

ГРАММОНИТ 50/50 пригоден для заряжания скважин только с непроточной водой с высотой столба воды, равной $1/3$ длины заряда. Это рассчитано исходя из возможности полного растворения селитры, находящейся в составе граммонита в воде, и заполнения этим раствором пространства между гранулами тротила. Заряд гранулолота длиной 1 м поглощает столб воды 0,35 м. Через некоторое время после засыпки его в обводненную скважину образуется суспензия гранулолота в растворе селитры, что увеличивает плотность заряжания до 1,30—1,35 г/см³. Это способствует его детонации с высокой скоростью — 5,0—5,5 км/с. При правильной технологии применения он превосходит гранулолот по эффективности, но может применяться только в монолитных породах, чтобы исключить утечки раствора селитры.

ГРАММОНИТ 79/21 имеет нулевой кислородный баланс, одинаковый по составу с порошкообразным аммонитом 6ЖВ и может применяться также и в подземных условиях.

В последние годы с целью экономии тротила выпускается граммонит 82/18, содержащий его на 3 % меньше, чем 79/21. Практически взрывчатые характеристики и кислородный баланс не изменились в ощутимых пределах. Это решение аналогично принятому для предохранительных ВВ: в аммонит ПЖВ-20 с целью увеличения его детонационной способности добавлено 3 % тротила и он выпущен под маркой Т-19. Для инициирования всех граммонитов требуется промежуточный детонатор.

Граммонит 79/21 является хорошо сыпучей механической смесью гранулированной селитры с чешуйчатым тротилом. При механизированном зарядании образуется много взрывчатой пыли, поэтому его перед заряданием увлажняют, добавляя 3—6 % воды. Зарядание вручную не сопровождается существенным пылением. Зарядание этим граммонитом возможно сухих и влажных шпуров и скважин.

Выпускаются граммониты 79/21 и 82/18 с чешуйчатым тротилом. Они обладают повышенной склонностью к пылению, из-за чего при зарядании нисходящих скважин их надо увлажнять

до 10—12 %, а восходящих до 3—5 %. В увлажненном состоянии увеличивается плотность заряжания, но снижается чувствительность к детонации.

В настоящее время запрещено применять в подземных условиях граммониты на чешуйчатом тротиле. Выпущены граммониты на гранулолите, которые заменяют ранее применявшиеся. Граммонит на чешуйчатом тротиле предназначен преимущественно для взрывания на земной поверхности для сухих скважин.

Объем применения неводоустойчивых граммонитов должен быть уменьшен, т.к. они должны быть в основном заменены на большинстве объектов бестротильными гранулированными сухими с добавками эмульсии (эмулиты) и эмульсионными ВВ.

Граммониты на пористой селитре с содержанием гранулолота 5—20 % и солярового масла разработаны НТФ «Взрывтехнология»; применяют вместо граммонитов на плотной селитре как более эффективные.

ГРАММОНАЛЫ — гранулированная затвердевшая смесь аммиачной селитры и алюминия в расплавленном тротиле. Выпускали два сорта этих ВВ для открытых работ: граммоналы А-45 и А-50 и один сорт А-8 для подземных работ.

Граммонал А-45 содержит 45 % тротила, 15 % алюминиевой пудры и 40 % селитры. Он представляет собой крупные гранулы размером 5—7 мм светло-серого цвета, пригоден для механизированного заряжания.

ГРАММОНАЛ А-50 представляет собой гранулированный состав с меньшим содержанием алюминиевой пудры (3 %) и увеличенным до 50 % содержанием тротила. Размер гранул сербристого цвета 2—5 мм.

ГРАММОНАЛ А-8 — неслеживающееся, наиболее мощное из гранулированных ВВ, допущенное для взрывания в подземных условиях. По эффекту действия мало уступает скальному аммониту № 1 и детониту М. В сухом состоянии устойчиво детонирует от детонатора, в увлажненном — от промежуточного детонатора. Разрешалось механизированное зарядание. Для исключения пыления и электризации при пневмозарядании в граммонал добавляли 3—5 % воды. В настоящее время выпуск граммоналов прекращен.

Разрабатываются малоплотные газонаполненные ВВ на основе гранулированного полистирола, пропитанного горячим ($t = 90\text{ }^{\circ}\text{C}$) раствором аммиачной селитры и опыленного тротилом.

Плотность зарядов из таких ВВ изменяется от 0,2 до 0,9 г/см³, скорость детонации от 1,7 до 2,5 км/с, объем газов достигает 800—1000 л/кг.

Эти ВВ с высокой эффективностью будут использоваться для взрывов на выброс и сброс грунтов, а также для отбойки штучного камня.

6.6. ПОРОШКООБРАЗНЫЕ И ПРЕССОВАННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА ДЛЯ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ

АММОНИТЫ получают путем механического смешивания кристаллической аммиачной селитры (79—85 %) с порошкообразным тротилом (5—21 %) и другими компонентами в шаровых мельницах. Их выпускают в патронах различного диаметра или в мешках массой 40 кг, а отдельные сорта — в виде прессованных патронов диаметром 45 мм.

Тротил в состав аммонитов вводят для повышения мощности и чувствительности ВВ, горючие взрывчатые добавки вводят для улучшения структуры аммонитов, снижения слеживаемости и как горючий материал для получения нулевого кислородного баланса.

Цвет аммонитов зависит от цвета добавки и обычно бывает белым, желтым и темно-серым. Все аммониты надежно взрываются от детонаторов и детонирующего шнура.

Аммониты — химически стойкие ВВ. Все аммониты гигроскопичны, как и аммиачная селитра, входящая в их состав.

Для защиты аммонитов от увлажнения оболочки патронов и упаковку покрывают сплавом парафина с петролатумом. Повышенной водостойчивостью обладают аммониты на основе водостойчивой аммиачной селитры марки ЖВ, а также в полиэтиленовых патронах.

Вследствие незначительной смачиваемости и насыпной плотности меньше 1 г/см³ порошкообразные аммониты не тонут в воде при свободной засыпке их в обводненные скважины, а потому не рекомендуются для этих условий. Аммониты на порошкообразной селитре слеживаются. Слежавшийся аммонит, как правило, не детонирует от штатного детонатора. Детонационная способность слежавшегося аммонита в значительной мере восстанавливается его измельчением. Для уменьшения слеживаемости в состав ВВ вводят селитру с примесью красителей (фуксина).

Насыпная плотность аммонитов 0,8—0,9 г/см³. Патронированные аммониты имеют плотность до 1,0—1,15 г/см³.

Увеличение плотности аммонитов до 1,3—1,5 г/см³ достигается прессованием составов.

Жесткие прессованные патроны не изменяют своей формы в процессе заряжания. Это ухудшает условия использования ВВ, так как между зарядом и стенками шпура или скважины образуется зазор, снижающий плотность заряда.

Критическая плотность большинства аммонитов 1,4—1,5 г/см³. Аммониты относительно безопасны в обращении. От луча огня огнепроводного шнура аммониты не загораются. На открытом воздухе аммониты сгорают без взрыва. В замкнутом пространстве или при большом количестве возможен переход горения во взрыв.

В табл. 6.5 приведены состав и взрывчатые свойства аммонитов.

Объем применения порошкообразных аммонитов на карьерах и рудниках непрерывно снижается. Прекращен выпуск аммонитов № 9, № 10, В-3. Аммониты 6ЖВ и скальный аммонит № 1 выпускаются для взрывания в подземных условиях и могут использоваться на карьерах и других объектах на земной поверхности. Из-за высокой стоимости скальных аммонитов их применение для взрывания на земной поверхности может быть целесообразным только в исключительных случаях.

Взрывчатые свойства и характеристики порошкообразных и прессованных ВВ для подземных работ, кроме шахт, опасных по газу и пыли

Наименование ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газов, л/кг	Плотность, г/см ³	Критический диаметр, мм	Работоспособность ВВ в свинцовой бомбе, см ³	Бризантность, мм
1	2	3	4	5	6	7	8
Аммонит 6ЖВ	-0,53	4300	895	1,0—1,2	10—13	360—380	14—16
Аммонал М-10	-0,5	5600	860	0,95—1,2	—	—	—
Аммонал водостойчивый	+0,18	4950	845	0,95—1,1	12—14	400—430	16—19
Аммонал скальный прессованный № 1	-0,79	5400	830	1,4—1,6	6—7	450—480	23—27
Детонит М	+0,18	5800	832	1,0—1,3	8—10	450—500	17—22
Аммонал М-10	0,78	4950	810	1,0—1,15	8—10	450—470	18—20

Окончание табл. 6.5

Наименование ВВ	Скорость детонации, км/с	Передача детонации между патронами (см) при диаметре, мм			
		сухими		после их выдержки в воде в течение часа	
		32	36	32	36
1	9	10	11	12	13
Аммонит 6ЖВ	3,6—4,8	5—9	7—12	3—6	4—10
Аммонал водостойчивый	4,0—4,5	3—7	4—9	3—6	4—5
Аммонал скальный прессованный № 1	6,0—6,5	—	10—12*	—	5—8*
Детонит М	4,9—5,3	8—22	—	6—15	—
Аммонал М-10	4,0—4,5	8—12	10—14	8—10	10—12

*В диаметре патронов 45 мм.

АММОНИТ 6ЖВ представляет собой плохо сыпучий, пылящий порошок желтого цвета, имеющий нулевой кислородный баланс, состоящий из 79 % селитры и 21 % тротила. При тщательном изготовлении и хорошей унаковке мало слеживается. Выпускается в патронированном виде и бумажных или крафт-целлюлозных мешках. Не пригоден для механизированного заряжения. Многие предприятия (карьеры, объекты гидротехнического строительства и мелиорации, рудники и т.д.) по традиции заказывают аммонит 6ЖВ в качестве основного ВВ, хотя он должен быть полностью заменен более удобными и выгодными гранулитами или граммонитами.

Предназначен аммонит 6ЖВ для взрывания пород средней и выше средней крепости сухих и влажных шпуров и скважин, а также для вторичного взрывания, в качестве патронов-боевиков для взрывания гранулированных и водосодержащих ВВ.

СКАЛЬНЫЙ АММОНИТ № 1 представляет собой аммонит с добавкой 24 % гексогена и 5 % алюминия (табл. 6.5), выпускается в прессованном виде с плотностью 1,4—1,58 г/см³, водостойчив, пригоден для взрывания обводненных крепких пород с гидростатическим напором. Обладает повышенной чувствительностью к механическим воздействиям, выделяет меньше ядовитых газов, чем другие аммониты.

Прессованные патроны изготавливают с гнездом под детонатор диаметром 8 мм, глубиной 73 мм. На оболочке патрона имеется стрелка, показывающая на торец с гнездом.

Применяется при проходке стволов шахт, восстающих и горизонтальных выработок в особо крепких породах.

Кроме аммонитов, при взрывании в подземных условиях и иногда на земной поверхности используют аммонал водостойчивый, аммонал скальный М-10 (табл. 6.5), детонит М и другие ВВ с нулевым кислородным балансом.

ДЕТОНИТ М — малопылящее порошкообразное ВВ серо-стального цвета. В составе содержится 78 % селитры, 10 % труднорастворимых нитроэфиров, 10 % алюминиевой пудры, 0,3 % коллоидного хлопка, по 0,2 % соды и машинного масла, не слеживается, высоководостойчив, характеризуется высокой

детонационной способностью в зарядах малого диаметра 24—28 мм в сухом и увлажненном состоянии и стабильностью свойств при длительном хранении. Детонит М предназначен для взрывания в подземных условиях крепких пород любой обводненности. Вследствие токсичности нитроэфиров нельзя допускать контакта незащищенных частей человека с ВВ, так как при этом возникают сильные головные боли. Работа должна вестись в кожаных перчатках.

6.7. КЛАССИФИКАЦИЯ И ПРИНЦИПЫ СОСТАВЛЕНИЯ РЕЦЕПТУР ВОДОСОДЕРЖАЩИХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Водосодержащие ВВ являются новыми из применяемых для взрывных работ в промышленности, поэтому дается классификация выпускавшихся и выпускаемых ВВ без учета новых разрабатываемых сортов. Все водосодержащие ВВ делятся на составы: заводского изготовления (акватола и акваниты) и составы, которые готовятся непосредственно на предприятиях (ифзаниты, горячелюющие ВВ, карботолы, порэмиты, сибириты, эмульсолиты).

АКВАТОЛЫ с заводов-изготовителей поступают на предприятия в виде сухих или готовых к употреблению водосодержащих составов.

В сухие акватольные смеси заводского изготовления на предприятиях в специальных транспортно-зарядных машинах перед заряданием добавляется требуемое количество воды и готовое ВВ подается в скважину.

Гелеобразные акватолы готовили на заводах в патронах большого (>100 мм) диаметра и они поступали на предприятия в готовом к употреблению виде.

ИФЗАНИТЫ изготавливают в процессе зарядания ВВ в скважину путем подачи в смеситель зарядной машины горячего

или холодного раствора аммиачной селитры в объеме, обеспечивающем заполнение межгранульного пространства сухой смеси гранулированных тротила и селитры.

ГОРЯЧЕЛЮЮЩИЕСЯ СОСТАВЫ ТИПА ГЛТ готовят на заряжаемом блоке в машинах Акватол 4, Акватол 3 путем добавки в горячий раствор селитр 10—20 % тротила. Это ВВ твердеет в скважине в процессе его охлаждения. Разработаны проф. А.Н. Ханукасым (ЛГИ).

КАРБАТОЛЫ — горячелюющие составы, затвердевающие после охлаждения в скважине. Смесь компонентов для приготовления раствора делается почти без воды, так что ее плотность мало отличается от плотности гранул тротила, что исключает расслаивание заряда при нахождении в скважине.

Водосодержащие ВВ, как и другие, содержат в своем составе два основных компонента — окислитель и горючее. Количество окислителя 40—70 %, горючего — 10—30 %. Кроме этих компонентов, в составе водосодержащих ВВ должно быть определенное количество воды для растворения окислителя и обеспечения текучести (подвижности) заряда. В состав всех водосодержащих ВВ вводят небольшое количество загустителей со структурирующими добавками для превращения жидкого раствора селитры в вязкую, но подвижную массу или студень, не вытекающую по трещинам из скважины и не допускающую оседания гранул тротила на дно скважины.

Водосодержащие ВВ содержат нитросоединения, выполняющие роль сенсibilизатора и горючего, а некоторые и алюминиевую пудру для повышения запаса энергии ВВ. В некоторых марках акваторов тротил заменен на жидкое горючее (минеральное масло).

Все водосодержащие ВВ являются многокомпонентными. Поэтому их изготовление и применение значительно сложнее, чем гранулированных, и при использовании на карьерах требует высокой квалификации обслуживающего пункты и зарядные машины персонала.

В качестве окислителя используют аммиачную селитру, иногда с добавками натриевой или кальциевой. Натриевая се-

литра в охлажденном водосодержащем ВВ находится в кристаллическом состоянии, что благодаря высокой плотности ее кристаллов ($2,25 \text{ г/см}^3$) позволяет повысить его плотность с $1,4\text{—}1,5$ до $1,65\text{—}1,75 \text{ г/см}^3$.

В качестве невзрывчатого горючего в водосодержащих ВВ используют алюминий (в виде пудры, порошка или чешуек). Мелкодисперсное состояние алюминия обеспечивает более плотное протекание реакции окисления, а также физическую стабильность (предотвращение расслаивания) суспензии.

Исследованиями установлено, что при нагревании тонкодисперсного порошка алюминия на 50°C , что имеет место при приготовлении горячельющихся составов, за счет разницы объемного расширения металла и окисной пленки на его поверхности образуются трещины, и чистый алюминий активно реагирует с раствором селитры с выделением водорода. Чем мельче порошок алюминия, тем активнее идет газовыделение, что отрицательно сказывается на стабильности зарядов, особенно при изготовлении ВВ у заряжаемых скважин.

Для снижения реакционной способности алюминия в состав ВВ надо добавлять водорастворимые поверхностно-активные вещества типа ОП-10, этиленгликоля или полиэтиленгликоля.

Для образования жидкой фазы ВВ применяют воду в количестве $10\text{—}15\%$. Для того чтобы улучшить растворение, селитру для создания раствора, воду и раствор нагревают до $80\text{—}90^\circ\text{C}$.

Недостатком водосодержащих ВВ является сам факт присутствия в составе ВВ до 15% воды, являющейся поглотителем тепла для ее нагрева и испарения. Так, введение 15% воды в состав аквата 65/35 снижает теплоту взрыва с 4300 до 2930 кДж/кг . Вода, кроме того, оказывает сильное флегматизирующее действие на заряд, что требует введения в его состав не менее $20\text{—}30\%$ гранулола или его сплавов. Уменьшить содержание воды в составе ВВ до 10% не представляется возможным, т.к. ВВ теряет способность течь по трубам и подаваться насосами. Поэтому оказалось целесообразным заменить воду другими веществами, которые с селитрой образуют легкоплавкие сплавы. Наи-

более эффективным для этого оказался карбамид $\text{CO}(\text{NH}_2)_2$, выполняющий роль горючей добавки. ВВ, изготовленные по этому принципу, названы карботолами.

В качестве загустителей в составе водосодержащих ВВ за рубежом используют главным образом полисахариды растительного происхождения и значительно реже — синтетические полимеры. Содержание загустителя обычно составляет $0,5\text{—}3,0\%$. В отечественных ВВ используют карбоксиметилцеллюлозу (КМЦ), полиакриламид в количестве $2\text{—}4\%$, гуаргам — до $2,0\%$.

Водосодержащие ВВ, применяемые на карьерах, обычно имеют кислородный баланс от положительного ($+10\%$) до отрицательного (-30%). Примерное содержание компонентов в составе таких ВВ (в %) следующее: аммиачная селитра $50\text{—}75$, натриевая селитра $0\text{—}20$, тротил и его сплавы с другими ВВ — $10\text{—}30$, алюминиевая пудра $0\text{—}20$, вода $5\text{—}15$, загустители $0,5\text{—}3,0$, прочие добавки $0,05\text{—}2\%$, минеральное масло $0\text{—}10\%$.

