм деформации горных пород взрывом, объясняющий эффективность действия парносближенных зарядов, может быть связан с повышением действующего в среде напряжения, а вследствие этого увеличением деформаций при нагрузке и разгрузке среды; снижением скорости деформации среды, а вследствие этого повышением деформаций при разгрузке; изменением характера разгрузки среды вследствие повышения зоны пластических деформаций, окружающей парные заряды, и зоны радиальных трещин.

При экспериментальных исследованиях параметров волн напряжения при взрывании эквивалентных одиночных и парносближенных зарядов в известняках взрывали одиночные заряды ВВ в шпурах диаметром 35 мм и два парносближенных заряда

равной потенциальной энергии в шпурах диаметром 25 мм. Наряду со взрыванием парносближенных зарядов с равными потенциальной энергией и скоростью детонации, в ходе экспериментов изменяли мощность зарядов и одновременно использовали эффект плоской волны и комбинацию зарядов в парах: один из зарядов, взрываемый при высокой скорости детонации и начальном давлении, формирует в среде резкий скачок напряжения, вызывая этим рост в ней мельчайших зародышей трещин, а второй — с малыми параметрами на фронте волны призван поддерживать действующее давление возможно дольше с тем, чтобы изменить скорость деформации среды и условия ее разгрузки. Для этого в одной из скважин возможно применение скального аммонита, алюмогола, акватола или других ВВ подобного рода, а в другой — игданита, аммонита № 9 или № 10, гранулита С и т. п.

В ходе экспериментов выполнены три серии взрывов: I — одиночных зарядов в шпурах диаметром 35 мм; II — парносближенных зарядов в шпурах диаметром 25 мм равной потенциальной энергии и детонационных параметров; III — парносближенных зарядов в шпурах диаметром 25 мм равной потенциальной энергии, но различных детонационных параметров.

Параметры волн напряжения регистрировали электромагнитными датчиками на шлейфом осциллографе. В зарядах I и II серий в качестве ВВ использовали динафталит при плотности заряжения 1,0 г/см³ и скорости детонации 3500—4500 м/с; в зарядах III серии использовали скальный аммонит № 1 со скоростью детонации 5000 м/с и аммонит № 9 со скоростью детонации 3000 м/с при общей потенциальной энергии, равной зарядам I и II серий. Расстояние между зарядами в парах составляло шесть диаметров заряда.

В результате выполненных исследований установлено, что при равной потенциальной энергии ВВ на равных абсолютных расстояниях максимальное напряжение на фронте волны сжатия при взрыве парносближенных зарядов с одноименным ВВ (II серия) в 1,5—2,0 раза и с разноименными ВВ (III серия) в 3 раза превышают максимальные напряжения при взрыве одиночных зарядов (рис. 60, а). Удельный импульс волны напряжения при взрыве парносближенных одноименных зарядов в 2,3 раза и разноименных зарядов в 2,6 раза выше импульса взрыва одиночного заряда (рис. 60, б). Удельная плотность энергии на фронте волны при взрыве одноименных зарядов лишь на 5% выше энергии при взрыве одиночных зарядов, тогда как при взрыве разноименных зарядов энергия волны выше, чем у одиночных зарядов, на 55% (рис. 60, в), что объясняется изменением условий выделения энергии и характера ее затухания в среде.

Отмеченное увеличение количественных параметров волн напряжения объясняется тем, что при взрывании парносближенных зарядов ВВ на расстоянии, составляющем около 1/2 расстояния между зарядами в паре, цилиндрические фронты первого и

второго зарядов начинают взаимодействовать, формируя при этом плоский фронт. Это приводит в определенном диапазоне расстояний к более медленному затуханию напряжений на фронте волны. В дальнейшем же плоский фронт достаточно быстро выглаживается вначале в цилиндрический, а затем в сферический. В связи с этим общая энергия на фронте волны с расстоянием у парноближенных зарядов затухает интенсивнее, чем при взрыве одиночных зарядов. Следовательно, взрывание парноближенных

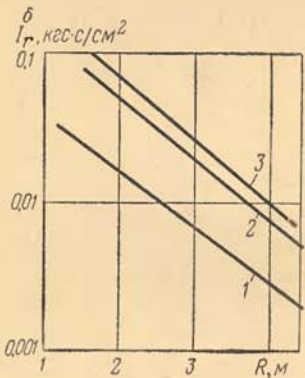
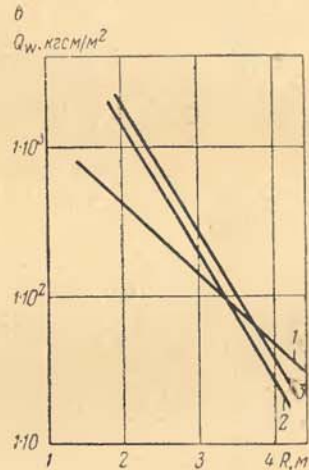
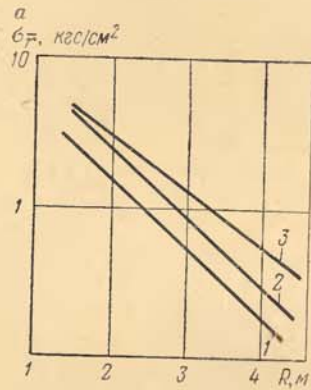


Рис. 60. Изменение параметров волн напряжения в зависимости от расстояния при взрывании:

1 — одиночных зарядов в шпурах диаметром 35 мм; 2 — парноближенных зарядов равной потенциальной энергии и детонационной характеристики в шпурах диаметром 25 мм; 3 — парноближенных зарядов равной потенциальной энергии, но с отличной детонационной характеристикой в шпурах диаметром 25 мм

зарядов, эффективное в ближней зоне дробящего действия взрыва, эффективно и в дальних зонах, ввиду более слабого сейсмического воздействия на окружающие инженерные сооружения и горные массивы. Это дает основание рекомендовать парноближенные заряды как для достижения заданной степени дробления, так и при сейсмической защите сооружений.

Помимо формирования плоского фронта, увеличение параметров волн напряжения при взрывании парноближенных скважин может быть также объяснено эффектом сложения векторов смещения по правилу параллелограмма. В этом случае равнодействующая двух скоростей, формируемых на фронте параллельных

цилиндрических волн значительно превышает скорость смещения среды на фронте цилиндрической волны одиночного заряда. Как свидетельствуют эксперименты, скорость смещения среды на одинаковых абсолютных расстояниях при взрыве парноближенных зарядов в 1,5—2,0 раза выше, чем при взрыве одиночных зарядов. В связи с перпендикулярностью суммарного вектора смещений линии расположения парноближенных зарядов максимальный эффект их применения должен заключаться в преодолении большого сопротивления среды: качество дробления при

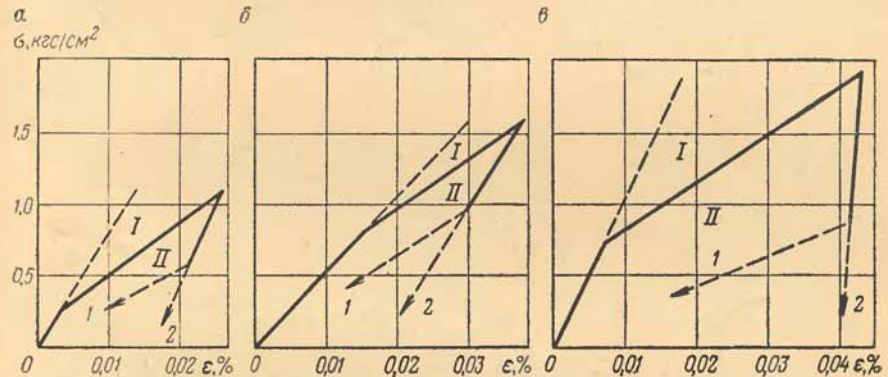


Рис. 61. Диаграмма σ — ϵ при взрывании:

а — одиночных зарядов в шпурах диаметром 35 мм; б — парноближенных зарядов равной потенциальной энергии и детонационной характеристики в шпурах диаметром 25 мм; в — парноближенных зарядов равной потенциальной энергии, но с отличной детонационной характеристикой в шпурах диаметром 25 мм; 1 — упругая разгрузка; 2 — неупругая разгрузка с остаточной деформацией

этом должно меняться пропорционально изменению диаметра зарядов.

Наряду с изучением параметров волн напряжения при экспериментальных исследованиях были построены диаграммы σ — ϵ на одинаковых расстояниях для первой, второй и третьей серии взрывов (рис. 61). Общим для полученных диаграмм является достаточно точное соответствие их форм представленной ранее теоретической диаграмме деформации сплошной упруго-пластической среды (см. рис. 14): в области низких напряжений и деформаций среда деформируется линейно-упруго, а выше — с проявлением некоторой пластичности, степень которой зависит от величины напряжений и скорости нагружения. Характер разгрузки соответствует деформации нелинейной упруго-пластической среды (см. рис. 5), потери энергии в которой связаны главным образом с нелинейностью (рис. 61, I) в процессе сжатия среды и пластичностью при разгрузке (рис. 61, II).

Выполненные исследования диаграммы σ — ϵ относятся главным образом к области упругого поведения горных пород. При существенно неупругом поведении пород и возникновении достаточно

Исслед.
от 1904

больших остаточных деформаций разгрузка при взрывании парно-сближенных зарядов значительно превзойдет ту конечную деформацию, которая достигается при взрывании одиночных зарядов (см. рис. 61). Следовательно, помимо изменения волновой картины, физический смысл улучшения действия взрыва парносближенных зарядов заключается еще и в изменении условий разгрузки пород.

Характер разгрузки горных пород при использовании парносближенных зарядов определяется объемом зоны пластических деформаций двух параллельных зарядов, диаметр которой может быть определен как

$$d_3 = d_0 \sqrt{\frac{1000}{\sigma_{сж}^{3/4}}}, \text{ см.}$$

Из условий адиабатического расширения продуктов взрыва давление в этой зоне составит

$$P_k = P_n \left(\frac{\sigma_{сж}^{3/4}}{1000} \right)^3, \text{ кгс/см}^2. \quad (203)$$

Под действием этого давления породная перемычка, остающаяся между двумя зонами пластических деформаций, может быть разрушена в том случае, когда действующее усилие превзойдет сопротивление среды разрушению в условиях сдвига. Тогда допустимое расстояние между конечными границами зон пластических деформаций не должно превышать

$$a_{1-2} \leq d_0 \left(\frac{\sigma_{сж}^{3/4}}{1000} \right)^3 \frac{\pi P_n}{\sigma_{сд}}, \text{ м,} \quad (204)$$

откуда общее расстояние между парносближенными зарядами

$$a_{\Sigma 1-2} = d_0 \left[\sqrt{\frac{1000}{\sigma_{сж}^{3/4}}} + \left(\frac{\sigma_{сж}^{3/4}}{1000} \right)^3 \frac{\pi P_n}{\sigma_{сд}} \right], \text{ м.} \quad (205)$$

Следовательно, оптимальное расстояние между зарядами в паре зависит главным образом от диаметра зарядов, сопротивления пород на сжатие и сдвиг, скорости детонации и плотности ВВ, определяющих начальное давление P_n . Если учесть, что сопротивление пород сдвигу колеблется от 0,12 до 0,48 от их сопротивления сжатию, составляя в среднем 0,24 $\sigma_{сж}$, а сама величина $\sigma_{сж}$ может быть выражена через коэффициент крепости пород f , получим для современных промышленных ВВ

$$a_{\Sigma 1-2} = \frac{d_0}{f^{3/8}} \left(5,6 + 0,415 f^{3/8} \frac{P_n}{100\,000} \right), \text{ м.} \quad (206)$$

Несмотря на широкое изменение свойств горных пород и ВВ оптимальное расстояние между зарядами в паре колеблется от четырех до восьми диаметров заряда.

Таблица 23

Показатели	Карьеры Норильского комбината		Соколовский карьер		Златоуст-Беловский карьер		Храмцовский разрез		Карьеры строительных материалов	
	Одиночные	Парносближенные	Одиночные	Парносближенные	Одиночные	Парносближенные	Одиночные	Парносближенные	Одиночные	Парносближенные
Диаметр зарядов, мм	230	2×160	190	2×190	300	2×105	220	2×200	250	2×190
Выход горной массы с 1 м скважины, м³	22,8	26,5	26,0	38,5	60	22	30	49	41	50,5
Удельный расход ВВ, кг/м³	0,637	0,54	0,492	0,43	0,5	0,25	0,81	0,715	0,4	0,38
Выход негабарита, %	4,3	3,0	—	—	2,0	—	7,6	4,6	4,0	2,0
Сменная производительность экскаватора, м³	744	815	604	648	—	—	458	506	—	—
Себестоимость буровзрывных работ, руб/м³	0,56—0,89	0,39—0,73	0,333	0,252	0,106	0,044	—	—	0,252	0,21

Из условий эквивалентности одиночных и парносближенных зарядов диаметр одиночного заряда должен составлять $d_0 = d_{1-2} \sqrt{2}$ от диаметра парных зарядов. Тогда параметры расположения парносближенных зарядов составят в породах I, II и III категорий соответственно:

$$\left. \begin{aligned} w &= (30 \div 40) d_0; & a &= (20 \div 28) d_0, \text{ м}; \\ w &= (40 \div 56) d_0; & a &= (28 \div 56) d_0, \text{ м}; \\ w &= (56 \div 68) d_0; & a &= (68 \div 78) d_0, \text{ м} \end{aligned} \right\} \quad (207)$$

при аналогичном увеличении в $\sqrt{2}$ раз коэффициента сближения зарядов до 2,0.

Результаты опытно-промышленных и промышленных взрывов парносближенных зарядов на ряде угольных разрезов страны, карьеров цветной металлургии и промышленности строительных материалов свидетельствуют о том, что такая технология ведения взрывных работ позволяет значительно повысить их эффективность (табл. 23): выход взорванной горной массы с 1 м бурения повышается на 25—60%; удельный расход ВВ снижается на 20—40%, выход негабарита — в 1,5—2,0 раза, средний линейный размер куска — на 10—20%; производительность погрузочного оборудования увеличивается на 12—15%; себестоимость буровзрывных работ снижается на 20—40%.

Таким образом, управление энергией взрыва путем изменения формы и удельной плотности энергии по первичному полю напряжений при использовании забойки зарядов, нижнего инициирования и взрывания парносближенных зарядов позволяет повысить полезное использование энергии взрыва и достигнуть на этой основе заданной степени дробления при высоких технико-экономических показателях.

Глава IX

ИЗМЕНЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВТОРИЧНОГО ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Вторичное поле напряжений формируется в массиве горных пород под действием отраженных волн растяжения, распространяющихся от внешнего контура разрушения к очагу взрыва. В основе методики изменения параметров вторичного поля напряжений лежит управление параметрами отраженных волн при постоянной энергии заряда, достигаемое путем регулирования граничных условий на внешнем и внутреннем контурах разрушения.

§ 33. Регулирование граничных условий на внешнем контуре разрушения при взрывании в зажиме

Регулирование граничных условий на внешнем контуре разрушения основано на принципе отражения волн от границы раздела полупространства по законам акустики. В упругом приближении на границе раздела двух сред, имеющих соответственно акустическую жесткость $\rho_1 C_{p_1}$ и $\rho_2 C_{p_2}$, напряжение на фронте отраженной волны в зависимости от напряжения на фронте волны, падающей на границу раздела, может быть определено как:

$$\sigma_{отр} = \sigma_0 \frac{\rho_1 C_{p_1} - \rho_2 C_{p_2}}{\rho_1 C_{p_1} + \rho_2 C_{p_2}}, \text{ кгс/см}^2, \quad (208)$$

а на фронте волны, преломленной во вторую среду, как:

$$\sigma_{пр} = \sigma_0 \frac{2\rho_2 C_{p_2}}{\rho_1 C_{p_1} + \rho_2 C_{p_2}}, \text{ кгс/см}^2, \quad (209)$$

В то же время количество отраженной и прошедшей за границу раздела полупространства энергии может быть определено соответственно как:

$$W_{отр} = W_0 \left(\frac{\rho_1 C_{p_1} - \rho_2 C_{p_2}}{\rho_1 C_{p_1} + \rho_2 C_{p_2}} \right)^2, \text{ кгс} \cdot \text{м}; \quad (210)$$

$$W_{пр} = W_0 \frac{4\rho_1 C_{p_1} \rho_2 C_{p_2}}{(\rho_1 C_{p_1} + \rho_2 C_{p_2})^2}, \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (211)$$

Следовательно, меняя акустическую жесткость среды, примыкающей к разрушаемой, можно существенно изменять параметры вторичного поля напряжений.

При взрывных работах граничные условия на внешнем контуре разрушения обычно определяются акустической жесткостью окружающего среду воздуха при $\rho_2 C_{p_2} / \rho_1 C_{p_1} \rightarrow 0$. В связи с этим параметры волн отраженных и падающих почти равны; параметры преломленных волн в этом случае близки к нулю.

В последние годы в практике горных работ широко применяют технологию взрывания в «зажатой» среде, когда к внешнему контуру разрушения примыкает не воздух, а среда, разрушенная предыдущим взрывом. В этих условиях отношение $\rho_2 C_{p_2} / \rho_1 C_{p_1} \gg 0$, в связи с чем энергия на фронте отраженных волн растяжения значительно снижается и для достижения заданной степени дробления при равных энергетических условиях разрушения энергия на фронте падающей волны должна быть повышена в отношении, обратном выражению (210). Следовательно, удельная энергия взрыва при взрывании в условиях зажима должна быть повышена по отношению к обычному взрыванию на коэффициент

т.е.
коэффициент
уменьшения
W=0.

«зажима», определяемый квадратом отношения суммы и разности акустических жесткостей (163, 164):

$$W_{уд} = W_{уд_0} \left(\frac{\rho_1 C_{p_1} + \rho_2 C_{p_2}}{\rho_1 C_{p_1} - \rho_2 C_{p_2}} \right)^2, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3. \quad (212)$$

При формировании в разрушаемой среде вторичного поля напряжений одним из важнейших параметров управления энергией взрыва является акустическая жесткость среды, примыкающей к внешнему контуру разрушения. Ее отличие от акустической жесткости основного массива определяет не только параметры отраженных волн, влияющих на эффективность дробящего действия взрыва, но и параметры волн преломленных, от которых зависит сейсмическое действие взрыва. Поэтому определение акустической жесткости среды, примыкающей к внешнему контуру разрушения, является необходимым условием рационального управления энергией взрыва.

Акустическая жесткость среды, примыкающей к внешнему контуру разрушения, складывается из скорости распространения продольных волн по разрушенной среде C_{p_2} и ее плотности ρ_2 . В результате акустического зондирования навалов взорванной массы и практически разрушенных сильноотрепированных массивов, представленных разнообразными породами со скоростью продольной волны 1450—3600 м/с, установлено, что скорость продольных волн в разрушенной взрывом среде не зависит от скорости продольных волн исходного массива, а является лишь следствием плотности упаковки разрушенной массы после взрыва, зависящей от среднего линейного размера куска взорванной горной массы d_c , и может быть представлена формулой

$$C_p = 500 (3 + d_c), \text{ м/с}. \quad (213)$$

Плотность разрушенной горной массы зависит от плотности исходного массива ρ_1 и того коэффициента разрыхления k_p , которым она характеризуется после разрушения. В результате γ -каротажа взорванных горных пород установлено, что

$$\rho_2 = \rho_1 / k_p, \text{ кг/м}^3. \quad (214)$$

Тогда напряжение и энергия на фронте отраженных от внешнего контура разрушения волн растяжения могут быть определены как:

$$\sigma_{отр} = \sigma_0 \frac{k_p C_{p_1} - 500 (3 + d_c)}{k_p C_{p_1} + 500 (3 + d_c)}, \text{ кгс/см}^2; \quad (215)$$

$$W_{отр} = W_0 \left[\frac{k_p C_{p_1} - 500 (3 + d_c)}{k_p C_{p_1} + 500 (3 + d_c)} \right]^2, \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (216)$$

Следовательно, при формировании в среде вторичного поля напряжений управление энергией взрыва тесно связано с параметрами его действия, которые получены на предыдущем этапе разрушения (d_c и k_p) и управление которыми подробно рассмотрено выше.

Важным условием эффективного формирования в среде вторичного поля напряжений является правильное определение мощности того объема горной массы, который примыкает к внешнему контуру разрушения. Использование примыкающего к внешнему контуру разрушения оптимального объема горной массы позволяет, помимо изменения параметров отраженных волн напряжения, значительно повысить качество дробления путем снижения скорости разлета взорванной массы в процессе ее соударения с «подушкой», подпирающей разрушаемый массив. В этом случае кинетическая энергия выброса перераспределяется на энергию дробления. Оптимальная мощность необработанной горной массы, лежащей перед последующим взрывом, может быть определена из условий равенства импульсов движения на внешнем контуре разрушения

$$M_p = \frac{wk_p}{2} \left(1 + \frac{\rho_1 C_{p_1}}{\rho_2 C_{p_2}} \right), \text{ м}. \quad (217)$$

Превышение оптимальной мощности необработанной горной массы ведет на практике к некачественному дроблению пород, ввиду их излишнего «зажима», без должного смещения. Снижение мощности ниже оптимальной ведет к излишнему выбросу горной массы и повышению коэффициента разрыхления.

Изменение граничных условий на внешнем контуре разрушения возможно не только по одной или двум открытым поверхностям, но и по всему разрушаемому объему, что достигается при взрывании в глубоко зажатой среде.

Взрывание в глубоко зажатой среде предполагает зажим среды по всему внешнему контуру разрушения при компенсационном пространстве, достаточном лишь для развития деформаций, необходимых для качественного разрушения среды, без существенного смещения ее в пространстве.

На открытых горных работах взрывание в глубоко зажатой среде предполагает оставление по кровле и откосу уступа необработанной горной массы от предыдущего взрыва и бурение через нее скважин на два-три нижележащих уступа. Достаточная сжимаемость пригружающего слоя является гарантией достижения качественного дробления при одновременном использовании кинетической энергии выброса на дробление пород.

На подземных горных работах при взрывании в глубоко зажатой среде выпуск отбитой горной массы из компенсационного пространства осуществляется так, чтобы коэффициент разрыхления последующего взрыва не превышал 1,05—1,06. Получаемая

при этом относительная деформация гарантирует высокое качество дробления.

Изменение граничных условий на внешнем контуре разрушения, значительно улучшая качество дробления пород при его высоких технико-экономических показателях, позволяет (табл. 24) повысить выход взорванной горной массы с 1 м скважины на 20—25%, снизить выход негабарита в 1,7—2,2 раза и себестоимость буровзрывных работ на 20—40% при повышении удельного расхода ВВ на 12—18%. Благодаря тому, что фронт ведения буровых работ в этом случае не зависит от погрузочных, производительность бурового и погрузочного оборудования повышается соответственно на 25—30% и 15—18%.

Таблица 24

Показатели	Буурдинский		Хайдарканский		Кальмакырский	
	При обычном взрывании	При взрывании под навалом	При обычном взрывании	При взрывании под навалом	При обычном взрывании	При взрывании под навалом
Рудник	Буурдинский		Хайдарканский		Кальмакырский	
Коэффициент крепости f	10—12		12—14		8—10	
Высота уступа, м	10,0—11,5		8,5—19,5		20,0—22,0	
Сопrotивление по подошве, м	7—9	8—9,5	7,0—8,5	7,0—8,5	9,5—11,5	8,5—10,0
Расстояние между зарядами, м	6—7	6—8	5,0—7,0	7,0—8,5	6,5—7,5	6,5—8,5
Расстояние между рядами, м	5—6	6—8	5,0—6,5	6,5—7,0	6,5—8,0	7,0—8,0
Выход взорванной горной массы, м ³ /м	43,5	53,0	45,0	57,5	43,0	51,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,375	0,42	0,424	0,506	0,3	0,336
Выход негабарита, %	0,4	0,2	2,4	1,4	7,3	7,3
Себестоимость взрывных работ, руб/м ³	0,17	0,135	0,273	0,17	—	—

В итоге управление энергией взрыва при изменении граничных условий на внешнем контуре разрушения позволяет значительно повысить качество дробления взорванной горной массы и снизить его стоимость.

Технологическими особенностями ведения горных работ на рудниках и карьерах предусматривается наличие по крайней мере одной открытой поверхности, от которой возможно отражение волн напряжений как в естественном состоянии, так и при изменении условий на внешнем контуре разрушения.

При условии отражения волн напряжений от одной открытой поверхности в разрушаемый объем возвращается 1/6 энергии волны, от двух—2/6, от трех—3/6 и т. д.; остальная энергия рассеивается в массиве горных пород в виде энергии сейсмических колебаний.

При условии отражения энергии волн напряжения от теоретически возможных шести открытых поверхностей качество дробления пород может быть повышено, а сейсмическое действие взрыва снижено до нуля. Повышенное отражение энергии волн напряжения может быть достигнуто на основе создания в разрушаемой породе искусственного экрана с акустической жесткостью, существенно отличающейся от акустической жесткости разрушаемой среды.

§ 34. Регулирование граничных условий на внутреннем контуре разрушений при экранировании энергии волн напряжений

Экранирование энергии волн напряжения является дальнейшим развитием принципа регулирования параметров вторичного поля напряжений при изменении граничных условий на внутреннем контуре разрушения. Технологически экранирование энергии волн напряжения достигается путем предварительного взрывания по внутреннему контуру разрушаемого объема серии зарядов, формирующих в массиве среду с отличной от исходной породы акустической жесткостью, что ведет к отражению энергии волн напряжения от четырех-пяти границ раздела, создавая условия к значительному повышению полезного использования энергии взрыва.

Эффективное экранирование энергии волн напряжения достигается при строгом соблюдении энергетических параметров и времени образования экранирующей преграды, необходимых для создания ее максимальных экранирующих свойств. Поэтому взрывание с экранированием энергии волн напряжений характеризуется: энергией взрыва, достаточной и необходимой для образования экранирующей преграды; временем между последовательным взрыванием зарядов в экране и разрушаемом объеме; пространственным расположением экранирующей преграды по отношению к зарядам, разрушающим общий объем.

Сложная картина взаимодействия энергии волн напряжения с экраном обусловила необходимость изучения этого явления экспериментально в три последовательных этапа.

- 1) На первом этапе изучались базовые параметры волн напряжения в среде для установления степени затухания энергии волн напряжения в зависимости от расстояния и энергии ВВ.
- 2) На втором этапе изучались параметры экранирующей преграды в зависимости от удельного расхода ВВ по ее формированию, в процессе которого удельный расход ВВ на создание экранирующей преграды менялся от 0,4 (заряд рыхления) до 2 кг/м³ (заряд выброса).
- 3) На третьем этапе изучалось время образования экранирующей преграды, для чего основные заряды ВВ взрывали спустя 25, 50, 75, 100 и 110 мс после взрыва зарядов, формирующих экран.

Исследования были выполнены в массивных кремнистых известняках с коэффициентом крепости $f = 10 \div 12$ и акустической жесткостью пород $8,2 \cdot 10^6$ кг/м³·м/с при скорости продольной волны 3160 м/с и плотности 2630 кг/м³, а также в крепких массивных гранитах с $f = 12 \div 14$ и акустической жесткостью $12,5 \cdot 10^6$ кг/м³·м/с. При экспериментальных исследованиях определяли массовую скорость смещения среды, энергию волны перед экраном и за ним, оптимальный интервал замедлений между взрывом основного заряда и зарядов, формирующих экран, энергетические соотношения волн напряжений на внутренней и внешней границах экрана.

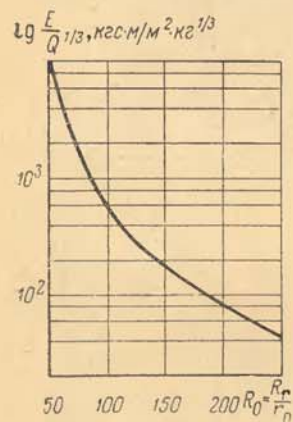


Рис. 62. Изменение удельной плотности энергии волны напряжения в зависимости от относительного расстояния при взрывании без экрана

В результате экспериментальных исследований установлено, что при взрывании удлиненных зарядов ВВ массой от 0,2 до 200 кг энергия волны затухает согласно зависимости (рис. 62)

$$W = \frac{\sqrt[3]{\bar{q}} \rho_V}{r^{1.425}}, \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (218)$$

На втором этапе исследований при повышении удельного расхода ВВ в зарядах, формирующих экран, акустическая жесткость экрана изменялась обратно пропорционально удельному расходу ВВ на его образование. При $q_3 \approx 2$ кг/м³ в объеме экрана происходил почти полный выброс разрушенной горной массы и волна напряжений основного заряда практически взаимодействовала не с экраном, а с открытой поверхностью. Акустическая жесткость экрана в зависимости от удельного расхода ВВ q_3 на его создание и акустической жесткости основной среды $\rho_1 C_{p1}$ может быть выражена как

$$\rho_2 C_{p2} = \rho_1 C_{p1} (1 - 0,5q_3)^4, \text{ кг/м}^3 \cdot \text{м/с}. \quad (219)$$

Тогда энергия отраженной волны на внутреннем контуре экрана составит

$$W_{отр} = W_0 \left[\frac{1 - (1 - 0,5q_3)^4}{1 + (1 - 0,5q_3)^4} \right]^2, \text{ кгс} \cdot \text{м}; \quad (220)$$

а энергия преломленной волны

$$W_{пр} = W_0 \frac{4(1 - 0,5q_3)^4}{[1 + (1 - 0,5q_3)^4]^2}, \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (221)$$

Повышение удельного расхода ВВ в зарядах экрана не только меняет параметры отраженных и преломленных волн, но и резко снижает скорость массового смещения частиц среды за экраном:

при $q_3 \approx 2$ кг/м³ скорость массового смещения частиц за экраном близка к нулю (рис. 63). Изменение массовой скорости смещения частиц среды за экраном в зависимости от скорости смещения на границе экрана может быть выражено как

$$u_3 = u_0 \frac{2 - q_3}{q_3}, \text{ см/с}. \quad (222)$$

Следовательно, при применении в зарядах экрана повышенного удельного расхода ВВ ($q_3 > 1$ кг/м³), близкого к зарядам выброса, энергия волн напряжения отражается интенсивнее, чем при зарядах рыхления. При ведении горных работ применение заря-

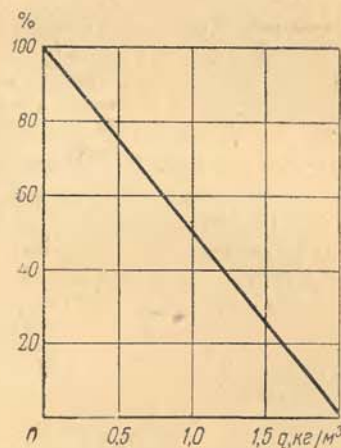


Рис. 63. Изменение относительной скорости смещения частиц среды за экраном в зависимости от удельного расхода ВВ в зарядах экрана

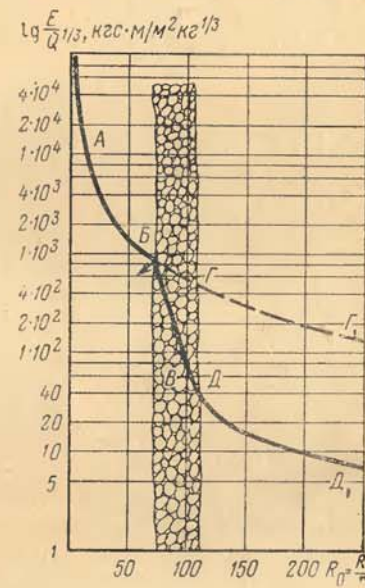


Рис. 64. Изменение удельной плотности энергии волны напряжения в зависимости от относительного расстояния при взрывании с экраном:

АБ — затухание энергии волны перед экраном; БВ — внутри экрана; ВД — за экраном

дов выброса ограничено условиями обеспечения безопасности людей и оборудования, исключаящими большой выброс горной массы, поэтому при формировании экрана удельный расход ВВ может превышать нормальные заряды рыхления не более чем на 15—20%.