Применяют три разновидности водосодержащих ВВ по содержанию основных компонентов:

- ♦ окислитель — сенсibilизатор — вода;
- ♦ окислитель — сенсibilизатор — металл — вода;
- ♦ окислитель — металл — вода.

6.8. ХАРАКТЕРИСТИКА СВОЙСТВ ВОДОСОДЕРЖАЩИХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Для всех водосодержащих ВВ характерны следующие свойства:

- ♦ большая плотность и подвижность, обеспечивающие высокую плотность заряжения;
- ♦ достаточная водоустойчивость и большая скорость детонации;
- ♦ низкая чувствительность к внешним воздействиям, что дает основание считать их наиболее безопасными.

Плотность, подвижность и водоустойчивость водосодержащих ВВ зависят от состава и технологии изготовления и могут изменяться в широких пределах. Плотность простейших загущенных суспензий, состоящих из аммиачной селитры, тротила и воды, составляет 1,4—1,5 г/см³. Более сложные гелеобразные суспензии, в составе которых присутствует натриевая селитра, алюминиевая пудра и другие высокоплотные компоненты, имеют плотность 1,60—1,75 г/см³. Льющиеся суспензии также имеют высокую плотность (1,30—1,35 г/см³).

Водосодержащие ВВ в зависимости от количества и качества загущающей добавки, могут иметь различную консистенцию — от подвижных масс типа жидкого песчано-цементного раствора до пластичных студней, сохраняющих свою форму и обладающих упругостью.

Высокая эффективность этих ВВ обусловлена высокой объемной концентрацией энергии и большой скоростью ее выделения. Хотя энергия взрыва многих неметаллизированных водосодержащих ВВ составляет всего 3260—3760, а металлизированных 5400—6100 кДж/кг, высокая их плотность позволяет повысить концентрацию энергии в скважине в 1,5—2,0 раза по сравнению с обычными гранулированными ВВ. Высокая скорость выделения энергии развивает давление взрыва в зоне разрушения горной массы до (60—70) 10⁸ Па при взрывании неметаллизированных ВВ и до (140—170) 10⁸ Па при взрывании металлизированных. Гранулит М и игданит развивают давление взрыва всего (30—35) 10⁸ Па.

Наименьшую чувствительность имеют водосодержащие ВВ, не содержащие тротила. Такие ВВ являются самыми безопасными из всех применявшихся до сих пор. Более чувствительные суспензии после испарения воды из их состава и обращение с ними так же опасно, как с обычными ВВ.

Водосодержащие ВВ изменяют свою плотность и текучесть при изменении температуры. При понижении температуры они твердеют, при повышении ее размягчаются (разжижаются). Полиэтиленовую оболочку перед опусканием в скважину разрезают. Допустимое время нахождения гелеобразных акваторов в

скважинах со стоячей водой 30 суток, в проточной — 6 суток. Для взрывания при низких температурах в гелеобразные акваторы добавляют антифриз, за счет чего их температура замерзания понижается до -25 °С. Металлизированные гелеобразные акваторы (АВМ и МГ) с добавкой 10 % алюминиевого порошка относятся к одним из наиболее мощных ВВ для взрывания на карьерах.

Область использования гелеобразных патронированных акваторов ограничена карьерами небольшой производительности и из-за ручной зарядки применение их малоперспективно.

Основные недостатки акваторов:

- ♦ растекание ВВ по трещинам из скважин;
- ♦ расслаиваемость заряда из-за осаждения гранулошлака.

Это приводит к снижению качества взрыва и излишнему расходу ВВ. Объем применения акваторов снижается.

ИФЗАНИТЫ. Эти ВВ изготавливают механизированным смешиванием компонентов у заряжаемой скважины. Научной основой создания этих ВВ в нашей стране явились исследования академика Н.В. Мельникова, проф. Г.П. Демидюка, проф. Л.В. Дубнова и др.

ВВ изготавливаются путем заполнения межгранульного пространства смеси гранулошлака и гранулированной селитры, загущенной КМЦ со структурирующими сшивками. Смесь гранулошлака и селитры подается в соотношении 1:2, а раствор и твердая смесь подаются в скважину в соотношении 1:1,5 (40 кг раствора на 60 кг твердой смеси).

Раствор изготавливается в специальной стационарной нагревательно-смесительной установке НСУ и транспортируется к взрываемому блоку в цистерне зарядной машины при температуре от 20 до 80 °С. На машине имеется смеситель-дозатор, в который подаются твердая смесь (АС + ТНТ) и раствор, готовое ВВ по шлангу сжатым воздухом подается в скважину. Разработана технология зарядки ифзанитами обводненных скважин под столб воды. Допускается порционное приготовление ифзанитов в скважине: подается порция сухого ифзанита на высоту скважины 1—2 м, а затем сверху заливают концентрированный рас-

твор селитры. При совмещении жидкой и твердых компонентов ифзанитов смесь без перемешивания густеет через 20—30 мин. При перемешивании в процессе заряжания и добавления структурообразователей смесь густеет через 3—5 мин. Ифзаниты предназначены для взрывания крепких и очень крепких пород.

Характеристика ифзанитов приведена в табл. 6.6. Рекомендовано применять три типа ифзанитов: Т-20, Т-60, Т-80, цифра в марке означает температуру готового ифзанита. По составу они практически одинаковы: 40 % гранулированной селитры, 40 % концентрированного раствора селитры и 20 % гранулированного или чешуйчатого тротила.

ГОРЯЧЕЛЮЩИЕСЯ ВОДОСОДЕРЖАЩИЕ ВВ разработаны Ленинградским горным институтом им. Г.В. Плеханова под руководством проф. А.Н. Ханукаева. При изготовлении этих ВВ вся селитра переводится в горячий ($t = 90\text{ }^{\circ}\text{C}$) высококонцентрированный раствор плотностью $1,4\text{ г/см}^3$, который в емкости на специальной зарядной машине подвозится на заряжаемый блок. В другой зарядной машине подвозится гранулотол, который пневмодозатором подают в смесительную установку первой машины и готовую горячую смесь заливают в скважину в виде хорошо льющейся жидкой суспензии. В результате получают ВВ при содержании тротила 20 и 35 % со следующими характеристиками:

ВВ	ГЛТ-20	ГЛТ-35
Плотность, г/см^3	1,45—1,55	1,5—1,6
Теплота взрыва, кДж/кг	3700	3650
Объемная энергия, кДж/л	5600	5700
Скорость детонации, км/с	5,5—6,0	5,7—6,3
Критический диаметр, мм	80—100	80—100

Чтобы не допустить опускания на дно скважины более тяжелого гранулолола в заряде, раствор загущают КМЦ, полиакриламидом с добавками бихромата калия. При смешивании горячего раствора с холодным гранулололом температура смеси снижается до $75\text{—}80\text{ }^{\circ}\text{C}$, а при снижении температуры смеси в скважине до $25\text{—}30\text{ }^{\circ}\text{C}$ происходит полная кристаллизация и заряд твердеет.

Таблица 6.6

Характеристика водосодержащих ВВ, приготовленных на месте производства взрывных работ

Состав и показатели	Горячелющие ВВ		Ифзаниты	
	ГЛТ-20	ГЛА-20	Т-20	Т-60
1	2	3	4	5
Теплота взрыва, кДж/кг	3680	4010	3300	3800
Объемная энергия, кДж/л	5600	6015	4500	5700
Объем газов, л/кг	900	900	937	920
Кислородный баланс, %	−3,8	−4,1	−1,6	−0,4
Критический диаметр, мм	80—100	80—100	100—120	100—110
Плотность состава, г/см^3	1,45—1,50	1,5—1,58	1,34—1,38	1,48—1,52
Скорость детонации, км/с	4,9—5,0	4,8—5,0	4,2—4,5	4,5—6,0

Окончание табл. 6.6

Состав и показатели	Ифзаниты	Карботолы	
	Т-80	Т-15	ГЛ-10В
1	6	7	8
Теплота взрыва, кДж/кг	3900	3450	5700
Объемная энергия, кДж/л	6000	5300	9150
Объем газов, л/кг	913	920	844
Кислородный баланс	0	−9,6	−21,4
Критический диаметр, мм	90—100	120—150	150—180
Плотность состава, г/см^3	1,52—1,56	1,5—1,6	1,55—1,60
Скорость детонации, км/с	4,5—5,0	4,5—4,8	4,5—5,5

Для повышения энергетических характеристик этих ВВ в них вместо гранулолола добавляется алюмотол. Это ГЛА-20 и ГЛА-35.

Для заряжания обводненных скважин рекомендуется подавать жидкую смесь под столб воды с разделительным слоем из тяжелой жидкости. Детонация зарядов производится промежуточными шашками-детонаторами. Эти ВВ предназначены для взрывания крепких пород сухих и слабой обводненности скважин.

КАРБОТОЛЫ — горячелющие водосодержащие ВВ, твердеющие при остывании зарядов в скважине. Эти ВВ готовят из расплавленной, практически безводной эвтектической смеси

компонентов (аммиачной селитры и карбамида), с добавлением небольшого количества (10—15 %) гранулола и алюминия. Плотность расплава практически одинакова с плотностью гранул тротила, благодаря чему гранулол не тонет в заряде. Загуститель вводится в состав ВВ для повышения его водостойчивости. Были рекомендованы два сорта карботолов — Т-15 и металлизированный ГЛ-10В. Затвердевшие карботолы могут находиться в скважинах с проточной водой до 20 суток без потери детонационной способности зарядов. Плотность заряда карботолов в скважинах достигает 1,5—1,64 г/см³. Детонация карботолов производится шашками-детонаторами. Испытаниями установлено, что карботолы на 20—25 % эффективнее гранулола и алюмотола при взрывании крепких обводненных пород.

Характеристика карботолов приведена в табл. 6.6.

Водосодержащие ВВ являются пока не во всех отношениях исследованными составами. Поэтому вопрос об их области применения и технологии работ по их приготовлению и заряданию требует дальнейшего изучения.

ЭМУЛЬСИОННЫЕ ВВ, ПРИГOTOВЛЯЕМЫЕ НА ВЗРЫВАЕМОМ БЛОКЕ

К этой группе относятся следующие ВВ.

ПРЯМАЯ ЭМУЛЬСИЯ ГЛТ-20В из горячего раствора селитры и расплава тротила со стабилизирующими добавками. В отличие от суспензионных типа ГЛТ-20 для приготовления ГЛТ-20В температура раствора селитры в цистерне зарядной машины повышается до 100—110 °С. После добавления в него 20 % тротила и перемешивания он полностью расплавляется, а температура прямой эмульсии (раствор селитры и расплав тротила) равна 90—95 °С. ВВ имеет однородную структуру, обладающую высокой подвижностью, близкой к жидким минеральным маслам. За счет однородной структуры и специальных добавок это ВВ обладает повышенной водостойчивостью по сравнению с ГЛТ-20 и может применяться при зарядании под

столб воды в скважинах любой обводненности. После охлаждения твердеет, имеет одинаковые с ГЛТ-20 взрывчатые характеристики.

ОБРАТНАЯ ЭМУЛЬСИЯ ПОРЭМИТ — технология производства разработана ФГУП ГосНИИ «Кристалл» на основе изучения опыта производства эмультов на шведской фирме «Дино Нобель», состоит, как сказано выше, из горячего раствора с температурой 80 °С аммиачной и натриевой селитр, минерального масла и эмульгатора. В процессе их смешения в диспергаторе образуется обратная эмульсия в виде мельчайших капелек раствора селитр (несколько микрон), окруженных пленкой масла. Готовая эмульсия по внешнему виду напоминает сметаноподобную или солидолоподобную массу от светло- до темно-коричневого цвета. Эмульсия считается невзрывчатой. Такой эмульсией заполняют емкости предназначенных для этого типа ВВ зарядных машин Порэмита IV или МЗП-8, МЗП-20, которые доставляют эмульсию на заряжаемый блок. Активация эмульсии происходит в статическом смесителе в процессе ее подачи в зарядный шланг, опущенный в скважину. Статический смеситель представляет собой трубку с внутренними неподвижными лопастями, которые перемешивают эмульсию, а в начале смесителя в него подается газогенерирующая добавка (нитрид-натрия в масле), который при контакте с раствором селитр образует газовые пузырьки, играющие роль «горячих» точек при детонации заряда. Газогенерация заканчивается через 40—50 мин после подачи в эмульсию ГГД.

ЗАО «Нитро Сибирь» разработана совместно со шведской фирмой «Дино Нобель» технология производства на стационарном пункте эмульсии для изготовления в зарядных машинах **ЭВВ сибиритов**. Кроме того, эта фирма также разработала смеси **ЭВВ**, аналогичные гранулитам, а также приготовляемые в специальных зарядных машинах гранулированные ВВ из смеси АС-ДТ с эмульсией в количестве до 20 %.

ООО «Знамя» разработаны патронированные полиэтиленовые патроны **ЭВВ** эмульсолитов диаметром 120 и 90 мм массой 6,5 и 4,0 кг, соответственно пригодные для работы при температуре от -50 до +50 °С.

ОАО «Промсинтез» выпускает аналогичные патронированные составы, изготовленные на оборудовании ГОСНИИ «Кристалл».

Патронированные ЭВВ предназначены для небольших карьеров, где нецелесообразно строить дорогие пункты производства эмульсии и использовать высокопроизводительные зарядные машины.

Плотность заряда составляет 1,25—1,30 г/см³, скорость детонации 3,5—4,5 км/с. По существу порэммит представляет собой жидкий (эмульсионный) игданит. По данным комбината «Ураласбест», удельный расход обычного порэммита должен быть увеличен в среднем на 25 % по сравнению с граммонитом 79/21. Он эффективен в породах I—II категорий трещиноватости и коэффициенте крепости породы $f \leq 12$. Для более крепких пород в порэммит добавляют 4 или 8 % алюминия, за счет чего энергия взрыва его повышается и он может быть эффективно применен в любых по крепости и трещиноватости породах. При повышенных расходах порэммитами можно взрывать любые по крепости и трещиноватости породы. Порэммит обладает высокой водоустойчивостью и пригоден для заряжания скважин любой обводненности.

Аварийный взрыв, происшедший на пункте приготовления эмульсии в г. Асбесте в ноябре 1990 г., показал, что эмульсию, содержащую гомогенную смесь весьма тонкоизмельченного окислителя и покрытого тончайшей пленкой горючего, особенно при повышенной до 80 °С температуре, нельзя считать полностью невзрывчатой. Все зависит, очевидно, от величины критического диаметра эмульсии, который, по данным зарубежных исследователей, составляет 400 мм. В накопительных емкостях и зарядных машинах этот диаметр существенно больше.

В настоящее время ГОСНИИ «Кристалл» разработаны эмульсионные составы с добавками 30, 50, 70 % игданита (АСДТ), названные гранэммитами, которые более эффективны по энергетике и ниже по стоимости, чем «чистые» эмульсии.

Гранэммитами хорошо взрываются любые по крепости породы. Они водоустойчивы при содержании АСДТ до 30 % и предназначены для обводненных скважин.

6.9. ПОРОХА И ОКСИЛИКВИТЫ ДЛЯ ВЗРЫВАНИЯ НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

БЕЗДЫМНЫЕ ПОРОХА применяются для взрывных работ на карьерах в том случае, когда их свойства изменились и не отвечают требованиям соответствующих стандартов. Бездымные пороха, как правило, не способны детонировать от промышленных детонаторов и для их взрывания требуется промежуточный детонатор; по химическому составу они делятся:

- ♦ на пироксилиновые пороха, изготовленные на летучих растворителях (спиртоэфирная смесь, ацетон и т.п.);

- ♦ на нитроглицериновые баллиститные (пороха, изготовленные на труднолетучих растворителях (нитроэфиры). Последние пороха обладают худшей детонационной способностью. Мелкозернистые и пористые пороха лучше детонируют, в том числе и в обводненных скважинах.

При детонации пироксилина со скоростью 6,3 км/с выделяется 4190 кДж/кг тепла и образуется около 900 л/кг газов; работоспособность пироксилина 370—380 см³, бризантность 14 мм. Плотность бездымных порохов 1,5—1,6 г/см³.

Бездымные пороха менее чувствительны к удару и трению, чем компоненты, входящие в их состав, и поэтому в обращении они достаточно безопасны. При засорении песком и другими твердыми примесями они становятся более чувствительными к механическим воздействиям. При работе с порохом во избежание их электризации и вспышек все приспособления и сами пороха следует смачивать водой.

Вопрос о детонационной способности бездымных порохов и необходимой мощности промежуточного детонатора для взрыва заряда пороха обычно решается опытным путем. Опытными взрывами определяют работоспособность пороха в данных условиях и устанавливают переводные коэффициенты по отношению к аммониту 6ЖВ.

На основе бездымных порохов разработаны составы с добавками двух процентов минерального масла (за счет чего сни-

жаются электризация и чувствительность); названы гранипорами. Эти ВВ водоустойчивы и предназначены для обводненных скважин.

ДЫМНЫЙ ПОРОХ содержит 75 % калиевой селитры, 15 % древесного угля и 10 % серы. Дымные пороха представляют собой зерна однообразного черно- или аспидно-серого цвета со слегка блестящей поверхностью. Величина зерен крупного пороха 3—8,5 мм, мелкого 1,5—3 мм, плотность пороховых зерен 1,60—1,75 г/см³, насыпная 0,9—1,0 г/см³. Дымный порошок чрезвычайно чувствителен к воздействию пламени, искр и трению. Поэтому очень опасен в обращении. В шпурах или скважинах дымный порошок сгорает со скоростью около 400 м/с. Запрессованный до плотности 1,8 г/см³ он приобретает способность гореть параллельными слоями с меньшей скоростью.

Поскольку нарастание давления при сгорании порохов идет сравнительно медленно, то работа пороха проявляется в виде раскалывающего или метательного действия. Он имеет ограниченное применение для добычи штучного камня и для изготовления огнепроводного шнура.

ОКСИЛИКВИТЫ изготавливались путем пропитки жидким кислородом или смесью его с 15—30 % жидкого азота патронов из измельченных углеродистых материалов с большой удельной поверхностью типа древесного угля, сажки или целлюлозных поглочителей типа мха, сфагнома, торфа и т.п. Оксидиквиты быстро меняют взрывчатые свойства из-за интенсивного испарения жидкого кислорода из патронов.

Время с момента извлечения насыщенного кислородом патрона из термоса до момента, когда он начинает терять способность к детонации, от 5 мин до 3 ч при диаметре заряда 40 мм и 180 мм соответственно.

Для оксидиквитов характерны два состояния зарядов в процессе испарения из них кислорода:

♦ точка СО₂, при котором в заряде содержится достаточно кислорода для окисления всех горючих до Н₂О и СО₂;

♦ точка СО, при котором в заряде содержится кислорода достаточно только для полного газообразования, т.е. окисления горючих до Н₂О и СО.

Для взрывания пригоден патрон, у которого содержится достаточно кислорода для перевода всех горючих в газообразное состояние.

Расчетная теплота взрыва для точки СО₂ 6700—9700 кДж/кг, скорость детонации 3—6 км/с, работоспособность 200—600 см³, бризантность 16—20 мм.

Оксидиквиты чувствительны к электростатическим разрядам и огню. Воспламенение всегда приводит к взрыву. Оксидиквиты в настоящее время не применяются в горном деле.

Предпочтительные области использования неприхотливых ВВ в породах разной крепости при их отбойке зарядами в шпурах, скважинах и камерах на земной поверхности приведены в табл. 6.7, а для шахт и рудников, не опасных по взрыву газа или пыли, в табл. 6.8.

Таблица 6.7

Предпочтительная область применения неприхотливых взрывчатых веществ на земной поверхности

Условия применения	Породы слабые	Породы средней крепости	Породы крепкие и весьма крепкие
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин	Гранулит М	Акватолы	Акватолы
	Игданит	Ифзаниты	Карботол ГЛ-10В
	Граммонит 79/21	Карбатол 15Т	Граммонит 79/21
	Акватолы	Граммонит 79/21	Гранулит АС-4
	Ифзаниты	Гранулиты АС-4, М	
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Карбатол 15Т	Игданит	
	Граммониты 50/50	Акватолы	Акватолы
	Ифзаниты	Ифзаниты	Ифзаниты
	Карбатол 15Т	Карбатол 15Т	Карбатол ГЛ-10В
	Гранулотол, ЭВВ	Граммониты 50/50	Граммониты 50/50
		Гранулотол, ЭВВ	Гранулотол, ЭВВ

Окончание табл. 6.7

Условия применения	Породы слабые	Породы средней крепости	Породы крепкие и весьма крепкие
Обводненная часть скважин с проточной водой	Акватолы Граммонит 50/50 Гранулотол, ЭВВ	Акватолы Алюмотол Гранулотол Ифзанит Граммонит 50/50, ЭВВ	Акватолы Алюмотол Гранулотол Граммонит 50/50, ЭВВ
Камеры сухие и осушенные	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21	Гранулит М Игданит Гранулит АС-4 Граммонит 79/21	Гранулит АС-4 Граммонит 79/21 Гранулит М Игданит
Шпуры в сухих забоях	Игданит Гранулит М Гранулит АС-4	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит
Шпуры в обводненных забоях	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6ЖВ (патронированный)

Таблица 6.8

Рекомендуемая область применения ВВ в шахтах и рудниках, не опасных по взрыву газа или пыли

Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодяконова	ВВ	Диаметр патронов, мм
Сухие скважины на очистных работах	12	Гранулит М Игданит Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В	32—90
Сухие скважины на очистных работах	12	Граммонит 79/21 Аммонит 6ЖВ Гранулит АС-8В	32—90

Окончание табл. 6.8

Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодяконова	ВВ	Диаметр патронов, мм
Сухие шпуры на проходческих и очистных работах	12	Гранулит М Аммонит 6ЖВ Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В Гранулит АС-8В	40—100 32 40—100
	12	Детонит М Аммонал скальный М-10	28—36 36—45
Обводненные скважины на очистных работах	12	Аммонит 6ЖВ в полиэтиленовой оболочке Аммонал скальный М-10 в полиэтиленовой оболочке	60—90 60—90
Обводненные шпуры на проходческих и очистных работах	12	Аммонит 6ЖВ в полиэтиленовой оболочке Аммонал-200 Детонит М Аммонал скальный № 1 Аммонал скальный М-10 в полиэтиленовой оболочке	32 28—32 36—45 45

6.10. ПРИНЦИПЫ СОСТАВЛЕНИЯ РЕЦЕПТУР ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВВ

В настоящее время в нашей стране принята, как указано выше, следующая классификация предохранительных ВВ:

- ♦ ВВ для взрывания только в породных забоях (III класс);

- ♦ ВВ для взрывания угля и смешанных забоев (IV класс);
- ♦ ВВ повышенной предохранительности (V класс);
- ♦ ВВ высокопредохранительные (VI класс).

В соответствии с этими классами ниже рассмотрены рецептуры предохранительных ВВ.

Одно из главных требований к предохранительным ВВ — ограничение энергии (теплоты) взрыва до 3750 кДж/кг. При более высокой теплоте взрыва газы имеют повышенную температуру, большую скорость разлета, что увеличивает вероятность воспламенения метано-воздушной смеси.

Для уменьшения теплоты взрыва в состав предохранительных ВВ вводят инертные добавки, названные пламегасителями (KCl , $NaCl$, Na_2CO_3 и др.), которые снижают температуру взрыва вследствие поглощения тепла на свое нагревание, плавление и испарение; эти вещества, перемешанные с метано-воздушной смесью, тормозят вспышку метана, выполняя роль ингибиторов; способствуют полноте протекания некоторых реакций взрыва, что уменьшает длительность пламени и вероятность воспламенения метано-воздушной смеси.

Наибольшая опасность имеет место в случаях, когда после взрыва предыдущей серии частично или полностью обнажается заряд последующей серии.

Для этих условий разработаны селективно детонирующие ВВ, которые состоят из небольшого процента высокоактивных компонентов, реагирующих при любых условиях (нитроэфир), и из малоактивных компонентов, вступающих в реакцию только при создании в течение достаточно длительного времени высокого давления в зоне заряда, т.е. при взрыве заряда в массиве с забойкой. Если заряд обнажен, то газы взрыва от реакции активных компонентов быстро расширяются и вследствие быстрого спада давления и основная масса ВВ не детонирует.

Тонкое измельчение инертных добавок улучшает предохранительные свойства ВВ, но снижает их детонационную способность. Крупное измельчение дает противоположные результаты, поэтому целесообразно тонкоизмельченную инертную добавку вводить в состав ВВ в виде гранул.

6.11. ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВОСПЛАМЕНЕНИЯ МЕТАНО-ВОЗДУШНОЙ СРЕДЫ И МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЯ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВВ

Атмосфера многих подземных выработок угольных шахт и некоторых рудников содержит горючие газы и пыль (метан, водород, сероводород, угольную, серную и колчеданную пыль и т.п.), которые при определенном содержании в воздухе образуют взрывоопасные смеси.

Взрывоопасные концентрации получаются при содержании в воздухе 4,5—15 % метана или 10—600 г/м³ угольной пыли.

Угольная пыль считается взрывоопасной, если уголь содержит не менее 10 % летучих компонентов. Смесь метана и угольной пыли в воздухе увеличивает взрывоопасность атмосферы.

Поэтому предельно допустимые концентрации угольной пыли установлены для шахт, опасных по газу, — 7 г/м³, а по метану — не более 1 %.

Взрывоопасность атмосферы характеризуется **ТЕМПЕРАТУРОЙ ВСПЫШКИ**, т.е. температурой, при которой происходит вспышка в течение определенного промежутка времени с момента внесения очага нагрева, и **ЗАДЕРЖКОЙ** вспышки, т.е. временем с момента внесения очага нагрева до момента вспышки. Чем выше температура нагрева, тем быстрее происходит вспышка. Так, смесь метана с воздухом при температуре 650 °C имеет задержку вспышки 10 с, а при 2000 °C вспыхивает практически мгновенно.

Воспламенение метано-воздушных смесей в шахтах при ведении взрывных работ объясняется несколькими причинами.

Французские исследователи Малляр и Ле-Шателье (конец XIX в.), проводя фундаментальные исследования процессов воспламенения смесей горючих газов с воздухом под влиянием теплового импульса от взрыва ВВ, установили, что метано-воздушная среда воспламеняется от соприкосновения этой смеси с раскаленными газами взрыва.

Температура взрыва ВВ значительно выше минимальной температуры воспламенения метано-воздушной смеси (даже у

специальных предохранительных ВВ она составляет 1700—2000 °С). Но если время воздействия высокой температуры будет меньше времени задержки вспышки, последняя может не произойти. В этом заключается основной принцип теории, которую можно назвать **ТЕМПЕРАТУРНОЙ**, так как главное в ней сопоставление температуры газов взрыва с температурой воспламенения метано-воздушной смеси. Согласно этой теории ВВ тем безопаснее, чем ниже температура газов взрыва и меньше продолжительность действия пламени взрыва.

Основную опасность воспламенения метано-воздушной среды представляет наличие в заряде избытка энергии по сравнению с энергией, необходимой для разрушения заданного объема массива. При этом увеличивается температура газов, попадающих в атмосферу забоя после взрыва, что повышает вероятность воспламенения метано-воздушной среды. В настоящее время «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» рекомендованы предельно минимальные величины забойки шпуров, изолирующей заряд от атмосферы выработок, а также класса ВВ в зависимости от условий взрывания.

Французский ученый Одибер, развивая положения Малляра и Ле-Шателье, объяснял воспламенение смеси метана с воздухом от взрыва ВВ тем, что газообразные продукты взрыва выбрасываются в атмосферу и смешиваются с ней. При этом температура продуктов взрыва снижается, а состав их меняется.

Начиная с некоторого момента, в образовавшейся смеси содержание кислорода и метана становится таким, что наступает возможность воспламенения, если температура смеси при этом из-за смешения с воздухом не стала ниже температуры воспламенения. При таком представлении о воспламенении метано-воздушной среды безопасность ВВ определяется количеством тепла, приходящегося на единицу объема газообразных продуктов взрыва, и теплоемкостью газообразной смеси.

Проф. Л.В. Дубнов провел анализ основных возможных причин воспламенения метано-воздушной среды: действием воздушной ударной волны, горящими частицами и газами, разлетающимися при взрыве. Он установил, что воспламенение

смеси может произойти в случае, если температура и время воздействия ударной волны будут больше, чем время задержки вспышки данной смеси. Расчетом было установлено, что время воздействия ударной волны на порядок меньше времени задержки вспышки для данной температуры, а следовательно, воспламенение смеси от ударной волны невозможно.

Однако экспериментами, проведенными проф. Ф.М. Гельфандом, доказана возможность воспламенения метано-воздушной смеси ударными волнами, образующимися при взрыве зарядов в подготовительных выработках. Поэтому во всех случаях взрывания необходимо стремиться к полной нагрузке зарядов, чтобы в призабойной зоне генерировались ударные волны минимальной интенсивности.

Л.В. Дубновым также доказано, что воспламенение метано-воздушной смеси твердыми частицами происходит довольно редко. Наиболее вероятной причиной воспламенения является действие горячих газообразных продуктов взрыва в процессе их смешивания со взрывоопасной атмосферой. При этом меняются во времени все параметры системы: концентрация, температура, давление, период задержки вспышки. Решающими факторами, определяющими возможность взрыва, при этом являются: задержка вспышки и закономерность ее изменения во времени, условия смешивания газов при одинаковом составе продуктов взрыва, давление и теплоемкость. Критерием предохранительных свойств ВВ могут служить температура и теплота взрыва.

На основе последних работ Э.О. Миндели, Ф.М. Галаджия, Б.Н. Вайнштейна можно следующим образом охарактеризовать процесс воспламенения метано-воздушной среды открытым детонирующим зарядом ВВ.

На границе раздела ВВ — метано-воздушная смесь формируется сильная ударная волна. При этом в зоне, прилегающей к заряду, возникает пересжатая детонация, т.е. происходит вынужденное горение горючей смеси при ее адиабатическом сжатии в ударной волне. Здесь горение не распространяется, т.к. скорость ударной волны выше скорости детонации метано-воздушной смеси.

С удалением от заряда скорость вынужденного горения снижается несколько медленнее, чем затухание ударной волны в воздухе, за счет частичной подпитки энергии вынужденного горения. Этот процесс может заканчиваться переходом пересжатой детонации на стационарный режим (при давлении на фронте волны $16 \cdot 10^5$ Па) при условии, если в критической точке будет выполнено условие, предложенное Л.В. Дубновым:

$$\frac{\Delta t}{\Delta t} \leq 1,$$

где Δt — приращение времени индукции смеси при адиабатическом сжатии, с; Δt — приращение времени падения давления, с.

Если это условие выполняется, то ударная волна, распространяясь по горючей смеси, вызывает лишь ее адиабатический разогрев без химической реакции, оставляя в ней тепловой след. Переход пересжатой детонации в стационарную для метано-воздушной смеси для предохранительных ВВ, как правило, не имеет места.

Продукты взрыва (при снижении давления в ударной волне до критических значений) контактируют только с продуктами горения в зоне пересжатой детонации.

Самораспространяющееся воспламенение метано-воздушной смеси возникает после ее поджигания продуктами взрыва, смешанными продуктами пересжатой детонации за счет контактного и диффузионного теплообмена дефлагрирующими частицами ВВ.

Поэтому при взрыве открытых зарядов процесс воспламенения определяется количеством энергии, выделившейся в детонационной волне.

При взрыве зарядов с открытым торцом процесс воспламенения определяется в основном величиной потенциальной энергии взрыва заряда ВВ. Заметное влияние оказывают также ингибиторы, входящие в состав предохранительных ВВ.

Таким образом, для повышения степени предохранительности ВВ необходимо снижать как их скорость детонации, так и энергию (теплоту) взрыва.

Воспламенение пылевоздушных смесей при взрыве изучено гораздо меньше, чем метано-воздушных смесей. Основной причиной воспламенения угольной пыли считается воздействие на нее газов взрыва, особенно при наличии в них вторичных реакций окисления, резко увеличивающих продолжительность действия пламени при взрыве. Пламя взрыва разогревает пылевоздушную смесь, вызывая выделение летучих компонентов из пыли. Смесь этих горючих газов с воздухом может достичь взрывоопасных концентраций и вызвать вспышку. Особенно опасны в отношении воспламенения пылевоздушной смеси условия контакта между зарядом ВВ и пылью в шпуре, что облегчает выделение летучих компонентов из пыли при взрыве.

Современные предохранительные ВВ, безопасные с точки зрения воспламенения метано-воздушной смеси, можно считать безопасными и в отношении воспламенения пылевоздушной смеси.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, применяют предохранительные (антигризутные — от французского слова «гризус» — метан) ВВ с пониженной температурой взрыва.

При ведении взрывных работ в условиях угольных шахт, опасных по взрыву газа и пыли, возможно образование опасных ситуаций, которые могут привести к вспышке метана или угольной пыли.

Методы испытаний предохранительных ВВ рассчитаны так, чтобы в лабораторных условиях воспроизвести эти опасные ситуации и подобрать такие ВВ, которые исключают воспламенение метано-воздушной смеси в более жестких, чем в шахте, условиях.

Все опасные ситуации принято делить на две группы:

- ♦ способствуют выгоранию и отказам зарядов;
- ♦ способствуют выбросу раскаленных газов в атмосферу и тем самым увеличивают вероятность воспламенения метана или угольной пыли.

1. Факторы, способствующие выгоранию или отказам зарядов:

- ♦ образование разрывов между патронами ВВ в шпурах при заряжении или их раздвижении газами взрыва соседнего

шпура при неправильно выбранном интервале замедления. Проверка ВВ для этих условий производится на передачу детонации;

- ♦ чрезмерное уплотнение зарядов за счет прорыва газов взрыва из соседнего шпура или канального эффекта. Проверка ВВ для этих условий производится при разной степени уплотнения;

- ♦ наличие зазоров между патронами и стенками шпура, способствующее проявлению канального эффекта. Проверка ВВ для этих условий производится на канальный эффект;

- ♦ воздействие воды на патроны ВВ, особенно при ее повышенном давлении. Проверка патронов ВВ для этих условий производится на водоустойчивость при повышенном давлении.

2. Факторы, способствующие прорыву раскаленных газов взрыва во взрывоопасную атмосферу:

- ♦ обнажение заряда с торца из-за отсутствия забойки или ее выбрасывания либо срезания при групповом взрывании. Проверка ВВ для этих условий производится взрывом заряда в мортуре;

- ♦ обнажение заряда с боковой поверхности за счет неправильного расположения шпуров. Проверка ВВ для этих условий производится взрывом заряда в угловой мортуре с отражательным экраном. Из-за невозможности определить теоретически степень безопасности ВВ для шахт, опасных по газу и пыли, разработаны специальные методики испытаний предохранительных промышленных ВВ.

Испытания проводят по методике МакНИИ в стальной трубе (опытной штольне) диаметром 1200—1500 мм (рис. 6.1, а), открытой с одного торца. В днище закрытого торца трубы имеется отверстие, к которому соосно подкатывается стальная мортюра с отверстием, имитирующим шпур диаметром 55 мм и длиной 900 мм. Со стороны мортюры в трубе бумажной диафрагмой отделяют камеру объемом 10—11 м³, в которой создают испытываемую смесь газов или пыли.

Равномерность концентрации газов создают воздушной мешалкой пропеллерного типа. Пылевое облако образуют в результате выброса в камеру 6 кг угольной пыли из специальной мортюры зарядом 50 г. Пылевое облако создается за 5—10 с до взрыва основного заряда.

При испытаниях на воспламенение метано-воздушных смесей в канал мортюры помещают заряд 600 г так, чтобы расстояние ВВ от устья шпура было не менее 5 см. Устье шпура забивают глиняной забойкой толщиной 1 см. Испытание применяемых ВВ повторяется три раза; для новых ВВ опыт повторяют 10 раз.

При испытаниях на воспламенение пыли в мортюру (см. рис. 6.1, б) помещают заряд 700 г и проводят два опыта. Один взрыв делается без забойки, другой — с забойкой из угольной пыли массой 100 г. Для новых ВВ проводят 10 опытов с пятикратным повторением каждого варианта.