Помимо изучения энергетических параметров формирования экрана на втором этапе исследований были исследованы условия распространения энергии волн напряжения через экран. Если при взрывании без экрана условия распространения энергии волн напряжения характеризуются кривой А—Б—Г—Г₁ (рис. 64), то при встрече с экраном в точке Б часть энергии волны

напряжения отражается, а дальше наблюдается распространение лишь ее оставшейся части. При выходе из экрана волна напряжения преломляется от среды, не нарушенной взрывом, и дальше волна напряжения распространяется согласно зависимости (221). В целом условия распространения энергии волн напряжения через экран могут быть выражены кривой $A-B-B-D-D_1$;

которая в зависимости от удельного расхода ВВ в зарядах экрана характеризуется формулой

$$W_э = \frac{Q_V \sqrt[3]{Q}}{r^n (1+q_э)}, \text{ кгс} \cdot \text{м}, \quad (223)$$

для известняков $n = 1,425$, для гранитов $n = 1,55$.

Сравнительный анализ кривых $A-B-\Gamma-\Gamma_1$ и $A-B-B-D-D_1$ показывает, что на равных относительных расстояниях из общего количества энергии взрыва, распространяющейся от заряда, за экран проходит не более 8%. Следовательно, при экранировании волн напряжения 30—35% их энергии отражается в сторону основного объема разрушений, около 8% проходит за экран в среду, локализованную экраном от основного объема разрушений, и 60—70% теряется в экране. При повышении удельного расхода ВВ в зарядах экрана эти показатели могут быть несколько изменены.

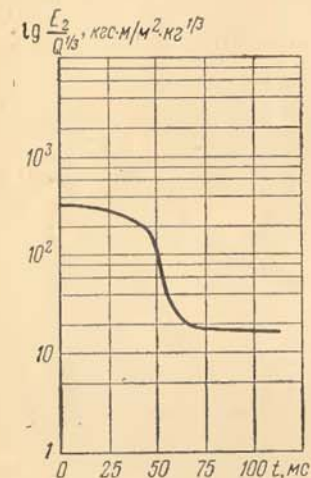


Рис. 65. Изменение удельной плотности энергии волн напряжения в зависимости от интервала замедлений между взрывными зарядами экрана и основных зарядов

На третьем этапе исследований заряды в экране взрывали мгновенно, а основные заряды ВВ с замедлением в 25, 50, 75, 100 и 110 мс. Критерием образования экранирующей среды с высокой поглощающей способностью служила аналогичность характера затухания энергии волны, полученной при предварительном формировании экрана и при короткозамедленном взрывании.

Исследования показали (рис. 65), что при замедлениях в 25 и 50 мс экранирующий слой не образуется, и распространение энергии волн напряжения происходит, как и при обычном взрывании без экрана: 60—65% энергии волны распространяется в массиве в виде энергии сейсмических колебаний. Образование экрана с существенно отличающейся акустической жесткостью по сравнению с основной средой происходит в течение 70—75 мс. При взрывании с таким замедлением основных зарядов по отношению к зарядам, формирующим экран, энергия волны напряжения аналогична энергии, полученной за экраном, при его предварительном формировании.

Установленные закономерности способствуют совершенствованию технологии взрывных работ, так как за один прием можно взрывать с определенным «коротким» замедлением заряды экрана и основные заряды, разрушающие экранируемый массив.

Наряду с закономерностями, установленными выше, эффективное экранирование волн напряжения зависит от пространственного расположения экрана относительно экранируемых зарядов ВВ: экран, расположенный на значительном расстоянии от взрываемых зарядов ВВ, волны огибают без существенных изменений; расположение экрана на близком расстоянии требует увеличенного расхода ВВ и бурения на его формирование, вследствие чего увеличиваются затраты по управлению энергией взрыва.

Для определения рационального пространственного расположения экрана относительно основных зарядов ВВ были выполнены экспериментальные исследования по изучению волновой картины, наблюдаемой в области его действия. Лабораторные исследования выполняли методом динамической фотоупругости на оптически активных материалах; в качестве критерия оценки эффективности действия экрана были приняты максимальные напряжения на фронте продольных и поперечных волн на границе экрана и за ним. При взрывах на карьерах в качестве критерия оценки эффективности действия экрана принимали максимальные скорости массового смещения среды на фронте продольных и поперечных волн.

Исследованиями установлено, что при взрыве заряда ВВ массой 2500 кг на расстоянии около 40 м от экрана с акустической жесткостью в 5 раз меньшей, чем в основной среде, напряжение за экраном снижается на фронте продольной волны: в фазе волны сжатия с 210 до 90 кгс/см², а в фазе волны растяжения от 150 до 60 кгс/см², т. е. в 2,3—2,5 раза, тогда как на фронте поперечной волны напряжение снизилось: в фазе волны сжатия с 132 до 90 кгс/см², а в фазе волны растяжения с 120 до 90 кгс/см², т. е. в 1,3—1,5 раза. В целом энергия снизилась: по продольной волне в 5,7 раза и по поперечной — в 2,7 раза. При дальнейшем увеличении расстояния от экрана параметры на фронте поперечной волны за экраном почти не меняются, снижая эффективность его действия в целом по поглощению энергии всего лишь в 1,5 раза.

Следовательно, наряду с существенным отличием акустических жесткостей экрана и основной среды, эффективность экранирования определяется еще и совместным действием продольных и поперечных волн, неравномерно поглощаемых экраном. Поэтому максимальная эффективность экранирования возможна лишь на таких расстояниях, где указанные волны движутся совместно, не разделяясь на отдельные фронты. Время, в течение которого фронт продольной и поперечной волн движется совместно, не должно превышать время нарастания напряжений от 0 до его максимума. Следовательно, время, в течение которого происходит

разделение единого фронта волны напряжения на продольную и поперечную волну, может быть определено как

$$\Delta t = (R/C_s - R/C_p) \cdot 1000, \text{ мс}, \quad (224)$$

тогда как время нарастания напряжений от 0 до максимума определяется выражением (45, 47). Решив систему уравнений (224) и (45) — (47), получим, что расстояние, на котором возможно максимально эффективное экранирование продольных и поперечных волн, должно составлять

$$R_3 \leq \left(\frac{18 \cdot 10^6}{\rho C_p} \right)^4 \sqrt[5]{Q}, \text{ м}. \quad (225)$$

Указанное расстояние до экрана должно соблюдаться достаточно строго, с тем чтобы полнее использовать его экранирующие свойства по поглощению энергии как продольных, так и поперечных волн. При увеличении расстояния эффективность экрана будет снижаться ввиду менее интенсивного поглощения поперечных волн; при уменьшении расстояния поглощение энергии продольных и поперечных волн в фазе волн сжатия и растяжения будет достаточно эффективно, но может оказаться дорогостоящим вследствие повышенного расхода ВВ в зарядах экрана.

В производственных условиях экранирование энергии волн напряжения проверяли на карьерах Средней Азии (табл. 25). При сохранении параметров расположения скважин удельный расход ВВ в зарядах, направленных на формирование экрана по внутреннему контуру разрушаемых блоков, увеличивали на

Таблица 25

Показатели	Взрывание					
	без экрана	с экраном	без экрана	с экраном	без экрана	с экраном
Породы	Гранодиорит-порфиры		Известняки		Джаспериды	
Коэффициент крепости f	10—12		10—14		12—14	
Высота уступа, м	10	10	9,5	9,5	12	12
Сопротивление по подошве, м	8	8,5	8	8,5	8,5	9
Расстояние между зарядами в ряду и между рядами, м	7,5	8	6	6	6	6
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	50	56	42,6	52,1	48,3	54,0
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,34	0,28	0,384	0,292	0,432	0,346
Выход негабарита, %	0,6	0,5	0,68	0,45	0,51	0,41
Средний линейный размер куска, см	33,3	28,7	36,5	30,8	39,9	33,3
Сменная производительность экскаватора, м ³	920	1120	850	1130	1260	1520

45—20% против обычного, а удельный расход ВВ в основных зарядах уменьшали на 20—25% в предположении, что недостаточная энергия разрушения будет возмещена энергией волн напряжения, отраженной от экрана. При многорядном короткозамедленном взрывании скважинные заряды взрывали вначале по контуру блока, а затем — внутри блока. Интервал замедлений между зарядами экрана и первым взрывом основных зарядов ВВ принимали в 75 мс, последующие ряды взрывали с обычным для этих рудников интервалом замедлений в 35 мс. Качество дробления взорванной горной массы контролировали ее гранулометрическим составом и сменной производительностью экскаватора.

Взрывание с экранированием энергии волн напряжения позволяет повысить выход взорванной горной массы с 1 м бурения на 15% (см. табл. 25); снизить удельный расход ВВ по взрываемому объему на 15%; средний линейный размер куска взорванной массы на 20% и выход негабарита на 25%; повысить производительность экскаваторов на 27,5%. Общий характер изменения количественных показателей эффективности взрывания с экранированием волн напряжения прямо пропорционален количеству отраженной от экрана энергии волны (~25%).

При экспериментальных исследованиях методики взрывания с экранированием волн напряжения было замечено, что коэффициент разрыхления взорванной горной массы, характеризующий степень деформации массива после взрыва, снижается с 1,33—1,45, наблюдаемого при обычных взрывах, до 1,13—1,16. Это позволило рекомендовать применение методики экранирования волн напряжения при разработке сложных по строению рудных тел, максимальное сохранение первоначальной геологической структуры которых при взрывании резко снижает потери и разубоживание полезных ископаемых в процессе последующей выемки.

Снижение потерь и разубоживания при разработке месторождений полезных ископаемых является одной из основных современных экономических проблем горной промышленности. Неоправданные потери и разубоживание руд наносят народному хозяйству непоправимый ущерб. Достаточно сказать, что по данным МЦМ и МЧМ СССР [2] общие потери полезных ископаемых при добыче и переработке руд составляют 25—30%, из которых 10—12% приходится на добычу, в том числе 3—5% — на отбойку полезных ископаемых. Только на карьерах свинцово-цинковой промышленности ущерб от потерь и разубоживания руды, определяемый учетом теряемой ценности и затрат на переработку разубоживающих пустых пород, ежегодно составляет около 3,5 млн. руб. В целом решение проблемы снижения потерь и разубоживания по экономической эффективности превосходит даже решение проблемы повышения производительности общественного труда: если снижение каждого процента потерь дает снижение стоимости готовой продукции на 5%, а каждого процента разубоживания — на 2%, то повышение производительности труда

на 1% дает снижение стоимости конечного продукта всего лишь на 0,2%. В связи с этим разрушение сложных рудных тел с сохранением естественной геологической структуры без их перемешивания с пустыми вмещающими породами может оказаться одним из важнейших элементов в решении общей экономической проблемы снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых.

В основу широкой опытно-промышленной проверки технологии взрывания с сохранением естественной геологической структуры рудных тел были положены следующие методические положения,

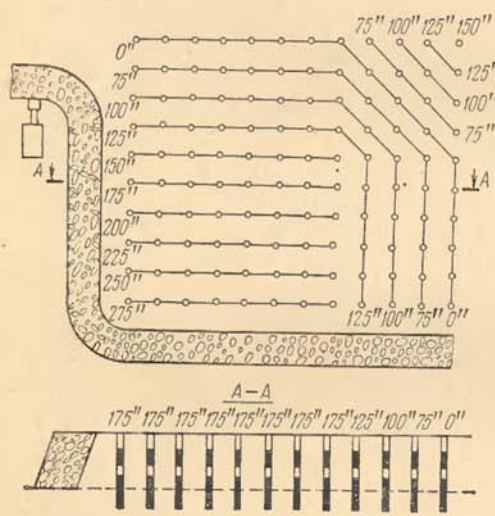


Рис. 66. Схема многорядного короткозамедленного взрывания с экранированием энергии волн напряжения и сохранением геологической структуры массива

3. Для изменения граничных условий по внешнему контуру разрушения взрывание производят на необработанную горную массу, мощность которой определяется по формуле (217).

4. Удельный расход ВВ в зарядах мгновенно взрывающегося ряда, предназначенных для формирования экранирующего слоя, повышают на 15—20% против обычного, а в остальных снижают на 10—15%.

5. Для устранения заколов в глубину массива при взрывании в крепких горных породах I и II категорий за мгновенно взрывающимся рядом взрывают небольшое число скважин в углах блока.

6. Для сохранения структуры массива по кровле уступа высоту забойки следует определять из соотношения $l_3/L_3 > C_{p3}/\omega$; заряд должен быть распределен на две части: в нижней 80% и в верхней 20%, размещаемые через воздушный промежуток длиной около 1/3 нижнего заряда.

7. Критерием сохранности массива служит коэффициент раз-

рушения, вытекающие из рассмотренных выше физических основ действия взрыва в горных породах.

1. Из условий обеспечения наиболее эффективного группового действия заряды дробления взрывают при многорядном их расположении: не менее семи в ряду и шести — по глубине массива.

2. Для экранирования энергии волн напряжения заряды по внутреннему контуру разрушаемого рудного массива взрывают мгновенно, чтобы было обеспечено формирование экранирующей преграды, а последующие заряды взрывают через 75, 100, 125 мс и т. д. (рис. 66).

рыхления, устанавливаемый на основе маркшейдерской съемки навала взорванной массы после взрыва: он не должен превышать 1,06—1,16; дальнейшее снижение коэффициента разрыхления ограничено условиями достижения заданной степени дробления.

На основании приведенных методических положений в последние годы на ряду рудников автором были выполнены широкие опытно-промышленные взрывы в рудных массивах с сохранением их естественной геологической структуры. По каждому из рассмотренных опытов было выполнено не менее пяти-шести взрывов.

Экспериментально установлено (табл. 26), что взрывание с сохранением геологической структуры рудных тел позволяет снизить удельный расход ВВ на 20—25%; коэффициент разрыхления на 20—25%; себестоимость буровзрывных работ на 15—25%; потери полезных ископаемых в среднем на 20%; разубоживание полезных ископаемых на 30%; повысить выход взорванной рудной массы с 1 м скважины на 10—12%.

Особенно эффективен этот метод управления энергией взрыва в том случае, когда взрывающийся уступ в 2—3 раза превышает по высоте разрабатываемый уступ. Благодаря низкому коэффициенту разрыхления работа экскаваторов, располагаемых на взорванной горной массе, в этих условиях не осложняется потерей устойчивости горных пород, что позволяет осуществлять горизонтальную и вертикальную селективную выемку рудных тел, сохранивших геологическую структуру, с высокой производительностью.

Применение методов взрывания с сохранением геологической структуры рудных тел не только улучшает технико-экономические показатели буровзрывных работ, но и значительно повышает качественные показатели добычи руд; при учете снижения потерь и разубоживания руд на шести рудниках только по четырем из них, где были определены фактические затраты, экономическая эффективность составила более 1,5 млн. рублей в год. Массовое внедрение данного метода взрывания на карьерах по добыче руд цветных и редких металлов может дать экономический эффект около 20—24 млн. руб. в год.

Взрывание с экранированием волн напряжения может быть также использовано при: 1) проведении горных выработок в неустойчивых породах для сохранения бортов и кровли (в этом случае законтурные объемы выемки снижаются на 15—20%); 2) оконтурировании очистных камер в мощных рудных телах для снижения сейсмического действия взрыва на целики и потолочины; 3) оконтурировании капитальных бортов карьеров и каньонов гидротехнических сооружений для снижения сейсмического действия взрывов; 4) взрывании рудных и породных блоков в глубоководной среде с целью снижения сейсмического действия взрывов.

Таким образом, управление энергией взрыва при формировании в разрушаемой среде вторичного поля напряжений путем регулирования граничных условий на внешнем и внутреннем

Показатели	Гранит-порфиры		Лейко-кратовые граниты		Известняки окварцованные		Джаспериоды		Сисениты		Окварцованные сисениты	
	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II
Диаметр скважин, мм	235	235	235	235	245	245	245	245	243	243	243	243
Высота взрываемого уступа, м	10	10	10	10,2	9	9	12	12	10,3	10	10	10
Высота разрабатываемого уступа, м	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Сопротивление по подошве, м	8	8,5	8,5	8,7	8	8,6	8,5	9	10	9	10,8	9,2
Расстояние между скважинами, м	7,5	8	8	8	6	6	6	6	7,7	8	8,4	8,5
Расстояние между рядами скважин, м	7,5	8	8	8	6	6	6	6	8	8	7,5	7,5
Глубина скважин, м	12,0	12,0	12,0	12,5	10,5	10,5	13,5	13,5	12,5	12,5	13,1	12,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,34	0,28	0,31	0,25	0,35	0,29	0,42	0,35	0,38	0,35	0,33	0,37
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	50,0	56,0	56,0	57,5	42,6	52,1	48,3	54,0	67,5	60,0	66,0	63,0
Коэффициент разрыхления	1,25	1,13	1,38	1,16	1,30	1,21	1,33	1,13	1,43	1,06	1,43	1,06
Выход негабарита, %	—	—	—	—	—	—	—	—	1,57	0,25	10,2	1,83
Себестоимость буровзрывных работ, коп/м ³	13,8	11,9	13,0	10,6	18,5	14,9	16,3	14,1	—	—	—	—
Потери, %	11,8	8,8	11,6	8,9	16,4	12,8	12,6	8,8	3,2	2,0	2,4	2,0
Разубоживание, %	13,7	11,7	13,7	8,5	14,2	11,3	13,4	10,2	11,2	9,0	10,5	7,5

Примечание. I—взрывы по обычной методике, принятой на руднике; II—

контура разрушений позволяет значительно улучшить использование энергии взрыва с достижением на этой основе заданной степени дробления горных пород при высоких технико-экономических показателях.

Частным случаем экранирования волн напряжения, внедряемым при сейсмической защите сооружений, является использование в качестве экрана щели, формируемой по внутреннему контуру разрушения при взрывании сближенных зарядов ВВ. Для эффективного экранирования и сейсмической защиты сооружений ширина щели h должна быть выше абсолютного смещения s горных пород при взрыве. Из условий формирования щели как следствия развития зоны пластических деформаций двух сближенных зарядов ВВ (16) ширина ее

$$h = 25 \frac{d_0^2}{a \sqrt[4]{f^3}}, \text{ см.} \quad (226)$$

Гранодиорит-порфиры		Каолинизированные сисениты		Сланцы глинистые		Сланцы углистые		Известняки окварцованные		Диориты-серпентиниты		Талькохлоритовые сланцы		Диорит-порфиры	
I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II
243	243	243	243	105	105	105	105	105	105	190	150	190	150	190	150
10	10	10,9	10	5	10	5	10	5	10	5	5	5	5	15	15,3
10	10	10	10	5	5	5	10	5	5	5	5	5	5	15	5
10,2	9	11,4	9,5	5	7,5	5	7,5	5	7,5	5	5	5	5	10	10
7,5	7,5	7,5	7	2,5	4	2	4,2	2,5	3,5	4	4	5	5	6	6
7,1	7	7	7	2,5	4	2,5	4	2,5	4,5	4	4	5	5	6	6
13,1	12,5	13,0	11,5	6,0	12,0	6,0	11,0	6,0	12,0	6,5	6,5	6,5	6,5	17,5	18,0
0,30	0,30	0,42	0,40	0,36	0,29	0,29	0,29	0,45	0,37	0,55	0,46	0,33	0,27	0,48	0,30
58,5	54,0	65,6	58,5	5,2	14,4	4,2	14,5	5,2	10,0	13,8	13,8	19,2	19,2	33,0	31,0
1,37	1,11	1,36	1,12	1,5	1,06	1,6	1,12	1,48	1,08	1,30	1,14	1,3	1,04	1,30	1,09
1,85	0,46	1,10	0,05	—	—	—	—	—	—	2,6	1,33	—	—	3,3	2,0
—	—	—	—	36,4	13,1	38,8	21,2	39,6	16,7	57,0	51,0	34,0	26,0	33,5	32,4
2,4	2,2	2,8	2,2	16,2	12,4	16,0	12,2	16,0	12,0	17,5	13,4	17,0	13,0	3,4	2,2
12,8	9,8	13,5	8,5	23,0	21,1	22,8	21,2	21,0	20,0	50,0	49,6	50,0	48,0	26,5	13,8

взрывы в соответствии с приведенными методическими положениями.

Смещение на фронте волны может быть определено из выражений (183, 184 и 44)

$$s = \frac{3,7 \cdot 10^3 Q^{0,6}}{R^{1,25} \sqrt{\rho C_p}}, \text{ см.} \quad (227)$$

Тогда необходимое расстояние между зарядами, направленными на формирование щели заданных параметров, составит

$$a \leq \frac{d_0^2 R^{1,25} \sqrt{\rho C_p}}{150 \sqrt[4]{f^3} Q^{0,6}}, \text{ см.} \quad (228)$$

По мере увеличения ширины щели ее экранирующая способность повышается, что следует учитывать при сейсмической защите бортов карьеров, каньонов гидротехнических сооружений, щеликов и потолочин очистных камер.

§ 35. Классификация методов управления энергией взрыва и определение граничных условий их эффективного применения

Эффективность применения рассмотренных методов управления энергией взрыва при достижении заданной степени дробления существенно зависит от механизма разрушения горных пород. Это определяет необходимость применения специфических методов управления энергией взрыва в каждой из рассмотренных выше групп пород. Конкретное применение методов управления энергией взрыва в зависимости от механизма разрушения горных пород является обязательным условием эффективного достижения заданной степени дробления пород взрывом.

В породах I категории, характеризующихся высокой акустической жесткостью и механической прочностью, разрушение развивается главным образом в направлении от открытой поверхности к зарядной камере под действием усилий растяжения на фронте отраженной волны. В связи с этим эффективность разрушения определяется напряжением на фронте волны сжатия при ее подходе к открытой поверхности и отражении от нее. В породах данной группы наиболее целесообразно применение таких методов управления энергией взрыва, которые связаны с увеличением энергии и импульса волны напряжения, главным образом, за счет максимальных напряжений на фронте волны при сравнительно невысоком времени их действия, обуславливающим благоприятную для данных пород высокую скорость нагружения. Это может быть достигнуто применением ВВ с высокой потенциальной энергией и скоростью детонации, дополнительной сенсбилизацией применяемых ВВ и использованием промежуточных боевиков повышенной мощности, увеличением плотности заряжания ВВ, увеличением удельного расхода ВВ в соответствии с энергоемкостью разрушения крепких горных пород, соответствующим подбором диаметра и сетки скважин, схем и интервалов замедлений, тщательной забойкой зарядов ВВ, применением систем парно-сближенных скважин, верхнего инициирования удлиненных зарядов ВВ и экранированием энергии волны напряжения. Управление энергией взрыва в данных горных породах в соответствии с разработанной для этих целей общей классификацией (табл. 27) позволяет значительно улучшить качество дробления пород при высоком к. п. д. взрыва.

В породах II категории, характеризующихся средними показателями акустической жесткости и механической прочности, разрушение развивается в направлении как от заряда к открытой поверхности под действием волн сжатия, так и в обратном направлении под действием волн растяжения. Эффективность разрушения пород данной группы зависит как от напряжения на фронте волны сжатия при ее подходе к открытой поверхности и отражении от нее, так и времени, в течение которого разрушаемый массив находится в напряженном состоянии. Поэтому в породах данной

группы наиболее целесообразно применение таких методов управления энергией взрыва, которые связаны с увеличением энергии и импульса волны напряжения в результате повышения максимальных напряжений на фронте волны и длительности их действия в среде. Это может быть достигнуто искусственным изменением акустической жесткости пород при повышении их влажности, применением воздушных и водяных радиальных и осевых промежутков, многоточечного инициирования, водонаполненных ВВ, удельного расхода ВВ, диаметра и сетки скважин, соответствующих энергоемкости разрушения данных пород, схем взрывания и интервалов замедлений, забойки скважин, верхнего или нижнего инициирования удлиненных зарядов ВВ в зависимости от отношения ω/C_p , систем плоских и парно-сближенных зарядов, созданием соответствующих граничных условий на внутреннем и внешнем контурах разрушения путем взрывания в зажатой среде и экранирования энергии волны напряжения. Таким образом, в породах данной категории, наряду с использованием методов управления энергией взрыва, предназначенных для пород I категории, целесообразно использование ряда специфических методов, направленных на достижение заданной степени дробления.

В породах III категории, характеризующихся низкой акустической жесткостью и механической прочностью, разрушение развивается главным образом от заряда к открытой поверхности под действием напряжений сжатия на фронте прямой волны. Невысокая механическая прочность пород данной группы при значительной пластичности обуславливает необходимость создания в разрушаемой среде сравнительно невысоких напряжений, но при длительном времени их действия. В связи с этим эффективность разрушения зависит как от напряжения, действующего на фронте волны сжатия, так и от времени, в течение которого разрушаемый массив находится в напряженном состоянии. Поэтому в породах данной группы наиболее целесообразно применение таких методов управления энергией взрыва, которые связаны с увеличением энергии и импульса волны, главным образом путем повышения длительности существования максимальных напряжений в разрушаемой среде. Это может быть достигнуто искусственным изменением акустической жесткости пород при повышении их газовой, применением флегматизированных ВВ в скважинах соответствующего диаметра, воздушных и водных промежутков, удельного расхода ВВ, диаметра и сетки скважин, соответствующих энергоемкости разрушения данных пород, схем взрывания и интервалов замедлений, нижнего инициирования удлиненных зарядов, взрывания с изменением граничных условий на внешнем контуре разрушения. Особые трудности вызывает достижение заданной степени дробления в сильно трещиноватых крупноблочных горных породах, относящихся по акустической жесткости к данной группе пород, если трещины в них заполнены

Категория горных пород	Горные породы	Класс горных пород	Скорость звука в породе, м/с × 10 ⁴	Коэффициент крепости, f	Управление
					диаграмм деформации и нагружения горных пород в процессе их разрушения
I	Монолитные крепкие: диабазы, порфириды, граниты, сиециты, диориты, андезиты, базальты, гнейсы, конгломераты изверженных пород на кремнистом цементе	1 2	6—7 5—6	14—20 9—14	Физического состояния горных пород. Скорости детонации ВВ при их сенсибилизации и использовании промежуточных боевиков повышенной мощности. Плотности заряжания ВВ, диаметра зарядов, обеспечивающих стационарную детонацию.
II	Средней крепости: доломиты, известняки, мрамор, песчаник на известняковом цементе, выветрелые гнейсы и сиециты, сидерит, магнетит, конгломераты на известняковом цементе, сланцы, крепкие мергели.	3 4 5	4—5 3—4 2—3	5—9 3—5 1—3	Физического состояния горных пород. Зарядов ВВ диаметром, обеспечивающим стационарную детонацию. Повышенное увлажнение пород. Грубодисперсных ВВ с широкой зоной химической реакции.
III	Сильнотрещиноватые и слабые: мягкие мергели, конгломераты, гипс, известняк, гравий	6	1—2	0,5—1	Повышения влажности и газовой пород. Грубодисперсных и флегматизированных ВВ с повышенной скоростью детонации

энергией взрыва, основанное на изменении

параметров импульса взрыва при его детонации в зарядной камере за счет	количественных параметров взрывных работ в пределах энергоемкости качественного дробления среды	параметров поля напряжений	
		первичного, формируемого под действием прямых волн сжатия при:	вторичного, формируемого под действием отраженных волн растяжения при:
Многоточечного инициирования удлиненных зарядов. Водонаполненных и суспензированных ВВ высокой мощности. Зарядов с осевыми воздушными промежутками	Удельного расхода, диаметра и сетки расположения зарядов. Оптимальных интервалов и схем замедлений при групповом к. з. в. Шахматной сетки расположения шпуров и скважин	Удлиненных зарядах с $L_3/w \geq \omega/C_p$ и $l_3/L_3 \geq C_{p3}/\omega$ Забойке скважин и шпуров взрывом. Верхнем инициировании удлиненных зарядов. Плоских зарядах Парноближенных зарядах	Экранирование энергии волн напряжений по внутреннему контуру разрушения. Щелевом экранировании энергии волн напряжения. Взрывании в зажатой и глубоководной среде.
Многоточечного инициирования удлиненных зарядов. Водонаполненных ВВ Зарядов с осевыми воздушными промежутками в зарядов в водонаполненных оболочках. Зарядов с радиальными воздушными промежутками.	Удельного расхода ВВ, диаметра и сетки расположения зарядов. Оптимальных схем и интервалов замедлений при групповом к. з. в. Квадратной сети расположения шпуров и скважин при повышенном коэффициенте сближения Взрывании диагональными рядами.	Удлиненных зарядах с $L_3/w \geq \omega/C_p$ и $l_3/L_3 \geq C_{p3}/\omega$ Забойке шпуров и скважин взрывом. Верхнем или нижнем инициировании удлиненных зарядов. Плоских зарядах. Парноближенных зарядах.	Экранирование энергии волн напряжений. Щелевом экранировании энергии волн напряжения. Взрывании в зажатой и глубоководной среде. Размещении зарядов в крупноблочных отделиностях с более высокой акустической жесткостью, чем вмещающих пород.
Зарядов с осевыми и радиальными воздушными промежутками. Зарядов в водонаполненных оболочках.	Удельного расхода ВВ, диаметра и сетки, расположения зарядов Многорядного к. з. в. при повышенном коэффициенте m .	Нижнем инициировании удлиненных зарядов. Парноближенных зарядах.	Взрывании в зажатой и глубоководной среде. Размещении зарядов в блоках с повышенной акустической жесткостью.