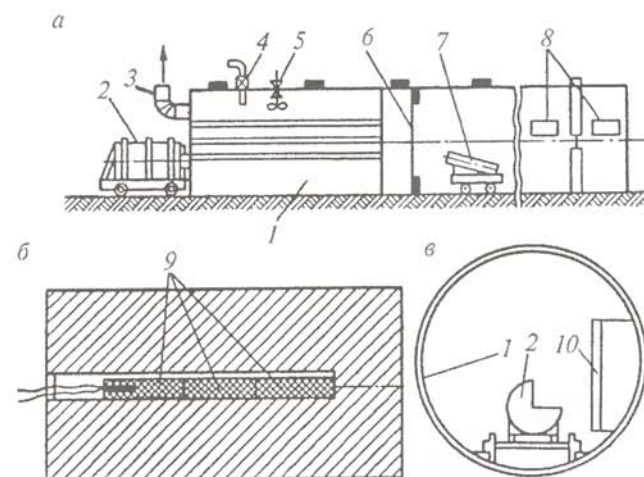


Рис. 6.1. Схема испытания предохранительных ВВ:

а — опытный штрек МакНИИ; б — мортюра с зарядом ВВ; в — угловая мортюра; 1 — штрек-труба; 2 — мортюра с испытуемым ВВ; 3 — вентиляционная труба; 4 — труба подачи метана; 5 — лопастная мешалка; 6 — диафрагма-перегородка; 7 — мортюра для угольной пыли; 8 — смотровые окна; 9 — патроны ВВ; 10 — экран-преграда

Для дополнительной оценки предохранительных ВВ заряд взрывают в желобе угольной Mortиры, а вблизи места взрыва располагают экран, имитирующий стенки выработки, который увеличивает вероятность воспламенения смеси за счет действия ударных прямых и отраженных воздушных волн. При испытаниях меняют расстояние Mortиры (желоба) от преграды и угол между вертикальной плоскостью экрана и стенкой желоба (см. рис. 6.1, в). Иногда производят одновременный взрыв зарядов в двух Mortирах с каналами или желобами, расположенными под различными углами друг к другу.

Все эти методы воспроизводят возможные опасные ситуации и дают только качественную оценку ВВ, так как по их результатам можно сказать, что данное ВВ удовлетворяет некоторым установленным требованиям, но нельзя количественно оценить степень безопасности и сравнить между собой разные ВВ.

Тем не менее для ВВ разных классов предохранительности МакНИИ разработан регламент их испытаний в опытном штреке.

6.12. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВВ

Предохранительные ВВ III класса делятся на 3 группы:

- ♦ мощные предохранительные ВВ (аммонит АП-5ЖВ содержит небольшой процент пламегасителя, повышенный процент сенсибилизатора) имеют относительно невысокие предохранительные свойства;

- ♦ ВВ для серых и колчеданных шахт (аммонит 1ЖВ), опасных по загоранию и взрывам серной пыли;

- ♦ ВВ для нефтяных и озокеритовых шахт (аммонит 3ЖВ), опасных по парам бензина и тяжелым углеводородам.

АММОНИТ АП-5ЖВ — порошкообразное ВВ светло-желтого цвета с видимыми крупными частицами соли, обладает достаточно высокими взрывчатыми характеристиками (табл. 6.9), содержит 70 % селитры, 18 % тротила и 12 % пламегасителя.

СЕРНЫЙ И НЕФТЯНОЙ АММОНИТ — жирные на ощупь порошки желтоватого цвета, сенсибилизированные нитроэфирами. Серный аммонит имеет низкую водоустойчивость, малую мощность, но обладает хорошей детонационной способностью. Нефтяной аммонит водоустойчив (см. табл. 6.9).

В связи с наличием в них нитроэфиров эти ВВ токсичны, требуют повышенной осторожности в обращении и чувствительны к низким отрицательным температурам. В настоящее время эти ВВ не рекомендованы Ростехнадзором к применению.

Таблица 6.9

Характеристика предохранительных ВВ III класса

Компоненты и показатели	Аммониты		
	АП-5ЖВ	Серный 1ЖВ	Нефтяной 3ЖВ
Состав, %:			
нитроэфиры	—	5	9
аммиачная селитра	70	52	52
тротил	18	11	7
хлористый натрий (калий)	12	—	30
хлористый аммоний	—	30	—
древесная мука	—	1,5	—
стеарат кальция	—	—	1,5
коллоидный хлопок	—	—	0,15
сода (сверх 100 %)	—	0,2	0,2
Взрывчатые характеристики:			
теплота взрыва, кДж/кг	3860	2020	3110
скорость детонации, км/с	3,6—4,6	2,5—3,0	2,8—3,2
передача детонации между сухими патронами, см	8—10	8—10	6—12
работоспособность, см ³	320—330	200—220	230—240

Предохранительные ВВ IV класса выпускают двух типов — аммонит ПЖВ-20 и Т-19 с увеличенным на 3 % содержанием тротила и лучшей технологической обработкой, за счет чего несколько увеличились его взрывчатые характеристики (табл. 6.10). Это мелкодисперсные порошки светло-желтоватого цвета с видимыми частицами пламегасителей. Способны детонировать при уплотнении до 1,7 г/см³.

Предохранительные ВВ V класса применяют для взрывания угля и для взрывного образования водораспылительных завес в шахтах III категории и сверхкатегорных. К этому классу относятся углениты 13П и 13П1, Э-6.

Это селективно-детонирующие ВВ. В открытых зарядах детонируют в основном нитроэфиры, разбрасывая другие компоненты. Выделяемая энергия при этом недостаточна для воспламенения метано-воздушной смеси и угольной пыли. При замкнутом пространстве в реакции участвуют все компоненты и выделяемая энергия максимальна.

УГЛЕНИТ Э-6 относится к ионообменным ВВ, содержащим в своем составе хлористый аммоний и натриевую селитру. При взрыве происходит обменная реакция:

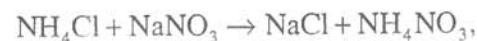


Таблица 6.10

Характеристики предохранительных ВВ IV класса

Компоненты и показатели	ПЖВ-20	Т-19
Состав, %:		
аммиачная селитра (с добавками фуксина)	64	61
тротил	16	19
хлористый натрий	20	20
Взрывчатые характеристики:		
теплота взрыва, кДж/кг	3400	3380
скорость детонации, км/с	3,5—4,0	3,6—4,3
передача детонации между сухими патронами, см	7—10	8—12
Работоспособность, см ³	265—280	270—280

при которой выделяется пламегаситель в ультратонком состоянии. В качестве дополнительного пламегасителя введен КС1. Сенсибилизатор — 14 % нитроэфиров с добавками коллоидного хлопка, повышающего вместе со стеаратом кальция водостойчивость этого ВВ. Древесная мука предотвращает экссудацию нитроэфиров при хранении угленита. Угленит Э-6 рекомендуется для взрывания углей любой крепости, мягких и средних пород при наличии двух открытых поверхностей в забое. Угленит Э-6 не допущен для взрывания при вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа. Как ВВ, содержащее нитроэфиры, токсичен, требует повышенной осторожности в обращении, чувствителен к низким отрицательным температурам.

УГЛЕНИТЫ 13П и 13П1 — предохранительные ВВ с большим (75 %) содержанием пламегасителя, маломощные, обладают достаточной детонационной способностью благодаря содержанию в составе 10 % нитроэфиров.

Предназначены для шахт всех категорий для перебивания деревянных стоек, взрывной посадки кровли, разбучивания углеспусков.

Токсичен, обладает повышенной чувствительностью к механическим воздействиям, чувствителен к отрицательным низким температурам. Характеристики ВВ V класса приведены в табл. 6.11.

Таблица 6.11

Характеристики предохранительных ВВ V класса

Компоненты и показатели	Углениты	
	Э-6	13П1, 13П1
Состав, %:		
нитроэфиры	14	10
аммиачная селитра	—	14
натриевая селитра	46	—
хлористый аммоний	30	—
хлористый натрий (калий)	7	75

Окончание табл. 6.11

Компоненты и показатели	Углениты	
	Э-6	13П, 13П1
древесная мука	2,5	1,0
стеарат кальция	1,0	—
коллоидный хлопок	0,2	0,15
сода (сверх 100 %)	0,2	0,2
Взрывчатые характеристики:		
теплота взрыва, кДж/кг	2680	1300
скорость детонации, км/с	2,0	1,8
объем газов взрыва, л/кг	560	216
передача детонации между сухими патронами, см	5	3
работоспособность, см ³	130	50

Ранее выпускались патроны ПВП-IV, ПВП-1А, разработаны МакНИИ (Ф.М. Галаджий), имевшие одинаковую конструкцию. Заряд ВВ (ядро) помещалось в полиэтиленовую двухстенную оболочку, имеющую два центрирующих кольца и крышку (рис. 6.2). Толщина стенок 1 мм, диаметр 39 мм, длина 245 мм (ПВП-IV) и 345 мм (ПВП-1А). Пространство в оболочке шириной 4—5 мм заполняется 50—65 %-ным водным раствором аммиачной селитры с добавками пенообразователя.

Раствор увеличивает разрушительное действие взрыва и играет роль активного пламегасителя. В этих патронах невозможен переход детонации в горение, так как раствор сразу же заливает отказавшее ВВ.

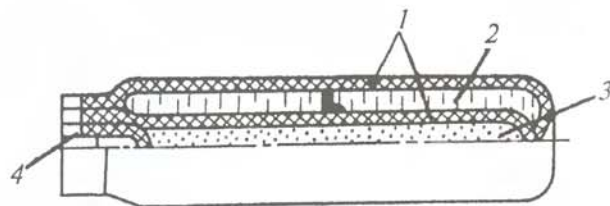


Рис. 6.2. Конструкция патронов ПВП-IV:

1 — оболочки; 2 — раствор селитры; 3 — заряд ВВ; 4 — крышка

Для лучшей передачи детонации каждый патрон имеет кумулятивную выемку, а в центре по оси оболочки имеется гнездо со стенками меньшей толщины для удобства ее прокалывания при установке ЭД.

В оболочку помещают патрон аммонита ПЖВ-20 массой 120 г (ПВП-IV) или 175 г (ПВП-1А). В связи с плохой передачей детонации эти патроны сняты с производства.

Высокопредохранительные ВВ VI класса предназначены для взрывания в особо опасных условиях. Требования по предохранительности VI класса удовлетворяют углениты П12ЦБ-2М.

Эти ВВ относятся к ионообменным селективно-детонирующим, содержат в качестве сенсibilизатора нитроэфир (нитроглицерин).

Ионит (VII класс) — еще более безопасное предохранительное ВВ, содержащее в своем составе компоненты такие же, как углениты.

Рекомендуемая область применения различных классов предохранительных ВВ приведена в табл. 6.12.

Таблица 6.12

Рекомендуемая область применения предохранительных ВВ в шахтах, опасных по взрыву газа или пыли

Класс ВВ	Наименование ВВ	Область и условия применения
III	Аммонит АП-5ЖВ	Шпуровые заряды в сухих и мокрых породных забоях, опасных по метану, но не опасных по пыли
IV	Аммониты Т-19 ПЖВ-20	Шпуровые заряды в сухих и мокрых угольных и смешанных забоях, опасных по взрыву метана и пыли (кроме забоев, отнесенных к особо опасным), а также скважинные заряды при вскрытии угольных пластов сотрясательным взрыванием
V	Угленит Э-6	Шпуровые заряды в сухих и мокрых забоях шахт, повышенно опасных по пыли, а также при разработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и метана

Класс ВВ	Наименование ВВ	Область и условия применения
VI	Углениты П-12 13П, 13П1	Шпуровые заряды в сухих и мокрых выработках угольных шахт и нишах лав, не отнесенных к особо опасным по метану, а также в выработках, проводимых по завалу и трещиноватому массиву, кроме восстающих выработок и верхних ниш лав
	Углениты П-2М 12ЦБ	Шпуровые заряды в верхних нишах лав и в восстающих выработках, особо опасных по метану
VII	Ионит	Для водораспыления, для взрывного перебивания деревянных стоек при посадке кровли, при ликвидации зависаний горной массы в углеспускных выработках, для дробления негабаритов

6.13. ПРИЧИНЫ ОТКАЗОВ И ВЫГОРАНИЯ ЗАРЯДОВ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВВ

Наиболее опасная ситуация создается в забое, когда детонация заряда затухает и переходит в горение. Причины отказов и выгорания зарядов изучались в МакНИИ, в Карагандинском отделении ВостНИИ и других организациях.

При неудовлетворительном качестве предохранительных ВВ (повышенной влажности, при слежавшихся патронах и т.д.) или вследствие технологических нарушений детонация заряда ВВ в шпуре может прекратиться и перейти в горение. В первом и особенно во втором случае качество взрыва может быть низким, возможны аварии, связанные с ликвидацией отказов, и вспышки находящихся в атмосфере выработки метана и угольной пыли.

Выгорание заряда происходит в течение нескольких секунд, за это время в выработке может возникнуть взрывоопасная атмосфера из-за выделившегося метана и образовавшейся угольной пыли (обычно время образования взрывоопасных концен-

траций метана и пыли 250—500 мс, а на некоторых пластах и меньше). Степень предохранительности горящего заряда уже не влияет на воспламенение метана. Поэтому необходимо исключить условия взрывания, при которых могут произойти затухание детонации зарядов и их выгорание.

Экспериментально установлено, что отказ заряда может произойти в результате «канального эффекта», прорыва газов взрыва в соседний шпур, повышенного гидростатического давления в обводненных шпурах и нарушения замкнутости зарядных камер.

КАНАЛЬНЫЙ ЭФФЕКТ проявляется при наличии зазора между патронами ВВ и стенкой шпура. Сущность «канального эффекта» заключается в том, что по кольцевому зазору между ВВ и стенкой шпура распространяется ударная волна со скоростью большей, чем скорость детонации ВВ. Это ударная волна уплотняет ВВ до плотности выше критической, в результате чего детонация ВВ затухает или переходит в горение.

Для исключения влияния канального эффекта на устойчивость детонации необходимо уменьшить радиальный зазор между патронами и шпуром, а также применять ВВ с повышенной критической плотностью.

При взрыве в угольном массиве вокруг заряда возникает система радиальных трещин, которые могут соединять зону взрыва с полостью рядом расположенного шпура. Скорость распространения трещин в угле составляет 360—900 м/с. По этим трещинам распространяются продукты детонации и протекают со скоростью 300—400 м/с при давлении $(25—40) \cdot 10^5$ Па в полость соседнего заряженного шпура. Проникающий газовый поток при таких параметрах может вызвать нарушение сплошности заряда с образованием промежутков между его отдельными частями, заполненных воздухом или угольной пылью; спрессовку заряда в радиальном или осевом направлении; выбрасывание патрона-боевика из шпура. Все перечисленные явления могут вызвать отказ детонации или ее переход в горение. Экспериментами установлено, что при расстоянии между шпурами 0,4—0,6 м, их глубине 1,6—1,8 м и заряде угленита Э-6 600 г газы проникают в соседний шпур за 0,7—1,5 мс, вызывая указанные нарушения заряда. Плот-

ность отдельных частей ВВ при этом достигает 1,5—1,6 г/см³, т.е. выше критической. Поэтому параметры расположения и конструкция применяемых зарядов должны исключить прорыв газов в соседний шпур или нейтрализовать их воздействие на заряд, что регламентировано «Едиными правилами безопасности». Расстояние между шпурами в угле не должно быть меньше 0,6 м, а в породе с $f \geq 7$ равно 0,3 м.

Повышение гидростатического давления в шпурах происходит вследствие того, что шпур после заряжания герметизируется песчано-глиняной забойкой. За время заряжания забоя (30—40 мин) давление в шпуре может, по экспериментальным данным, повышаться до $3 \cdot 10^5$ Па. При таком давлении водоустойчивость оболочек патронов ВВ существенно снижается, что приводит к намоканию ВВ и отказам зарядов. В связи с этим требуется повышение водоустойчивости патронов ВВ и применение пористой забойки, исключающей повышение давления в шпурах.

Нарушение замкнутости зарядной камеры происходит в результате разрушений массива при взрывании соседних зарядов. При этом в связи с тем что интервал времени от момента взрыва до начала подвижки массива составляет при одной открытой поверхности 15—30 мс, а при двух 5—15 мс, заряд в соседнем шпуре будет обнажен раньше его инициирования, в результате чего может произойти затухание детонации (особенно для селективно детонирующих ВВ).

6.14. СПОСОБЫ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ОТКАЗОВ, ВЫГОРАНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ВСПЫШКИ МЕТАНО-ПЫЛЕВОЗДУШНОЙ АТМОСФЕРЫ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Ни одно из рассмотренных ВВ не обеспечивает полной гарантии невоспламенения взрывоопасной рудничной атмосферы. Поэтому для ведения взрывных работ разработан комплекс ме-

роприятий, предотвращающих или локализирующих воспламенение метано-воздушной смеси.

СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ ВЕРОЯТНОСТИ ОТКАЗОВ, ВЫГОРАНИЯ ЗАРЯДОВ И ВСПЫШЕК МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ. Применение ВВ, устойчивых к переуплотнению при канальном эффекте, применение специальных конструкций зарядов, устойчивых к воздействию канального эффекта и газов взрыва из соседнего шпура. Это достигается применением монопатронов, отдельные части которых выполнены в виде пластмассовых трубок со стенками толщиной 2—3 мм и с замковыми соединениями на концах, заполненных ВВ. Такая конструкция позволяет быстро собирать заряды любой длины, а затем вводить их в шпур. Применение оболочек из капрона не влияет на кислородный баланс при взрыве.

В МакНИИ разработана конструкция заряда из гранулированных ВВ, разделенных резиновыми зажимами в полиэтиленовом шланге на порции по 200 г. В зависимости от требуемой величины заряда необходимое число порций соединяют в один шланговый монозаряд. Детонационная способность таких зарядов выше, чем при заряжании патронами.

Расположение зарядов должно осуществляться по параметрам, сводящим к минимуму возможность прорыва газов в соседний шпур и обнажение заряда последующей серии предыдущим взрывом.

Для увеличения гарантии качественного взрыва и полной детонации зарядов необходимо выполнять следующие правила: ЛНС для заряда в шпурах должна быть не менее 0,5 м; содержание метана у забоя и на расстоянии до 20 м должно быть не более 1 %; заряд, состоящий из нескольких патронов ВВ, следует вводить в шпур одновременно.

Суммарный интервал замедления при КЗВ в шахтах, опасных по газу и пыли, выбирают исходя из условия, чтобы в месте расположения зарядов за этот интервал не образовалось взрывоопасных концентраций метана и угольной пыли. Для угольных и смешанных забоев МакНИИ и ВостНИИ был установлен суммарный интервал замедления электродетонаторов при использовании ВВ IV класса 220 мс, а V—VII классов 320 мс.

Способы инертизации взрывоопасной атмосферы: применение водяных завес, воздушно-механической пены и распыленных ингибиторов.

ПРИМЕНЕНИЕ ВОДЯНЫХ ЗАСЛОНОВ И ЗАВЕС. Заслоны создаются путем размещения на некотором расстоянии от забоя стеллажей с ваннами, заполненными водой (рис. 6.3, а), или досками с инертной пылью (рис. 6.3, б), которые легко опрокидываются воздушной ударной волной, распространяющейся впереди пламени. При этом происходит прерывание распространения пламени.

Сущность применения водяных завес состоит в предварительном (за 25 мс до взрыва врубовых шпуров) взрывании зарядами ВВ повышенной предохранительности полиэтиленовых мешков с водой вместимостью 20—50 л, подвешенных у забоя (рис. 6.4, а) или укладываемых на почву выработки (рис. 6.4, б). При этом атмосфера в забое на участке 3—6 м при однорядном и двухрядном расположении сосудов насыщается тонкодиспергированной водой, в результате чего взрывоопасность существенно снижается.

Иногда для создания водяных завес применяют специальные форсунки, из которых диспергированная вода выбрасывается на некотором расстоянии от взрываемого забоя (рис. 6.5). Количество воды принимают из расчета 5 л на 1 м² сечения забоя. Обычно заряды в сосудах взрывают мгновенно, а врубовые шпуровы инициируют детонаторами ЭДКЗ с замедлением 25 мс (15 мс). Все заряды монтируют в одну сеть.

ПРИМЕНЕНИЕ ВОЗДУШНО-МЕХАНИЧЕСКОЙ ПЕНЫ. От пеногенератора пена воздушным вентиляционным потоком по трубам транспортируется в забой и заполняет все сечение выработки на протяжении 10—15 м. Все газы оттесняются от забоя, чем обеспечивается безопасность взрыва. Технологически этот метод неудобен, т.к. взрывникам приходится работать в дискомфортной среде.

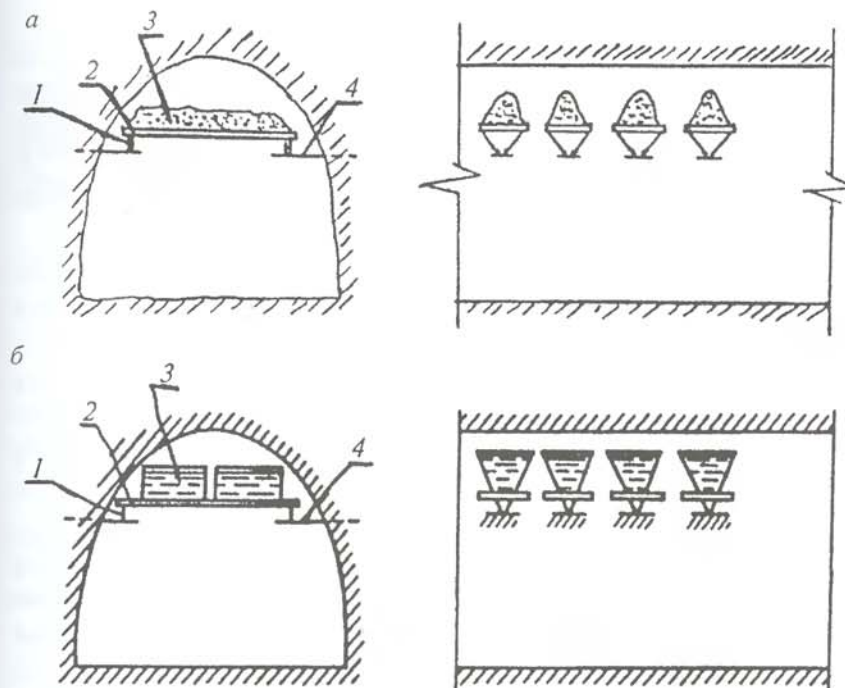


Рис. 6.3. Схема пылевого (а) и водяного (б) заслонов в выработке:

1 — опрокидывающиеся подставки; 2 — доски для расположения инертизирующего материала; 3 — инертная пыль или сосуды с водой; 4 — консольное крепление

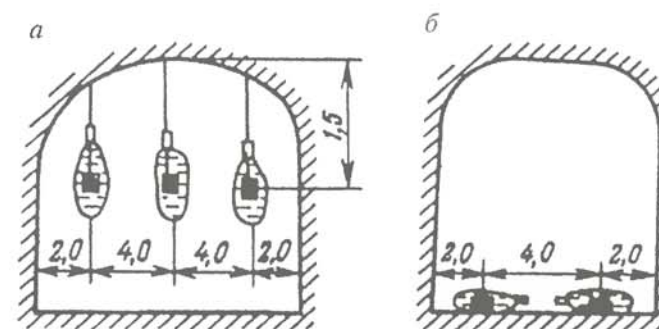


Рис. 6.4. Схема взрывного образования водораспылительных завес:

а — с помощью висящих мешков с водой; б — с помощью наполненных водой мешков, лежащих на почве выработки

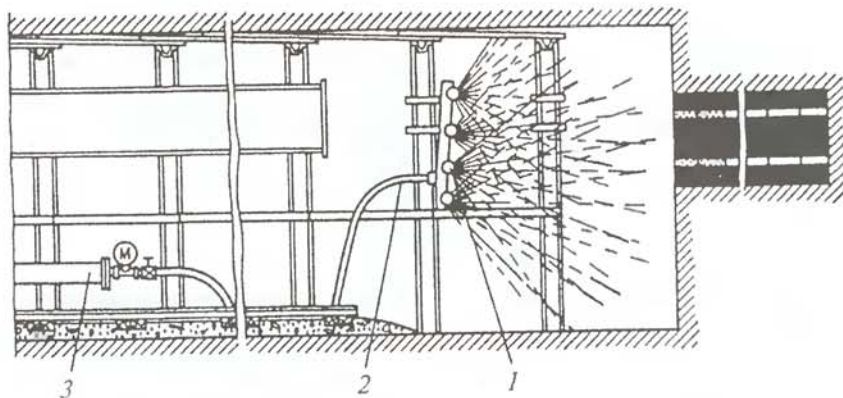


Рис. 6.5. Схема создания водораспылительной завесы длительного действия:
1 — коллектор с распылителями РЗ-7; 2 — водопровод; 3 — став подвода воды к забою

ПРИМЕНЕНИЕ РАСПЫЛЕННЫХ ИНГИБИТОРОВ основано на том, что при определенном содержании этих веществ в воздухе вспышки взрывоопасной смеси не происходит. В качестве ингибиторов применяют KJ , NaJ , $NaBr$, которые нейтральны по действию на человеческий организм, химически стойки и относительно дешевы. Распыление ингибиторов достигается взрывом зарядов определенной конструкции.

ПРИМЕНЕНИЕ ИНЕРТНЫХ ГАЗОВ В ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЕ основано на том, что пробка (перегородка) из инертных газов толщиной 1,2—1,5 м в выработке гарантирует локализацию вспышки метана или угольной пыли, а также не дает возможности развиваться вспышке, если очаг расположен вплотную к забою. В призабойной части забоя тем или иным способом после окончания заряджания и монтажа сети создают инертную газовую пробку и под ее защитой производят взрыв.

6.15. СПОСОБЫ И СРЕДСТВА БЕСПЛАМЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ

Беспламенное взрывание применяется в наиболее опасных условиях угольных шахт, где не разрешается ведение взрывов даже предохранительными ВВ.

Все способы беспламенного взрывания основаны на быстром образовании (накоплении) в стальных патронах, размещенных в шпурах, газов под высоким (10^8 Па и более) давлением и мгновенном их выбросе в шпур.

Существуют следующие способы беспламенного взрывания:

- ♦ кардокс, при котором образование газов происходит в результате быстрого испарения жидкой углекислоты при ее интенсивном нагревании;

- ♦ гидрокс, при котором образование газов происходит в результате химических реакций порошкообразных составов под действием нагревания;

- ♦ аэродокс, при котором в патрон, размещенный в шпуре, подается сжатый воздух под давлением (3—7) 10^7 Па.

Гидрокс основан на превращении порошкообразного заряда БВ-48 (рис. 6.6), помещенного в стальной патрон, в инертные газы (пары воды, углекислый газ) под давлением (1,1—1,9) 10^7 Па. Газы срезают металлический диск в разрядной головке патрона и, «врываясь» в шпур, разрушают уголь. Состав основного заряда: аммиачная селитра, азотно-кислый магний, древесная мука; инициирующего заряда: аммиачная селитра, персульфат аммония, хлористая медь и древесная мука.

Интервал между подачей электрического тока на электротермический элемент и прорывом срезного диска составляет 2—10 с.

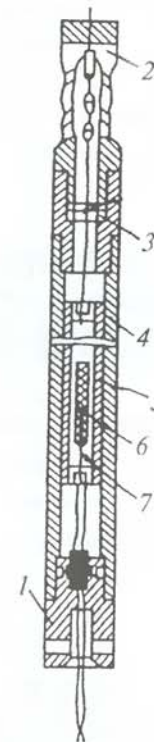


Рис. 6.6. Схема патрона беспламенного взрывания гидрокс зарядом БВ-48:

1 — зарядная головка; 2 — разрядная головка; 3 — сменная срезная диафрагма; 4 — труба; 5 — оболочка заряда; 6 — электротермический элемент; 7 — основной газообразующий состав

Патрон гидрокс состоит из стальной трубы, зарядной и разрядной головок, переходной муфты и срезного диска. Детали патрона изготавливаются из легированной стали, срезной диск толщиной 2 мм из Ст.3. Длина патрона 1320 мм, диаметр 54 мм, масса 11,5 кг.

Аэрдокс основан на срезании диска, полосы или мгновенного перемещения золотника сжатым воздухом при определенном давлении. В соответствии с этим различают дисковые, золотниковые и поршневые патроны АП-2 и АП-3. Диаметр патронов 42, 54 и 63 мм, длина 1100—2300 мм. Для использования этого способа применяются компрессоры высокого давления КВД-3/800, воздухораспределительная магистраль и бронированные шланги, рассчитанные на давление $1400 \cdot 10^5$ Па.

6.16. ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ В ГОРНОМ ДЕЛЕ КОНВЕРСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Конверсионными принято называть ВВ и СИ, которые использовали в военном деле, а затем из-за истечения сроков хранения или решений об уменьшении требуемых запасов применяют в горном деле для взрывания. Впервые широкомасштабное и эффективное применение списанных бездымных артиллерийских порохов для взрывания скважинных зарядов было реализовано после Великой Отечественной войны Н.М. Сытым. В дальнейшем рядом организаций, ведущих сооружение взрывами на выброс каналов для мелиоративных работ, относительно регулярно используются списанные боеприпасы (мины, торпеды и т.д.).

В настоящее время в связи с реализацией государственной программы «Конверсия» необходимо оценить эффект применения боевых ВМ для промышленных взрывов. Боевые ВМ имеют следующие отличительные признаки от промышленных:

♦ Все ВВ (заряды в снарядах, авиабомбах, торпедах, ракетах, кроме атомных), а также артиллерийские и ракетные пороха имеют большой отрицательный кислородный баланс, повышенную чувствительность (ВВ с добавками гексогена, ТЭНа, сплавов алюминия и магния), сильную электризуемость (пороха), т.е. они гораздо опаснее при их применении в промышленных взрывах.

Пороха и некоторые ВВ выделяют, кроме традиционных газов СО и NO₂, ядовитые хлористые газы, что позволяет использовать эти ВВ только на земной поверхности. При этом они экологически будут вреднее промышленных ВВ гражданского назначения.

♦ Все боевые ВВ и пороха приобретались военными организациями по стоимости в 5—10 раз более высокой, чем стоимость обычных промышленных ВВ. Боевые ВВ были оплачены из бюджетных ассигнований, а потому должны передаваться в народное хозяйство бесплатно. Однако, как показывает анализ, все боевые ВВ и пороха, которые можно использовать в промышленности, требуют дополнительной технологической доработки: выплавление из снарядов и бомб, снижение чувствительности и отрицательного кислородного баланса, т.е. приведение их к состоянию, когда по своим свойствам они будут соответствовать промышленным ВВ, а их конечная стоимость также не будет выше последних. При этом переработка ВВ должна осуществляться вблизи мест их хранения, так как перевозка переработанных ВВ опасна и может иметь непредсказуемые последствия.

♦ Запасы ВВ, подлежащие конверсии в арсеналах, достаточно ограничены в сравнении с объемами ВВ, потребляемыми горными предприятиями. Поэтому конверсионные ВВ будут израсходованы достаточно быстро, а следовательно, это мероприятие должно рассматриваться только как временное, которое не позволяет снять постоянно действующий карьер со снабжения промышленными ВВ. Очевидно, конверсионные ВВ более подходят по организационным факторам к использованию на временных объектах (сооружение дорог, каналов, плотин, взрывов на выброс или сброс и т.д.).

Поэтому подготовка и использование конверсионных ВВ для промышленных взрывов представляют достаточно сложную техническую и организационную задачу и в каждом конкретном случае подлежат всесторонней оценке. Бесперспективно рассчитывать на непосредственное переключение военных заводов на производство промышленных ВВ из-за их, как сказано, более высокой стоимости, что в рыночной экономике неприемлемо для горняков, а также повышенной токсичности и чувствительности ВВ военного назначения.

В качестве средств инициирования можно использовать тротильные и тротил-гексогеновые шашки для промежуточных детонаторов, а также более высококачественные, чем промышленные, боевые ЭД с платиноиридиевыми мостиками накаливания, а также капсулы-детонаторы и огнепроводные шнуры.

Эпизодически можно применять боевые удлиненные заряды, служащие для создания проходов в минных полях, при контурном взрывании. В настоящее время накоплен опыт переработки и использования в качестве водоустойчивых ВВ под названием гранипоров артиллерийских порохов, выплавки из снарядов тротила, последующего его гранулирования и использования взамен гранулотола под названием конвертол. Успешные результаты получены при использовании баллистических порохов для изготовления удлиненных кумулятивных зарядов для дробления негабаритов, резки металлоконструкций при их утилизации или разрушения объемных бетонных и железобетонных сооружений. Указанные заряды значительно (в 2—3 раза) дешевле известных удлиненных кумулятивных зарядов ШКЗ, а экструзионная технология их изготовления позволяет легко выпускать типажный ряд этих зарядов для решения всего комплекса задач разрушения и резки, в том числе корпусов кораблей, подводных лодок и других объектов.

Разработана технология переработки пороховых зарядов твердотопливных ракет в гранулы (частицы) разных размеров, пригодных для заряжания обводненных скважин.

6.17. АССОРТИМЕНТ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ В ЗАРУБЕЖНЫХ СТРАНАХ

В зарубежных странах (США, Япония, Франция, Англия, Швеция, Китай и др.) с целью совершенствования ВВ создаются более безопасные к внешним воздействиям ВВ с возможностью их механизированного заряжания, создания широкого диапазона применяемых ВВ с диаметром-патроном $d = 25—200$ мм и механизированного заряжания скважин непатронированными ВВ. Используются зарядные машины для изготовления ВВ из невзрывчатых компонентов с изменением их процентного соотношения в составе ВВ.

Наблюдается снижение объемов применения ВВ с содержанием жидких нитроэфиров, хотя фирмы Швеции, Японии до настоящего времени выпускают такие ВВ в патронированном виде с содержанием нитроэфиров до 30 %, диаметром 25 мм и больше.

При этом приготовление ВВ, их патронирование полностью автоматизированы, а инструкции по применению исключают контакт рабочего с ВВ (одноразовое использование хлопчатобумажных и хирургических резиновых перчаток, применение дыхательных фильтров и т.д.).

Для взрывания накладных зарядов в США разработаны водосодержащие ВВ, размещаемые в двухстенных оболочках, пространство между которыми заполнено поваренной солью с добавками воды.

Промышленные ВВ из невзрывчатых компонентов

Анализ технической литературы и знакомство автора со взрывными работами на карьерах, рудниках и угольных шахтах зарубежных стран показали, что взрываемые массивы в большинстве стран менее обводнены, а массивы в основном меньшей крепости и взрываемости, чем в нашей стране. Поэтому с 50-х годов наблюдается закономерное увеличение объемов применения двухкомпонентных бестротильных ВВ из пористой ам-

миачной селитры и дизельного топлива или индустриального масла (составы AN-FO). Такие заряды благодаря тому, что пористая селитра впитывает не менее 6 % жидкого горючего, сохраняют стабильность взрывчатых свойств в сухой скважине в течение месяца и более, а на складе ВМ, по данным Аньшаньского металлургического комбината (КНР), в течение трех месяцев. Основанием для создания таких ВВ послужили расследования причин двух взрывов в США около 6 тыс. т аммиачной селитры в трюмах пароходов в 1947 г. Селитра перевозилась в бумажных мешках, а для уменьшения слеживаемости ее гранулы покрывались 1 % смеси парафина и петролатума с добавками древесной смолы, т.е., по данным современных исследований, создавалось наиболее чувствительное ВВ, т.к. указанные добавки являлись горючими в смеси с селитрой-окислителем.