материалом, акустическая жесткость которого и слагающих массивов существенно различается.

Механизм разрушения таких пород зависит не столько от параметров упруго-пластических волн сжатия или растяжения, в данных средах весьма быстро затухающих, сколько от той кинетической энергии, которую получают отдельные блоки в процессе их смещения под действием волн [29]. В результате последующего перехода этой кинетической энергии в энергию соударения отдельных блоков процесс разрушения хотя и осуществляется, однако достижение заданной степени дробления в таких породах затруднено. Помимо применения соответствующих ВВ, параметров расположения зарядов, кратных размерам отдельностей, удельного расхода ВВ, диаметра и длины зарядов, соответствующих энергоемкости разрушения, важным условием при этом является выбор места заложения скважин в пределах заполнителя крупных трещин или отдельностей. В связи с существенно отличным затуханием энергии волн напряжения при ее распространении в многослойной упруго-пластической среде заряды ВВ наиболее целесообразно размещать в более крепких слоях, чем в разделяющих их слабых пропластках. В этом случае начальное напряжение на границе раздела заряд — среда значительно выше, чем при размещении ВВ в слабых породах, что обеспечивает общее повышение к. п. д. взрыва.

Необходимым условием эффективного дробления сильнотрещиноватых крупноблочных пород является их взрывание в зажиме, что повышает энергию соударения последовательно движущихся отдельностей.

Таким образом, отличие в характеристике и механизме разрушения горных пород обуславливает необходимость применения в каждой из их групп своих методов управления энергией взрыва (см. табл. 27).

Комплексное применение разработанных и проверенных в промышленных условиях методов управления энергией взрыва позволяет снизить себестоимость взрывных работ на 20—30%. Помимо этого управление энергией взрыва позволяет решить ряд задач взрывного дела на подземных и открытых горных работах, в гидротехническом и ирригационном строительстве, при добыче минерального и кристаллического сырья.

Детальный экономический анализ технико-экономической эффективности и технологической целесообразности применения разработанных методов управления энергией взрыва не входит в задачу данной книги, так как этот вопрос представляет собой предмет самостоятельных исследований, касающихся не только взрывных работ, но и ряда смежных технологических процессов, в частности, извлечения полезных ископаемых из недр при снижении потерь и разубоживания, устранения операций крупного дробления на обогатительных фабриках, конвейеризации транспорта при поточных и циклично-поточных технологических

процессах и т. д. Изменение технологии взрывной отбойки влечет за собой существенные технико-экономические последствия в длинной цепи операций процессов добычи, транспортирования и первичной переработки полезных ископаемых. Укрупненные расчеты показывают, что широкое промышленное внедрение рассмотренных методов управления энергией взрыва при дроблении горных пород дает возможность получения на предприятиях горнорудной промышленности ежегодной экономии 25—30 млн. рублей. Это явится существенным вкладом науки о взрыве в общий научно-технический прогресс народного хозяйства СССР.

СЕЙСМИЧЕСКОЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Глава X

ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СЕЙСМИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Широкое народнохозяйственное использование энергии взрыва возможно на основе успешного решения двух важнейших научно-технических проблем достижения заданной степени дробления горных пород взрывом, рассмотренной выше, и защиты инженерных сооружений от сейсмического действия взрыва. От успешности решения данных проблем в значительной мере зависит развитие горной промышленности, гидротехнического, мелиоративного и транспортного строительства.

Необходимость решения проблемы сейсмичности горных взрывов является следствием создания в последние годы высокопроизводительных буровых станков для открытых и подземных горных работ, позволяющих обуривать значительные объемы горной массы. Это повлекло за собой возникновение ряда новых технологических процессов разработки месторождений полезных ископаемых, основанных на массовой отбойке больших объемов пород и руд, принципиальная особенность которых связана с необходимостью резкого повышения величин одновременно взрывааемых зарядов ВВ для их эффективной реализации.

За короткое время величина одновременно взрывааемых зарядов повысилась на открытых горных работах с 20 до 300 т, а в отдельных случаях до 1000 т, на подземных горных работах — с 5 до 30 т, а в отдельных случаях до 100 т. Это поставило перед наукой о взрыве ряд принципиально новых задач по оценке его сейсмического действия, традиционное решение которых на основе «Единых правил безопасности при ведении взрывных работ», если и обеспечивало их безопасность, то не позволяло эффективно вести последующие технологические процессы.

Таким образом, практические задачи оценки сейсмического действия взрыва, возникшие как следствие развития орудий производства, послужили мощным стимулом развития научных исследований по изучению сейсмического действия взрывов в горных породах.

§ 36. Сейсмические волны

При взрыве заряда ВВ в однородном безграничном массиве в непосредственной близости от заряда формируется ударная волна, скорость распространения которой превышает скорость звука в данной среде. Вследствие высоких напряжений на фронте ударной волны вокруг заряда ВВ формируется зона пластических деформаций, в пределах которой среда деформируется в области пластического течения. По мере удаления от центра взрыва деформации на фронте волны сжатия уменьшаются, из пластических они переходят в упруго-пластические, и наконец, в упругие, что характеризуется соответствующим распространением в массиве горных пород упруго-пластических волн напряжения и упругих сейсмических волн (см. рис. 1).

Следовательно, при взрыве заряда ВВ выделяются три зоны его действия: зона пластического течения и интенсивного сжатия среды в области 3—7 радиусов заряда; зона упруго-пластических деформаций в области до 120—150 радиусов заряда; зона упругих деформаций в области 120—150 и более радиусов заряда.

Распространение взрывных волн в первых двух зонах рассмотрено при анализе дробящего действия взрыва; сейсмическое действие взрыва определяется условиями распространения волн в упругой зоне. Распространение волн в упругой зоне определяется границей очага сейсмических колебаний, которая может быть установлена как радиус того объема, в котором среда охвачена одной фазой колебаний, соответствующей положительной фазе первой волны сжатия. В пределах этого радиуса разделения импульса взрыва на волны различных типов еще не происходит и волновую характеристику среды можно оценивать по продольной волне. Из условий, что радиус очага сейсмических колебаний может быть определен как

$$R = tC_p, \text{ м} \quad (226)$$

из выражения (44) получим

$$R = 60 \sqrt{\frac{1 \cdot 10^7}{\rho C_p}} \sqrt[5]{Q}, \text{ м.} \quad (227)$$

За пределами этой зоны наблюдается раздельное следование упругих продольных и поперечных волн. По мере увеличения расстояния R разрыв во времени следования данных волн, из-за различия скоростей их распространения, увеличивается, вследствие чего возрастает общая длительность колебания разрушаемого массива горных пород и окружающих инженерных сооружений.

Распространение упругих сейсмических волн характеризуется: скоростью массового смещения среды u , см/с и периодом колебаний среды T , с. На основании этих параметров возможно также определение амплитуды смещения s , см; ускорения смещения j , см/с²; энергии сейсмических колебаний W_s , кгс·м.

Общепринятым критерием оценки интенсивности сейсмических колебаний является скорость частиц и энергия колебаний

$$W_s = \int_0^T u^2 dt. \quad (228)$$

Ускорение смещений, определяемое как

$$j = \partial u / \partial t, \text{ см/с}^2$$

считается менее устойчивой характеристикой, так как она зависит от местных условий действия взрыва.

Для выражения параметров сейсмических волн в зависимости от массы заряда $ВВ$ и расстояния до места взрыва R общепринята их интерпретация через параметры энергетического и геометрического подобий: приведенная масса заряда или приведенное расстояние, определяемые соответственно как

$$\bar{Q} = \frac{\sqrt[3]{Q}}{R}, \frac{\text{кг}^{1/3}}{\text{м}} \quad \text{и} \quad \bar{R} = \frac{R}{\sqrt[3]{Q}}, \text{ м/кг}^{1/3}. \quad (229)$$

Тогда смещение, скорость и период сейсмических колебаний в соответствии с работами [24, 41] могут быть выражены следующим образом:

$$s = \frac{k_1 t}{2\pi \sqrt[3]{f(n)}} \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{n_1}, \text{ см}; \quad u = k_2 \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{n_2}, \text{ см/с}; \quad t = k_3 \lg R, \text{ с}, \quad (230-232)$$

где $f(n)$ — функция показателя действия взрыва.

Анализ приведенных зависимостей показывает, что управление сейсмическим действием взрыва возможно в первую очередь за счет веса заряда $ВВ$ и расстояния до центра взрыва. Изменение эмпирических коэффициентов грунтовых условий $k_{1,2,3}$ и показателей степени затухания сейсмических колебаний $n_{1,2}$ существенно зависит от условий взрывания, которые устанавливаются экспериментально.

Сейсмическое действие взрыва определяется не только характером затухания сейсмических волн, но и условиями их взаимодействия на границе раздела сред. При падении на границу раздела сред продольной или поперечной волны отраженные и преломленные волны разделяются на продольные и поперечные составляющие, что значительно усложняет волновую картину сейсмического действия взрыва. Направление отраженных и преломленных волн определяется отношением их скоростей C' к скорости прямой волны C :

$$C'/C = \sin \alpha / \sin \beta, \quad (233)$$

где α и β — соответственно углы падения и отражения (преломления) волн.

В соответствии с принципом Гюйгенса последующий фронт волны на любом расстоянии представляет собой огибающую сферических волн, исходящих из точек фронта волны в предшествующем состоянии. Тогда в соответствии с принципом Гюйгенса при падении на границу раздела продольной волны со скоростью C_p под углом α

$$\frac{\sin \alpha}{C_{p_1}} = \frac{\sin \beta_1}{C_{p_1}} = \frac{\sin \beta'_1}{C_{s_1}} = \frac{\sin \beta_2}{C_{s_2}} = \frac{\sin \beta'_2}{C_{s_2}}, \quad (234)$$

где β_1 и β_2 , β'_1 и β'_2 — углы отражения и преломления соответственно продольных и поперечных волн; C_{p_1} и C_{s_1} , C_{p_2} и C_{s_2} — скорости распространения продольных и поперечных волн соответственно в первой и второй средах.

При распространении в массиве горных пород продольной волны, опережающей поперечную, на границе раздела сред формируются две отраженных и две преломленных волны со своими продольными и поперечными составляющими; они формируются также и при падении на границу раздела поперечной волны.

Следовательно, волновое поле, формируемое при распространении сейсмических волн в средах и особенно на границе их раздела, имеет чрезвычайно сложную картину. Кроме рассмотренных волн, ниже границы раздела возможно формирование отраженных волн еще двух типов: поперечно-продольных и продольно-поперечных. При падении волны на границу раздела под углом, большим предельного, по границе раздела проходит скользкая головная волна.

Следствием сложной волновой картины на границе раздела сред является возникновение поверхностной волны Релея. Распространяясь в приповерхностном слое, поверхностная волна Релея характеризуется двухмерным затуханием, в отличие от трехмерного, свойственного для продольных и поперечных волн объемного типа. В связи с этим общее затухание поверхностных волн Релея довольно ограничено, в идеальной упругой среде оно обратно пропорционально корню квадратному из расстояния до центра взрыва, тогда как для объемных волн затухание обратно пропорционально степени 3/2. Благодаря этому по мере удаления от источника взрыва роль поверхностной волны в общей картине сейсмического действия взрыва возрастает, и с точки зрения сейсмической защиты инженерных сооружений на далеких расстояниях поверхностные волны Релея представляют максимальный интерес.

В неоднородном массиве горных пород, помимо поверхностных волн Релея, возможно формирование поперечных поверхностных волн Лява, смещение на фронте которых перпендикулярно к направлению их распространения.

Анализ волновой картины действия взрыва в горных породах показывает, что если в области действия ударных волн затухание напряжений пропорционально величине $1/R^3$ (в отдельных случаях, в средах высокой сжимаемости, $1/R^4$), в области упруго-пластических волн $1/R^2$ (в отдельных случаях $1/R^3$), то в области сейсмических волн затухание напряжений и скорости смещения пропорционально $1/R$, и только в зоне ближнего действия взрыва, где наблюдается нелинейно упругое поведение пород, $1/R^{1,5}$, а в зоне распространения поверхностных волн $1/R^{0,5}$. Благодаря интенсивному затуханию взрывных волн в двух ближних зонах в сейсмическую волну выходит около 1% потенциальной энергии ВВ, что при сейсмической защите инженерных сооружений от действия взрыва является в общем более благоприятным фактором, чем при землетрясениях.

Действительно, если при землетрясениях энергия длиннопериодных, медленно затухающих в недрах Земли сейсмических колебаний оценивается в $1 \cdot 10^{16} - 1 \cdot 10^{18}$ Дж, то для получения такой энергии в условиях быстрого затухания высокочастотных сейсмических колебаний от взрыва потребовалось бы взорвать заряд с потенциальной энергией ВВ $5 \cdot 10^6$ Дж/кг общей массой около $1 \cdot 10^5 - 1 \cdot 10^7$ кг. Несмотря на существенное отличие энергии колебаний при землетрясениях и промышленных взрывах, сейсмическая защита инженерных сооружений при взрывах крайне необходима ввиду крупной масштабности современных взрывов.

Сложная волновая картина сейсмического действия взрыва при высокой энергетической характеристике сейсмических колебаний определяет необходимость их глубокого и всестороннего изучения для разработки обоснованных инженерных методов управления энергией взрыва при сейсмической защите промышленных сооружений. Необходимым условием такого изучения является определение источника сейсмических колебаний и тех волн, которые обуславливают его максимальное разрушительное действие на различных стадиях развития взрыва.

§ 37. Механизм формирования сейсмических колебаний

Современные представления об источнике сейсмических колебаний как сферическом симметричном излучателе, генерирующем только волну сжатия — растяжения, могут быть в значительной степени расширены, если учесть, что при волновом движении среды каждая ее колеблющаяся точка может рассматриваться как источник колебаний в соседних точках. Следовательно, источником колебаний может быть не только граница упругой зоны, но и все те границы сфер разрушения, которые формируются в среде при прохождении по ней волн сжатия и растяжения.

Такое представление об источнике сейсмических колебаний является дальнейшим развитием работ [42, 38, 40], которыми

установлено, что взрыв заряда вблизи открытой поверхности следует рассматривать как двухстадийный источник колебаний, на первой стадии которого происходит обычное формирование полости и излучение продольной волны со скоростью C_p , а на второй — куполообразное поднятие грунта в эпицентре взрыва и генерирование поверхностной волны со скоростью C_R , волн растяжения и сдвига. Вместе с тем при прохождении прямых волн сжатия и отраженных волн растяжения, вызывающих разрушение среды, могут формироваться новые источники колебаний, генерирующие волны различных типов.

Для доказательства этого положения выполнены экспериментальные исследования сейсмического действия взрывов одиночных зарядов ВВ массой от 2,5 до 20 кг в лёссах [30]. В качестве исходной модели исследований приняты следующие положения: 1. Источник сейсмических колебаний может быть представлен как цепь последовательно вводимых в действие источников, генерирующих волны различных типов. 2. Волны различных типов, излучаемые одним и тем же источником, характеризуются постоянным периодом колебаний, а волны одного и того же типа, генерируемые различными источниками, характеризуются присущей только им скоростью распространения и градиентом поглощения.

3. Волны, возникающие на различных стадиях процесса разрушения горных пород взрывом, независимо распространяясь, накладываются одна на другую, в связи с чем сейсмограмма представляет собой наложенные друг на друга по принципу суперпозиции колебания.

Рассмотрение волновой картины сейсмических колебаний как следствия многостадийности их источника позволяет по наблюдаемым волнам устанавливать источник их возникновения, либо по известному источнику заранее прогнозировать параметры генерируемых волн. Как первое, так и второе весьма важно в оценке различных параметров сейсмического действия взрыва в горных породах.

Одним из основных признаков волн различного типа, определяющих единую физическую природу их источника, является идентичность периода их колебаний, независимо от типа волны. Поэтому, если каждый из последовательно вводимых в действие источников генерирует продольные и поперечные волны, то, несмотря на отличие их скоростей и градиентов поглощений, общим для данных волн будет один и тот же период колебаний. Следовательно, при построении годографов таких волн их различные фазы, принадлежащие одной и той же волне, должны изображаться, ввиду идентичности периода колебаний и скоростей, сериями параллельных прямых; в то же время при построении зависимостей по затуханию амплитуды колебаний с расстоянием точки, соответствующие одной и той же волне в разных фазах, должны ложиться на одну и ту же прямую, вследствие идентичности градиента поглощения.

Отмеченные особенности волновой характеристики среды и источника колебаний на различных стадиях развития взрыва определяют необходимость существенного изменения методики расшифровки сейсмограмм.

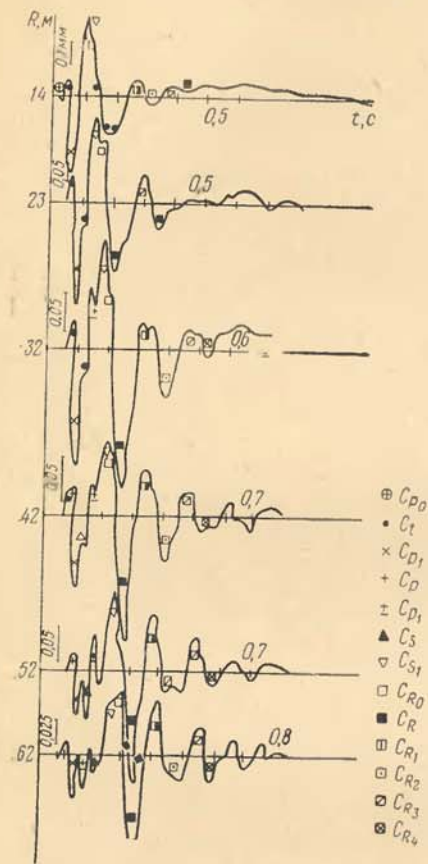


Рис. 67. Сейсмограмма колебаний грунта на различных расстояниях от взрыва в лёссе (заряд ВВ массой 9 кг на глубине 7 м), выделенные фазы принадлежат волнам указанных типов

стотной характеристикой, продолжают до пересечения в одной общей точке, координаты которой и определяют место положения данного источника колебаний (рис. 69).

Рассмотренные теоретические положения доказаны практически при проведении экспериментальных взрывов в лёссах зарядов ВВ массой от 2,5 до 20 кг при переменной глубине их заложения. На первой стадии экспериментов по изучаемому сейсмическому профилю в качестве базовых были выделены по частоте,

расшифровки сейсмограмм. (рис. 67). В настоящее время значительная часть сейсмограмм остается не расшифрованной в связи с тем, что малые пики на них относятся к результату интерференции волн, а слабые первые вступления связывают обычно с дефектами аппаратуры. Необходимым условием реализации представления о многостадийном источнике сейсмических колебаний является рассмотрение в процессе расшифровки сейсмограмм любого их «пика», неровностей на плавных волновых кривых, аperiodических записей, которые являются не следствием погрешности аппаратуры, а признаками наложения различных волн. В связи с этим сейсмограммы должны рассматриваться как запись независимо наложенных один на другой волновых процессов. Принадлежность волновых фаз одной и той же волне контролируется построением годографа (рис. 68). Координаты источника колебаний различных волн при этом могут быть определены графоаналитическим методом. Для этого амплитудные прямые различных волн, генерируемые одним и тем же источником, что определяется их единой частотной характеристикой, продолжают до пересечения в одной общей точке, координаты которой и определяют место положения данного источника колебаний (рис. 69).

скорости распространения и характеру затухания продольные и поперечные волны. Анализ полученных сейсмограмм (см. рис. 67) свидетельствует о существенном изменении с расстоянием частоты колебаний и амплитуды первого вступления, что позволяет предположить принадлежность первого вступления на различных расстояниях от центра взрыва волнам различного типа.

Первым на вертикальной составляющей z регистрируется колебание в виде одиночного отрицательного импульса (см. рис. 67) с частотой около 30 Гц, затухающее обратно пропорционально квадрату расстояния, что характерно для базовых продольных

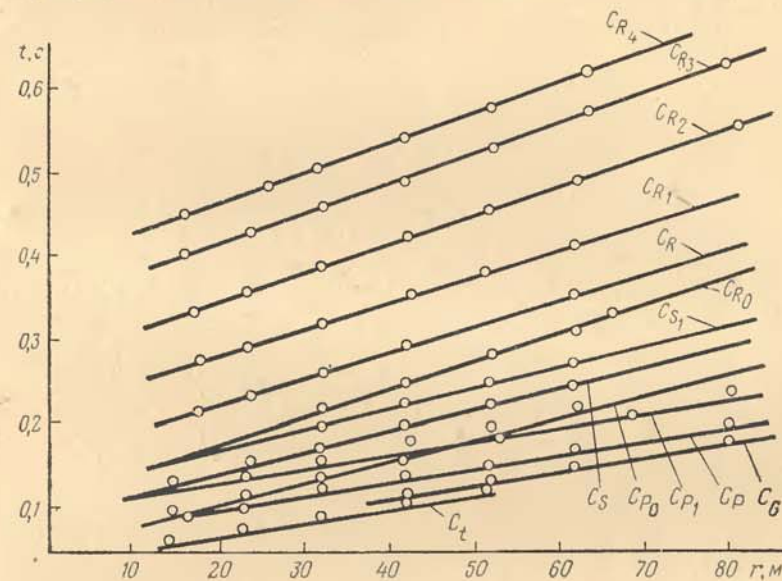


Рис. 68. Годограф волн при взрыве в лёссах (заряд ВВ массой 9 кг на глубине 7 м)

волн. Скорость распространения первого вступления (рис. 67) близка к скорости распространения этих волн, но частота колебаний превосходит частоту колебаний продольной волны. Высокочастотную продольную волну, наблюдаемую в первых вступлениях, обычно отождествляют с волной сжатия [42]. Однако последняя записывается в виде положительного импульса, тогда как зарегистрированный импульс отрицателен. Обнаруженное колебание не может быть объяснено и явлениями откола в приповерхностном слое среды, поскольку колебания, вызываемые отколом, регистрируются на сейсмограмме в виде повторного импульса и имеют одинаковую с продольной волной полярность вступления на вертикальной составляющей. Таким образом, зарегистрированный в первом вступлении в непосредственной близости от эпицентра взрыва на расстоянии порядка $(2-8) \sqrt[3]{Q}$

отрицательный одиночный импульс может быть назван высокочастотной продольной волной, распространяющейся со скоростью C_{p_0} .

С расстояний более $(8 \div 10) \sqrt[3]{Q}$ (свыше 20—25 м) первым на сейсмограмме регистрируется колебание в виде одиночного положительного импульса с частотой около 30 Гц, распространяющееся со скоростью продольной волны и затухающее обратно пропорционально расстоянию. Частота колебаний в исследуемой волне несколько превышает частоту колебаний в продольной волне. Эта волна, распространяющаяся со скоростью звука и линейно затухающая с расстоянием, по своей физической природе может быть связана с линейно протяженным источником, например, в виде радиальных трещин, а поэтому может быть названа волной трещинного типа, распространяющейся со скоростью C_t . Характерно, что высокочастотные и радиальные волны и волны трещинного типа имеют одинаковый период колебаний, что является одним из основных признаков, определяющих общую физическую природу их источника. При взрывах на выброс этих волн не наблюдается.

С расстояний более $(14 \div 16) \sqrt[3]{Q}$ (свыше 32 м) на волну трещинного типа начинает накладываться выявленная ранее базовая продольная волна, которая с расстояний более $20 \sqrt[3]{Q}$ (свыше 42 м) уже регистрируется в первых вступлениях в чистом виде, без наложений. Для этой волны характерны скорость продольной волны C_p , частота 20—25 Гц и затухание обратно пропорционально квадрату расстояния.

Второму положительному вступлению на сейсмограмме, зарегистрированному лишь в области $R = (2 \div 8) \sqrt[3]{Q}$ (т. е. до 14 м), соответствует еще одна фаза продольной волны. Значительное по амплитуде второе вступление фиксируется в виде отрицательного импульса и аналогично по скорости его распространения, закону затухания и частоте (20 Гц) волнам продольного типа, но не может быть отнесено к ним, так как противоположно продольной волне по фазе и в 2—3 раза превышает ее по амплитуде.

При взрывах в горных породах вблизи открытой поверхности формируются зоны растягивающих и сдвиговых деформаций, генерирующие волны с растягивающими напряжениями и первоначальным смещением частиц в сторону взрыва (см. рис. 2, 4). Очевидно, что исследуемая волна и является волной таких растягивающих напряжений и деформаций, а поэтому может быть названа волной растяжения, распространяющейся со скоростью C_{p_1} .

Одновременно с волной растяжения начинает фиксироваться волна сдвигового характера со скоростью C_{s_1} , которая по частоте близка к продольной волне, но существенно отличается от нее по скорости распространения (в 1,5 раза ниже) и закону затухания ($r^{-1,4}$). Наряду с волной сдвигового характера на сейсмограмме одновременно фиксируется дополнительное колебание

в виде отрицательного импульса, для которого свойственны те же частота, скорость распространения и закон затухания, что и для этой волны, но по амплитуде это колебание ложится между амплитудными зависимостями прямых продольных и поверхностных волн, что на основании сдвигового характера напряжений, дает возможность отнести его к поперечной волне, распространяющейся со скоростью C_s (см. рис. 68).

Следующее положительное вступление на сейсмограмме связано с прохождением поверхностной волны, характеризуемой линейным законом затухания и скоростью распространения почти вдвое ниже скорости продольной волны.

Существенной особенностью волновой характеристики взрыва является ее зависимость от глубины заложения зарядов. Так, при взрывах на выброс, рыхление и вспучивание, когда заряды максимально приближены к открытой поверхности, на сейсмограмме четко фиксируются пластические волны, особенностью которых является наименьшая из наблюдаемых скорость распространения, наиболее высокое затухание с показателем $n = 4$ и повышение частоты колебаний с расстоянием до частоты упругих волн. Скорость пластических волн можно обозначить C_{G1} .

По мере увеличения глубины заложения заряда на сейсмограмме наблюдается типичный переход волны пластической к волне упруго-пластической, характеризуемой более высокой скоростью C_G и частотой колебаний при равном с пластической волной законе затухания.

Таким образом, в зависимости от глубины заложения зарядов и их действия (камуфлет, неполный камуфлет, выброс) на сейсмограмме могут преобладать упругие, упруго-пластические или пластические волны, возникновение которых связано с тем, что каждая зона действия взрыва одновременно является и источником сейсмических колебаний.

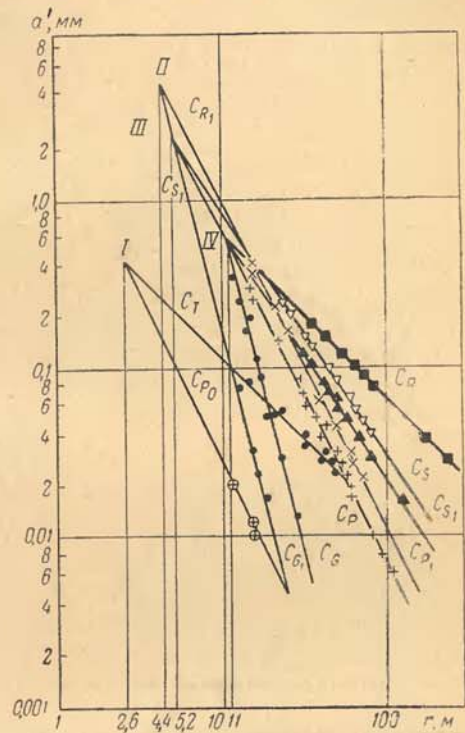


Рис. 69. Изменение амплитуды смещения в волнах различного типа в зависимости от расстояния при взрывах в лёссах

Следовательно, взрыв правомерно рассматривать как цепь последовательно вводимых в действие источников колебаний, каждый из которых способен генерировать волны различных типов, распространяющихся в соответствии с принципом суперпозиции. Этот вывод чрезвычайно важен для правильной расшифровки сейсмограмм и определения тех волн, от действия которых необходимо в первую очередь защищать инженерные сооружения.

Обработка сейсмометрических данных по исследованию взрыва зарядов массой 9 кг в лёссах на глубине 7 м в соответствии с приведенной выше методикой позволила выделить в координатах «амплитуда — расстояние» высокочастотную продольную волну, волну трещинного типа, пластическую волну, упруго-пластическую волну, продольные волны сжатия и растяжения, поперечные волны; поверхностную волну (см. рис. 69). Продолжив амплитудные прямые указанных волн до их взаимного пересечения, получим, что в формировании указанных волн принимают участие, по крайней мере, четыре источника колебаний I, II, III и IV, располагаемые соответственно на расстоянии 2,6; 4,4; 5,2 и 11 м.

В соответствии с энергетическим и геометрическим подобием радиус любой зоны действия взрыва может быть определен зависимостью

$$R = k \sqrt[3]{Q}. \quad (235)$$

Применительно к установленным на рис. 69 границам источников колебаний I, II, III и IV радиус их очагов должен составлять соответственно $1,2 \sqrt[3]{Q}$; $2,1 \sqrt[3]{Q}$; $2,5 \sqrt[3]{Q}$ и $5,3 \sqrt[3]{Q}$.

Для идентификации указанных источников с различными зонами действия взрыва воспользуемся результатами исследований [40] по определению характера нарушений грунта на поверхности при взрыве заряда массой 160 кг в лёссах на различной глубине. В этом случае при глубине заложения заряда 6,4 м радиус зоны дробления составил $0,74 \sqrt[3]{Q}$, а зоны радиальных трещин $1,3 \sqrt[3]{Q}$, что совпадает с положением точки пересечения амплитудной прямой волны трещинного типа с высокочастотной продольной волной. Следовательно, зона трещин (первая зона) при действии взрыва в горных породах, достаточно близко совпадающая с зоной их активного разрушения (110 а), одновременно является и первым источником сейсмических колебаний, генерирующим волны указанных типов (рис. 69, I).

Вторая зона (рис. 69, II), определяемая на пересечении амплитудных прямых волн растяжения и пластической волны, характеризуется радиусом $\approx 2 \sqrt[3]{Q}$. В этой же зоне генерируется и волна сдвигового характера. Следовательно, вторая зона, определяемая на пересечении амплитуд этих волн, может быть оценена как зона сдвиговых деформаций, где наблюдается максимальное смыкание

кольцевых и радиальных трещин. Как следствие этих разрушений, зона сдвиговых деформаций радиусом $2 \sqrt[3]{Q}$, что находится в зоне регулируемого дробления (110, б) является одновременно вторым источником сейсмических колебаний, генерирующим названные волны.