В 1955 г. в США был получен патент на ВВ в виде смеси гранулированной селитры с 7 % измельченного каменного угля (сажи), а в 1956 г. началось промышленное применение этих ВВ на карьерах, однако частое затухание детонации и дискомфортные условия труда взрывперсонала из-за пачканья ВВ привели к замене твердой добавки на жидкую (масло, дизельное топливо). Для улучшения удерживающей способности гранул селитры в состав ВВ стали добавлять тонкодисперсное твердое горючее, что позволило осуществлять заводское изготовление таких ВВ за счет достигнутой длительной стабильности свойств заряда.

Для увеличения энергии взрыва в состав AN-FO начали вводить тонкодисперсный алюминий, тротил, динитротолуол. Эта группа ВВ получила название нитрокарбонитратов, с отнесением их в США к малоопасным взрывным смесям. Однако наиболее распространенным является состав AN-FO с 94 % селитры и 6 % дизельного топлива, с энергией взрыва 3800 кДж/кг, скоростью детонации 4,3 км/с. При наличии забойки критический диаметр $d_{кр} \geq 25$ мм, при взрывании без забойки $d_{кр}$ насыпная плотность 0,85—0,9 г/см³.

Применение AN-FO в подземных условиях более сложно, т.к. необходим строгий контроль за тщательностью смешивания компонентов, летучести и пожароопасности дизельного топли-

ва. Поэтому такие ВВ готовят на поверхности и спускают в рудник непосредственно для выполнения взрывов.

Объем применения AN-FO на открытых горных работах в США составляет более 80 % потребляемых ВВ, в других странах он достигает 40—60 %. Этими ВВ заряжают только сухие скважины. В обводненные скважины AN-FO заряжают в патронированном виде или в полиэтиленовые рукава. Технологические сложности применения таких методов заряжания привели в США к созданию водостойчивого покрытия гранул селитры, применяемых в составе ВВ для заряжания обводненных скважин.

В США проведены исследования взаимодействия этих ВВ с сульфидными рудами. При этом было установлено, что с повышением температуры и добавлением воды или серной кислоты реакционная способность взаимодействия увеличивается, чем при более низких температурах (60 °С и ниже вместо 90 °С). Активизации реакции способствует наличие в составе ВВ дизельного топлива.

Эти опыты показывают недопустимость применения горячих растворов селитр, используемых для приготовления ВВ типа ГЛТ, ифзанитов-80 для заряжания скважин в сульфидных рудах.

Водосодержащие ВВ

Начали разрабатывать в зарубежных странах с середины 50-х годов. В настоящее время их можно разделить на несколько видов.

Суспензионные сларри — смесь гранул селитры с ее раствором и твердыми сенсibiliзирующими добавками (тротил, бездымный порох и т.д.). В сларри твердые частицы контактируют друг с другом, а жидкая фаза ВВ заполняет только межгранульное пространство.

Некоторые сларри не содержат в своем составе ВВ, а взамен их вводят добавки горючих (алюминий, жидкие горючие и т.д.).

Водный гель — состав, состоящий из жидкого раствора окислителя, в котором взвешены частицы твердых компонентов. Для предотвращения осаждения твердых и потерь водного геля за счет утечек по трещинам его загущают введением гуаргана и других загустителей. Для повышения водоустойчивости добавляют структурообразователи (соли хрома, алюминия, бихромат натрия, калия и др.). В состав ВВ также вводят в качестве горючих битум, алюминий, жидкие нефтепродукты.

ВВ применяют в зарядах диаметром 25—85 мм в патронированном виде и большого диаметра — в непатронированном. Патронированные ВВ детонируют от КД и ЭД или ДШ с навеской ВВ 12 г/м, непатронированные — от ПД массой 50—400 г или ДШ с навеской ВВ 40 г/м. Температура раствора окислителя 90—95 °С. Не разрешается по технологии приготовления ВВ снижать температуру ниже 70—75 °С.

Высокие требования предъявляют к химсоставу, исключается присутствие посторонних примесей в компонентах ВВ.

Заряжание выполняется под столб воды в любые по обводненности скважины.

Патронированные ВВ выпускают в основном в полиэтиленовых ампулах с проволочными скобками на торцах или в водоустойчивых бумажных оболочках (динамексы Швеции).

В 1958 г. компанией Дюпон (США) предложена группа водных гелей «Товекс» для скважин большого диаметра, а с конца 60-х годов для диаметров зарядов 32 мм за счет введения нового сенсibilизатора (нитрат монометиламина) для патронов диаметром 25 мм и больше.

Теплота взрыва составов находится в пределах 2900—6100 кДж/кг, плотность 1,1—1,35 г/см³; могут уплотняться забойником в шпурах до плотности 1,6—1,8 г/см³, обладают высокой водоустойчивостью, скорость детонации 4,3—6,7 км/с. Большинство сортов «Товекс» чувствительны к штатным детонаторам, выделяют меньше ядовитых газов (оксидов углерода и азота), чем низкопроцентные динамиты и AN-FO.

ЭМУЛЬСИОННЫЕ ВВ выпускают в США с 1964 г. Это ВВ типа обратных эмульсий (мельчайшие капли ~ 0,001 мм раствора

селитр, окруженные тонкой пленкой масла, которая получается из горячего раствора (8—16 % воды) селитр (аммиачной и натриевой) с добавкой жидкого горючего в виде промышленных или соляровых масел и эмульгатора, позволяющего получить в смеси-теле-диспергаторе эмульсию в виде сметанообразной невзрывчатой массы. Применяемые эмульгаторы: эфиры сорбита и жирных кислот (стеариновой, олеиновой), эфиры глицерина, неорганические соли высших алкиламинов.

Активация эмульсии (превращение ее во взрывчатую смесь) достигается введением в нее (до 4,0 %) полых стеклянных микросфер, пористых частиц (типа перлита) или химическим путем введения в состав натрида натрия, который образует в результате химической реакции газовые пузырьки, равномерно распределенные по заряду ВВ. Температура приготовления эмульсии 80 °С, при зарядании из зарядных машин температура должна быть не менее 70 °С, чтобы горючая составляющая не затвердела. Разными фирмами США, Швеции, Испании, КНР, Югославии производятся разнообразные эмульсионные ВВ, получившие обобщенное название эмулиты с диаметром от 25 мм и более, плотностью 1,15—1,3 г/см³, скоростью детонации 4,0—5,5 км/с, теплотой взрыва 3000—4000 кДж/кг, обладающие высокой водоустойчивостью. Патронированные ВВ детонируют от КД или ЭД. Только в США за 1983—1989 гг. получено более 40 патентов на эмульсионные ВВ.

Несмотря на сложность приготовления, эти ВВ, по оценкам зарубежных специалистов, считаются наиболее перспективными, особенно для заряжания обводненных скважин и шпуров.

Последнее достижение (1978 г. — первый патент США) в создании эмульсионных ВВ — добавка в эмульсию 25—75 % AN-FO.

За счет заполнения эмульсией воздушного межгранульного пространства в AN-FO увеличивается плотность ВВ до 1,33 г/см³, объемная концентрация энергий до 4600 кДж/кг. Зарядные машины позволяют смешивать эмульсию и AN-FO в любых процентах, сохраняя при этом показатели по водоустойчивости и теплоте взрыва не ниже эмулитов. Эти ВВ получили

название эмулянов (Швеция) или концентрированные сларри (США).

В США принято характеризовать водоустойчивость ВВ понятиями «отличная», «очень хорошая», «хорошая». При отличной водоустойчивости заряд в течение месяца может находиться в проточной воде без потери детонационной способности, при очень хорошей — в течение семи дней, при хорошей — при нахождении в течение семи дней в непроточной воде.

Работы над эмульсионными ВВ далеко не завершены и активно развиваются во всех зарубежных странах.

Патронированные ВВ

Из приведенного анализа видно, что зарубежные страны все шире на подземных и открытых горных работах применяют ВВ одинакового химического состава, а изменение критического диаметра заряда достигается добавками в него различного количества сенсibilизатора или микросфер.

Некоторые страны, как указано выше, выпускают патронированные нитроэфировые ВВ с содержанием их 23—25 %. Так, японская фирма Асахи выпускает и широко рекламирует низкопроцентные динамиты, технология приготовления и применения которых, по данным фирмы, по степени безопасности не отличается от производства и применения не содержащих нитроэфиров патронированных ВВ.

В Швеции фирма Нитро Нобель выпускает патронированные динамексы с диаметром патронов 18—25 мм. При этом производство ВВ полностью автоматизировано, начиная от приготовления состава и завершая его патронированием и укладкой в ящики, а в качестве основного компонента используется токсичный динитрогликоль без добавок тринитроглицерина. Безопасность и защита персонала достигается тем, что рабочие в цеха входят только при ремонтах и наладках узлов оборудования, при этом работы выполняются с использованием респираторов, хлопчатобумажных и резиновых перчаток одноразового применения. За счет строгого выполнения инструкций токсичное воздействие динамекса на рабочий персонал исключено. Довольно

часто нижнюю часть шпура или скважины заряжают более мощным ВВ типа «Товекс-С», а верхнюю заряжают механизированным способом ВВ типа АС-ДТ.

Для подземных работ в США в последние годы увеличивается объем применения водосодержащих обычных и эмульсионных ВВ взамен нитроэфировых. Характерно большое количество марок ВВ (более 30) с мало различающимися взрывчатыми характеристиками: масса патронов до 200 г, допустимый (устойчивый) диаметр патронов 25—32 мм, скорость детонации 3—5 км/с.

Предохранительные ВВ

В зарубежных странах большинство предохранительных ВВ содержат в своем составе в качестве сенсibilизатора смесь нитроглицерина в количестве 7—13 %, аммиачную селитру, пламегаситель. Выпускают значительное количество составов с ионообменными солями. Выпускаются также порошкообразные тротилсодержащие ВВ, аналогичные нашим ПЖВ-20 и Т-19. Предохранительные ВВ делят на несколько групп или классов. Так, в Англии выпускают пять групп, в Бельгии — 4 класса, в Германии — 3 класса. Работоспособность этих ВВ небольшая (90—300 см³), скорость детонации 1,5—4,0 км/с, теплота взрыва 1300—3200 кДж/кг.

Предохранительные ВВ США имеют следующие особенности:

- ♦ отрицательный кислородный баланс (от -4 до -5 %);
- ♦ высокая работоспособность составов (80—114 % работоспособности тротила);
- ♦ низкая степень предохранительности (возникает до 50 % вспыхивание метано-воздушной смеси при испытаниях в опытном штреке);
- ♦ небольшой допустимый диаметр патронов, составляющий 25—30 мм, а скорость детонации изменяется в пределах 1,8—3,0 км/с, в отдельных сортах достигает 4,0—5,0 км/с.

Все предохранительные ВВ в США проходят в государственной лаборатории специальную проверку на безопасность, после чего на их упаковке ставят штамп «Предохранительное ВВ», что является официальным допуском данного ВВ для использования в угольных шахтах. Такие строгие меры безопасности с учетом малой газообильности угольных пластов позволяют достичь низкой аварийности при взрывных работах, несмотря на то, что на угольных шахтах ежегодно расходуется 25—28 тыс. т предохранительных ВВ.

СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

7.1. СПОСОБЫ ВОЗБУЖДЕНИЯ ВЗРЫВА ПРИ ИНИЦИИРОВАНИИ ЗАРЯДОВ ВВ

Импульс, необходимый для возбуждения детонации в заряде промышленного ВВ, получается в результате взрыва небольшого по величине заряда инициирующего ВВ, размещенного в капсуле-детонаторе, электродетонаторе через ДШ или более мощный промежуточный детонатор массой 400—800 г и более для инициирования низкочувствительных гранулированных и водосодержащих ВВ.

Детонацию инициирующих ВВ, имеющих значительно большую чувствительность к внешним тепловым и механическим воздействиям, возбуждают тепловым импульсом в капсуле-детонаторе горячей пороховой сердцевинной огнепроводной шнура, в электродетонаторе и электрозажигательных устройствах горячей каплей воспламенительного состава, расположенной на мостике накалывания электровоспламенителя, или пламенем замедляющего состава в электродетонаторах короткозамедленного (ЭДКЗ) и замедленного (ЭДЗД) действия. В системах неэлектрического инициирования взрыв детонатора происходит ударной волной и пламенем от взрывного горения ВВ, напыленного внутри трубчатого волновода.

На открытых горных работах роль инициирующего заряда, размещаемого в заряде промышленного ВВ, выполняет детонирующий шнур, сердцевина которого выполнена из мощного ВВ — ТЭНа или гексогена, на конец которого привязывают промежуточный детонатор. Для возбуждения взрыва ДШ обязательно применение КД или ЭД. Таким образом, во всех случаях возбуждение детонации зарядов промышленных ВВ осуществляется КД и ЭД.

Совокупность принадлежностей для инициирования зарядов промышленных ВВ называют средствами инициирования. Для огневого инициирования применяют капсули-детонаторы, огнепроводный шнур, средства его крепления в КД и средства зажигания ОШ.

Для электрического инициирования применяют электродетонаторы, соединительные провода, средства контроля целостности и величины сопротивления взрывной сети, источники тока для подрыва ЭД.

Иногда в технической литературе неправильно выделяют в самостоятельный способ инициирования с помощью ДШ и называют его бескапсюльным. Это неверно, так как ДШ инициируют с помощью ЭД или КД.

При использовании неэлектрических систем инициирования волновод возбуждают КД, ЭД или специальными устройствами.

7.2. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ СРЕДСТВ ИНИЦИИРОВАНИЯ

Иницирующие ВВ делят на первичные и вторичные. Первичные ВВ — гремучая ртуть, тринитрорезорцинат свинца (ТНРС), азид свинца — характеризуются весьма высокой чувствительностью к механическим и тепловым воздействиям; способностью взрываться в малых количествах (0,05—0,5 г), горение этих ВВ практически мгновенно переходит в детонацию.

Первичные иницирующие ВВ инициируют более мощные вторичные иницирующие ВВ (тетрил, гексоген, ТЭН), которые и вызывают взрыв заряда промышленного ВВ или шашки промежуточных детонаторов, от которых происходит взрыв заряда промышленного ВВ. Промежуточные детонаторы изготавливаются из зарядов тротила или тротила и гексогена массой 400—800 г с отверстиями в центре для детонирующего шнура для КД и ЭД. В некоторых случаях промежуточный детонатор делается путем обвязки детонирующим шнуром нескольких патронов ВВ.

Гремучая ртуть $\text{Hg}(\text{ONC})_2$ — кристаллический ядовитый порошок белого или серого цвета с температурой воспламенения 160 °С; в сухом порошкообразном состоянии чрезвычайно чувствительное ВВ взрывается при самых слабых механических воздействиях (табл. 7.1).

Таблица 7.1

Характеристика инициирующих ВВ

Показатели	Гремучая ртуть	Азид свинца	ТНРС	Тетрил	ТЭН	Гексоген*
Теплота взрыва, кДж/кг	1697	1596	1751	4517	5908	5489
Объем газов, л/кг	316	308	448	413	780	890
Температура взрыва, °С	4450	4300	3030	3810	4000	3850
Плотность, г/см ³	3,5	4,6	2,9	1,0	1,0	1,05
Кислородный баланс, %	-11,8	—	-56,0	-47,4	-10,1	-20,1
Скорость детонации, км/с	5,4	5,3	5,2	7,3	8,2	8,3
Работоспособность в свинцовой бомбе, см ³	110	115	110	350	500	520
Температура вспышки, °С	165	327	270	195	220	203
Чувствительность к удару (высота падения груза массой 2 кг), мм	20	40	110	300	300	300
* Во флегматизированном виде гексоген используют в качестве компонента промышленных ВВ.						

Это наиболее чувствительное из всех применяемых инициирующих ВВ. При содержании 10 % влаги гремучая ртуть только горит, не детонируя; при содержании 30 % влаги она даже не загорается. Поэтому гремучая ртуть хранится в банках с водой. Прессованная гремучая ртуть приобретает большое иницирующее воздействие и менее чувствительна к внешним воздействиям. Поэтому при изготовлении детонаторов первичные заряды гремучей ртути применяют в прессованном виде. При наличии влаги гремучая ртуть вступает в реакцию с медью, образуя весьма чувствительные фульминаты меди. В связи с этим медные детонаторы, снаряженные гремучей ртутью, необходимо предохранять от влаги. С алюминием гремучая ртуть вступает в реакцию, образуя невзрывчатые соединения, из-за чего при использовании гремучей ртути не применяют алюминиевые гильзы для детонаторов.

При взрыве гремучей ртути выделяются экологически весьма вредные соединения. Поэтому ее применение нецелесообразно.

Азид свинца $Pb(N_3)_2$ — белый мелкокристаллический порошок. Азид свинца негигроскопичен, не растворяется в воде и не теряет детонационной способности при увлажнении. Под воздействием углекислого газа в присутствии влаги азид свинца переходит в углекислые соли, в связи с чем его чувствительность снижается. С медью азид свинца образует весьма чувствительные и опасные соединения, поэтому его запрессовывают в алюминиевые гильзы. Азид свинца — более мощное, чем гремучая ртуть, первичное инициирующее ВВ (см. табл. 7.1). Газы взрыва азида свинца менее ядовиты, чем у гремучей ртути. В связи с этим в промышленности осуществляется переход на применение в качестве первичного инициирующего азида взамен гремучей ртути. Степень уплотнения и температура азида свинца не оказывают влияния на его чувствительность. Азид свинца недостаточно чувствителен к лучу огня, поэтому его применяют совместно с более чувствительным к тепловому импульсу тринитрорезорцинатом свинца (ТНРС).

ТНРС $C_6H_2(NO_2)_3PbH_2O$ — золотисто-желтый кристаллический порошок. С металлами не взаимодействует. По чувствительности занимает промежуточное положение между азидом свинца и гремучей ртутью. По инициирующей способности ТНРС значительно слабее указанных выше ВВ. Поэтому ТНРС применяется только как промежуточный заряд массой 0,1 г, который инициирует азид свинца, и последний взрывает заряд вторичного инициирующего ВВ.

Вторичные инициирующие ВВ предназначены для увеличения энергии начального импульса, сообщаемого зарядом первичного инициирующего ВВ, и детонирования заряда промышленного ВВ. Вторичные инициирующие ВВ менее чувствительны к внешним воздействиям, но имеют большую скорость детонации, теплоту взрыва и более высокую инициирующую способность по сравнению с первичными инициирующими ВВ.