Третья зона (рис. 69, III), определяемая пересечением амплитудных прямых продольной и пластической волн, характеризуется радиусом $2,5 \sqrt[3]{Q}$ и связана главным образом с формированием зоны упругих деформаций, следствием которой является третий источник сейсмических колебаний упругих продольных волн сжатия и пластических волн. Она соответствует границе зоны регулируемого дробления (110, в).

Четвертая зона (рис. 69, IV), регистрируемая на пересечении амплитудных прямых упруго-пластической, поверхностной и сдвиговых волн, характеризуется радиусом $5,3 \sqrt[3]{Q}$. В целом координаты этой зоны определяются не только радиусом ее источника, но и глубиной заложения заряда: при приближении заряда к поверхности резко увеличивается значение поверхностных волн, а при заглублении заряда — упруго-пластических.

На основании полученных данных видно, что, если сейсмические колебания, формируемые первыми тремя источниками, затухают достаточно быстро в ближней зоне действия взрыва, то волны четвертого источника: поверхностная, поперечная и волна сдвигового характера — существуют в среде достаточно долго, определяя тем самым сейсмическую опасность действия взрыва.

Полученные данные по определению радиуса зон разрушающего действия взрыва, являющихся одновременно источником сейсмических колебаний, были проверены сопоставлением их с результатами исследований данных зон в лёссах, моренных суглинках и гранитах. Полученные данные свидетельствуют о близкой сходимости параметров выявленных зон, определенных различными методами (табл. 28). Это дает основание считать разработанный метод оценки последовательно вводимых источников сейсмических колебаний эффективным средством прогнозирования разрушающего действия взрыва в различных зонах.

Определяющая роль волновых процессов в разрушении горных пород взрывом и почти однозначная зависимость коэффициентов $k_{1, 2, 3, 4}$ в зонах дробления, трещинообразования, сдвиговых и упругих деформаций от характеристики горных пород обуславливает выражение их через единый, общий для всех пород критерий. Таким критерием является скорость распространения в среде упругих колебаний — продольных и поперечных волн, которая изменяется больше, чем показатели прочности, плотности и пластичности пород. Вся история генезиса пород, их минеральный состав, изменение его при вторичных процессах серпентизации, доломитизации, кристаллизации, увеличение или снижение пористости, влажности, давления — все эти параметры находят

Грунт	Скорость упругих волн, м/с		Плотность грунта, г/см ³	Определение зон действия взрыва	Радиусы зон действия взрыва				
	C_p	C_s			дробления	трещин	сдвиговых деформаций	упругая	приповерхностных колебаний
Лёсс	600	400	1,6	Сейсмическим методом По литературным данным Расчетом по формулам (236)–(239)	—	$1,23 \sqrt[3]{Q}$	$2,0 \sqrt[3]{Q}$	$2,5 \sqrt[3]{Q}$	$5,2 \sqrt[3]{Q}$
					$0,81 \sqrt[3]{Q}$	$1,22 \sqrt[3]{Q}$	$2,4 \sqrt[3]{Q}$	—	—
Моренный суглинок	1700	940	1,8	Сейсмическим методом По литературным данным Расчетом по формулам (236)–(239)	—	—	$3,2 \sqrt[3]{Q}$	$4,0 \sqrt[3]{Q}$	$7,0 \sqrt[3]{Q}$
					$0,7 \sqrt[3]{Q}$	$1,6 \sqrt[3]{Q}$	—	$4,5 \sqrt[3]{Q}$	—
Гранит	4400	2500	3,0	Сейсмическим методом По литературным данным Расчетом по формулам (236)–(239)	—	—	$4,7 \sqrt[3]{Q}$	$6,6 \sqrt[3]{Q}$	$8,4 \sqrt[3]{Q}$
					$0,4 \sqrt[3]{Q}$	$2,0 \sqrt[3]{Q}$	—	$4,5 \sqrt[3]{Q}$	—
					$0,7 \sqrt[3]{Q}$	$1,41 \sqrt[3]{Q}$	$4,7 \sqrt[3]{Q}$	$6,6 \sqrt[3]{Q}$	—

отражение в скорости распространения упругих колебаний, которая является своего рода эталоном информации о характере горных пород. В связи с этим зависимости радиуса зон действия взрыва и источников сейсмических колебаний от массы заряда ВВ и упругих параметров среды составят.

радиус зоны дробления

$$R_{др} = \sqrt{\frac{C_s}{C_p}} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}; \quad (236)$$

радиус зоны трещинообразования

$$R_{тр} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}; \quad (237)$$

радиус зоны наибольших сдвиговых деформаций

$$R_{сд} = \frac{\sqrt{C_s}}{10} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}; \quad (238)$$

радиус упругой зоны, за пределами которой исключено формирование остаточных деформаций среды

$$R_{уп} = \frac{\sqrt{C_p}}{10} \sqrt[3]{Q}. \quad (239)$$

Параметры зон действия взрыва, рассчитанные на основании зависимостей (236)–(239), хорошо согласуются со значениями их, полученными на основании графоаналитического метода (см. рис. 69) и литературными данными, что весьма важно для оперативных инженерных расчетов различных параметров взрывных работ.

Важным условием распространения сейсмических колебаний в реальных средах является их взаимодействие с экранирующими прослоями, выработанным пространством, горными выработками и другими пустотами. Эти условия, постоянно встречающиеся в горной практике, значительно усложняют ту волновую характеристику сейсмического действия взрыва, которая рассмотрена выше.

§ 38. Механизм распространения сейсмических волн при взаимодействии с преградой

Нарушения сплошности строения массива горных пород естественными или искусственными зонами с отличающейся от основного массива акустической жесткостью (трещины, сбросы, выработанные шахтные поля, горные выработки и т. д.) являются преградой, препятствующей распространению фронта сейсмических волн.

В качестве наиболее простого случая взаимодействия сейсмических волн с преградой в виде выработки круглого сечения может

быть рассмотрено распространение стационарной волны с напряжением σ_0 на фронте, действующим бесконечно долго в плоскости распространения. Тогда на основании общего решения уравнений плоской теории упругости [33] нормальные и касательные напряжения, возникающие на контуре выработки в массиве, могут быть представлены соответственно как

$$\begin{aligned}\sigma_R &= \frac{\sigma_0}{2} \left(1 - \frac{r^2}{r_i^2}\right) + \frac{\sigma_0}{2} \left(1 - \frac{4r^2}{r_i^2} + \frac{3r^4}{r_i^4}\right) \cos 2\alpha; \\ \sigma_\tau &= \frac{\sigma_0}{2} \left(1 + \frac{r^2}{r_i^2}\right) - \frac{\sigma_0}{2} \left(1 + \frac{3r^4}{r_i^4}\right) \cos 2\alpha,\end{aligned}\quad (240)$$

где r — радиус контура выработки; r_i — текущий радиус распространения волны; α — угол распространения фронта волны к горизонтальной оси.

На контуре выработки при $r_i = r$

$$\sigma_R = 0; \quad \sigma_\tau = \sigma_0(1 - 2 \cos 2\alpha).$$

При условии, что $\cos 2\alpha = -1$, т. е. $\alpha = \pm \pi/2$

$$\sigma_\tau = 3\sigma_0.$$

Следовательно, напряжение на контуре выработки может достигать утроенного значения растягивающих напряжений на фронте волны, что само по себе достаточно опасно для сохранности выработок при воздействии на них распространяющейся сейсмической волны.

Смещения на фронте волны в результате действия нормальных и касательных напряжений [33] могут быть представлены как:

$$\begin{aligned}s_R &= \frac{\sigma_0}{8G_{rl}} \left\{ (x-1) + 2 \frac{r^2}{r_i^2} + 2 \left[\frac{r^2}{r_i^2} (x+1) + 1 - \frac{r^4}{r_i^4} \right] \cos 2\alpha \right\}; \\ s_\tau &= - \frac{\sigma_0}{4G_{rl}} \left[\frac{r^2}{r_i^2} (x-1) + 1 + \frac{r^4}{r_i^4} \right] \sin 2\alpha,\end{aligned}\quad (241)$$

где $x = 3 - 4\mu$.

Если выработка, на контуре которой распространяется стационарная волна, заполнена некоторым материалом, а трение между стенкой выработки и материалом отсутствует, то напряжения на текущем радиусе r_i в контуре выработки могут быть представлены как

$$\begin{aligned}\sigma_R &= \frac{\sigma_0}{2} \left[1 + \frac{(x-1)}{2} \frac{r^2}{r_i^2} + \left(1 + \frac{8}{3x+1} \frac{r^2}{r_i^2} + \frac{3(x-1)}{3x+1} \frac{r^4}{r_i^4} \right) \cos 2\alpha \right]; \\ \sigma_\tau &= \frac{\sigma_0}{2} \left[1 + \frac{(x-1)}{2} \frac{r^2}{r_i^2} - \left(1 + \frac{3(x-1)}{3x+1} \frac{r^4}{r_i^4} \right) \cos 2\alpha \right],\end{aligned}\quad (242)$$

а смещения:

$$\begin{aligned}s_R &= \frac{\sigma_0}{8G_{rl}} \left\{ (x-1) + \frac{2(x-1)}{2} \frac{r^2}{r_i^2} - \right. \\ &\quad \left. - \left[\frac{4(x+1)}{3x+1} \frac{r^2}{r_i^2} + \frac{2(x-1)}{3x+1} \frac{r^4}{r_i^4} - 2 \right] \cos 2\alpha \right\}; \\ s_\tau &= - \frac{\sigma_0}{8G_{rl}} \left\{ \frac{4(x-1)}{3x+1} \frac{r^2}{r_i^2} + \frac{2(x-1)}{3x+1} \frac{r^4}{r_i^4} - 2 \right\} \sin 2\alpha.\end{aligned}\quad (243)$$

При $r = r_i$ радиальные напряжения и смещения на контуре выработки равны 0. Если учесть, что коэффициент Пуассона для упругих сред составляет 0,25, то на контуре выработки, заполненной материалом, для условий $\cos 2\alpha = -1$ нормальные растягивающие напряжения составят $3/28 \sigma_0$ и касательные $17/28 \sigma_0$; при $\cos 2\alpha = +1,0$ нормальные растягивающие напряжения составят $39/28 \sigma_0$, а касательные $1/4 \sigma_0$. Следовательно, при проведении взрыва вне выработки с падением фронта волны на ее внешний контур сохранение выработки от сейсмического действия взрыва более затруднительно, чем в том случае, когда волна распространяется от центра выработки к ее контуру, так как при внешнем воздействии волны растягивающие напряжения, наиболее опасные для горных пород, значительно выше, чем в том случае, когда волны действуют внутри выработки. В обоих случаях следует ожидать появления продольных трещин по контуру выработок ввиду действия значительных касательных напряжений, особенно при $\cos 2\alpha = -1,0$.

Таким образом, применение плоской теории упругости в статической постановке задачи о взаимодействии контура выработки со стационарным фронтом волны позволяет ориентировочно оценивать те напряжения и деформации, которые могут возникать как на контуре выработки, так и в массиве пород.

Взаимодействие волн с преградой значительно усложняется, когда действующее напряжение характеризуется определенным временем приложения, а сама преграда является источником вторичных волн, усиливающим или ослабляющим первичные волны. В этом случае, если на преграду объемом $V_0 (\sqrt[3]{V_0} \ll \lambda)$, заполненную средой с плотностью ρ_0 , действует плоская продольная гармоническая волна с амплитудой s_0 и частотой f_0 , при движении ее в окружающей среде с плотностью ρ_1 каждый элемент ее будет обладать некоторой энергией $\rho_1 s_1$. Поскольку преграда имеет иную плотность, то равномерное распределение энергии будет нарушаться, создавая источник вторичной волны с энергией $(\rho_1 - \rho_0) s_1 V_0$. Если начало координат поместить в центре

преграды диаметром d_n и длиной L_n , то смещение на фронте вторичной волны может быть определено как

$$s_2 = \frac{f_0(\rho_1 - \rho_0) V_0 s_0 e^{if\left(t - \frac{r}{C_p}\right)} \cos(z, r)}{4\pi \rho_0 r C_p^2} \quad (244)$$

Так как для гармонической волны $f_0^2/C_p^2 = 4\pi/\lambda^2$, то s_2 обратно пропорционально квадрату длины волны λ . В условиях неограниченной среды, когда $\Delta\rho = 0$, преграда будет заметно нарушать поле волны, когда d_n соизмеримо с λ . Если взрыв производится в непосредственной близости от преграды, у которой $d_n/L_n \gg 1$ и $\lambda/d_n \approx 1$, то за преградой будут формироваться области тени, полутени и света [7].

В физическом отношении область тени характеризуется наличием смещения дифрагированных волн, которые начинаются в точках касания преграды падающей волной, а затем распространяются вдоль по поверхности преграды, испуская по касательным линиям к преграде продольные и под углом α^* — поперечные дифрагированные волны. В области света решение для продольных и поперечных волн может быть найдено как сумма смещений

на фронте падающей волны s_0 , смещений в волнах, отраженных по законам акустики s_{Rp} и s_{Rs} и смещений в дифрагированных волнах s_{gp} и s_{gs} (индексы p и s относятся соответственно к продольным и поперечным волнам). Решение же в области полутени связывает между собой параметры волн в области тени и света.

Рассмотрим для этих условий изменение фронта сейсмических колебаний на контуре горной выработки, имеющей цилиндрическую или сферическую форму. Условиями решения задачи предусматривается, что в одной из двух сред, имеющих соответственно скорость волн C_1 и C_2 в момент времени $t = 0$ на расстоянии $R > r$ от границы преграды (где r — радиус выработки или преграды) включается некоторый источник интенсивностью P , являющийся функцией времени t . В этом случае при цилиндрической симметрии преграды с началом координат в ее центре на границу ее падают волны под углами, несколько меньшими предельных, распространяющиеся далее внутри преграды по контурам вписанных многоугольников со сколь угодно малыми сторонами

(рис. 70). Такие волны внутри среды, в которой помещен источник, создают множество волн, отражающихся от границы преграды, а в преграде — соответственно множество преломленных волн, которые, интерферируя, создают некоторое возмущение перед фронтом падающей волны. Это возмущение, распространяющееся перед фронтом отраженной волны, обычно называют головной волной, интенсивность которой достаточно хорошо изучена в слоистых средах [7]. Выделение отдельных типов волн при их взаимодействии с цилиндрической преградой и количественная оценка их параметров — довольно сложная задача, решаемая главным образом экспериментально.

В данном случае важно рассмотреть общие качественные зависимости изменения волн на преграде. Такие зависимости представляются наиболее сложными для сферической границы раздела сред. Допустим, как и в случае цилиндрической симметрии (244), что на некотором расстоянии R от начала координат, находящегося в центре преграды с внешней границей r , возбуждается источник сейсмических колебаний, так что $R/r > 1$ и $C_1/C_2 > 1$. В этом случае при $C_2/C_1 < 1 < R/r$ область дифракции захватывает частично обе среды перед границей преграды и за ней. Граница дифракционной зоны в первой среде идет по огибающим локсманским TQ (рис. 71), а во второй среде по SQ . Первая область реализуется в том случае, когда $R/r \gg 1$, а вторая при $R/r \approx 1$. Фокусировка параксиальных лучей в этой задаче может наблюдаться как во внешней, так и во внутренней средах.

При $C_2/C_1 < 1/2$ и произвольном R/r параксиальные лучи фокусируются в точке

$$R_{i_1} = \frac{RC_2}{C_1(R-r) - RC_2} r, \text{ м} \quad (245)$$

первой среды. Если же $R/r < 1/2 \cdot C_1/(C_1 - C_2)$, то фокусировка может иметь место в точке

$$R_{i_2} = \frac{RC_1}{rC_1 - 2R(C_1 - C_2)} r, \text{ м} \quad (246)$$

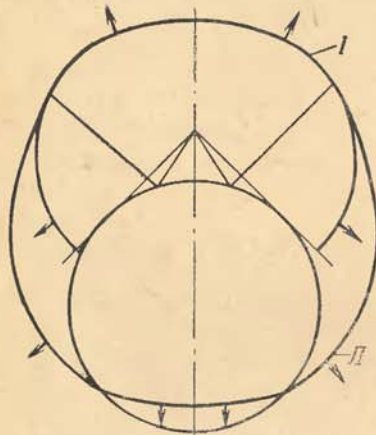


Рис. 70. Изменение фронта сейсмической волны на цилиндрической границе раздела:
I — падающая волна; II — головная волна

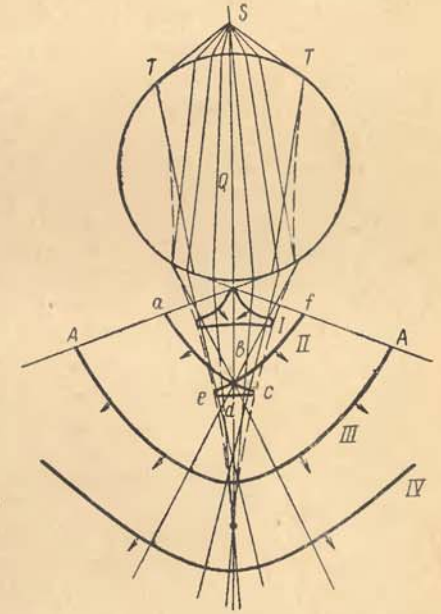


Рис. 71. Распространение нестационарной волны в однородной изотропной среде при двойном переходе через сферическую поверхность раздела сред

второй среды (см. рис. 71). При этом линии *I, II, III, IV* изображают волновые фронты в различные моменты времени.

Полученные зависимости позволяют прогнозировать возможные точки фокусировки волн, усиливающих сейсмическое действие взрыва. Так, например, при взрыве заряда ВВ на расстоянии 20 м от центра выработки диаметром 3,5 м ($r = 1,75$ м) в среде, характеризующейся скоростью продольной волны 4000 м/с, при заполнении выработки воздухом, скорость звука в котором составляет 340 м/с при температуре 15° С, получаем, что фокусирование волн в первой среде произойдет на расстоянии $R_f = 0,1 r$ от границы выработки, что может привести к ее разрушению вследствие усиления в точке фокусирования действующих напряжений и деформаций. Поскольку при этом $R/r \gg 1/2 \cdot C_1/(C_1 - C_2)$, то фокусировки во второй среде не происходит, выражение (246) характеризуется мнимой величиной. При условии заполнения выработки или любой другой преграды средой со скоростью волны, отличной от скорости звука в воздухе, точка фокусировки перемещается от границы преграды к источнику возмущения. Так, например, при заполнении выработки водой (скорость звука в ней 1470 м/с) фокусирование волн в первой среде произойдет на расстоянии $0,62 r$ от границы выработки, что уже значительно безопасней с точки зрения ее разрушения.

При достаточно близком расположении источника возмущения к преграде (выработке) или существенном повышении радиуса выработки (преграды) так, что $R/r \ll 1/2 \cdot C_1/(C_1 - C_2)$ возможно фокусирование волн в выработке, что может привести к формированию здесь дополнительного источника воздушных ударных волн.

Качественный анализ уравнений, характеризующих условия взаимодействия падающих и отраженных на границе раздела сред волн, показывает, что: если время распространения возмущения от источника колебаний до границы преграды с радиусом r по оси SS' (см. рис. 71) превышает время распространения возмущения до этой же границы по крайним лучам, падающим на нее по касательным, то на участке фронта волна edc возмущение, резко увеличиваясь, терпит скачок, что представляет опасность в сейсмическом действии взрыва, а на участках abc и ebf — логарифмический разрыв, формируя волну разгрузки. Все это чрезвычайно усложняет оценку сейсмического действия взрыва, затрудняя ее численное решение. Рассмотренная картина изменения фронта волны соответствует лишь однократному отражению. При большем числе взаимодействий волновое поле за преградой даже в условиях идеально-упругой, изотропной среды при точечном источнике возмущения носит еще более сложный характер. Для условий упруго-пластических сред и сферических или цилиндрических источников возмущения решение задачи усложняется еще более.

В соответствии с рассмотренной выше общей методикой реше-

ния задач о распространении взрывных волн в упруго-пластических средах в координатах Лагранжа «масса — время» h_m — (см. § 8) задача о взаимодействии волны с упруго-пластической преградой может быть решена при условии линейно-упругого поведения горных пород в массиве, прилегающем к преграде, что соответствует реальному действию сейсмических волн в упругой зоне.

Пусть в начальном сечении среды (когда $h_m = 0$) давление изменяется по закону

$$P_i = P_n \left[1 - \left(1 - \frac{t}{\tau} \right)^2 \right], \text{ кгс/см}^2. \quad (247)$$

Волна начинает распространяться в среде с акустической жесткостью $\bar{A}_1 = \rho_1 C_{p1}$. Решение в любой точке волнового поля согласно формулам (48)–(52) определяется двумя функциями:

$$\begin{aligned} P + \bar{A}u &= 2F_{i_1}(h_m - \bar{A}t_i); \\ P - \bar{A}u &= 2F_{i_2}(h_m + \bar{A}t_i). \end{aligned} \quad (248)$$

Условия на фронте волны сводятся к непрерывности этих функций при переходе через фронт. Непрерывность функции зависит от направления движения волны. Тогда при подходе волны к границе раздела сред с акустической жесткостью \bar{A}_1 и \bar{A}_2 возникают две волны: проходящая (преломленная), движущаяся по второй среде в том же направлении, что и падающая (область 3 на рис. 72), и отраженная, движущаяся в обратном направлении (область 2). Характер отраженной и преломленной волн зависит прежде всего от параметров падающей волны и свойств среды.

При условии, что на линии $h_m = \bar{A}_1 t$ первой среды выполняется соотношение $P = \bar{A}_1 u$ и в сечении $h_m = 0$ давление задано уравнением (247), давление и скорость на фронте падающей волны в области 1 могут быть определены как:

$$\left. \begin{aligned} P_1 &= P_n \left[1 - \left(1 + \frac{h_m - \bar{A}_1 t}{\bar{A}_1 t} \right)^2 \right], \text{ кгс/см}^2; \\ u_1 &= \frac{P_n}{\bar{A}_1} \left[1 - \left(1 + \frac{h_m - \bar{A}_1 t}{\bar{A}_1 t} \right)^2 \right], \text{ см/с.} \end{aligned} \right\} \quad (249)$$

Из уравнения (249) видно, что в области 1 при $h_m = 0$ давление и скорость на фронте волны имеют максимальное значение, а

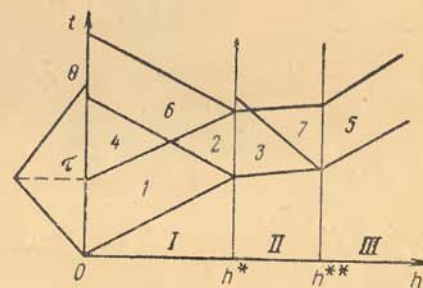


Рис. 72. Распространение упруго-пластических волн в системе координат «масса — время» в среде с двойной границей раздела $h^{**} - h^*$

затем постепенно падают и при $h_m = \bar{A}_1 t$ равны нулю. Для определения параметров отраженной волны в области 2 и преломленной волны в области 3 можно воспользоваться условием, что на границе раздела сред функции (248) не должны терпеть разрыва. Тогда решение в области действия отраженной волны (область 2) на границе раздела сред в сечении h_m^* с акустической жесткостью \bar{A}_1 и \bar{A}_2 запишется:

$$\left. \begin{aligned} P_2 &= P_H \left[1 - \left(1 + \frac{h_m - \bar{A}_1 t}{\bar{A}_1 \tau} \right)^2 \right] + \\ &+ \frac{\bar{A}_2 - \bar{A}_1}{\bar{A}_2 + \bar{A}_1} P_H \left[1 - \left(1 + \frac{2h_m^* - h_m - \bar{A}_1 t}{\bar{A}_1 \tau} \right)^2 \right], \text{ кгс/см}^2; \\ u_2 &= \frac{P_H}{\bar{A}_1} \left\{ \left[1 - \left(1 + \frac{h_m - \bar{A}_1 t}{\bar{A}_1 \tau} \right)^2 \right] + \right. \\ &\left. + \frac{\bar{A}_2 - \bar{A}_1}{\bar{A}_2 + \bar{A}_1} \left[1 - \left(1 + \frac{2h_m^* - h_m - \bar{A}_1 t}{\bar{A}_1 \tau} \right)^2 \right] \right\}, \text{ см/с}, \end{aligned} \right\} (250)$$

а в области 3 для преломленной волны:

$$\left. \begin{aligned} P_3 &= \frac{2\bar{A}_2}{\bar{A}_2 + \bar{A}_1} P_H \left\{ 1 - \left[1 + \frac{(\bar{A}_2 - \bar{A}_1) h_m^* + \bar{A}_1 (h_m - \bar{A}_2 t)}{\bar{A}_2 \bar{A}_1 \tau} \right]^2 \right\}, \text{ кгс/см}^2; \\ u_3 &= \frac{P_H}{\bar{A}_2}, \text{ см/с}. \end{aligned} \right\} (251)$$

Из тех же условий, что на границе раздела сред не должны терпеть разрыва функции (248), получим решение для волны, отраженной от внутренней границы преграды, в области 7 (см. рис. 72),

$$\left. \begin{aligned} P_7 &= \frac{4P_H h_m^*}{(\bar{A}_2 + \bar{A}_1) \tau} \left\{ 1 - \frac{h_m^*}{\bar{A}_2 \tau} - \frac{2t}{\tau} + \right. \\ &+ \frac{(\bar{A}_2 - \bar{A}_1) h_m^* [\bar{A}_2 \bar{A}_3 t + (\bar{A}_2 + \bar{A}_3)^2 h_m^*]}{\bar{A}_1 \bar{A}_2 \bar{A}_3 \tau} \left. \right\} - \\ &- \frac{P_H (h_m^* + \bar{A}_2 t)}{\bar{A}_2 \tau}, \text{ кгс/см}^2; \\ u_7 &= \frac{1}{\bar{A}_2} \left\{ 2\alpha_0 - 2\alpha_1 \bar{A}_2 t - 2 [h_m^{**2} + (\bar{A}_2 t)^2] \alpha_2 - \right. \\ &\left. - \frac{2P_H}{\bar{A}_2 \tau} (h_m^* + \bar{A}_2 t) + \frac{P_H}{\bar{A}_2^2 \tau^2} (h_m^* + \bar{A}_2 t)^2 \right\}, \text{ см/с}; \end{aligned} \right\} (252)$$

а также для волны, преломленной в среду с прежней акустической жесткостью (в частном случае) или в более общем случае с новой акустической жесткостью \bar{A}_3 в области 5 (см. рис. 72):

$$\left. \begin{aligned} P_5 &= 2\alpha_1 h_m^* + 2\alpha_1 \bar{A}_2 t + \frac{2P_H}{\bar{A}_2 \bar{A}_3 \tau} h_m^{**} [(\bar{A}_2 + \bar{A}_3)^2 t + \\ &+ (\bar{A}_3 t + \bar{A}_2 t)] - \alpha_2 \left[\frac{4\bar{A}_2 h_m^{**}}{\bar{A}_3} - 2h_m^{**} \left(\frac{2\bar{A}_2^2 h_m}{\bar{A}_3^2} + 2\bar{A}_3 t \right) + \right. \\ &+ \frac{2(\bar{A}_2 h_m)^2}{\bar{A}_3^2} + 2(\bar{A}_2 t)^2 \left. \right] - \frac{P_H}{\bar{A}_2^2 \tau^2} \left[\frac{h_m^{**} (\bar{A}_2 + \bar{A}_3)^2}{\bar{A}_3^2} + \right. \\ &+ 2h_m^{**} (\bar{A}_2 + \bar{A}_3) \left(\frac{\bar{A}_2 h_m}{\bar{A}_3^2} + \bar{A}_2 t \right) + \left. \left(\frac{\bar{A}_2 h_m}{\bar{A}_1^2} + \bar{A}_2 t \right)^2 \right], \text{ кгс/см}^2; \\ u_5 &= \frac{2}{\bar{A}_2} \alpha_0 - \frac{2\alpha_1 h_m}{\bar{A}_3} - \frac{2P_H t}{\bar{A}_3 \tau} - \frac{2\alpha_1 h_m^*}{\bar{A}_3} - \\ &- \frac{2P_H h_m^{**} (\bar{A}_2 - \bar{A}_3)}{\bar{A}_2^2 \bar{A}_3 \tau} + \frac{\alpha_2}{\bar{A}_2} \left[\frac{h_m^{**} (\bar{A}_3 - \bar{A}_2)}{\bar{A}_3} \right]^2 + \\ &+ \left(\frac{\alpha_2}{\bar{A}_2} + \frac{P_H}{\bar{A}_2^2 \tau} \right) \left[\frac{h_m^{**} (\bar{A}_2 + \bar{A}_3)}{\bar{A}_3} \right]^2 - \alpha_2 \left[\frac{2h_m^{**} (\bar{A}_3 - \bar{A}_2)}{\bar{A}_3^2} \right] \times \\ &\times (h_m - \bar{A}_2 t) + \left(\frac{P_H}{\bar{A}_2^2 \tau} + \alpha_2 \right) \left[\frac{2h_m^{**} (\bar{A}_2 + \bar{A}_3)}{\bar{A}_2^2} \right] (h_m + \bar{A}_2 t) + \\ &+ 2\alpha_2 \frac{\bar{A}_2}{\bar{A}_3^2} (h_m - \bar{A}_2 t)^2 + \frac{P_H}{\bar{A}_2 \bar{A}_3^2 t^2} (h_m - \bar{A}_3 t)^2, \text{ см/с}. \end{aligned} \right\} (253)$$

Для определения количественного влияния преграды заданной акустической жесткости на параметры сейсмической волны за преградой было проанализировано их соотношение на фронте волны в области 1 и 5. График изменения давления на фронте волны за преградой постоянной ширины при $h_m^* - h_m^* = \text{const}$, полученный при соотношениях акустической жесткости преграды и основной среды равных соответственно 2 (рис. 73, кривая 1) и 4 (рис. 73, кривая 2) показывает, что независимо от значений h , h^* , h^{**} задача экранирования сейсмических волн имеет оптимальное решение при условии

$$\frac{R}{R^{**} - R^*} \leq 18; \quad (254)$$

при максимально возможном расстоянии до преграды

$$R^*/R \leq 0,22, \quad (255)$$

где R — расстояние от взрыва до охраняемого сооружения, м; R^* — то же до внутренней границы преграды, м; R^{**} — то же до внешней границы преграды, м.