Тетрил (тринитрофенилметилнитрамин) $C_6H_2(NO_2)_4NCH_3$ — кристаллический порошок бледно-желтого цвета. При воспламенении быстро горит, причем горение может перейти во взрыв. С металлами тетрил не взаимодействует. Обладает высокими

взрывчатыми характеристиками (см. табл. 7.1). Применяется в качестве вторичного инициирующего ВВ в подавляющем количестве выпускаемых детонаторов.

ТЭН (пентаэритриттетранитрат) $C_5H_8(ONO_2)_4$ — кристаллический порошок белого цвета. Негигроскопичен и не растворим в воде. Воспламеняется с трудом, в небольших количествах горит спокойно. Относится к наиболее мощным и чувствительным вторичным инициирующим ВВ. Применяется в основном для изготовления детонирующего шнура и в качестве вторичного инициирующего в некоторых электродетонаторах. За рубежом ТЭН применяется в качестве одного из компонентов для изготовления мощных промышленных ВВ, а также для изготовления специальных шашек (в сплаве с тротилом) для инициирования зарядов низкочувствительных промышленных ВВ.

Для повышения экологической чистоты взрывов в России и зарубежных странах создаются детонаторы с использованием только вторичных инициирующих ВВ.

7.3. СРЕДСТВА ОГНЕВОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ

Капсюль-детонатор (рис. 7.1) представляет собой цилиндрическую гильзу 1 (медную, алюминиевую или биметаллическую) диаметром 6—7 мм и длиной 47—51 мм, снаряженную зарядами первичного (гремучая ртуть 2, ТНРС 2' и азид свинца 2'') и вторичного 3 (тетрил) инициирующего ВВ.

Заряд первичного инициирующего ВВ выбирается таким, чтобы возбудить взрыв вторичного инициирующего ВВ. Заряд вторичного инициирующего ВВ подобран, исходя из условий безотказного инициирования зарядов порошкообразных промышленных ВВ. Для усиления инициирующего действия донышко капсюля-детонатора может иметь кумулятивное углубление 5.

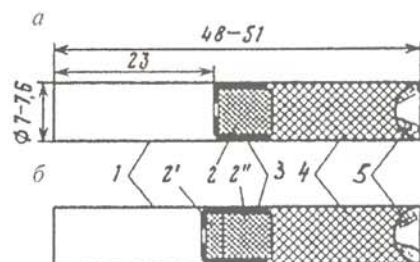


Рис. 7.1. Капсюли-детонаторы:

а — гремучертутно-тетриловый № 8С; *б* — азидо-тетриловый № 8А; 1 — гильза; 2 — гремучая ртуть; 2' — ТНРС; 2'' — азид свинца; 3 — чашечка; 4 — тетрил; 5 — кумулятивное углубление

В гильзу детонатора запрессовывается сначала вторичное инициирующее ВВ, а затем вводится первичное инициирующее ВВ в металлической чашечке 3 с отверстием в центре диаметром 2—2,5 мм. Для предотвращения высыпания инициирующего ВВ отверстие чашечки закрыто шелковой сеточкой, которая мгновенно сгорает от луча огня и не снижает восприимчивости первичного инициирующего ВВ к пламени. Отверстие выполнено заглубленным, чтобы вводимый в гильзу огнепроводный шнур или капля электровоспламенителя не касались первичного инициирующего ВВ.

Промышленностью выпускаются капсюли-детонаторы, которые в зависимости от состава заряда ВВ делятся на гремучертутно-тетриловые и азидо-тетриловые.

Гремучертутно-тетриловые капсюли-детонаторы изготавливают в медных (КД-8МА) или биметаллических гильзах — сталь с медным покрытием (КД-8С); содержат они 0,5 г гремучей ртути и 1 г тетрила.

Азидо-тетриловые капсюли-детонаторы изготавливают в алюминиевых гильзах и содержат 0,1 г ТНРС, 0,2 г азид свинца и 1 г тетрила или гексогена.

Диаметр гильзы 8,3 мм обеспечивает свободный ввод огнепроводного шнура. Гильза длиной 48—51 мм на 2/3 заполнена зарядом инициирующего ВВ, а свободный от ВВ участок обеспечивает надежное и безопасное закрепление огнепроводного шнура.

Капсюли-детонаторы обладают высокой чувствительностью к трению, удару, сжатию и огню, поэтому при обращении с ними нужно соблюдать максимальную осторожность.

Огнепроводный шнур предназначен для возбуждения горячей пороховой сердцевинной взрыва капсюля-детонатора, а также воспламенения пороховых зарядов при отбойке штучного камня.

Огнепроводный шнур (рис. 7.2) представляет собой слабо спрессованную из дымного пороха с пластифицирующими добавками сердцевину 2 с центральной направляющей нитью 1, завернутую в нитяные оплетки 3 с гидроизоляционной прослойкой 4.

Наружный диаметр огнепроводного шнура 5,5 мм. Единичными правилами безопасности регламентировано, что отрезок огнепроводного шнура 0,6 м должен сгорать за время 60—68 с.

Огнепроводный шнур выпускается следующих видов: асфальтированный ОША (для сухих и влажных забоев), эструзионный ОШЭ с полиэтиленовой оболочкой и пластикатный ОШП (для обводненных забоев).

Средства зажигания огнепроводного шнура. При огневом инициировании нескольких зарядов разрешается поджигать концы шнуров, идущих к зарядам, тлеющим фитилем, отрезком огнепроводного шнура с надрезами или специальными патрончиками. Спичкой разрешается зажигать шнур только при взрывании одиночного заряда.

Зажигательный тлеющий фитиль состоит из пропитанной раствором калиевой селитры сердцевинной пучка хлопчатобумажных и льняных нитей диаметром 6—8 мм, заключенной в хлопчатобумажную оплетку. Он чувствителен к пламени спички и хорошо поджигает огнепроводный шнур. Тлеет со скоростью 10 мм/мин.

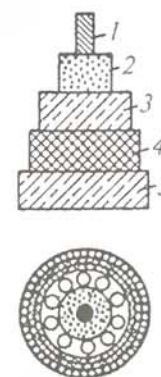


Рис. 7.2. Огнепроводный шнур:

1 — направляющая нить; 2 — пороховая сердцевина; 3 — оплетка; 4 — гидроизоляция

При зажигании отрезком ОШ в нем предварительно делают косые надрезы до сердцевины (рис. 7.3). В надрезы при горении вылетают искры, которыми хорошо поджигают шнуры. Число надрезов должно быть равно числу поджигаемых отрезков шнуров, а длина шнура должна быть на 0,6 м короче отрезков, идущих к зарядам.

Зажигательные патроны (рис. 7.4) применяются для группового одновременного зажигания с помощью одного патрона 10-38 отрезков ОШ-2 и представляют собой бумажные стаканчики 1, на дне которых помещают в виде лепешки пороховой воспламенятельный состав 5. Собранные в пучок ОШ помещают в стаканчик вплотную к пороховой лепешке и закрепляют шпагатом 4. Одновременно в патрон вводится короткий (0,15—0,3 м) воспламеняющий отрезок шнура 3. Зажженный отрезок



Рис. 7.3. Зажигательный отрезок шнура с надрезами для зажигания огнепроводных шнуров

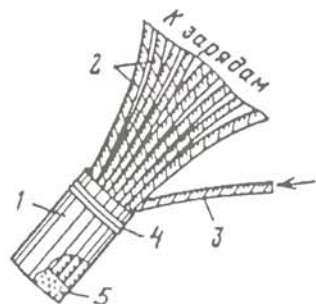


Рис. 7.4. Зажигательный патрон для группового зажигания огнепроводных шнуров: 1 — гильза; 2 — поджигаемые отрезки ОШ; 3 — поджигающий огнепроводный шнур; 4 — фиксирующий шпагат; 5 — зажигательный состав

ОШ воспламеняет пороховую лепешку, от которой загораются все помещенные в патрончик шнуры.

Огневое инициирование запрещается в тех случаях, когда своевременный отход взрывников в укрытие затруднен из-за необходимости пользоваться лестницами, веревками, полками или преодоления других препятствий, встречающихся при проходке вертикальных и наклонных выработок с углом наклона свыше 30° к горизонту.

В таких условиях применяют электроогневое инициирование, при котором воспламенение отрезков ОШ производят взрывники из безопасного места подачи тока в электровоспламенитель, укрепленный на конце ОШ.

Электрозажигательный патрон ЭЗ-ОШ-Б (рис. 7.5, а) состоит из бумажной гильзы с зажигательным составом и электровоспламенителя. Предназначен для электрического зажигания пучка отрезков ОШ.

Электрозажигательный патрон ЭЗП-Б (рис. 7.5, б) предназначен для зажигания нескольких отрезков ОШ в сухих и увлажненных условиях. Отрезки ОШ вводят в патрон и закрепляют путем обжатия резиновым кольцом на гильзе патрона.

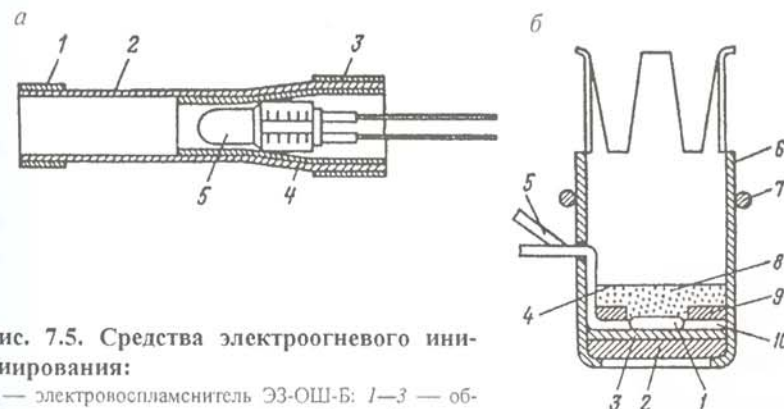


Рис. 7.5. Средства электроогневого инициирования:

а — электровоспламенитель ЭЗ-ОШ-Б: 1—3 — обжимные металлические втулки; 2 — бумажная (металлическая) гильза; 4 — бумажная втулка; 5 — электровоспламенитель; б — электрозажигательный патрон ЭЗП-Б: 1 — электровоспламенитель; 2 — вставное дно гильзы; 3 — силовой вкладыш; 4 — защитный слой лака; 5 — выводные провода; 6 — бумажная гильза с вырезами; 7 — резиновое кольцо, фиксирующее отрезки ОШ в стаканчике; 8 — зажигательный состав; 9, 10 — фиксирующие ЭВ вкладыши

7.4. ТЕХНОЛОГИЯ ОГНЕВОГО И ЭЛЕКТРООГНЕВОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ

Огневое инициирование зарядов применяется на карьерах, в рудниках и шахтах, не опасных по взрыву газа и пыли. Для выполнения огневого инициирования зарядов необходимо:

- ◆ нарезать ОШ на отрезки заданной длины;
- ◆ изготовить зажигательные и контрольные трубки в здании подготовки ВМ или в специальных подземных камерах;
- ◆ изготовить патроны-боевики;
- ◆ доставить ВМ к месту взрыва;
- ◆ перед началом заряжания выставить посты охраны в соответствии с паспортом буровзрывных работ, подать предупредительный сигнал;
- ◆ произвести заряжание и забойку шпуров или скважин в соответствии с паспортом;
- ◆ подать боевой сигнал, зажечь контрольную трубку и отрезки ОШ зажигательных трубок, идущих к зарядам, и уйти в безопасное место, указанное в паспорте буровзрывных работ;
- ◆ вести счет взрываемых зарядов;
- ◆ осмотреть забой не ранее чем через 15 мин после последнего взрыва заряда и при обнаружении отказов ликвидировать их. При отсутствии отказов дать сигнал отбоя и допустить рабочих к работам в зоне взрыва.

В подземных условиях осмотр забоя разрешается только после его проветривания, но не ранее чем через 15 мин после последнего взрыва.

Если взрывник вел счет взрывающихся зарядов и установил, что отказов нет, то разрешается подходить к месту взрыва на открытых работах после окончания подвижки породы, но не ранее чем через 5 мин после последнего взрыва. Оставшиеся после взрыва остатки ВВ и СИ должны быть уничтожены в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» или сданы на склад ВМ.

Зажигательная трубка представляет собой КД с закрепленным в дульце отрезком ОШ. Для изготовления зажигательных трубок применяют отрезки шнуров не короче 1 м и не длиннее 10 м. При длине шнуров зажигательных трубок 4 м и более обязательно применение для повышенной надежности дублирующих трубок. Длина зажигательных трубок для выполнения одного взрыва должна быть одинаковой и выбирается такой, чтобы концы ОШ выступали из шнура не менее чем на 25 см. От каждой бухты ОШ для повышения надежности предварительно отрезают с обоих концов куски по 50 мм и уничтожают.

При обнаружении дефектов в шнуре (пережимы, утолщения, разрывы) этот участок вырезается и уничтожается.

Один срез ОШ делают прямым (для введения в капсулю-детонатор), а другой — прямым или косым (для удобства зажигания).

Закрепление ОШ в капсуле-детонаторе «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» разрешается (при бумажных гильзах) затягиванием ниткой или шпагатом дульца вокруг ОШ (рис. 7.6). Разрешается также обматывать конец ОШ, вставленный в КД прорезиненной или бумажной лентой, а также ниткой до размеров внутреннего диаметра КД. Шнур вводят без вращения до упора в дульце КД (рис 7.6, б, в). При металлических гильзах дульце обжимается специальным обжимом вокруг ОШ (рис. 7.6, г).

Перед соединением с ОШ внутреннюю часть каждого капсуля-детонатора осматривают на предмет отсутствия в ней каких-либо частиц. Если внутри детонатора обнаружены какие-то частицы, их удаляют путем постукивания краем дульца о ноготь.

При работах в мокрых забоях соединение капсуля-детонатора с ОШ изолируется специальной мастикой.

Для обеспечения надежности взрыва всего заряда при любом способе инициирования применяются патроны-боевики.

Патрон-боевик при огневом инициировании представляет собой обычный патрон ВВ, в который на всю длину вставлен капсулю-детонатор зажигательной трубки. Патрон-боевик взрывается от КД зажигательной трубки и вызывает детонацию всего заряда ВВ в шпуре или скважине.

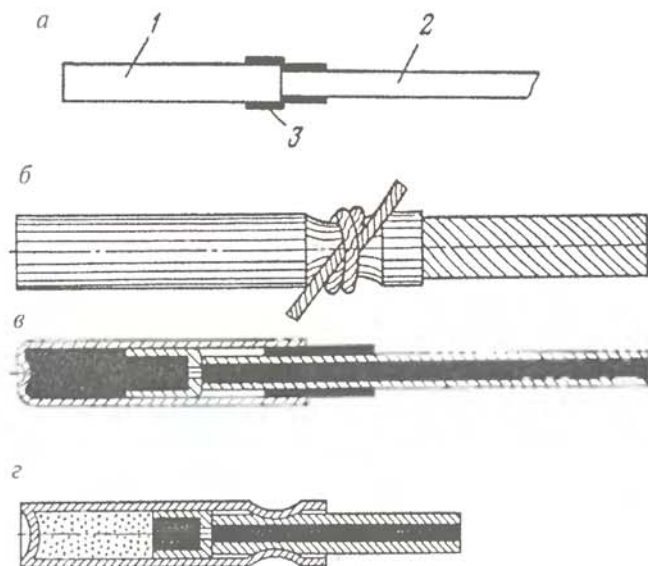


Рис. 7.6. Соединение капсюля-детонатора с огнепроводным шнуром:

а — изоляционной лентой; *б* — шнурком; *в* — накруткой бумажной ленты на ОШ; *г* — обжимом металлической гильзы; 1 — капсюль-детонатор; 2 — огнепроводный шнур; 3 — изоляционная лента

Изготавливают патроны-боевики взрывники на месте производства взрывных работ, на расстоянии 50 м от места заряжения. Разрешается в зимнее время на земной поверхности изготавливать боевики в здании подготовки ВМ, если оно расположено вне склада, а расстояние, на которое следует нести боевики, не превышает 50 м. Последовательность выполнения операций по изготовлению боевиков показана на рис. 7.7.

При порошкообразных рассыпных ВВ патроны-боевики изготавливают, завертывая в прочную бумагу определенное количество ВВ. При взрывании шпуров и заряжении их порошкообразным ВВ на карьерах патроны-боевики можно не изготавливать, а зажигательную трубку вводят непосредственно в заряд, полностью погружая в него КД зажигательной трубки.

В прессованных аммонитах патроны-боевики имеют гнезда заводского изготовления для размещения КД или ЭД.

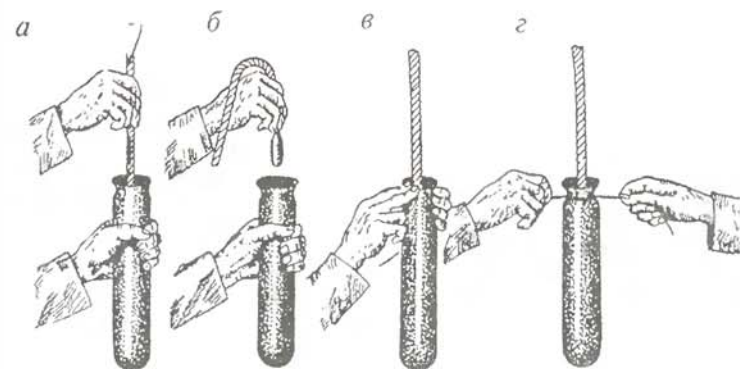


Рис. 7.7. Последовательность изготовления патрона-боевика:

а — образование углубления под детонатор в торце патрона; *б* — установка детонатора в патрон; *в* — закрытие торца патрона; *г* — завязывание торца патрона

Для скважинных или небольших камерных зарядов патронов-боевики готовят так же, как и для шпуров, или для этих целей используют специальные шашки промежуточных детонаторов. При крупных камерных зарядах боевик изготавливают в ящике с ВВ. Патроны-боевики вводят в зарядные камеры последними и с максимальной осторожностью с помощью забойника в горизонтальные полости для зарядов или на специальном шнуре в вертикальные зарядные полости. Запрещается опускание боевиков на огнепроводном шнуре зажигательных трубок.