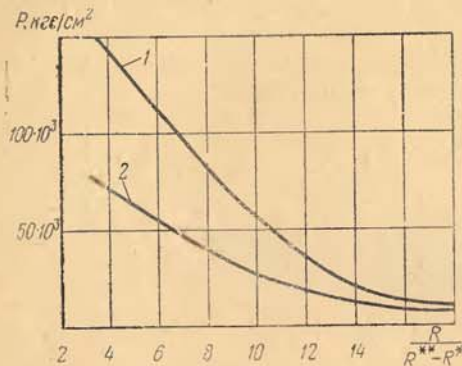


Рис. 73. Изменение давления на фронте упруго-пластической волны за преградой постоянной ширины $h^{**} - h^* = \text{const}$ в зависимости от относительного расстояния $R/R^{**} - R^*$

менее полученные качественные зависимости взаимодействия сейсмических волн на границе раздела сред могут служить теоретической основой экспериментальных исследований и организационно-технических мероприятий, реализуемых при разработке инженерных методов сейсмической защиты сооружений. Важным условием при этом является расчет технических параметров, определяющих сейсмическое действие взрыва в горных породах и устойчивость инженерных сооружений и горных пород.

Глава XI

ПАРАМЕТРЫ КОЛЕБАНИЙ ПРИ СЕЙСМИЧЕСКОМ ДЕЙСТВИИ ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Ведение взрывных работ в непосредственной близости от инженерных сооружений связано с необходимостью тщательного расчета параметров их сейсмической безопасности. Сущность этих расчетов заключается в установлении параметров сейсмических колебаний, развиваемых в массиве горных пород при взрыве заряда ВВ на различных расстояниях волнами различного типа, и тех параметров колебаний, которые допустимы для сооружений из условий их сейсмической устойчивости. В повседневной практике взрывных работ сейсмическое действие взрывов оценивают на основании «Единых правил безопасности при ведении взрывных

работ». В связи с тем, что в указанных правилах не нашли отражения волновая картина взрыва и ряд способов выполнения взрывных работ, их сейсмическое действие оценивают на основании специальных сейсмологических исследований тех параметров, которыми характеризуется взрыв заряда ВВ в массиве горных пород и устойчивость инженерных сооружений.

§ 39. Параметры сейсмических колебаний

Сейсмическое действие взрыва в горных породах оценивают амплитудой колебаний среды, скоростью и периодом колебаний. С учетом рассмотренных выше критериев подобия (229) амплитуда колебаний может быть представлена как

$$s = k_1 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^y, \text{ см.} \quad (256)$$

На небольших расстояниях от источника, где преобладает сейсмическое действие продольной волны, амплитуда колебаний убывает обратно пропорционально квадрату расстояния, а на больших расстояниях, где сейсмическое действие взрыва оценивается действием поверхностных волн, — линейно. В зависимости от характера действующих волн, сжимаемости и других свойств грунта амплитуда колебаний, учитываемая коэффициентом k_1 , изменяется в 2—3 раза, что ограничивает область использования формулы (256) в прогнозировании возможных сейсмических параметров действия взрыва.

Существенно изменяются также эмпирические коэффициенты при определении амплитуды колебаний от радиуса заряда [42]

$$s = k_2 \left(\frac{r_0}{R} \right)^2, \text{ см,} \quad (257)$$

где k_2 — коэффициент, зависящий от свойств грунта, изменяется от 15 000 до 50 000, т. е. в 3 раза.

Исследованию амплитуды смещений в зависимости от эпицентральных расстояний посвящен ряд работ [24, 35, 42]. Наиболее общей их зависимостью является выражение вида

$$[s = k_3 \sqrt[3]{Q} \left[\frac{1}{R^2} + \frac{\alpha_1}{R} + \frac{\alpha_2}{\sqrt{R}} e^{-\gamma R} \right], \text{ см,} \quad (258)$$

где $e^{-\gamma R}$ — коэффициент, учитывающий поглощение грунтом энергии поверхностных волн; α_1, α_2 — эмпирические коэффициенты, мало зависящие от свойств грунта; k_3 — коэффициент, учитывающий свойства грунта.

В американской практике широко применяют зависимость, установленную Горным департаментом

$$s = \frac{Q^{2/3}}{100} (0,07e^{-0,00143R} + 0,001), \text{ дюйм,} \quad (259)$$

где Q — масса заряда ВВ, фунт; R — расстояние, фут.

Известны и другие зависимости по оценке амплитуды колебаний, учитывающие глубину заложения зарядов, свойства неоднородных пород и скорость волн [40]. Общим для этих зависимостей является то, что они не учитывают ряд факторов, существенно влияющих на оценку конкретной сейсмической обстановки. В связи с этим использование амплитуды колебаний в качестве критерия оценки параметров сейсмической защиты различных сооружений ограничено.

Более общим критерием для этих целей является скорость колебаний среды в сейсмической волне, которая для многих типов грунтов, кроме водонасыщенных, мало зависит от геологических условий взрывных работ [24]. Между величиной скорости и разрушением экспериментально установлена прямая связь, тогда как для амплитуды и ускорения такой связи не наблюдается. Именно скорость колебаний и собственная частота колебаний гражданских и промышленных зданий и сооружений являются теми основными параметрами, которые определяют сейсмическое действие различных волн на сооружения. В связи с этим в большинстве исследований [20, 24, 27, 31, 41] скорость колебаний принята в качестве основного критерия оценки сейсмического действия взрывов.

Скорость колебаний в функции приведенной величины заряда или приведенного расстояния (229) может быть выражена как

$$u = k \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^n, \text{ см/с.} \quad (260)$$

Показатель степени n в зависимости от расстояний до взрыва колеблется от 1 до 3, отражая тем самым зависимость его не только от свойств грунта, но и от характера преобладающих сейсмических волн и расположения объектов относительно очага возбуждения колебаний. В области приведенных расстояний $R/\sqrt[3]{Q} = 150 \div 1500$, где действуют главным образом поверхностные волны, величина n обычно составляет $1,2 \pm 0,1$; в области $R/\sqrt[3]{Q} = 50 \div 150$, где действуют упруго-пластические объемные волны, величина $n \approx 1,5$ для скальных пород и $n = 1,3$ — для глин и лёссов. На меньших расстояниях в области $R/\sqrt[3]{Q} = 2 \div 5$, где распространяются пластические волны сжатия, величина n может достигать 3.

Таким образом, величина n зависит не только от условий геометрического расхождения и поглощения сейсмических волн различного типа, но и от тех потерь энергии, которые наблюдаются

при переходе объемных продольных и поперечных волн в поверхностные волны. Возрастание затухания сейсмических волн при приближении к источнику зависит от напряженно-деформированного состояния пород [1]. В области высоких напряжений и деформаций, где среда ведет себя пластически, при относительных деформациях 0,001—0,0001 величина n близка к 3, в области упруго-пластических относительных деформаций 0,0001—0,00001 величина n составляет около 1,5 и в области упругих деформаций 0,00001—0,000001 — снижается до 1,0. Следовательно, величина n при определении параметров сейсмических колебаний является следствием напряженно-деформируемого состояния пород и их сжимаемости на фронте волны.

Величину k в теории и эксперименте связывают главным образом с характером пород (табл. 29).

Таблица 29

Грунты в основании сооружений	Коэффициент k	
	средний	максимальный
Скальные и полускальные плотные, необводненные, мощность до 15 м	200	300
Песчано-глинистые, мощность более 15 м, средней обводненности (глубина уровня грунтовых вод 5—10 м)	300	450
Рыхлые водонасыщенные	450	600

Физическая сущность коэффициента k очевидна из теоретических зависимостей, предлагаемых для определения скорости колебаний грунта [36]:

$$u = 8400 \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{E\rho}} \cdot \sqrt[3]{\frac{\sigma \cdot \rho_{ВВ}}{P_{нр}}} \cdot \frac{\sqrt[3]{Q}}{R}, \text{ см/с,} \quad (261)$$

а также [24]

$$u = 7,5 \cdot 10^4 \sqrt{\frac{g}{\rho C_p \tau}} \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,5}, \text{ см/с.} \quad (262)$$

Из этих зависимостей следует, что коэффициент k зависит главным образом, от свойств среды: плотности, скорости распространения волн C_p , модуля упругости E и параметров ВВ. Вместе с тем анализ статистических данных экспериментальных взрывов, выполненных в различных условиях, показывает, что коэффициент k в определенной степени зависит от технологии взрывных работ.

Железорудные месторождения Урала, мгновенные взрывы в необводненных глинистых грунтах на скальном основании мощностью, м:	
2	258
24	476
Меднорудные карьеры Урала:	
мгновенные взрывы	180
короткозамедленные взрывы	150
Железорудные карьеры Урала:	
при взрывах железной руды	478
при взрывах породы	570
Горнорудные карьеры Казахстана, мгновенные взрывы	180
Карьеры Каракубского рудоуправления, Николаевского цементного завода, Раздольского горно-химического комбината, мгновенные взрывы	600
Гранитные карьеры промышленности строительных материалов:	
мгновенные взрывы	104
короткозамедленные взрывы	53
Взрывы на выброс:	
в глинах	240
в лёссовидных суглинках	55

Следовательно, в зависимости от характера пород и применяемой технологии взрывных работ величина коэффициента k колеблется в очень широких пределах, что определяет необходимость проведения специальных инструментальных уточнений величин k и n в конкретных горногеологических и горнотехнических условиях.

Скорость колебаний как критерий оценки сейсмического действия взрыва широко используется и в работах ряда зарубежных ученых, считающих, в частности, что величина разрушения при прохождении сейсмических волн пропорциональна освобожденной при этом кинетической энергии, которая в свою очередь пропорциональна квадрату скорости колебаний.

В отдельных работах в качестве критерия сейсмической безопасности рекомендуют использовать приведенную величину скорости колебаний u/C_p . При этом в целом отмечается, что ускорение непригодно для оценки ущерба при сейсмическом действии взрыва, так как в этом случае пересценивается вредное действие высокочастотных колебаний, которые затухают очень быстро.

Следовательно, основным критерием оценки сейсмического действия взрыва в массиве горных пород является скорость колебаний в функции приведенного расстояния или приведенной величины заряда, которая в меньшей степени, чем амплитуда колебаний, зависит от свойств грунта; она прямо пропорциональна разрушениям, возникающим при взрывах; определяет энергию сейсмических волн; позволяет полнее учитывать технологию применения взрыва в производственных условиях. При этом в большинстве случаев наибольшую опасность для производственных сооружений представляет максимальная скорость в поверхностной волне Релея, но на близких эпицентральных расстояниях

при $R \leq (25 \div 30) \sqrt[3]{Q}$ следует в большей степени учитывать скорость колебаний в продольной волне, преобладающей здесь по интенсивности.

Для оценки периода T преобладающей фазы сейсмических колебаний грунта при расстояниях до 7 км предложена формула

$$T = k_t \lg R, \text{ с.} \quad (263)$$

Большие периоды (при низкой, слабо затухающей частоте) сейсмических колебаний характерны для водонасыщенных грунтов и рыхлых пород с низким модулем объемного сжатия, тогда как для крепких пород с высоким модулем объемного сжатия характерны колебания более высокой частоты, что аналогично зависимостям (44, 46):

Характеристика пород	Значение k_t
Водонасыщенные пльвуны, торфяники	0,11—0,13
Пашосы средней прочности	0,06—0,09
Скальные породы	0,01—0,03

Связь периода колебаний с величиной заряда в настоящее время достаточно точно не установлена, она зависит как от характеристики пород, так и от типа действующих волн: если при взрывании в водонасыщенных песках период колебаний как в поверхностной, так и в продольной волне увеличивается по закону $T \approx Q^{1/6}$, то при взрывании в грунтах период колебаний в поверхностной волне повышается пропорционально $Q^{0,002}$, а в продольной волне — величине $k_t Q^{1/6}$ [40]. В результате экспериментальных исследований установлено, что период колебаний в продольной волне прямо пропорционален величине заряда $ВВ Q^{-0,2}$ (44). Примерно эти же количественные критерии получены в результате экспериментальных исследований периода сейсмических колебаний в лёссовых грунтах при взрыве зарядов $ВВ$ массой $1-1 \cdot 10^6$ кг. При этом изучение преобладающих колебаний на расстояниях 300—120 000 м [42] показало, что

$$T = 0,023Q^{0,18}, \text{ с.} \quad (264)$$

Таким образом, в качестве основных параметров оценки сейсмического действия взрыва в горных породах следует принимать скорость и период колебаний на фронте волны в функции приведенной массы заряда или приведенного расстояния.

§ 40. Скорость колебаний зданий и сооружений при сейсмическом действии взрыва

Общепринятым критерием оценки сейсмического действия взрывов в СССР является допустимая скорость колебаний в преобладающей по интенсивности волне. В США и ряде других стран (Швеция, Канада) критерием сейсмической безопасности служит уровень допустимой энергии сейсмической волны. Совместные расчеты по данным критериям показывают, что их количественные параметры принципиально не отличаются. Если в СССР допустимая

скорость колебаний для гражданских и промышленных сооружений находится в пределах 1—12 см/с, то безопасный уровень сейсмической энергии, принятый за критерий в США, предусматривает допустимую скорость колебаний в пределах 3—12 см/с.

Анализ результатов экспериментальных исследований [27] составляющих колебаний по осям X , Y , Z в скальных породах показывает, что в области расстояний $R \leq 6 \sqrt[3]{Q}$, где преобладающей по интенсивности является продольная волна, основная энергия сейсмических колебаний (до 100%) связана с горизонтальной составляющей скорости колебаний u_x этой волны; в области $6 \sqrt[3]{Q} \leq R \leq 30 \sqrt[3]{Q}$, где наблюдается переход преобладающих колебаний от продольной к поверхностной волне, удельный вес горизонтальной составляющей снижается с 90 до 35% и в области $R > 30 \sqrt[3]{Q}$, где преобладают поверхностные волны, составляющие скорости колебаний распределяются по осям X , Y , Z примерно равнозначно. Таким образом, в наиболее опасной области сейсмических колебаний при $R \leq 30 \sqrt[3]{Q}$, представляющей для производственных условий наибольший интерес, максимум сейсмической энергии связан с горизонтальными составляющими колебаний в продольной волне, тогда как вертикальные и поперечные колебания быстро затухают. Это дает основание в скальных породах оценивать сейсмическое действие взрыва на здания и сооружения по допустимой скорости колебаний одной горизонтальной составляющей продольной волны, несущей в области $R \leq 30 \sqrt[3]{Q}$ около 80% сейсмической энергии. Допустимой скоростью колебаний называется такая скорость, при которой сохранение зданий или сооружений полностью гарантировано, а возможные локальные деформации не превысят прогнозируемые. Наряду с допустимой скоростью u_0 , для решения некоторых практических задач необходимо введение предельной скорости колебаний $u_{пр}$, соответствующей граничным условиям сохранности зданий или сооружений. При возбуждении в массиве пород скорости колебаний выше допустимой сохранность зданий или сооружений носит вероятностный характер, реализация которого оценивается конструктивными особенностями здания и его ответственностью. Тогда критической скоростью колебаний может быть названа такая предельно допустимая скорость, выше которой сохранность зданий или сооружений реализуется с вероятностью менее 0,5.

Вероятность сохранности зданий или сооружений в зависимости от допустимой скорости колебаний и фактически реализуемой u_i в процессе сейсмического действия взрыва может быть оценена как

$$P = e^{-0,01e \left(\frac{u_i}{u_0}\right)^2} \quad (265)$$

Предельно допустимая скорость может быть принята в 2 раза выше допустимой. Тогда, если при допустимой скорости вероятность сохранности зданий и сооружений близка 1, то при предельной скорости, превышающей допустимую в 2 раза, вероятность составляет 0,58, а при скорости колебаний, превышающей допустимую в 3 раза, вероятность сохранности зданий или сооружений близка 0 (рис. 74). Ведение взрывных работ возможно лишь при допустимых скоростях колебаний и только в отдельных случаях, при аварийных ситуациях, можно допускать однократное производство взрывных работ при предельной скорости колебаний. При этом в каждом случае ситуация должна оцениваться с учетом экономических факторов восстановления зданий или сооружений.

Допустимые и предельные скорости колебаний для гражданских и промышленных зданий и сооружений можно определять на основании специальной шкалы, разработанной для оценки последствий землетрясений, но применимой с известным коэффициентом надежности и для оценки последствий взрывов. Эта шкала имеет XII баллов. Наиболее важная для практики часть этой шкалы от VI до IX баллов утверждена в качестве стандарта СССР (ГОСТ 6249—52). Сейсмические колебания в области от I до V баллов не причиняют вреда сооружениям, а большие — от X до XII не допустимы по техническим условиям. Эта шкала (табл. 30) учитывает характер сотрясений, допустимую и предельную скорость колебаний и возможные в этих условиях нарушения зданий и сооружений. Из приведенных данных видно, что для обеспечения полной безопасности сооружений допустимые колебания должны быть снижены на один балл, поэтому рекомендуется принимать: для ветхих зданий IV балла, для зданий, имеющих деформацию, V баллов и зданий, находящихся в удовлетворительном состоянии, VI баллов.

Допустимая скорость колебаний зависит от назначения и состояния зданий и сооружений того или иного класса. В соответствии со СНИП II—А.3—62 и СНИП II—А.12—69 промышленные здания и сооружения могут быть подразделены [20] на IV класса*; I класс — особо ответственные здания и сооружения общесоюзного и республиканского значений, исторические и архитектурные

* Отнесение зданий и сооружений к I классу особо ответственных зданий утверждается Госстроем СССР или союзных республик.

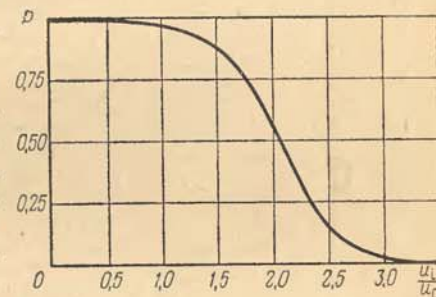


Рис. 74. Вероятность сохранности зданий и сооружений в зависимости от отношения фактической скорости их колебаний к допустимой

Таблица 30

Баллы	Характеристика колебаний и вызываемых ими нарушений	Скорость колебаний, см/с	
		допустимая	предельная
I	Колебания отмечаются только приборами . . .	0,2	0,2
II	Колебания ощущаются в отдельных случаях при тишине	0,2	0,4
III	Колебания ощущаются некоторыми людьми или знающими о взрыве	0,4	0,8
IV	Колебания отмечаются многими людьми,дребезжание стекол	0,8	1,5
V	Осыпание побелки; повреждение штукатурки и отдельных ветхих зданий	1,5	3,0
VI	Тонкие трещины в штукатурке, повреждение зданий, имевших деформацию	3,0	6,0
VII	Повреждение зданий, находившихся в удовлетворительном состоянии; трещины в штукатурке, падение кусков штукатурки, тонкие трещины в сочленениях стенок и перекрытий; трещины в печах, трубах	6,0	12
VIII	Значительные повреждения зданий, трещины в несущих конструкциях и стенах, большие трещины в перегородках, падение печных труб, обвалы штукатурки	12	24
IX	Разрушение зданий, большие трещины в стенках, расслоение кладки, падение некоторых участков стен	24	48
X—XII	Большие разрушения и обвалы зданий	Более 24	Более 48

памятники, ведение взрывных работ вблизи которых возможно лишь в исключительных случаях; II класс — сооружения промышленного назначения большой важности: трубы, здания цехов больших размеров, копры шахт, водонапорные башни и т. п. со сроком службы 20—30 лет; здания и сооружения гражданского назначения с большим скоплением людей, жилые дома, кинотеатры, дома культуры и т. п.; III класс — сооружения промышленного и служебного назначения сравнительно небольших размеров в плане и не выше трех этажей по высоте: механические мастерские, компрессорные, бытовые комбинаты и т. п.; здания гражданского назначения с небольшим скоплением людей, жилые дома, магазины, служебные помещения и т. п.; IV класс — здания промышленного и гражданского назначения с ценными и дорогостоящими машинами и приборами, нарушение которых не угрожает жизни и здоровью людей: складские помещения, экипировочные пункты для транспорта, здания автоматизированных холодильников, компрессорных установок и т. п.

Если в группе зданий находится несколько сооружений различных классов, то допустимая скорость принимается для наиболее важных зданий и сооружений или для наиболее нарушенных из них с тем, чтобы принятая скорость была минимальна. Допустимые

скорости колебаний грунта в основаниях зданий и сооружений в зависимости от их класса представлены в табл. 31.

Таблица 31

Характеристика зданий и сооружений	Допустимая скорость колебаний грунта по классам сооружений, см/с		
	II	III	IV
Здания и сооружения промышленного или гражданского назначения с железобетонным или металлическим каркасом с навесными панелями или легким заполнителем, имеющие антисейсмические усиления. Качество строительных работ хорошее, без отклонений от расчетной схемы. Остаточных деформаций в несущих элементах, конструкциях и заполнителе не имеется	5	7	10
Здания и сооружения с железобетонным или металлическим каркасом с заполнителем, без антисейсмических усилений. Остаточных деформаций нет	2	5	7
Каркасные здания, заполнитель — кирпичная или каменная кладка, трещины в заполнителе. Новое или старое крупноблочное или кирпичное здание без антисейсмических усилителей. Качество строительных работ хорошее. Остаточных деформаций не имеется	1,5	3	5
Каркасные здания, имеющие значительные нарушения в заполнителе и трещины в каркасе. Новое или старое здание из кирпича или крупных блоков, имеющее отдельные небольшие трещины в несущих стенах и перегородках	1	2	3
Старое или новое здание каркасного типа, имеющее трещины в каркасе, нарушения связей между отдельными элементами. Кирпичное или крупноблочное здание с несущими стенами, имеющими значительные нарушения в виде косых трещин, трещин в углах и т. п.	0,5	1	2
Нарушения железобетонного каркаса, коррозия арматуры каркаса, крупные трещины в заполнителе. Здания с несущими стенами, имеющими значительное количество трещин, нарушения связей между наружными и внутренними стенами и т. п. Крупнопанельные здания без антисейсмических усилений	0,3	0,5	1

Наиболее характерными деформациями, наблюдаемыми в зданиях при действии взрыва, являются трещины в несущих конструкциях, расслоение кирпичной кладки, нарушение связей между отдельными элементами. В зданиях и сооружениях, имеющих антисейсмические усиления, серьезных деформаций в несущих элементах не наблюдается, поэтому все антисейсмические мероприятия относятся к зданиям и сооружениям без специальных

антисейсмических усилений. В таких зданиях повреждения обычно приурочены к конструкциям, расположенным вдоль распространения волн; особенно значительны нарушения в зданиях и сооружениях, имеющих сложную форму и неравномерную жесткость. Длинные здания, расположенные вдоль распространения волн, трещинами разбиваются обычно на отдельные блоки, как следствие действия изгибающих усилий при одновременном колебании отдельных частей длинной стороны здания. В зданиях, плохо построенных, неправильно спроектированных или эксплуатируемых, при многократном последовательном воздействии сейсмических колебаний возникают остаточные деформации конструкций, происходит их накопление и в конечном итоге разрушение здания. В связи с этим взрывные работы должны вестись при строгом соблюдении допустимых скоростей колебаний с учетом волнового действия взрыва в окрестностях здания.

Для решения задач по устойчивости при сейсмическом действии взрыва горных пород (бортов карьеров, стволов шахт, штолен, гидротехнических тоннелей и бортов каптонов, камерных и подкарьерных целиков и др.) критерии, приведенные в табл. 30 и 31, непригодны, так как они относятся к категории строительных конструкций. При выборе допустимых скоростей колебаний в сплошных средах большое значение имеет общая оценка деформационных свойств горных пород. Известные из эксперимента скорости колебаний массивов горных пород имеют лишь частное значение для конкретных горногеологических и горнотехнических условий. Более широкое решение этих вопросов возможно на основе общей модели деформации горных пород как сплошной упруго-пластической среды (см. рис. 11, 15).

Характеристика разрушений	Скорость колебаний, см/с
Повреждений нет	До 20
Незначительное развитие имеющихся трещин, отдельные вывалы пород с участков, ранее ослабленных взрывными работами . .	20—50
Нитепассивное развитие трещин и заколов, сопровождающееся мелкими вывалами кусков пород размером до 0,2×0,2×0,2 м, появление трещин в мягких заполнителях тектонических нарушений, обрушение откосов уступов по тектоническим трещинам	50—100
Развитие притертых тектонических трещин, заколы и средние вывалы размером 0,5×0,5×0,5 м по плоскостям ослаблений	100—150
Обрушение стенок и кровли выработок по тектоническим трещинам, образование трещин и заколов в непарушенном массиве, разрушение целиков, обрушение уступов	150—300
Сплошное обрушение стенок и кровли выработок, образование крупных вывалов размером 1,0×1,0×1,0 м, завал выработок до половины первоначального сечения, обрушение бортов в самых прочных породах	300—400
Полное нарушение сплошности массива, обрушение крупных блоков размерами выше 1,0×1,0×1,0 м, завал более половины первоначального сечения выработок	Более 400

В таких средах в области некоторого напряжения σ_s сжатие и разгрузка горных пород происходят упруго, т. е. по одному и тому же закону без остаточных деформаций, а при $\sigma \gg \sigma_s$ — по разным законам с остаточной деформацией (см. рис. 15). Следовательно, при $\sigma > \sigma_s$ в среде могут образоваться остаточные деформации, величина которых будет зависеть от того максимального напряжения на фронте волны, действию которого подвергается среда при прохождении сейсмической волны. Накопление остаточных деформаций при последовательном многократном производстве взрывных работ может привести к потере устойчивости и обрушению горных пород.

Достижение условий деформации горных пород за пределами упругости наблюдается при относительных деформациях, превышающих 0,0002—0,0003 (см. § 4). Очевидно, что из условий упругого поведения горных пород относительная деформация $\epsilon_0 = 0,0002 \div 0,0003$ и должна приниматься в качестве допустимой, гарантирующей устойчивость горных пород при многократном проведении взрывов.

Тогда в зависимости от упруго-пластических свойств горных пород и их относительной деформации

$$u_0 = \frac{0,375 \left(c_p^2 - \frac{4}{3} c_s^2 \right) \{ [1 + (1 - 2\mu) \epsilon_0]^{3/2} - 1 \}}{c_p [1 + (1 - 2\mu) \epsilon_0]^4} \cdot 10^2, \text{ см/с.} \quad (266)$$

Допустимая относительная деформация горных пород в пределах упругости может быть установлена в соответствии с классификацией защищаемых сооружений по их ответственности и сроку эксплуатации (табл. 32). Допустимая скорость колебаний (266) для различных горных пород и защищаемых инженерных сооружений приведена в табл. 33. Критическая скорость колебаний $u_{пр}$ может быть определена как удвоенная величина допустимой скорости.

Таблица 32

Класс сооружений	Характеристика сооружений и срок его эксплуатации	Допустимая относительная упругая деформация
I	Особо ответственные сооружения длительного срока эксплуатации (более 10—15 лет): гидротехнические тоннели, стволы шахт, капитальные штольни, камеры дробления, водоотлива, руддворы	0,0001
II	Ответственные сооружения со сроком эксплуатации более 5—10 лет: обводные и транспортные тоннели гидротехнических сооружений, подкамерные целики, квершлагги, уступы карьеров отвалов	0,0002
III	Кратковременно эксплуатируемые сооружения (от 1 до 5 лет): камеры, уступы, шторки	0,0003
IV	Неответственные сооружения со сроком эксплуатации до 1 года: очистные блоки, рабочие уступы, рабочие борты карьеров и др.	0,0005

Таблица 33

Горные породы	Крепость пород f	Скорость прохождения продольной волны, м/с $\times 10^3$	Допустимая скорость смещения для сооружений, см/с			
			I класса	II класса	III класса	IV класса
			Рыхлообломочные отложения и наносы	0,5—1	1—2	4,08
Сильнотрещиноватые с глиной и высокой пористостью	1—3	2—3	6,8	13,6	20,3	34,0
Скальные со значительной естественной трещиноватостью	3—5	3—4	9,5	19,0	28,4	47,5
Относительно монолитные с отдельными трещинами и пустотами	5—9	4—5	12,2	24,4	36,7	60,0
Монолитные слаботрещиноватые	9—14	5—6	14,9	29,8	44,6	74,5
Очень крепкие и монолитные, практически без трещин	14—20	6—7	17,8	35,6	53,3	89,0

Определение допустимых скоростей колебаний, обеспечивающих длительную устойчивость зданий, сооружений и облажений горных пород (см. табл. 30—33), имеет важное значение в последующей оценке количественных параметров сейсмического действия взрыва в промышленных условиях.

§ 41. Определение количественных параметров сейсмического действия взрыва в промышленных условиях

Количественные параметры сейсмического действия взрыва в конкретных горногеологических условиях рудников и карьеров определяют на основании решения равенства между допустимой скоростью и скоростью, которая формируется в среде при взрыве заряда массой Q на расстоянии R от сооружения:

$$u = k \left[\sqrt[3]{Q/R} \right]^n, \text{ см/с.} \quad (267)$$

Скорость сейсмических колебаний в конкретных горногеологических условиях можно определять путем специальных сейсмологических исследований с использованием согласованных по частоте изучаемого процесса магнитоэлектрических сейсмоприемников и осциллографов. В результате таких исследований, выполненных автором на различных рудниках и карьерах, установлено (табл. 34), что скорость колебаний зависит от характера горных пород, технологии взрывания и тех условий, которые определяют местоположение защищаемого объекта по отношению к месту

Таблица 34

Породы	Скорость волны, м/с $\times 10^3$		Скорость колебаний, см/с
	продольной	поперечной	

Взрывание на карьерах

Массивные окремненные известняки и джаспероиды	2,5—3	1,6—1,8	$270 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,92}$
Углисто-глинистые и слюдяные сланцы	2—2,5	1—1,3	$200 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,75}$
Известняки силура	2,4	1,3	$650 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{2,0}$
Углисто-глинистые, углисто-кремнистые, слюдяно-глинистые сланцы	1,9	1	$750 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{2,0}$
Крупноблочные гранодиорит-порфиры	2,23	1,23	$256 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,8}$
Сильноокварцованные и слабоокварцованные спенит-диориты	2,5—3,3	1,36—1,8	$200 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,52}$
Крупноблочные трещиноватые известняки	2,73	1,5	$330 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,85}$

Взрывание в подземных условиях

Амфиболиты и амфиболитовые сланцы	5	3,6	$115 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,5}$
Углистые, углисто-кремнистые и углисто-карбонатные сланцы, темные и светлые филлиты	2—2,5	1—1,3	$230 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,2}$
Известняки силура	2,4	1,3	$255 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,57}$
Углисто-кремнистые, углисто-глинистые и слюдяно-глинистые сланцы	1,9	1	$310 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,5}$

Взрывание на карьере с регистрацией взрывов под землей

Массивные окремненные известняки и джаспероиды	2,5—3	1,6—2	$115 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,6}$
Углисто-глинистые и слюдяные сланцы	2—2,5	1—1,3	$106 \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,5}$

взрыва. Данные табл. 34 свидетельствуют о том, что экспериментально полученные зависимости в области расстояний $R = (25 \div 30) \sqrt[3]{Q}$ достаточно точно совпадают с теоретическими. Поэтому для предварительной оценки параметров сейсмического действия взрыва с достаточной для практических целей точностью расчеты могут быть выполнены с использованием зависимости (262).

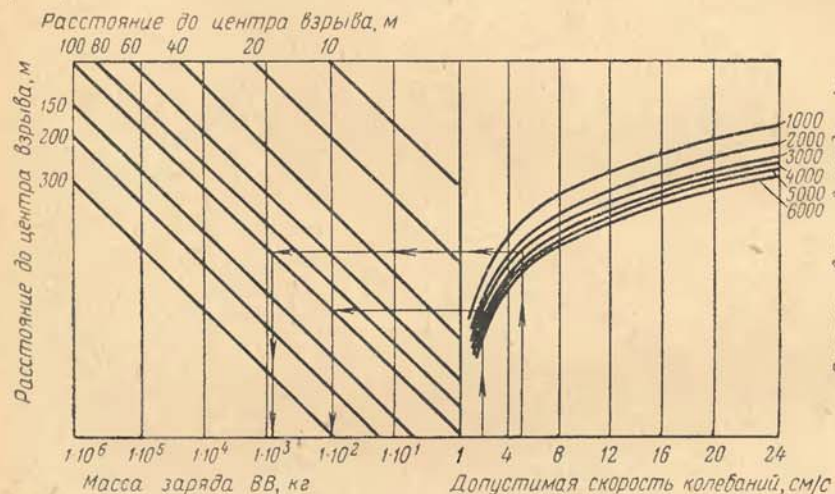


Рис. 75. Номограмма по определению сейсмобезопасных параметров взрыва для зданий и сооружений

Как следствие обобщения экспериментальных данных табл. 34 и зависимостей, вытекающих из формул (44) и (262), сейсмобезопасная для зданий и сооружений масса заряда ВВ может быть представлена как

$$Q = \frac{u_0^2 R^4}{C_p} 10^{-3}, \text{ кг.} \quad (268)$$

На основании зависимости (268) построена номограмма (рис. 75) для определения сейсмобезопасных параметров взрывных работ, при безопасной скорости колебаний зданий и сооружений, получаемой из данных табл. 31. Например, для зданий и сооружений промышленного или гражданского назначения II класса, имеющих антисейсмические усиления, допустимая скорость колебаний составит 5 см/с (см. табл. 31). Тогда при взрывании в породах со скоростью продольной волны 3000 м/с сейсмобезопасная величина заряда на расстоянии 100 м от сооружений составит около 1000 кг; для зданий и сооружений того же класса, но без антисейсмических усилений, допустимая скорость колебаний составляет уже 2 см/с, поэтому в тех же породах сейсмобезопасная величина заряда составит лишь 100 кг (см. рис. 75).

Для определения сейсмобезопасных параметров действия взрывов при сейсмической защите сооружений, располагаемых в горных породах, удобнее использовать зависимость, вытекающую из данных табл. 32 и формулы (262), в предположении, что горные породы деформируются в пределах упругости. При этом если в зависимости (268) масса заряда ВВ обратно пропорциональна скорости распространения в среде взрывных волн, что отражает фильтрующие свойства массива горных пород в процессе его сейсмических колебаний, то при определении сейсмобезопасных параметров взрывания при упругой деформации горных пород

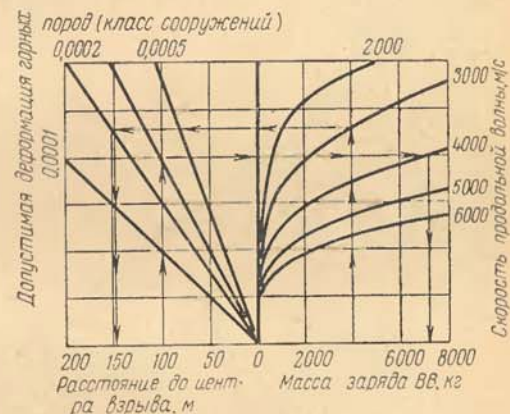


Рис. 76. Номограмма для определения сейсмобезопасных параметров взрыва для сооружений, размещаемых в горных породах

масса заряда ВВ прямо пропорциональна скорости сейсмических волн. Этим отражается повышение прочностных свойств горных пород

$$Q = \frac{R^4 C_p^4 \{ [1 + (1 - 2\mu) \epsilon_0]^{8/3} - 1 \}^{2,5}}{10^{10}}, \text{ кг.} \quad (269)$$

Зависимость (269) для оперативных расчетов преобразована в соответствующую номограмму, методика пользования которой очевидна из рис. 76. Так, например, если по технологическим условиям необходимо взорвать заряд ВВ массой 4000 кг в породах со скоростью продольной волны 3000 м/с, то для сейсмической защиты сооружений II класса (см. табл. 32) расстояние до центра взрыва допустимо не менее 150 м. В то же время если по дислокации окружающих сооружений III класса расстояние до центра взрыва составляет 100 м, то при взрывании в породах со скоростью волны 4000 м/с масса заряда ВВ не должна превышать 7200 кг (см. рис. 76).

В последние годы в горной промышленности все шире совмещают ведение открытых и подземных горных работ. Важным условием эффективной реализации такой технологии является безопасное ведение как открытых, так и подземных работ. Обеспечение безопасности достигается соответствующим выбором

параметров охранного целика между открытыми и подземными горными работами, обуславливающего защиту подземных горных работ от сейсмического действия взрыва на открытых работах.

Особенностью действия взрывов в этих условиях является то, что при взрывании на подземных горных работах шпуровых или скважинных зарядов небольшого диаметра их сейсмическое действие характеризуется преобладанием высокочастотных составляющих, быстро затухающих в окрестностях взрыва под землей и почти не влияющих на открытые горные работы. Поэтому действие подземных взрывов на открытые горные работы может

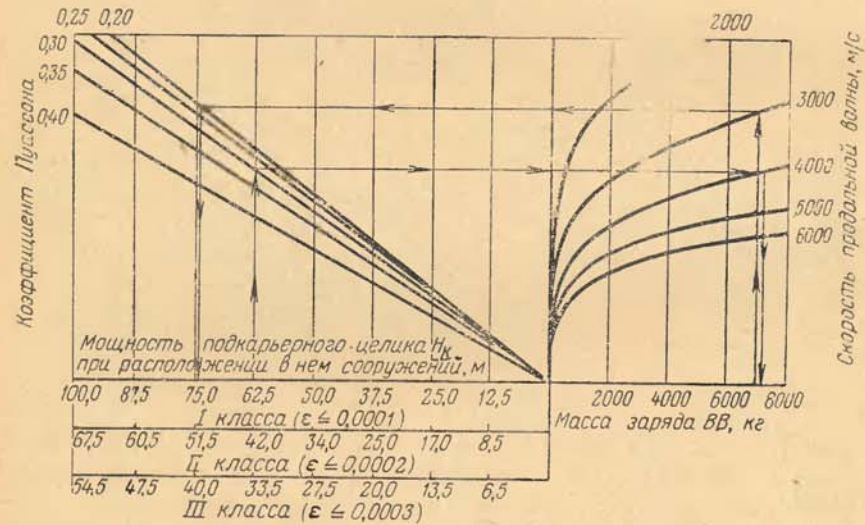


Рис. 77. Номограмма для определения сейсмобезопасных параметров взрыва при совмещенном ведении открытых и подземных горных работ

не учитываться. При взрывании же на открытых горных работах возбуждаемые низкочастотные сейсмические колебания затухают также достаточно быстро ввиду их распространения главным образом в форме объемных волн. Эта особенность отражается в тех зависимостях, которые получены в процессе исследований действия взрывов в карьерах на подземные работы (см. табл. 34), где коэффициент k_1 в 2—3 раза ниже его значения при регистрации колебаний на поверхности, а показатель степени n составляет 1,5—1,6. С учетом этих особенностей разработана формула для определения мощности подкарьерного целика при совмещенном ведении открытых и подземных горных работ

$$N_k \geq \frac{145 Q^{0,225}}{C_p^{0,855} \{ [1 + (1 - 2\mu) \epsilon_0]^{0,5} - 1 \}^{0,57}} \cdot \left[\frac{1 - \mu}{1 + \mu} \right]^{0,57}, \text{ м.} \quad (270)$$

Как и в предыдущих случаях, зависимость (270) преобразована в номограмму (рис. 77), использование которой позволяет оцени-

вать те параметры взрывных работ, которые обеспечивают необходимую устойчивость горных пород и обнажений.

Анализ полученных расчетных данных и их сопоставление с имеющимися фактическими материалами свидетельствует о высокой надежности разработанного метода. Так, в результате исследований влияния сейсмического действия взрывов на устойчивость целиков и горных выработок в условиях Алтын-Топканского рудника, выполненных ВНИМИ, установлено, что при массовых взрывах в карьере зарядов ВВ массой до 45 000 кг сплошные нарушения подземных горных выработок наблюдались на расстоянии до 65 м, а одиночные вывалы — на расстоянии до 110 м, что соответствует скорости колебаний 100 и 46 см/с. В связи с этим рекомендовано в карьерах при массовых взрывах зарядов ВВ массой до 45 000 кг принимать расстояние между открытыми и подземными горными работами не менее 110 м, а при взрывах зарядов массой 7000 кг — не менее 70 м. Согласно расчетам, выполненным по формуле (270), для пород со скоростью продольной волны 3000 м/с и коэффициентом Пуассона 0,2 при охране сооружений I класса (срок существования 10—15 лет), это расстояние для зарядов массой 45 000 кг составило 110 м, а для зарядов массой 7000 кг — 74 м. Это свидетельствует о достаточно хорошей сходимости рекомендаций, полученных различными методами. При мощности подкарьерного целика 42 м для сооружений II класса в породах с $\mu = 0,3$ и $C_p = 4000$ м/с допустима величина заряда 7200 кг. Разработанный метод расчета (см. рис. 77) рекомендован для использования при определении допустимых параметров охранных целиков между открытыми и подземными горными работами [31].

При ведении подземных горных работ сейсмобезопасное производство взрывов предусматривает обеспечение устойчивости междуканерных и подканерных целиков и потолочин, от сохранности которых зависят потери и разубоживание полезных ископаемых.

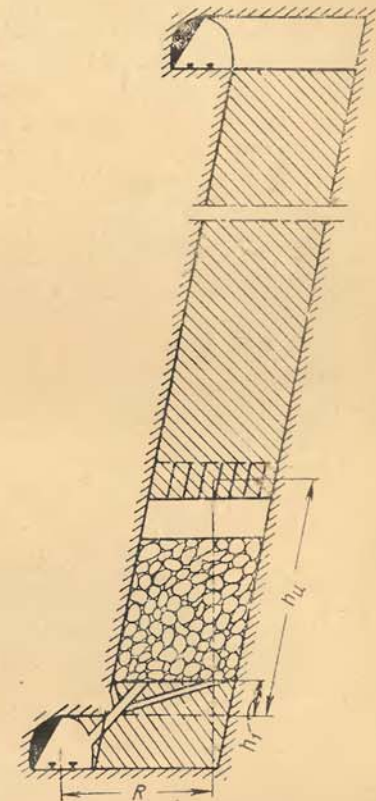


Рис. 78. Схема подготовки и отбойки блоков подземного выщелачивания

При подготовке рудных блоков к подземному выщелачиванию важно сохранение днища и бортов камер (рис. 78), нарушение монолитности которых при сейсмическом действии взрывов может повлечь за собой неуправляемую утечку кислот и продуктивных растворов через формируемые трещины.

При взрывании в очистных блоках сближенных цилиндрических зарядов ВВ установлено [41], что скорость колебаний на фронте сейсмической волны может быть выражена как

$$u = \frac{70 \sqrt[3]{Q}}{(R + H \sqrt{H})^z}, \text{ см/с}, \quad (271)$$

где z — коэффициент взаимодействия зарядов при короткозамедленном взрывании.

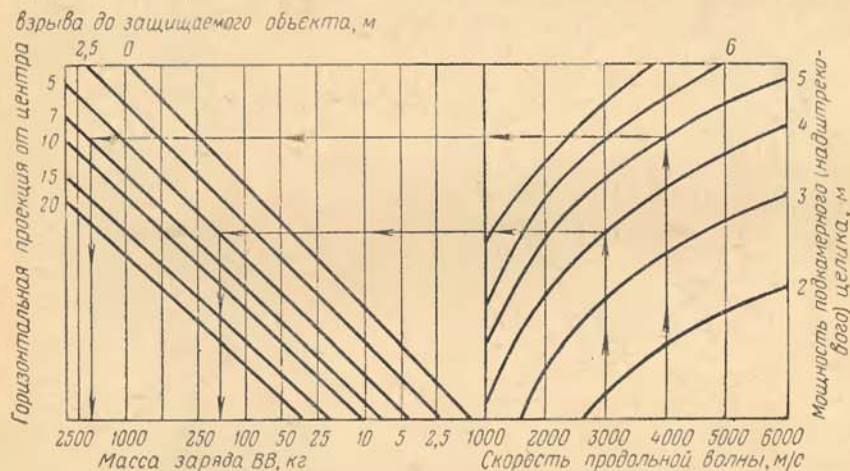


Рис. 79. Номограмма для определения сейсмобезопасных параметров взрывания при подготовке блоков подземного выщелачивания

С учетом ранее приведенных зависимостей (266, 267) масса заряда ВВ, допустимая из условий обеспечения сейсмической безопасности целиков, сборных штреков и потолочии, составит

$$Q \leq 2,75 C_p^3 (R + H \sqrt{H})^3 \cdot 10^{-12}, \text{ кг}. \quad (272)$$

Для более удобного использования зависимость (272) преобразована в номограмму (рис. 79), методика пользования которой очевидна из рисунка. Так, например, при взрывании в рудах, характеризуемых скоростью продольной волны 3000 м/с, при мощности надштрекового целика $H = 4$ м и горизонтальном расстоянии от центра взрыва до кровли сборного штрека $R = 5$, что возможно при угле падения рудного тела мощностью 8 м около 85° , допустима масса заряда 165 кг. Аналогично, при взрывании в руде со скоростью продольной волны 4000 м/с и мощности надштрекового целика 5 м горизонтальное расстояние до центра

взрыва при мощности рудного тела 8 м и угле его падения 58° составит 7,5 м; в этом случае масса заряда не должна превышать 4160 кг.

Анализ полученных зависимостей показывает, что для сейсмической защиты кровли сборных штреков наиболее целесообразна полевая подготовка рудных блоков со смещением штрека относительно рудного тела на расстояние 2—6 м и более. В этом случае по мере повышения объема отбитой руды расстояние до взрыва возрастает, что позволяет значительно увеличить объемы одновременно отбиваемых рудных масс. Из условий сохранности подкамерного целика и кровли сборного штрека первоначальная мощность надштрекового целика должна быть не менее 4 м; при меньшей мощности допустимая масса заряда ВВ не удовлетворяет условиям эффективной отбойки руд при заданной степени дробления.

В отдельных случаях по технологическим особенностям взрывные работы необходимо вести при наличии между взрывом и защищаемым объектом нарушенных пород, экранирующих сейсмические колебания. Такое экранирование может быть выполнено как искусственно созданным экраном, так и пустотами ранее отработанных горных выработок. Распространение сейсмических волн в этом случае характеризуется рядом особенностей, связанных с формированием на пути их распространения области сейсмической тени.

§ 42. Распространение колебаний в области сейсмической тени

Если в непосредственной близости от некоторой преграды диаметром d_n и длиной L_n , имеющей акустическую жесткость, отличную от акустической жесткости основной среды, будет произведен взрыв, возбуждающий волну длиной λ , так что $L_n/\lambda > 1$ и $\lambda/d_n > 1$, то в этом случае за преградой будет формироваться область сейсмической тени, полутени и света. В физическом отношении область тени является следствием взаимодействия дифрагированных продольных и поперечных волн, распространяющихся по поверхности преграды, а область света — результатом взаимодействия отраженных продольных и поперечных волн. Достаточно сложное построение области сейсмической тени обуславливает целесообразность экспериментального изучения этих явлений.

В этих целях в промышленных условиях изучено сейсмическое действие взрыва на преграду, представленную полостью рудоспуска глубиной 25 м и сечением $4,5 \times 5,5$ м. Для регистрации сейсмических колебаний была применена аппаратура, согласованная по частоте на запись скорости колебаний. Для изучения характера отбегания полости фронтом волны и ее действия в области сейсмической тени приборы устанавливали за полостью и во фланге ее (рис. 80).

В качестве критериев оценки параметров действия взрыва приняты: приведенная масса заряда $\sqrt[3]{Q}/R$; ширина d_n и длина L_n преграды; расстояние от полости до взрыва R_0 и за полостью R ; полудлина волны, возбуждаемая взрывом, λ и акустическая жесткость среды ρC_p .

В качестве черемных параметров приняты: безразмерное расстояние от центра взрыва до полости, определяемое отношением абсолютного расстояния R_0 к ширине полости, т. е. $\bar{r} = R_0/d_n$. Известно, что приближение источника колебаний к полости или

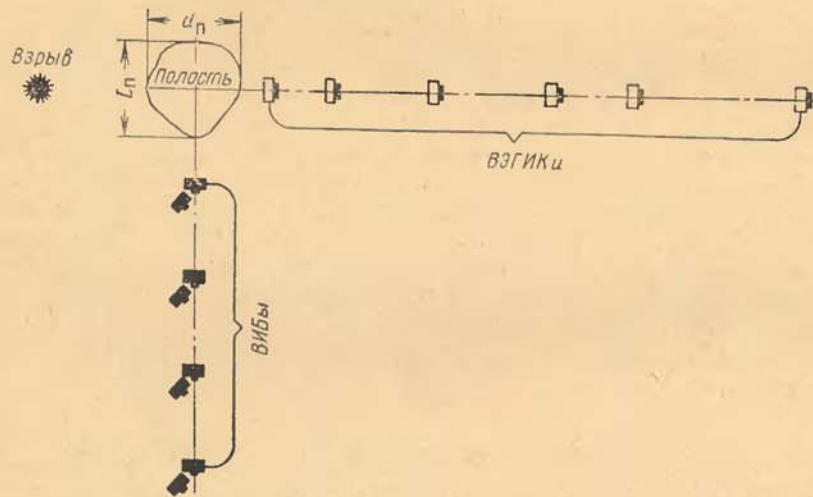


Рис. 80. Схема расстановки сейсмоприемников при изучении сейсмических колебаний в области сейсмической тени

удаление от нее вызывает эффект экранирования колебаний или дифракции их по поверхности полости. Для изучения количественных параметров этих явлений безразмерное расстояние R_0/d_n при экспериментальных работах изменяли от 1,0 до 5,0; а расстояние расстановки сейсмографов за полостью — от $2,5 d_n$ до $30 d_n$ и во фланг полости от L_n до $4L_n$. Это позволило установить влияние полости на распространение сейсмических волн в достаточно широком диапазоне данных.

Приведенная масса заряда при взаимодействии сейсмических волн с преградой не определяет однозначно характер изменения параметров на фронте волны, так как при этом фиксируется лишь общий закон затухания скорости колебаний в функции $\sqrt[3]{Q}/R$. Поэтому в качестве дополнительных критериев подобия при распространении волн за полостью и во фланг полости приняты отношения:

$$\lambda \left| \left(\frac{d_n}{R} \sqrt[3]{Q} \right) \right| = r_1 \quad \text{и} \quad \lambda \left| \left(\frac{L_n}{R} \sqrt[3]{Q} \right) \right| = r_2.$$

Использование данных количественных критериев позволяет оценивать характер сейсмических колебаний в зависимости от полудлины волны и безразмерных параметров d_n/R и L_n/R . При этом полудлина волны оценивается как $\lambda = C_p t$, где t — продолжительность положительной фазы доминирующих сейсмических колебаний.

Анализ полученных сейсмограмм показывает, что с увеличением расстояний амплитудные кривые множества волновых фаз характеризуются рядом чередующихся максимумов и минимумов, а форма доминирующей низкочастотной волны характеризуется рядом срывов. Скорость распространения этих срывов составляет 370—380 м/с, что соответствует скорости волн Релея. Следовательно, возникновение зон интерференции за полостью может быть объяснено взаимодействием доминирующей волны и волны Релея.

Протяженность зоны интерференции при наложении двух незатухающих волн определяется формулой

$$\Delta R = \frac{\Delta t_1 + \Delta t_2}{\frac{1}{C_{k1}} + \frac{1}{C_{k2}}}, \text{ м,}$$

где Δt_1 и Δt_2 — длительность импульсов интерферирующих волн, с; C_{k1} и C_{k2} — кажущиеся скорости волн, м/с.

Значение кажущейся скорости может быть определено как

$$C_k = \frac{C_l}{\sin \alpha}, \text{ м/с,}$$

где C_l — истинное значение скорости волн, м/с; α — угол падения фронта волны, градус. При $\alpha = 90^\circ$ кажущаяся скорость $C_k = C_l$.

Если учесть, что в экспериментальных исследованиях скорость доминирующей волны составляла $C_p = 1400$ м/с с периодом $\Delta t_1 = 0,008$ с, а $C_R = 380$ м/с и $\Delta t_2 = 0,2$ с, то численно радиус зоны интерференции может быть определен так:

$$\Delta R = \frac{0,008 + 0,200}{\frac{1}{1400} + \frac{1}{380}} \approx 65 \text{ м.}$$

Фактически радиус зоны интерференции за полостью при взрывании зарядов перед ней на расстоянии от $1,0 d_n$ до $4,0 d_n$ составил 46—156 м, или $0,01$ — $0,07 \sqrt[3]{Q}/R$. Такие длительные участки интерференции волн, превышающие расчетные, возможны при значительной плотностной и скоростной дифференциации сред, что характерно для рассматриваемого соотношения порода — полость.

Введение в параметры

$$r_1 = \lambda \left| \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} d_n \right) \right| \quad \text{и} \quad r_2 = \lambda \left| \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} L_n \right) \right|$$

через $\lambda = C_p t$ скорости продольных волн позволяет учитывать как скоростную, так и плотностную дифференциацию сред. С этих позиций представляет интерес изучение характера изменения скорости колебаний частиц среды за преградой и во фланг ее в зависимости от параметров

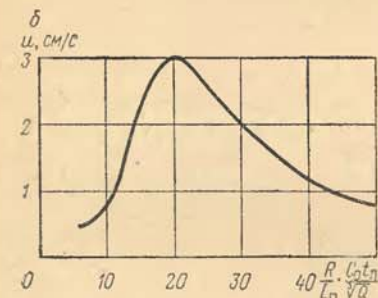
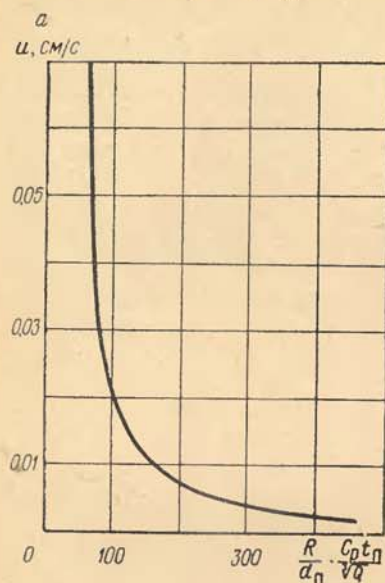


Рис. 81. Изменение скорости колебаний на фронте сейсмической волны в зависимости от приведенного расстояния и длины волны:

а — за преградой; б — на фланге преграды

тени, где $R/d_n = (100 \div 300) \sqrt[3]{Q}/(C_p t)$, ввиду выхода из области сейсмической тени, скорость колебаний снижается менее интенсивно, что определяется возможной в данных условиях интерференцией волн. В области света, где $R/d_n > 300 \sqrt[3]{Q}/(C_p t)$, скорость колебаний меняется незначительно, характеризуя лишь геометрическое рассеивание их энергии.

$$r_1 = C_p t R / (d_n \sqrt[3]{Q})$$

$$\text{и } r_2 = C_p t R / (L_n \sqrt[3]{Q}).$$

В результате обработки экспериментальных данных установлено, что изменение скорости колебаний среды за полостью в зависимости от приведенной к величине заряда длины волны составит

$$u_n = 80 \left[\frac{d_n \sqrt[3]{Q}}{R C_p t} \right]^{1,65}, \text{ см/с. (273)}$$

Анализ приведенной зависимости показывает (рис. 81, а), что в области $R/d_n \leq 100 \sqrt[3]{Q}/(C_p t)$ наблюдается интенсивное уменьшение скорости колебаний, связанное с формированием за преградой области сейсмической тени. Ввиду существенного отражения энергии сейсмических волн от преграды, в область сейсмической тени проходит чрезвычайно незначительное количество энергии. Следовательно, расположение сооружений в области сейсмической тени, определяемой неравенством $(R/d_n \leq 100 \sqrt[3]{Q}/(C_p t))$, служит надежной гарантией их сохранности ввиду существенного экранирования энергии сейсмических волн. В области полу-

Результаты исследований, полученные экспериментально, достаточно хорошо совпадают с результатами теоретических расчетов по оценке характера затухания сейсмических колебаний за экранирующей преградой (см. § 38). Но экспериментально установлено, что непосредственно за экраном возможно формирование области сейсмической тени, где скорость колебаний падает очень резко, тогда как в более удаленной зоне возможно формирование области интерференции волн, где скорость колебаний может сохраняться достаточно высокой в зависимости от интенсивности взаимодействующих волн.

Несколько иные результаты исследований получены при изучении распределения скоростей на фланге полости. В этом случае изменение скорости колебаний от приведенной к величине заряда длины волны может быть выражено как

$$u_\phi = 0,0008 \left[\frac{R C_p t_n}{L_n \sqrt[3]{Q}} \right]^5 e^{-0,3 \left[\frac{R C_p t_n}{L_n \sqrt[3]{Q}} \right]}, \text{ см/с. (274)}$$

Анализ приведенной зависимости показывает (рис. 81, б), что при $R/L_n \leq 20 \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ наблюдается резкое увеличение скорости колебаний, которое является следствием взаимодействия прямых и дифрагированных продольных и поперечных волн и сложения скоростей при прохождении прямой и отраженной поперечной волны. Поэтому к расчету допустимой величины заряда применительно к охране сооружений, располагаемых в зоне $R/L_n < 20 \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ во фланг преграды, следует подходить особенно осторожно.

При $R/L_n = (20 \div 50) \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ наблюдается резкое снижение скорости колебаний, а при $R/L_n > 50 \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ энергия их характеризуется лишь геометрическим рассеиванием. Формирование зоны резко уменьшающихся колебаний при $R/L_n = (20 \div 50) \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ связано с суперпозицией отраженных продольных и поперечных волн.

Таким образом, при взрыве заряда ВВ перед некоторой преградой с поперечным размером d_n и продольным L_n за преградой и по флангам ее могут быть четко выделены три зоны.

За преградой: при $R/d_n \leq 100 \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ наблюдается зона быстрого затухания колебаний, при $R/d_n = (100 \div 300) \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ — зона плавного уменьшения колебаний и при $R/d_n > 300 \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ — зона установившихся колебаний.

На флангах преграды: при $R/L_n \leq 20 \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ наблюдается зона быстро нарастающих колебаний, при $R/L_n = (20 \div 50) \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ — зона уменьшения колебаний и при $R/L_n > 50 \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n)$ — зона установившихся колебаний.

Полученные зависимости, отражая всю сложность наблюдаемых при распространении сейсмических волн через преграду

волновых процессов, следует обязательно учитывать при ведении взрывных работ вблизи подземных камер, пустот и других преград, а также в общей методике определения мест расположения экранящих преград при сейсмической защите сооружений.

Так, если оптимальное расстояние от центра взрыва до экрана из условий его максимального экранящего действия составляет $R \leq \left[\frac{18 \cdot 10^6}{\rho C_p} \right]^4 Q^{0,2}$ или $R \leq 4d_n$, то наиболее оптимальное расстояние от центра взрыва до защищаемого сооружения составит

$$R \leq 100d_n \frac{\sqrt[3]{Q}}{C_p t_n}.$$

Тогда оптимальное расстояние от внешней границы экрана до защищаемого сооружения должно составлять

$$R_s \leq 5d_n \left[20 \frac{\sqrt[3]{Q}}{C_p t_n} - 1 \right], \text{ м.} \quad (275)$$

Это расстояние определяет наиболее целесообразные условия экранярования сейсмических колебаний в области сейсмической тени при условии, что $20 \sqrt[3]{Q}/(C_p t_n) > 1$. Поэтому его и следует принимать в качестве основного расчетного элемента экранярования сейсмозрывных волн, если нет других определяющих этот элемент обстоятельств. Важным при этом является время образования экрана в пространстве.

Так, например, экспериментальными исследованиями (методами динамической фотоупругости) установлено, что при взрывных работах на нижележащем уступе карьера на вышележащем уступе формируются ядра максимальных скальвающих напряжений величиной от 30 до 120 кгс/см². Формирование таких ядер является следствием взаимодействия в массиве вышележащего уступа фазы растяжения прямой продольной волны и отраженных от кровли уступа и его наклонной плоскости продольных и поперечных волн, образуемых при взрыве на нижележащем уступе. В результате постепенного приближения фронта взрывных работ к подошве вышележащего уступа ядра скальвающих напряжений, формируемые на расстоянии 1/2 ширины рабочей площадки вышележащего уступа и глубине 1/3 расстояния от взрыва до наклонной бровки вышележащего уступа, постепенно смещаются от подошвы к кровле уступа, подготавливая его к последующему обрушению по системе таких ядер. Создание между подошвой вышележащего уступа и фронтом взрывных работ экраняющей преграды с акустической жесткостью, в 5 раз меньшей акустической жесткости основной среды, снижает растягивающие напряжения внутри формируемых ядер в 2 раза.

Следовательно, для исключения формирования ядер максимальных скальвающих напряжений внутри вышележащего массива экранярование взрывов на нижележащем уступе должно начинаться во времени, когда расстояние от взрыва до нижней бровки вышележащего уступа будет не менее трех высот уступа. При создании экрана в момент, когда взрывы на нижележащем уступе производятся на расстоянии ближе трех высот уступа, в массиве вышележащего уступа будут формироваться ядра скальвающих напряжений.

Определение особенностей распространения сейсмических волн в области сейсмической тени за преградой и на флангах ее позволяет лучше управлять энергией взрыва при сейсмической защите сооружений.

Глава XII

УПРАВЛЕНИЕ СЕЙСМИЧЕСКИМ ДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Определение количественных параметров сейсмического действия взрывов в соответствии с приведенными выше зависимостями (267)—(272) обуславливает повышение экономической эффективности и сейсмической защиты сооружений.

Однако в отдельных случаях приведенные методы расчета не удовлетворяют условиям эффективной технологии ведения взрывных работ. Поэтому для снижения сейсмического действия необходимы специальные инженерные методы управления энергией взрыва, основанные на изучении его волновой картины. В качестве управляемых параметров сейсмического действия взрыва в первую очередь должны быть приняты: скорость и период сейсмических колебаний в преобладающей на данном расстоянии сейсмической волне. Глубокое изучение и сознательное изменение этих параметров в преобладающих по интенсивности волнах путем определенных технических мероприятий, основанных на физических законах исследуемого процесса, может рассматриваться как система управления сейсмической энергией взрыва.

Количественно сейсмическое действие взрыва при изменении некоторых его параметров может быть оценено введением в зависимость по определению конечной величины заряда ряда эмпирических или полумпирических коэффициентов k

$$Q_j = k_1 k_2 k_3 \dots k_n Q. \quad (276)$$

В настоящее время разработка инженерных методов управления энергией взрыва основана на управлении сейсмическим действием взрыва: одиночного заряда; группы зарядов; при распространении сейсмозрывных волн в окружающих породах. Количественное определение коэффициентов k_1, \dots, k_n в каждом из этих направлений рассмотрено ниже.

§ 43. Управление сейсмическим действием взрыва одиночного заряда

Сейсмическое действие взрыва тем меньше, чем больше его энергии использовано в зоне дробления. Поэтому важнейшим условием обеспечения сейсмической безопасности является наиболее полное использование энергии взрыва на дробление окружающих горных пород, достигаемое с помощью рассмотренных выше методов управления дробящим действием взрыва. Вместе с тем сейсмическому действию взрыва свойствен ряд особенностей, которые следует учитывать при комплексном решении задач дробящего и сейсмического действия взрыва в горных породах.

Одной из таких особенностей является определение оптимальной глубины заложения заряда w , в равной степени удовлетворяющей условиям сейсмической безопасности и эффективному дробящему действию взрыва. Минимальное сейсмическое действие взрыва наблюдается в том случае, когда глубина заложения заряда полностью совпадает с радиусом зоны регулируемого дробления (1106) или близкой ей зоны трещинообразования (237). При увеличении или снижении глубины заложения заряда выше или ниже радиуса зоны регулируемого дробления значительная часть энергии взрыва трансформируется в сейсмические волны, вызывая существенное увеличение его сейсмического действия. При этом с точки зрения сейсмического действия взрыва повышение глубины заложения заряда выше оптимальной опаснее, чем ее снижение. Так, при увеличении л. н. с. с 7 до 15 м при высоте уступа 10—15 м и расположении скважин в один-три ряда интенсивность сейсмических колебаний увеличивается в 1,8—2,2 раза [27]; при снижении глубины заложения заряда с 7 до 5 м интенсивность сейсмических колебаний возрастает незначительно. Поэтому в целом коэффициент глубины заложения одиночных зарядов при фактической л. н. с. w_{ϕ} может быть определен как

$$k_1 = \frac{\sqrt{C_p/C_s} \sqrt[3]{Q_1}}{w_{\phi}}. \quad (277)$$

При условии, что $w_{\phi} \leq \sqrt{C_p/C_s} \sqrt[3]{Q_1}$ масса заряда ВВ может быть несколько увеличена, при $w_{\phi} > \sqrt{C_p/C_s} \sqrt[3]{Q_1}$ — снижена.

Важным условием сейсмобезопасного действия взрыва одиночных зарядов является их диаметр. Так как параметры расположения зарядов по взрываемому объему пропорциональны их диаметру $w = kd_0$ и $a = mkd_0$, то масса одиночного заряда ВВ может быть выражена как $Q_1 = qHmk^2d_0^3$, кг.

При изменении диаметра одиночного заряда коэффициенты пропорциональности m и k остаются постоянными, тогда как удельный расход ВВ меняется как

$$q_i = q \sqrt[3]{d_0/d_i}, \text{ кг/м}^3.$$

Тогда при новом диаметре заряда

$$Q_i = q \sqrt[3]{\frac{d_0}{d_i}} \cdot Hmk^2d_i^3, \text{ кг},$$

откуда коэффициент сейсмической опасности взрывных работ при изменении диаметра заряда может быть оценен как

$$k_2 = \frac{u_i}{u} = \left[\frac{\sqrt[3]{Q_i}}{\sqrt[3]{Q}} \right]^n = \left[\frac{d_i}{d} \right]^{\frac{5}{3}n}. \quad (278)$$

Следовательно, при увеличении диаметра заряда сейсмическая опасность взрывных работ возрастает, накладывая определенные ограничения на возможность повышения диаметра заряда в стесненных по сейсмике условиях.

Наряду с диаметром заряда и глубиной его заложения, существенное влияние на сейсмическую активность зарядов ВВ оказывает число открытых поверхностей N_j окружающих заряд. Чем выше степень зажима среды, разрушаемой взрывом, тем больше энергии ВВ переходит в энергию волны сжатия, определяющей сейсмическое действие в ближней зоне. В зависимости от условий взрывания коэффициент сейсмически безопасной массы заряда ВВ (табл. 35) должен изменяться как

$$k_3 = 0,25N_j^2. \quad (279)$$

Таблица 35

Условия взрывания	Число открытых поверхностей	Коэффициент k_3
В обычном фронтальном забое	2	1,0
В забое с одной открытой поверхностью (проведение траншей, горных выработок, взрывание на неубранную горную массу, многорядное взрывание более шести рядов и т. д.)	1	0,25
В целиках с четырьмя открытыми поверхностями	4	4,0

Сейсмическая активность зарядов ВВ, особенно в ближней зоне зависит от скорости его детонации и потенциальной энергии. Коэффициент сейсмической активности ВВ относительно эталонного ВВ (аммопит № 6ЖВ) с потенциальной энергией Q_v , может быть выражен как

$$k_4 = \sqrt[3]{\frac{Q_{v_i}}{Q_v}}. \quad (280)$$

Следовательно, при использовании мощных ВВ типа скального аммонита № 1, детонита, динамита сейсмобезопасная масса заряда ВВ должна быть снижена на 10—12% (см. табл. 17); в то

время как при использовании игданита, гранулита С или М масса заряда ВВ может быть повышена на 8—10% без увеличения его сейсмического действия. Однако это значительно ниже той точности, которой характеризуется общий прогноз сейсмического действия промышленных взрывов.

Таким образом, установленная на основании зависимостей (267)—(272) сейсмобезопасная масса заряда ВВ может быть существенно скорректирована с учетом коэффициентов k_1, k_2, k_3, k_4 при взрывании одиночных зарядов. Более существенные возможности управления сейсмическим действием взрыва дает взрывание группы зарядов.

§ 44. Управление сейсмическим действием при взрывании группы зарядов

В современной практике взрывных работ взрывание группы зарядов ВВ наиболее часто выполняют короткозамедленно. Короткозамедленное взрывание, являясь эффективным методом достижения заданной степени дробления, одновременно позволяет широко управлять сейсмическим действием взрыва. При определении величины заряда ВВ, взрываемой в одно замедление, на практике часто пользуются правилом «двух третей», согласно которому величина заряда на одно замедление должна составлять 2/3 от сейсмически безопасной величины заряда, взрываемой за один прием. При этом во избежание интерференции сейсмических волн необходимо, чтобы интервал замедлений t_3 превышал время существования положительной фазы сейсмической волны, т. е. из (44)

$$t_3 > \frac{215}{K} \sqrt[3]{R^{2-\gamma} Q^{0,2}}, \text{ с;} \quad (281)$$

или в соответствии с уравнениями (263) и (264)

$$t_3 > k_1 \lg R \text{ и } t_3 > 0,023 Q^{0,18}, \text{ с.} \quad (282)$$

В том случае, когда из условий достижения заданной степени дробления оптимальный интервал замедлений (118) оказывается ниже указанных пределов (281)—(282), общее число последовательно взрываемых зарядов должно быть ограничено пятью-шестью. Дальнейшее увеличение числа последовательно взрываемых зарядов ВВ на достаточно значительных расстояниях от места взрыва ведет к сложению общих деформаций, пропорциональных величине $\int_0^t u dt$, и при многократном выполнении взрывов вызывает нарушение зданий и сооружений и потерю устойчивости скальных оснований. В том случае, когда принятый интервал короткозамедленного взрывания существенно превышает его значение,

определяемое из уравнений (281), (282), число последовательно взрываемых зарядов ВВ не ограничено.

Использование этих правил короткозамедленного взрывания значительно расширяет возможности сейсмобезопасного ведения взрывных работ: при достаточно большом интервале замедлений общая величина последовательно взрываемых зарядов ВВ может быть весьма высокой, обеспечивающей одновременную отбойку значительных объемов горной массы.

На процессе общего накопления деформаций существенно влияет многократное повторение взрывов на данном объекте, обычное для горнодобывающей промышленности. В связи с этим допустимая масса заряда ВВ должна снижаться в соответствии с фактически наблюдаемой на том или ином объекте частотой взрывов. Снижение величины заряда ВВ в зависимости от числа взрывов в год определяется общей методикой управления сейсмическим действием взрыва.

Методика	Коэффициент
Одиночные заряды	
Применение глубины заложения зарядов, соответствующей радиусу зоны трещинообразования	$k_1 = \frac{\sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \sqrt[3]{Q_1}}{w_\Phi}$
Снижение диаметра скважин	$k_2 = \left(\frac{d_t}{d_0}\right)^{5/9n}$
Учет числа открытых поверхностей N_f , на которые действует заряд	$k_3 = 0,25 N_f^2$
Учет потенциальной энергии применяемых ВВ	$k_4 = \sqrt[3]{\frac{Q v_t}{Q v_0}}$
Группы зарядов	
К. з. в. зарядов при интервале замедлений, превышающем время существования положительной фазы сейсмической волны	$k_5 = 2/3$
Регулирование числа взрывов в календарный период (год):	
до 10	$k_6 = 0,98$
до 50	$k_6 = 0,90$
до 100	$k_6 = 0,72$
до 250	$k_6 = 0,64$
до 500	$k_6 = 0,56$
Изменение места расположения мипной станции и направления развития детонации относительно защищаемого сооружения	$k_7 = 1 \div 6$

Методика	Коэффициент
При распространении волн в окружающих породах	
Расположение защищаемых сооружений за выработанным пространством, естественными пустотами и нарушениями	$k_8 = 2 \div 4$
Учет региональной горно-геологической ситуации: при наличии в разрезе горных пород волноводов, мощность которых соизмерима с длиной возбуждаемой сейсмической волны при наличии под разрушаемыми горными породами на глубине, соизмеримой с длиной возбуждаемой сейсмической волны, подстилающих пород с акустической жесткостью в 4—5 раз превышающей акустическую жесткость разрушаемых пород	$k_9 = 0,3 - 0,5$
Экранирование сейсмических волн: путем создания экранирующего слоя	$k_{11} = 4 \div 6$
путем создания щелей предварительного откола	$k_{12} = 4 \div 9$

На основании представленной методики взрывные работы необходимо планировать таким образом, чтобы их частота не превышала 100—150 взрывов в год, что возможно при высокой концентрации горных работ и применении короткозамедленного взрывания.

На общее сейсмическое действие зарядов ВВ существенно влияет ориентировка взрывааемых блоков относительно защищаемых сооружений, в том числе при размещении сооружений на фланге экранирующей преграды. Это связано с интерференцией и дифракцией сейсмических волн, защиту от которых следует искать в выборе места расположения минной станции и направления детонации зарядов ВВ.

В зависимости от места расположения защищаемого объекта относительно взрыва коэффициент изменения массы заряда ВВ имеет следующие значения:

В тылу взрываемого блока, детонация направлена вдоль блока	1,0
На фланге взрываемого блока, детонация направлена: от объекта	5—6
в сторону объекта	2
Со стороны фронта взрываемого блока, детонация направлена вдоль блока	2

Учет этих данных имеет важное значение для сейсмической защиты стационарных инженерных сооружений при соответству-

ющей ориентировке взрывааемых блоков по отношению к ним и выборе места расположения минной станции.

Наряду с оценкой условий одиночного и группового взрывания зарядов ВВ для сейсмической защиты сооружений большое значение имеет оценка общих условий распространения сейсмических волн в окружающей среде.

§ 45. Управление действием взрыва при распространении сейсмических волн

Определение сейсмически безопасных зарядов ВВ предполагает в общем случае прохождение сейсмических волн от места взрыва до защищаемого сооружения по сравнительно однородному, не нарушенному массиву горных пород. Между тем в практике взрывных работ нередко наблюдаются случаи распространения сейсмических волн от места взрыва до защищаемого объекта через выработанное пространство, соизмеримое с длиной волны (карьер, глубокие овраги, выемки, пустоты от ранее выполненных в данном массиве подземных горных работ и т. д.), либо разрушенные зоны (зоны обрушения от подземных горных работ, зоны тектонических нарушений, карстовые воронки и полости, заполненные песчанистым обломочным материалом). В этих случаях масса сейсмобезопасного заряда ВВ, как это следует из зависимостей (273), (274), может быть увеличена в 2—4 раза. Это обстоятельство требует тщательного учета горно-геологической и горнотехнической ситуации и предварительного выполнения ряда опытных взрывов в конкретных условиях производства и проектирования горных работ. Тот факт, что масса заряда ВВ за выработанным пространством может быть увеличена в 2—4 раза, определяет целесообразность использования выработанного пространства между местом взрывов и защищаемыми сооружениями при вскрытии и подготовке месторождений, проведении разрезных траншей, развитии горных работ и строительстве стационарных инженерных сооружений.

Требования тщательного учета региональной горно-геологической ситуации при оценке сейсмобезопасных условий выполнения взрывных работ определяются наличием в геологическом разрезе слоя горных пород, служащего волноводом сейсмических волн, распространяющихся по такому каналу практически без потерь. При производстве взрыва на одном конце такого волновода, расположенного, например, в карьере, на другом его конце, выходящем в жилой район города или под промышленные объекты, ощущается более существенное сейсмическое действие взрыва, чем в породах, вмещающих волновод. Повышение сейсмического действия взрыва в волноводе зависит от самих условий взрывания: при длине сейсмической волны, не соизмеримой с параметрами волновода, его влияния можно и не заметить. В то же время при случайной реализации при взрыве данного заряда ВВ длины

волны, соизмеримой с мощностью волновода, сейсмическое действие взрыва может привести к серьезным нарушениям зданий, сооружений и других объектов, попадающих в сферу влияния волновода. В связи с этим региональная горногеологическая ситуация может оказать определяющее влияние на величины предельных сейсмически безопасных зарядов ВВ. В таких случаях их определяют на основе соответствующих научно-исследовательских работ и заключений специалистов-сейсмологов.

Необходимость учета региональной горно-геологической обстановки установлена и в условиях мягких вскрышных пород, подстилаемых толщей скальных горных пород с акустической жесткостью в 4—5 раз более высокой, чем у вскрышных пород. При глубине залегания подстилающих горных пород, совпадающей с длиной сейсмических волн, отражение их и выход на поверхность осуществляется при существенном повышении амплитуды колебаний и ее частоты. Такая трансформация сейсмических волн, выходящих под окружающие здания и сооружения на расстояниях в пять-семь длин волн от места взрыва, вызывает подчас необъяснимые разрушения зданий, особенно с длинными фундаментами. В таких условиях при совмещении открытых и подземных горных работ взрывы на карьерах могут привести к существенным нарушениям устойчивости относительно далеко (5—7 длин волн) расположенных от карьера подземных горных выработок. Тщательный учет в подобных условиях региональной горно-геологической и горно-технической ситуации, разработка соответствующего календарного плана отработки рудных полей открытым и подземным способом, правильное ориентирование взрываемых блоков, выбор сейсмобезопасных величин зарядов и допустимой длины волны — все это позволяет избежать существенных осложнений при ведении горных работ.

Эффективным методом специальной сейсмической защиты сооружений является экранирование сейсмических волн путем создания между зоной действия взрыва основного заряда ВВ и защищаемым инженерным сооружением прослой пород с отличающейся от материнской породы акустической жесткостью. Ослабление интенсивности сейсмических колебаний при экранировании волн происходит как вследствие их отражения от внутренней границы экрана, так и вследствие интенсивного затухания колебаний в самом экране. Экспериментально установлено (см. § 34), что скорость колебаний за экраном обычно снижается в 2—3 раза. Это дает возможность повышения величины сейсмобезопасного заряда в 4—9 раз. По мере повышения удельного расхода ВВ в зарядах, формирующих экран, его локализирующее действие повышается; энергия, проходящая за экран, и скорость колебаний за экраном снижаются.

Определение допустимой из условий сейсмической безопасности величины заряда за экраном возможно следующим образом. Рассчитав допустимую скорость колебаний среды из условий ее упругой

деформации (266) и приравняв ее скорости u , наблюдаемой за экраном, сформированном при удельном расходе ВВ q_3 (222), определяем возможную скорость колебаний частиц среды перед экраном

$$u = \frac{0,375 \left(C_p^2 - \frac{4}{3} C_s^2 \right) \{ [1 + (1 - 2\mu) \varepsilon_0]^{3/2} - 1 \}}{C_p [1 + (1 - 2\mu) \varepsilon_0]^4} \cdot \frac{2}{2 - q_3} \cdot 10^2, \text{ см/с.} \quad (283)$$

С учетом зависимости (262) исходное уравнение для определения сейсмобезопасной величины основного заряда ВВ составит

$$7,5 \cdot 10^4 \sqrt{\frac{g}{\rho C_p \tau}} \left[\frac{\sqrt{Q}}{R} \right]^{1,5} = \frac{37,5 \left(C_p^2 - \frac{4}{3} C_s^2 \right) \{ [1 + (1 - 2\mu) \varepsilon_0]^{3/2} - 1 \}}{C_p [1 + (1 - 2\mu) \varepsilon_0]^4} \cdot \frac{2}{2 - q_3},$$

откуда

$$Q = \frac{25 \left(C_p^2 - \frac{4}{3} C_s^2 \right)^2 \{ [1 + (1 - 2\mu) \varepsilon_0]^{3/2} - 1 \}^2}{C_p g [1 + (1 - 2\mu) \varepsilon_0]^8 \cdot 10^8} \left(\frac{2}{2 - q_3} \right)^2, \text{ кг.} \quad (284)$$

Анализ полученной зависимости (рис. 82) показывает, что взрывание с экранированием позволяет повысить сейсмобезопасную величину заряда по отношению к обычному взрыванию в $(2/2 - q_3)^2$ раз, что чрезвычайно важно для организации высокопроизводительного и ритмичного производства взрывных работ в горнодобывающей промышленности и гидротехническом строительстве.

Существенным недостатком методики экранирования является то, что при высоком расходе ВВ в зарядах экрана само формирование его может вызвать определенные нарушения защищаемых объектов, а также неизбежность проникновения некоторой части энергии сейсмических волн через экранирующую преграду ввиду ее сжимаемости. При этом по мере увеличения заряда, взрываемого на экран, проникновение энергии сейсмических волн через экран увеличивается ввиду повышения его сжимаемости при подходе к экрану более мощных волн.

Более благоприятные условия сейсмической защиты сооружений будут наблюдаться в том случае, когда в качестве экрана служит не среда с отличной от основной породы акустической жесткостью, а поляя щель достаточной ширины. Такая щель в горной породе может быть сформирована при предварительном взрывании ряда сближенных между собой зарядов ВВ.

Необходимая ширина щели h , формируемой при предварительном взрывании ряда зарядов, определяется тем, что развиваемое

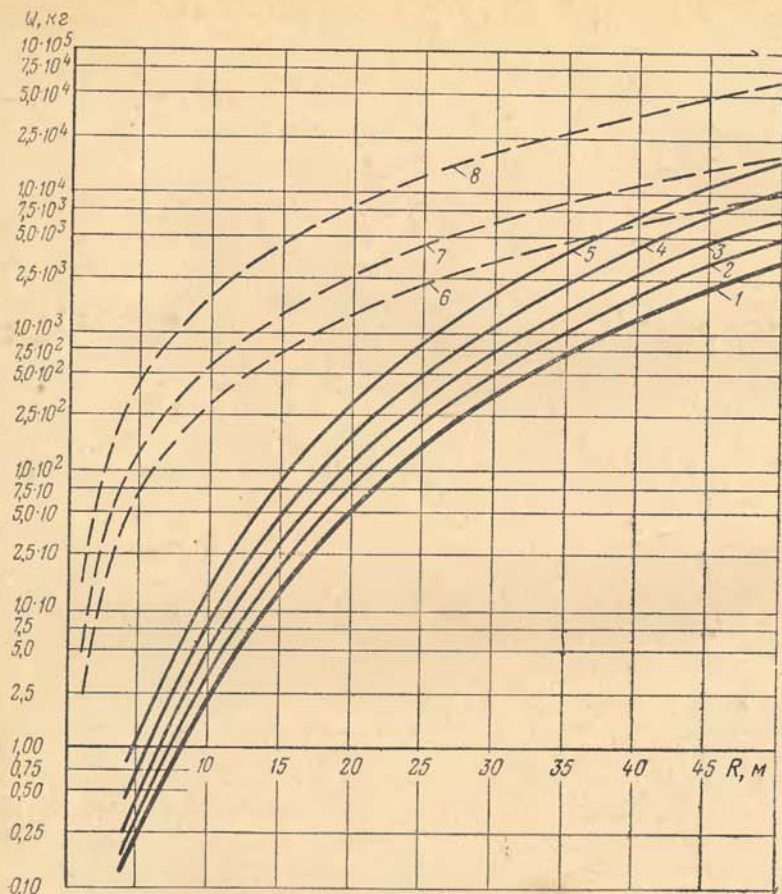


Рис. 82. Изменение сейсмически безопасной величины заряда в зависимости от расстояния и методов экранирования сейсмических волн при взрывании с предварительным щелеобразованием (пунктирные линии) и при взрывании с экранированием (сплошные линии) и при обычном взрывании (жирная линия):

1 — при обычном взрывании, 2, 3, 4 и 5 — с удельным расходом ВВ в зарядах экрана соответственно 250, 500, 750 и 1000 г/м³; 6, 7, 8 — при соотношении a/d соответственно 12, 8 и 4

при взрыве основного заряда ВВ смещение частиц s не должно ее превышать

$$s \leq h. \quad (285)$$

Смещение частиц среды при прохождении сейсмических волн

может быть определено как $s = \int_0^t u dt \approx \frac{ut}{2}$,

или

$$s = \frac{3,72 \cdot 10^3 Q^{0,6}}{R^{1,25} \sqrt{\rho C_p}}, \text{ см.} \quad (286)$$

Тогда как ширина щели, формируемой вследствие разгрузки среды на свободный объем зоны местного действия взрыва может быть установлена из уравнения (16)

$$h = \frac{0,785 d_0^2}{a} \left[\frac{1000}{\sigma_{сж}^{3/4}} \right]^{0,85} \sqrt{k_3}, \text{ см.} \quad (287)$$

Следовательно, сейсмически безопасная масса заряда ВВ, взрываемого на щель, сформированную зарядами диаметром d_0 при коэффициенте заряжения k_3 и расстоянии между ними a , составит

$$Q^{0,6} = \frac{d_0^2}{4,75 \cdot 10^3 a} \sqrt{\rho C_p} \left[\frac{31,6}{\sqrt{J^3}} \right]^{0,85} \sqrt{k_3} R^{1,25}, \text{ кг.} \quad (288)$$

Анализ полученного уравнения показывает, что по мере увеличения ширины щели за счет более частого расположения зарядов, повышения их диаметра или коэффициента заряжения допустимая величина сейсмически безопасного заряда ВВ на одном и том же расстоянии растет (рис. 82).

Анализ эффективности сейсмической защиты сооружений при экранировании или предварительном щелеобразовании показывает, что действие экрана в наибольшей степени проявляется на расстояниях 10—15 м и выше, тогда как действие щели позволяет существенно увеличивать сейсмобезопасную массу заряда ВВ на самых близких расстояниях. При повышении расстояний до 45 м методика взрывания с экранированием дает такие же показатели, как и методика предварительного щелеобразования.

Использование данных методов сейсмической защиты представляет значительный интерес, особенно при подходе взрывных работ к предельному контуру карьеров. При этом экспериментально установлено, что область целесообразных расстояний между зарядами предварительного щелеобразования колеблется от 6 до 15 диаметров зарядов, увеличиваясь с повышением трещиноватости пород, а расход ВВ составляет около 0,52 кг на 1 м скважины.

Рассмотренные выше инженерные методы сейсмической защиты сооружений дают возможность детального расчета безопасных параметров взрывания, что может быть проиллюстрировано на конкретных примерах.

Пример 1. В известняках с коэффициентом крепости $f = 8 + 9$ и скоростью продольной волны 4200 м/с взрывным способом проходят разрезную траншею. На борту карьера стоит здание компрессорной на расстоянии 100 м. Определить величину допустимого заряда, если в качестве ВВ используется итданит, а частота взрывов составляет около 50 в год.

Решение. В соответствии со СНИП П-А 12—69 здание компрессорной может быть отнесено к III классу промышленных сооружений. Тогда допустимая скорость колебаний, согласно данным табл. 31, составит 5,0 см/с. На основании зависимости (268) получаем, что для данных пород масса одновременно взрываемого заряда ВВ для расстояния 100 м не должна превышать 600 кг. Для дальнейшего определения допустимой величины заряда используют коэффициенты k_1, \dots, k_6 . Тогда окончательно масса заряда ВВ составит $Q_j = k_1 k_2 k_3 k_4 \dots k_6 Q_0$.

Пользуясь правилом 2/3 находим, что масса заряда на одно замедление должна составлять $2/3 \cdot 600 = 400$ кг. При указанной частоте взрывов масса заряда ВВ должна быть снижена на 10%, т. е. $0,9 \cdot 400 = 360$ кг. С учетом используемого ассортимента ВВ масса заряда может быть увеличена на величину $360 \sqrt[3]{Q_{V_1}/Q_{V_0}} = 385$ кг. Так как взрывание производится в траншейных условиях, масса заряда ВВ должна быть снижена в соответствии с данными табл. 35, т. е. $Q = 0,25 \times 385 = 96$ кг. Но так как компрессорная находится на борту карьера, а разрезная трапеза проходит так, что этот объект попадает на фланг взрываемых блоков, то при направлении детонации зарядов от объекта масса заряда ВВ может быть увеличена согласно данным § 44 в 5—6 раз и составит $5 + 6 \times 96 = 520$ кг. В том случае если масса заряда ВВ не удовлетворяет технологическим особенностям производства взрывных работ (например, при диаметре скважин 300 мм и высоте уступа 15 м, при расстоянии между скважинами 8×9 м и удельном расходе ВВ $0,6$ кг/м³ масса заряда ВВ в одной скважине составит 650 кг, что выше допустимого), его величина может быть повышена в 4—5 раз при использовании методики предварительного щелеобразования. Для этого по контуру борта траншеи бурят серию скважин диаметром 100—120 мм на расстоянии 1,2—1,5 м одна от другой. В процессе зарядки на дно скважины устанавливают сплошной колопковый заряд ВВ высотой 1 м, а затем гирлянду «патрон через патрон» с зарядом около 0,5 кг на 1 м скважины. При взрывании на предварительно сформированную щель общая масса заряда ВВ на одно замедление может быть повышена до 2600 кг. Это позволяет взрывать на одно замедление три-четыре скважины. В соответствии с проведенными расчетами должен быть составлен паспорт взрыва и утвержден главным инженером рудника.

Пример 2. На руднике подземных горных работ в породах с $f = 12 + 14$ и со скоростью продольной волны 5200 м/с выполняют посадку междукамерных целиков. В качестве ВВ используется детонит, частота взрывов в камерах около 250 в год. Учитывая, что на расстоянии 100 м находится ствол со сроком эксплуатации более 10 лет, определить сейсмобезопасную величину заряда ВВ на одно замедление.

Решение. В соответствии с данными табл. 32 ствол шахты как особо ответственный объект имеет допустимую относительную деформацию не более 0,0001, что для данных пород определяет допустимую скорость колебаний согласно табл. 33 не более 15 см/с. Тогда согласно зависимости (269) и рис. 76 допустимая масса заряда ВВ на одно замедление составит 995 кг. По правилу 2/3 масса заряда ВВ на одно замедление должна составлять $2/3 \times 995 = 665$ кг, а с учетом частоты взрывов $0,64 \times 665 = 425$ кг. С учетом ассортимента ВВ $0,9 \times 425 = 380$ кг. Поскольку взрыв осуществляется в междукамерных целиках, где имеются четыре открытых поверхности, масса заряда ВВ с учетом данных табл. 35 составит $380 \times 4 = 1520$ кг. В соответствии с проведенными расчетами должен быть составлен паспорт взрыва.

Пример 3. На открытых горных работах в гранитах крепостью $f = 8 + 9$ при скорости продольной волны 4000 м/с производится взрывание фронтальных забоев. На противоположном борту карьера на расстоянии 300 м находится жилой поселок. Определить сейсмобезопасную величину заряда ВВ, если в качестве ВВ используется аммонит № 6ЖВ, частота взрывов составляет 250 в год.

Решение. Согласно СНИП жилые дома, здания и сооружения гражданского назначения относятся ко II классу сооружений. Учитывая то, что

поселок построен давно и в нем имеются как кирпичные, так и блочные здания с отдельными незначительными трещинами, принимаем допустимую скорость колебаний согласно данным табл. 31 1,0 см/с. Тогда согласно зависимости (268) допустимая масса заряда ВВ составит 900 кг. Масса заряда ВВ на одно замедление в соответствии с правилом 2/3 составит $2/3 \cdot 900 = 600$ кг, с учетом частоты взрывов $0,64 \times 600 = 380$ кг. Вид ВВ в данном случае не влияет на величину заряда. Тогда как благодаря фронтальному расположению взрываемых блоков по отношению к поселку, $Q = 2 \times 380 = 760$ кг. Поскольку жилой поселок расположен на противоположном борту карьера, масса сейсмобезопасного заряда ВВ может быть увеличена еще в 2 раза, т. е. $Q = 2 \times 760 = 1520$ кг. В соответствии с проведенными расчетами должен быть составлен паспорт взрыва.

Сейсмическая защита инженерных сооружений в практической деятельности рудников, карьеров и гидротехническом строительстве на скальных основаниях позволяет получать значительный экономический эффект благодаря повышению производительности труда при взрывах зарядов ВВ большой величины, большей концентрации взрывных работ, сокращению сроков их выполнения и времени простоя оборудования, сохранности существующих зданий, инженерных сооружений, уступов, отвалов, камер и т. д., разрушение которых связано с большими материальными потерями.

Современное горнодобывающее производство является одной из наиболее активных областей народнохозяйственного использования взрыва. В настоящее время при среднегодовых темпах развития добычи твердых полезных ископаемых в 4—6% объем добываемой горной массы удваивается каждые 10—12 лет. Помимо значительного роста объемов горной массы, добываемой с применением энергии взрыва, разработка месторождения требует постоянного совершенствования существующих и изыскания новых технологических процессов добычи твердых полезных ископаемых, использование энергии взрыва в которых продолжает возрастать. Следовательно, в ближайшем будущем решение проблем достижения заданной степени дробления горных пород взрывом и сейсмической защиты сооружений становится еще более острым.

При условии дальнейшего повышения удельного расхода ВВ до значений, предельно допустимых из критической энергоемкости, следует ожидать, что общее количество расходуемых ВВ, исчисляемое сейчас сотнями тысяч тонн в год, увеличится по крайней мере вдвое, особенно на усилении развиваемых в ближайшем будущем открытых горных работах, где уже сейчас удельный расход ВВ достигает 1,2—1,5 кг/м³.

Следовательно, при сохранении к. п. д. взрыва на современном уровне (0,05—0,06) развитие производства потребует в ближайшие годы увеличения расхода ВВ в 4—6 раз, что повлечет за собой значительные капитальные затраты на строительство новых заводов ВВ в местах их массового потребления, складов, коммуникаций, создания средств механизации процессов заряжания и т. д. Все это определяет необходимость значительного развития работ по изучению процессов разрушения горных пород взрывом и более широкого внедрения научно-технических достижений, которыми располагает современная наука о взрыве, для повышения к. п. д. взрыва до 0,2—0,3.

В настоящее время, помимо крупных производственных предприятий, в области науки о взрыве в Советском Союзе работает более 65 научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций Академии наук СССР, высшей школы, отраслевых министерств и ведомств, объединяющих в своих рядах многочисленные коллективы высококвалифицированных специалистов.

Несмотря на определенную децентрализацию работы этих исследовательских коллективов и отсутствие их должной координации, выполненные в последние годы исследования свидетельствуют о том, что в процессе достижения заданной степени дробления горных пород взрывом за счет изменения их физического состояния, энергоемкости процесса разрушения, его технологии, конструкции зарядов, параметров нагружения пород, последовательности и интервалов замедлений при короткозамедленном взрывании, к. п. д. взрыва может быть повышен на 25—30%, т. е. с 0,05—0,06 до 0,07—0,08. В условиях постоянно растущего удельного расхода ВВ применение разработанных методов управления энергией взрыва позволяет ежегодно экономить около 50—60 млн. рублей. Не менее значительный экономический эффект может быть достигнут и при управлении сейсмическим действием взрыва, когда в результате изменения глубины заложения зарядов, их диаметра, числа открытых поверхностей, последовательности и интервалов замедлений, учета региональных горно-геологических условий, экранирования сейсмических волн представляется возможность в условиях густо застроенных промышленных районов увеличивать одновременно взрываемые заряды ВВ до 500—1000 т, экономия значительные трудовые и материальные ресурсы.

Наряду с широким промышленным внедрением уже известных методов дальнейшие исследования по управлению энергией взрыва должны быть направлены на более глубокое изучение действия взрыва в горных породах с увеличением продолжительности изучаемого процесса по отношению к длительности его протекания в среде. Как известно, длительность процесса разрушения горных пород взрывом составляет $1 \cdot 10^{-3}$ — $1 \cdot 10$ с. Для более глубокого изучения физической природы явлений, сопутствующих процессу разрушения, представляет интерес его рассмотрение в области $1 \cdot 10^{-6}$ — $1 \cdot 10^{-3}$ с, т. е. ещё в процессе развития детонации, взаимодействия продуктов детонации на границе раздела заряд—среда, взаимодействия волны в зарядной камере и начала их

распространения по среде. Это позволило бы выявить принципиально новые, до настоящего времени не изученные или недостаточно раскрытые явления, использование которых могло бы стать основой новых методов управления энергией взрыва. Значительный научный интерес представляет также изучение процесса разрушения горных пород взрывом в области $1 \cdot 10^{-4}$ — $1 \cdot 10^3$ с, когда возможно наблюдение явлений обратной консолидации разрушенных взрывом сред, в частности смыкание микро-макротрещин. Использование этих явлений может оказаться полезным при разработке новых методов управления энергией взрыва.

Выполнение подобных исследований в диапазоне изменения времени на 9—10 порядков и давления на 6—7 порядков потребует создания принципиально новых средств получения информации, основанных на использовании эффекта электромагнитного поля, формируемого при взрыве ВВ как в самом заряде, так и окружающей его среде, пьезоэффекта, характерного для многих компонентов горных пород, эффекта ионизации среды при прохождении ударных волн и других физических эффектов.

При увеличении глубины подземных горных работ, которые постепенно будут замещать открытые горные работы, повышение эффективности использования энергии взрыва может быть получено на основе комплексного использования энергии детонирующего заряда ВВ и суммируемой с ней упругой энергии горных пород.

Для реализации новых методов управления энергией взрыва потребуются создание принципиально новых ВВ и средств взрывания, технологии заряжания и средств доставки ВВ, позволяющих широко управлять параметрами детонации ВВ и его физико-химической характеристикой, например нагнетать жидкие ВВ в пористые структуры и неконсолидированные грунты; детонировать их во времени так, чтобы на фронте волны были возможны структурные изменения окружающей среды и получение пород с заранее заданными свойствами, например по модулю объемного сжатия и т. д.

Изучение физических явлений, сопутствующих взрыву в среде, и создание на этой основе методов управления его энергией дадут народному хозяйству значительный экономический эффект.

Наряду с дальнейшим развитием методов и средств сейсмической защиты сооружений на основе изучения спектрального состава сейсмических колебаний значительные успехи могут быть до-

стигнуты при использовании сейсмических колебаний как источника информации о состоянии горных пород, механическом действии взрыва в различных зонах, длительной устойчивости обнажений горных пород и инженерных сооружений, по мере потери устойчивости которых их отдельные элементы и отчлененные блоки начинают колебаться с возрастающей частотой. Определение предельных значений этих колебаний позволит прогнозировать применение определенных инженерно-технических мероприятий по укреплению сооружений или обнажений горных пород.

Отмеченные перспективы развития научных исследований, техники и технологии взрывных работ далеко не исчерпывают всех задач, которые могут быть поставлены в этой области. Своевременная, глубоко обоснованная физически постановка таких задач и их решение с привлечением современного арсенала технических средств физического эксперимента позволят в ближайшие годы значительно повысить общую эффективность и технические возможности использования взрыва в народном хозяйстве. Это послужит значительным вкладом науки о взрыве в решение общих задач научно-технического прогресса в нашей стране.

1. Авершин С. Г., Мосинец В. Н. Деформационные свойства и устойчивость горных пород при сейсмическом действии взрыва. ПНТИ Кирг. ССР, Фрунзе, 1967. 22 с.
2. Адигамов Я. М., Оводенко Б. К. Основы экономической оценки потерь руды при открытом способе разработки. М., «Наука», 1974, 140 с.
3. Баранов Е. Г., Мосинец В. Н., Клаповский В. Е. Совершенствование технологии буровзрывных работ на рудных карьерах Киргизии. М., ЦИИИцветмет, 1961. 180 с.
4. Баранов Е. Г., Мосинец В. Н. Метод взрывания на рыхление с предварительным окоптуриванием разрушаемого массива. — «Горный журнал», 1964, № 7, с. 30—34.
5. Барсанаев С. Б. О параметрах волн напряжения при взрывании шпуровых зарядов в породах со средней акустической жесткостью. — Труды V сессии Ученого совета по народнохозяйственному использованию взрыва. «Илим», Фрунзе, 1965, с. 124—134.
6. Баум Ф. А., Станюкович К. П., Шехтер Б. И. Физика взрыва. М., Физматгиздат, 1960, 800 с.
7. Бреховских Л. М. Волны в слоистых средах. М., изд-во АН СССР, 1957. 502 с.
8. Броберг К. Б. Ударные волны в упругой и упруго-пластической среде. М., Госгортехиздат, 1959. 116 с.
9. Бронников Д. М. Выбор параметров взрывных скважин при подземной отбойке руд. М., Госгортехиздат, 1961. 112 с.
10. Волков С. Д. Статистическая теория прочности. Свердловск, Гостехиздат, 1960. 216 с.
11. Демидюк Г. П., Ведутин В. Ф. Эффективность взрыва при проведении выработок. М., «Недра», 1973. 152 с.
12. Друкованный М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах. М., «Недра», 1973. 415 с.
13. Дубнов Л. В., Бахаревич Н. С., Романов А. И. Промышленные взрывчатые вещества. М., «Недра», 1973. 319 с.
14. Дубынин Н. Г., Рябченко Е. П. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра. Новосибирск, «Наука», СО АН СССР, 1972. 136 с.
15. Жариков И. Ф., Марченко Л. Н. Исследование механизма действия удлиненных зарядов при взрыве в твердой среде. — В кн.: «Взрывное дело», № 71/28. М., «Недра», 1972, с. 81—91.
16. Исследование эффективности действия взрыва при многоточечном инициировании удлиненных зарядов. — В кн.: «Взрывное дело», № 71/28. М., «Недра», 1972, с. 102—108. Авт.: Н. П. Сеинов, Л. Н. Марченко, И. Ф. Жариков и др.
17. Калабин А. И. Подземное выщелачивание руд. М., Атомиздат, 1969. 375 с.
18. Клаповский В. Е. Особенности действия зарядов различной конструкции в среде. — Труды V сессии Ученого совета по народнохозяйственному использованию взрыва. Фрунзе, «Илим», 1965, с. 91—100.
19. Кольский Г., Рейдер Д. Волны напряжений и разрушение. Сб. «Разрушение», т. I, «Микроскопические и макроскопические основы механики разрушения», М., «Мир», 1973. с. 570—609.
20. Корчинский И. Л. Сейсмостойкое строительство зданий. М., «Высшая школа», 1971. 319 с.
21. Кузьмин Е. А., Пух В. П. Скорость роста хрупкой трещины в стекле и кагифоли. — В кн.: «Некоторые проблемы прочности твердого тела», М.-Л., «Наука» 1959. с. 367—374.
22. Ляхов Г. М. Основы динамики взрыва в грунтах и горных породах. М., «Недра», 1974. 192 с.
23. Марченко Л. Н. Увеличение эффективности взрыва при добычании полезных ископаемых. М., «Наука», 1965. 222 с.
24. Медведев С. В. Сейсмика горных взрывов. М., «Недра», 1964. 188 с.
25. Мельников Н. В. Будущее открытых горных разработок. М., «Наука», 1972. с. 234.
26. Механический эффект подземного взрыва. М., «Недра», 224 с. Авт.: В. Н. Родионов, В. В. Адушкин, В. Н. Костюченко, В. Н. Николаевский, А. Н. Ромашов.
27. Миროнов П. С. Взрывы и сейсмобезопасность сооружений. М., «Недра», 1973. 168 с.
28. Мосинец В. Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом. Фрунзе, «Илим», 1963. 236 с.
29. Мосинец В. Н. Деформация горных пород взрывом. Фрунзе, «Илим», 1971. 188 с.
30. Мосинец В. Н., Горбачева Н. П. Сейсмологический метод определения параметров зон деформации горных пород взрывом. — В кн.: «Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых», № 6. «Наука», СО АН СССР, 1972, с. 43—52.
31. Мосинец В. Н., Савельев Ю. Я. Особенности распространения сейсмических волн в области горных выработок. Изв. АН Кирг. ССР, № 2, 1968, с. 8—12.
32. Мосинец В. Н., Пашков А. Д., Латышев В. А. Разрушение горных пород. М., «Недра», 1975, с. 240.
33. Мусхелешвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. М., «Наука», 1966. 707 с.
34. Об эффективности применения активной забойки. — В кн.: «Взрывное дело», № 71/28. М., «Недра», 1972, с. 134—139. Авт.: Н. П. Сеинов, И. Ф. Жариков, Б. С. Валнев, В. Г. Удачин.
35. Пасечник И. П. Характеристика сейсмических волн при ядерных взрывах и землетрясениях. М., «Наука», 1970. 192 с.
36. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М., Промстройиздат, 1957. 276 с.
37. Развитие и совершенствование открытых горных работ. Под редакцией М. Г. Новожилова. Киев, Гостехиздат, 1963. 392 с.
38. Ромашов А. Н. О природе некоторых волн в грунте, возбуждаемых подземным взрывом. — В кн.: «Взрывное дело», № 64/21, М., «Недра», 1968, с. 158—191.
39. Рубцов В. К. Расчеты заданного выхода крупных и мелких кусков породы на карьерах. — В кн.: «Взрывное дело», № 62/19, М., «Недра», 1967, с. 84—99.
40. Рулев Б. Г. Динамические характеристики сейсмических волн при подземных взрывах. — В кн.: «Взрывное дело», № 64/21, М., «Недра», 1964, с. 109—158.
41. Сафонов Л. В., Кузнецов Г. В. Сейсмический эффект взрыва скважинных зарядов. М., «Наука», 1967, с. 102.
42. Сейсмический эффект взрывов на выброс в нескальных связных грунтах. — Труды Ин-та физики Земли АН СССР, изд. АН СССР, вып. 6, М., 1962, с. 3—72. Авт.: Н. В. Кузьмина, А. Н. Ромашов, Б. Г. Рулев, Д. А. Харин.

43. Сиротюк Г. Н., Барон Л. И. Исследование критериев оценки гранулометрического состава породы, отбитой взрывом. — В кн.: «Взрывное дело», № 67/24, М., «Недра», 1969, с. 55—69.

44. Терентьев В. И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руд подземным способом. М., «Недра», 1972. 196 с.

45. Фадеев А. Б. Дробящее и сейсмическое действие взрывов на карьерах. М., «Недра», 1972. 132 с.

46. Фридман Я. Б. Объединенная теория прочности материалов и диаграмма механического состояния. — ЖТФ, т. XIII, вып. 9—10, 1943. с. 502—519.

47. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжения при разрушении пород взрывом. М., Госгортехиздат, 1962. 200 с.

48. Черепанов Г. П. Механика хрупкого разрушения. М., «Наука», 1974. 640 с.

49. Шапиро Я. М. Внешняя баллистика. М., Воениздат, 1946, 408 с.

50. Шарц В. Л. К вопросу о прочности. — ЖТФ, вып. 9, с. 1647—1653.

51. Шемякин Е. И. О волнах напряжений в прочных горных породах. — ПМТФ, 1963, № 5, с. 83—93.

52. Ягодкин Г. И., Мохначев М. П., Кунтыш М. Ф. Прочность и деформируемость горных пород в процессе их нагружения. М., «Наука», 1971. 148 с.

ПРИНЯТЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

- A — энергия разрушения, кгс·м
 C — скорость волн, м/с
 C_p — скорость продольных волн, м/с
 C_s — скорость поперечных волн, м/с
 C_R — скорость волны Релея, м/с
 D — средний диаметр разрушаемого объема до взрыва, см
 E — модуль упругости (Юнга), кгс/см²
 F — критическая энергия разрушения, кгс·м/м³
 G — модуль сдвига, кгс/см²
 H — высота разрушаемого объема (уступа, блока), м
 I — импульс взрыва, кгс/см²
 L — константа Лямэ, кгс/см²
 L_3 — длина заряда, м
 N — показатель степени дробления
 P — давление газообразных продуктов взрыва, кгс/см²
 Q_V — потенциальная энергия ВВ, кгс·м/кг
 Q — масса заряда ВВ, кг
 R — расстояние, м
 S — поверхность зон напряжений, м²
 T — период колебаний среды при взрыве, с
 U — отношение акустических жесткостей двух сред
 V — объем, м³
 W — упругая энергия среды, кгс·м
 \bar{A} — акустическая жесткость пород, кг/м³·м/с
 K — модуль объемного сжатия среды, кгс/см²
 M — молекулярный вес химических элементов, слагающих породы
 Φ — содержание классов крупности во взорванной массе, %
 a — расстояние между зарядами, м
 b — расстояние между рядами зарядов, м
 d_c — средний диаметр кусков взорванной горной массы после взрыва, см
 d_0 — диаметр заряда, см
 e — основание натуральных логарифмов
 J — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова
 f_0 — частота сейсмических колебаний среды

g — ускорение силы тяжести, m/c^2
 h — граница раздела сред
 $h_{пер}$ — глубина чербура, м
 k_p — коэффициент разрыхления
 k — показатель изотропии
 l_0 — длина начальных трещин в среде, см
 m — коэффициент сближения зарядов
 n — показатель степени затухания волн
 n_0 — выход негабарита, %
 N_j — число открытых поверхностей
 q — удельный расход ВВ, $кг/м^3$
 r_0 — радиус заряда, м
 s — смещение на фронте волны, см
 t — продолжительность процесса, с
 u — скорость смещения на фронте волны, $см/с$
 v_n — скорость нагружения пород, $кгс/см^2/с$
 v_p — скорость разлета пород, $м/с$
 w — л. п. с. или глубина заложения заряда, м
 γ — показатель степени затухания на фронте волны
 ε — относительная деформация
 η — к. п. д. взрыва;
 O — показатель степени числа разрушенных взрывом частиц
 λ — длина волны при взрыве, м
 μ — коэффициент Пуассона
 ϕ — коэффициент влажности пород
 $\rho_{ВВ}$ — плотность ВВ, $кг/м^3$
 ρ — плотность пород, $кг/м^3$
 σ_R — нормальное напряжение, $кгс/см^2$
 σ_τ — тангенциальные напряжения, $кгс/см^2$
 σ_* — техническое сопротивление среды разрушению, $кгс/см^2$
 τ — касательные напряжения, $кгс/см^2$
 ω — скорость детонации ВВ, $м/с$

Аквадак 57
 Акватор 169
 Аммонит 141
 Аммонит 78, 96, 110, 119
 Амплитуда смещения 198
 Антисейсмические усиления 227

Бал колебаний 225
 Безопасность сооружений 225
 Боевик промежуточный 110, 161

Взрыв 6
 Взрыв ядерный 75, 88
 Взрывание групповое 92, 96
 — диагональное 145
 — в зажатой среде 139, 141, 175
 — в глубоко зажатой среде 177
 — короткозамедленное 94
 — многорядное короткозамедленное 94, 145
 — многорядное 94, 145
 — однорядное 145
 — одиночное 92
 — с сохранением геологической структуры среды 186
 Взрывчатые материалы 135
 Внешний контур разрушения 175
 Внутренний контур разрушения 90, 179
 Волна детонационная 121
 — вторичная 98, 114
 — первичная 98, 114
 — пластическая 49, 205
 — поверхностная Релея 9, 199, 222
 — поверхностная Лява 9, 199

— поперечная 9, 199
 — продольная 9, 199, 222
 — разрежения 52, 121
 — растяжения 12, 52
 — сжатия 11, 52
 — сейсмическая 8, 220
 — ударная 8, 40
 — упругая 43
 Воронка выброса 146
 Воронка откольная 160
 Выход негабарита 92, 96, 106, 116, 125, 141, 174
 Вязкость 16

Газовый поток 113
 Газодинамический затвор 123
 Гипотеза разрушения энергетическая 71
 Глубина заложения заряда 95
 Граница раздела сред 50
 Гранулированные ВВ 110
 Грапулит 141
 Гранулометрический состав взорванной массы 78, 116, 117, 125, 147
 Грамонал 141

Давление взрыва 34
 Детонит 78, 155
 Дефект среды 53, 58
 Диаграмма деформации горных пород 101
 — механического состояния материалов 18, 73
 — нагружения горных пород 101, 109

Диаметр заряда 98, 110, 130
Динафталит 169

Единые правила безопасности 196, 218

Жесткость акустическая 38, 54, 61, 70, 215
— — нагружения 21

Забойка 153

Закон предельной энергоемкости 86, 134

Заряд парносближенный 168
— плоский 165
— сферический 165
— цилиндрический 165

Зерногранулит 110

Зона активного разрушения 83
— действия взрыва 9, 197
— интерференции 213
— неуправляемого разрушения 84, 137
— пластического течения 9, 197
— управляемого разрушения 84
— упругих деформаций 197

Зона упруго-пластических деформаций 9, 197
— химической реакции 110, 165

Игдапит 110

Импульс взрыва 41, 64, 113, 156

Индекс дробления 122

Инициирование зарядов ВВ 121
— — верхнее 160
— — нижнее 162

Интервал замедлений 94, 149, 246

Интенсивность нагружения 16

Интерференция волн 212, 239

Источник сейсмических колебаний 200

Кинетическая энергия выброса 80, 82

Кондиционность взорванной массы 125

Консолидация грунта 108

Константа Лямэ 54

Координаты Лагранжа 47, 215

Коэффициент зажима среды 139, 175
— использования шпуров 164
— крепости пород 29, 117
— пластичности 18
— полезного действия взрыва 82
— Пуассона 18, 54
— разрыхления 82, 187
— рядности схемы 152
— сближения зарядов 95, 96, 145, 149
— хрупкости 17

Критическая энергия разрушения 80

Масса заряда 140

Модель среды линеинно-упругой 15, 106, 171
— нелинейно-упругой 15, 171
— упругой 15, 53
— упруго-пластической 15, 53, 106, 168, 215
— упруго-пластической несжимаемой 15

Модуль объемного сжатия 54, 74, 105
— сдвига 54
— схемы 150
— сцепления 58, 63
— Юнга 54

Нагрузка на заряд 149

Напряжение на фронте волны 43

Начальное давление взрыва 66

Номограмма 117, 148, 232, 233, 234, 236

Область сейсмической тени 212, 237, 241
— — полутени 240
— — света 240

Оболочки водонаполненные 116

Объем разрушения начальный 74

Объем расширения конечный 35

Оконтуривание выработок 164, 187

Остаточные деформации 228

Пентолит 110

Период колебаний 197, 223

Пластичность 17, 63

Плотность заряжания 44, 111

Плотность пород 70, 105

Плоскость Чепмена — Жуге 165

Подземное выщелачивание 86, 235

Показатель изэнтропии 34

Показатель полости 114

Показатель степени дробления 75, 136, 141

Поле напряжений вторичное 90, 175
— — первичное 90, 153

Потери полезных ископаемых 185

Правило «двух третей» 246

Преграда сейсмическая 209, 237

Предварительное щелеобразование 253

Предельная степень дробления пород 135

Предразрушение массива горных пород 90

Принцип суперпозиции 201, 206

Промежуток воздушный радиальный 112
— — осевой 112

Разгрузка пород 32, 171

Разрушение пластическое 55
— самопроизвольное 59
— хрупкое 54

Разубоживание полезных ископаемых 185

Расположение скважин квадратное 148, 168
— — шахматное 148, 168

Расстояние между зарядами 95, 139
— — рядами зарядов 95

Сейсмическая защита инженерных сооружений 73, 188, 200

Сейсмограмма 202

Система управления энергией взрыва 99

Скорость детонации ВВ 7, 44, 103, 109, 169
— деформации 16
— колебаний допустимая 224
— — предельная 224

— массового смещения среды 41, 73, 157, 197
— развития трещин 62, 66, 154

Сопротивление по подошве 95, 139
— пород разрушению 72
— — растяжению 20
— — сжатию 20
— — срезу 20

Среда трехкомпонентная 103

Средний линейный размер куска 85, 98, 118, 130

Схема группового взрывания 150

Тиксотропное разжижение грунта 107

Трещина 53

Тротил 110

Увлажнение разнородных пород 104

Удельная плотность импульса 163
— — энергии 82, 85

Удельный расход ВВ 135

Удельная энергия разрушения 29, 85

Управление энергией взрыва 99, 174, 190

Ускорение смещения 198

Устойчивость горных пород 228

Функция распределения трещин 67

Хрупкость 17, 59

Целик 234, 236

Циклично-поточная технология 86, 125

Щель 251

Шнур детонирующий 124

Частота взрывов 247

Экзотермичность 7

Экранирование волн напряжения 179, 185

Элементы расположения зарядов 139

Энергия волны 36

Энергия сейсмических колебаний 198

Ядро скальвающих напряжений 242

Явление неразрывности движения 82

Явление предельной энергоемкости 134

Введение	3
--------------------	---

РАЗДЕЛ I

ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Глава I. Механизм разрушения горных пород взрывом	6
§ 1. Общие понятия и определения	6
§ 2. Механизм разрушения горных пород взрывом	10
§ 3. Деформация горных пород в статике и динамике	14
§ 4. Энергетические основы пластического и хрупкого разрушения горных пород при переменной скорости нагружения	27
§ 5. Механизм передачи энергии детонирующего заряда взрывчатого вещества окружающей среде	34
Глава II. Распространение волн напряжений в горных породах	40
§ 6. Основные параметры волн напряжения	41
§ 7. Распространение упругих волн напряжения	43
§ 8. Распространение упруго-пластических волн	47
Глава III. Процесс развития трещин в упруго-пластических горных породах	53
§ 9. Механизм развития трещин	54
§ 10. Параметры развития трещин	55
§ 11. Энергетические условия развития трещин в оптимальном режиме	61
§ 12. Определение оптимальных параметров взрывчатых веществ	65
Глава IV. Энергетические основы процесса разрушения горных пород взрывом	71
§ 13. Энергетическая гипотеза процесса разрушения горных пород взрывом	71

§ 14. Физические основы предельной энергоемкости дробления горных пород взрывом	83
§ 15. Условия взаимодействия зарядов при групповом взрывании	89
§ 16. Механизм разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании	93
§ 17. Параметры расположения зарядов ВВ при групповом взрывании	95

РАЗДЕЛ II

ДРОБЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Глава V. Управление характером нагружения горных пород в процессе деформации их взрывом	100
§ 18. Диаграммы деформации и нагружения горных пород	100
§ 19. Направленное изменение физического состояния горных пород до выполнения взрывных работ	103
§ 20. Изменение характера нагружения горных пород в процессе их деформации взрывом	109
Глава VI. Изменение импульса взрыва в процессе детонации взрывчатого вещества	111
§ 21. Применение зарядов взрывчатых веществ с воздушными промежутками	112
§ 22. Применение зарядов взрывчатых веществ с воздушными промежутками и в водонаполненных оболочках	116
§ 23. Многоточечное инициирование удлиненных зарядов взрывчатых веществ	121
Глава VII. Изменение количественных параметров взрывных работ	124
§ 24. Критерии оценки качества дробления взорванной горной массы	125
§ 25. Рациональные параметры взрывных работ — основа достижения предельной энергоемкости качественного дробления горных пород	131
§ 26. Техничко-экономические критерии оценки оптимальности параметров буровзрывных работ	143
§ 27. Коэффициент сближения зарядов	145
§ 28. Критерии оценки и конструирования схем многорядного короткозамедленного взрывания	149

Глава VIII. Изменение параметров первичного поля напряжений в массиве горных пород	153
§ 29. Забойка шпуров и скважин	153
§ 30. Верхнее и нижнее инициирование удлиненных зарядов	159
§ 31. Особенности действия в горных породах сферических, цилиндрических и плоских зарядов ВВ	164
§ 32. Дробление горных пород при использовании шаросближенных зарядов	168

Глава IX. Изменение параметров вторичного поля напряжений в массиве горных пород	174
§ 33. Регулирование граничных условий на внешнем контуре разрушения при взрывании в зажиме	175
§ 34. Регулирование граничных условий на внутреннем контуре разрушения при экранировании энергии волн напряжений	179
§ 35. Классификация методов управления энергией взрыва и определение граничных условий их эффективного применения	190

РАЗДЕЛ III

СЕЙСМИЧЕСКОЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Глава X. Физические основы сейсмического действия взрыва в горных породах	196
§ 36. Сейсмические волны	197
§ 37. Механизм формирования сейсмических колебаний	200
§ 38. Механизм распространения сейсмических волн при взаимодействии с преградой	209
Глава XI. Параметры колебаний при сейсмическом действии взрыва в горных породах	218
§ 39. Параметры сейсмических колебаний	219
§ 40. Скорость колебаний зданий и сооружений при сейсмическом действии взрыва	223
§ 41. Определение количественных параметров сейсмического действия взрыва в промышленных условиях	230
§ 42. Распространение колебаний в области сейсмической тени	237

Глава XII. Управление сейсмическим действием взрыва в горных породах	243
§ 43. Управление сейсмическим действием взрыва одиночного заряда	244
§ 44. Управление сейсмическим действием при взрывании группы зарядов	246
§ 45. Управление действием взрыва при распространении сейсмических волн	249
Заключение	256
Список литературы	260
Принятые обозначения	263
Предметный указатель	265

Моснец Владимир Николаевич

**ДРОВЯЦЕ И СЕЙСМИЧЕСКОЕ ДЕЙСТВИЕ
ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ**

Редактор издательства *И. Д. Мелизов*

Передает художника *В. Д. Петухова*

Технические редакторы *В. Д. Прохорова*,
Л. Н. Шилькова

Корректор *Н. А. Трумова*

Сдано в набор 22/IX 1975 г.

Подписано в печать 5/VII 1976 г. Т-13212.

Формат 60 × 90^{1/8}. Бумага № 3.

Печ. л. 17,0. Уч.-изд. л. 17,74.

Тираж 2300 экз. Заказ № 509/5512—9.

Цена 1 р. 93 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12,

Третьяковская проезд, 1/19.

Ленинградская типография № 6 Союзполиграфпрома
при Государственном комитете Совета
Министров СССР по делам издательств, полиграфии
и книжной торговли.
196006, Ленинград, Московский пр., 91.