При взрывных работах в обводненных условиях места ввода зажигательных трубок в патроны-боевики покрывают гидроизоляцией (холодной или нагретой до температуры не выше 60 °С).

После заряжания ВВ и помещения в заряд патронов-боевиков свободную часть зарядной камеры заполняют забоечным материалом. В качестве забойки для шпуров лучше всего применять мелкую песчано-глинистую смесь или песок. При взрывании скважинных зарядов в качестве забойки используют буровую мелочь и мелко раздробленную породу; при камерных зарядах — породу, извлекаемую из камер при их проходке. Первые порции забойки вводят с повышенной осторожностью, чтобы не производить ударов по боевику заряда. Следующие пор-

ции забойки вводят с последующим уплотнением (при необходимости), но так, чтобы не повредить огнепроводные шнуры, идущие от зарядов.

Перед зажиганием свободные концы зажигательных трубок, идущие от боевиков, должны быть выпрямлены.

При зажигании более пяти зажигательных трубок для контроля времени, затрачиваемого на зажигание, должна применяться контрольная трубка, изготовленная из капсюля-детонатора с бумажной гильзой. Огнепроводный шнур контрольной трубки должен быть на 0,6 м короче шнуров в зажигательных трубках патронов-боевиков и зажигается первым. Контрольная трубка должна иметь отличительный признак (перевязка тесьмой и т.п.). Взрывник кладет ее в стороне от пути своего следования и начинает поджигание остальных шнуров.

Если одновременно работают несколько взрывников, то назначается старший взрывник, руководящий действиями остальных.

Последовательность поджигания шнуров выбирает взрывник в соответствии с последовательностью взрывания зарядов, указанной в проекте взрывных работ.

После взрыва контрольной трубки или сгорания отрезка шнура «затравки» взрывники должны прекратить дальнейшие работы в забое и немедленно уйти в безопасное место. При обнаружении отказа (или при подозрении на него) взрывник должен немедленно выставить отличительный знак у невзорвавшегося заряда, уведомить об этом руководителя взрывных работ или заменяющее его лицо сменного технического надзора и ликвидировать отказавший заряд согласно «Единым правилам безопасности при взрывных работах» с учетом местных условий. В забое в период ликвидации отказавшего заряда запрещается вести какие-либо другие работы и присутствовать рабочим, не связанным с ликвидацией отказа.

Достоинства огневого инициирования: простота выполнения взрывных работ и низкая их себестоимость.

Недостатки огневого инициирования: повышенная опасность, так как взрывник находится в момент поджигания у заря-

дов; невозможность получения точных интервалов между взрывами; невозможность контроля исправности СИ; образование большого количества ядовитых газов при сгорании ОШ.

Учитывая повышенную опасность и экологическую дискомфортность для взрывников огневого инициирования, его заменяют на электроогневое или электрическое.

В вертикальных и наклонных выработках с углом наклона более 30°, а также в местах работ, где затруднен отход взрывников в безопасное место, применяют электроогневое инициирование.

При использовании электрозажигательных патронов концы огнепроводных шнуров следует подрезать для создания необходимых интервалов между взрывающимися зарядами. Минимальная длина огнепроводных шнуров при использовании электрозажигательных патронов должна быть не менее 25 см.

В некоторых зарубежных странах при электроогневом инициировании зарядов для создания интервалов замедлений 2 с принимают длину отрезков ОШ от зажигательных трубок, равную 6; 8; 10 см и т.д., т.е. такой способ инициирования по своей эффективности и безопасности соответствует электрическому замедленному инициированию.

7.5. ЭЛЕКТРОДЕТОНАТОРЫ ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ

Электродетонатор представляет собой капсюль-детонатор с закрепленным в нем электровоспламенителем.

Электродетонаторы различают: по роду находящегося в них заряда инициирующего ВВ (гремучертутно-тетриловые и азидотетриловые); по времени срабатывания (мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия); по конструктивному оформлению и по назначению (общего назначения, для сейсморазведки, обработки металлов, для торпедирования нефтяных скважин и др.); по условиям применения (непредохранительные

и предохранительные — для шахт, опасных по взрыву газа или пыли); по чувствительности к блуждающим токам (нормальной, пониженной и весьма низкой чувствительностью или грозоупорные).

Для взрывных работ в горной промышленности применяются электровоспламенители с металлическими мостиками с сопротивлением 0,5—5 Ом. Мостики электровоспламенителей изготавливают из нихромовой (сплав 80 % никеля и 20 % хрома) проволоки диаметром 24—54 мкм, длиной до 5 мм. Некоторые ЭД выпускают с мостиками накаливания из константана.

Крепление мостика может быть эластичным или жестким. При первом способе крепления мостик припаян или проштампован к концам выводных проводов (рис. 7.8, а). При жестком креплении мостика (рис. 7.8, б) основой для его крепления служит каркас, состоящий из двух тонких латунных (стальных) контактных полосок, обернутых полоской из тонкого электроизоляционного картона, которая, в свою очередь охвачена скобкой, обжатой по картону в нескольких местах. Мостик припаян к контактным полоскам, к которым с другого конца припаяны выводные провода.

Жесткое крепление мостика обеспечивает большую стабильность свойств, достаточную прочность крепления, большую безопасность в обращении (при случайном выдергивании проводов), а также возможность применения на заводах автоматических линий по их сборке.

На мостик накаливания нанесена однослойная или двухслойная воспламенительная головка. Состав прилегающей к мостику накаливания головки легко воспламеняется при пропускании электрического тока через мостик, а наружный слой создает достаточно мощный луч огня для инициирования заряда первичного инициирующего ВВ. Для предохранения от отсыревания воспламенительные головки покрывают водонепроницаемым лаком.

В гильзе ЭД электровоспламенитель укреплен путем обжимки гильзы по пластиковой пробочке, сквозь которую пропущены провода. Такое крепление надежно предохраняет внутреннюю полость ЭД от попадания воды, а провода от выдергивания.

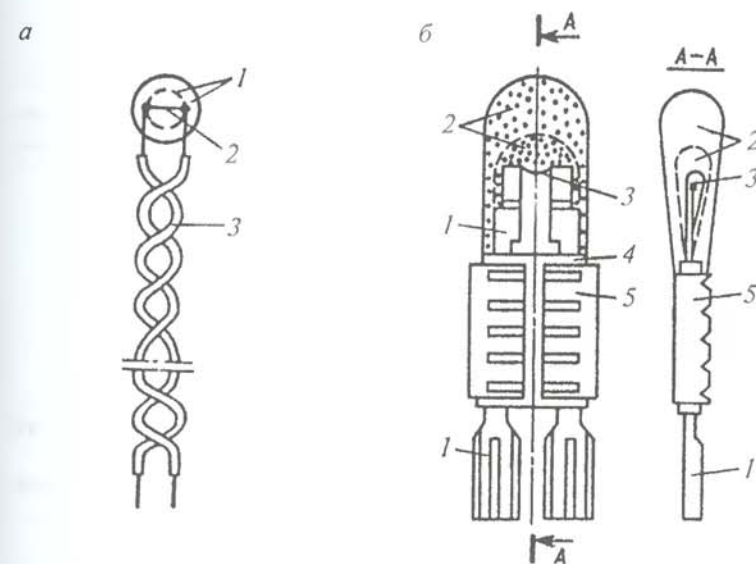


Рис. 7.8. Конструкция электровоспламенителей:

а — с эластичным креплением: 1 — воспламенительная головка; 2 — мостик накаливания; 3 — провода; б — с жестким креплением: 1 — контактные полоски с каналами для припайки проводов; 2 — двухслойная воспламенительная головка; 3 — мостик накаливания; 4 — изоляционный картон; 5 — обжимная скоба

Выводные провода делают одножильными или двухжильными. При этом медные провода обычно имеют диаметр 0,5 мм и сопротивление 0,09 Ом/м.

Выводные провода могут иметь полихлорвиниловую, резиновую, хлопчатобумажную и другие изоляции и длину от 1 до 4 м (один конец). Свободные концы проводов на заводе очищаются от изоляции на длину 20—40 мм, их закорачивают и свертывают в бунтики длиной 100—150 мм.

Электродетонаторы мгновенного действия в нашей стране выпускаются следующих основных марок: водостойкие ЭД-8-Э (рис. 7.9, а), ЭД-8-Ж (рис. 7.9, б), сейсмические ЭДС; предохранительные мощные ЭД-8-ПМ; защищенные от воздействия блуждающих токов (до 1 А) и зарядов статического электричества (10 кВ) ЭД-18Т; термостойкие ТЭД-200; высоковольтные ЭДВ; короткозамедленного действия — ЭД-3-Н, ЭДКЗ-П; нечувствительные к блуждающим токам и статическому электричеству ЭД-24 и др.

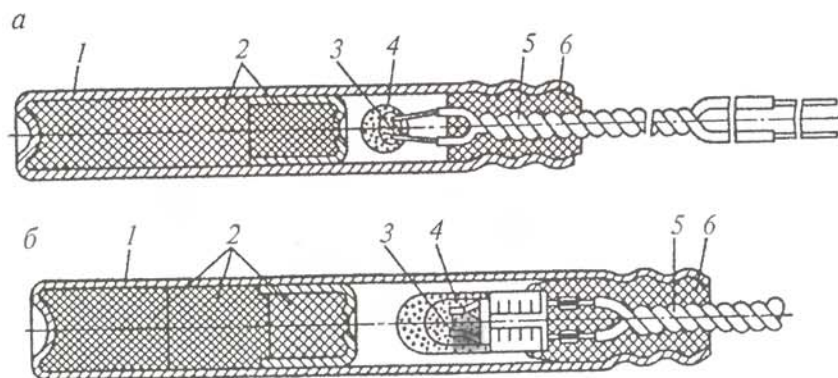


Рис. 7.9. Схема электродетонаторов с эластичным (а) и жестким (б) креплением мостиков накаливания:

1 — гильза; 2 — заряд детонатора; 3 — мостик; 4 — двухслойная воспламенительная головка; 5 — выводные провода; 6 — пластиковая пробочка

Для взрывной обработки металлов разработаны ЭД, защищенные от зарядов статического электричества до 10 кВ, с безопасным током 1 А и гарантийным 5 А; для сварки металлов; для прессовки, штамповки, резки, сварки. Создаются в РФ и за рубежом специальные ЭД, нечувствительные к бытовым источникам тока. В одном из типов таких ЭД использовано ферромагнитное колечко, на которое сделана обмотка из концов проводов, идущих от электровоспламенителя. Эта конструкция запаяна в головную часть пластмассовой устьевой пробочки (рис. 7.10, а). В центре имеется отверстие, сквозь которое пропускают бесконтактно магистральный провод (рис. 7.10, б), в котором специальным источником генерируется ток определенной силы, частоты и напряжения, а в обмотке от электровоспламенителя возбуждается ток, достаточный для взрыва ЭД.

Электродетонатор ЭД-8-Ж отличается от ЭД-8-Э жестким креплением мостика. Для уменьшения вредного действия на людей паров соединений ртути, образующихся при взрыве, увеличивают выпуск ЭД на основе азида свинца или смеси 40 % нитрата свинца и 60 % азиды свинца, а также выпускают ЭД только со вторичными инициирующими ВВ (ЭДБИ).

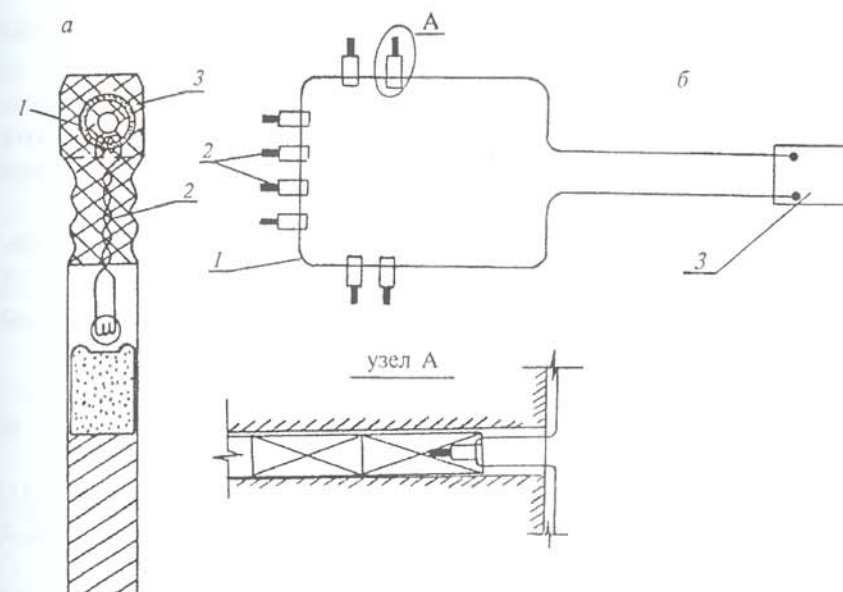


Рис. 7.10. Схема ЭД и электровзрывной цепи, не чувствительных к бытовым источникам тока:

а — схема ЭД: 1 — ферромагнитное кольцо; 2 — обмотка кольца проводами электровоспламенителя; 3 — пластиковый корпус с отверстием; б — электровзрывная цепь: 1 — магистральный бесконтактный провод; 2 — ЭД; 3 — источник тока

ЭД повышенной мощности непредохранительные имеют в качестве вторичного инициирующего ВВ заряд гексогена массой 1,6 г. У предохранительных ЭД повышенной мощности с зарядом вторичного инициирующего ВВ 1,6 г на гильзу нанесен слой пламегасителя толщиной 0,1 мм. Диаметр гильзы электродетонаторов 7,2 мм, длина 50—70 мм, толщина гильзы — 0,2—0,3 мм, а предохранительных 0,45—0,5 мм.

Перечисленные ЭД применяют при температуре не более 40 °С. При более высоких температурах (230—250 °С) применяют термостойкие электродетонаторы ТЭД.

ЭД нормальной чувствительности имеют безопасный ток 0,15—0,18 А, применяют в условиях, где не появляются блуждающие токи: ЭД пониженной чувствительности имеют безопасный ток 1 А и предназначены для взрывания в условиях воз-

мощного действия блуждающих токов. Высоковольтные ЭД имеют минимальное напряжение срабатывания 10 кВ.

Электродетонаторы замедленного и короткозамедленного действия взрываются через строго определенный промежуток времени после пропускания электрического тока через мостик накаливания.

В зависимости от времени замедления различают: ЭД замедленного действия (ЭДЗД) с замедлениями от 0,5 до 10 с и короткозамедленного действия (ЭДКЗ) с замедлениями от 15 до 250 мс.

Замедление достигается с помощью столбика замедляющего состава, размещаемого между электровоспламенителем и инициирующим ВВ.

Разброс по времени срабатывания ЭД должен быть таким, чтобы ЭД с большим замедлением не взрывался раньше ЭД с меньшим замедлением.

Необходимая величина замедления достигается подбором состава замедлителя и высотой его столбика. Номинальное время срабатывания ЭД указано на металлической бирке, прикрепленной к выводным проводам. В качестве замедлителей применяют составы, сгорающие с образованием только твердых веществ. Интервал замедления для ЭДКЗ принимается равным 15 или 25 мс, а для ЭДЗД — 2 с.

Диаметр гильз ЭД замедленного действия составляет 7,2—7,7 мм, длина 72—80 мм.

Параметры ЭД: сопротивление, безопасный ток, длительный воспламеняющий ток, стомиллисекундный воспламеняющий ток, импульс воспламенения, импульс плавления мостика, время передачи, время срабатывания.

Рассмотрим перечисленные параметры ЭД, их значение для практики и факторы, от которых они зависят.

Сопротивление электродетонатора складывается из электрического сопротивления мостика и выводных проводов в холодном состоянии.

Этот параметр дает возможность судить об отсутствии неисправностей в электровоспламенителе: обрыва мостика,

замыкания вилочка, неустойчивого контакта между мостиком и вилочкой, замыкания в выводных проводах. Знать сопротивление ЭД необходимо для расчета электровзрывной сети.

Безопасный ток J_6 — максимальное значение (верхний предел) постоянного тока, который не вызывает взрыва при неограниченно длительном времени его прохождения через ЭД.

Нужен для создания измерительных приборов определения сопротивления ЭД и взрывных цепей.

Длительный воспламеняющий ток $J_{дл}$ — минимальное значение (нижний предел) постоянного тока, который, протекая через ЭД за время более 1 мин, вызывает его взрыв.

Импульс воспламенения — наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит воспламенение электровоспламенителя. Размерность импульса воспламенения $(J^2 t) A^2 c$. На практике обычно используют величину, в тысячу раз меньшую, которая обозначается $mA^2 c$. При малой силе тока вследствие значительных потерь тепла в электровоспламенителе импульс воспламенения больше и по мере увеличения тока он уменьшается из-за уменьшения тепловых потерь в процессе нагревания мостика (рис. 7.11).

Значение импульса воспламенения практически становится постоянным при токе, примерно равном двукратному значению стомиллисекундного воспламеняющего тока. Такое значение импульса воспламенения называют номинальным (K_H).

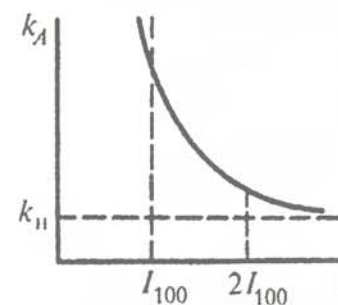


Рис. 7.11. График изменения импульса воспламенения от величины тока

При взрывании ЭД в последовательных группах в сеть подается ток, величина которого не меньше двукратного значения стомиллисекундного тока.

Время передачи Θ — время от момента воспламенения электровоспламенителя ВВ до момента выхода луча огня из его головки, а для ЭД мгновенного действия — до его взрыва.

Время срабатывания — время от момента включения тока до момента взрыва ЭД.

Для ЭД мгновенного действия время срабатывания:

$$\tau = t_{\text{в}} + \Theta.$$

Для ЭД короткозамедленного и замедленного действия время срабатывания τ' складывается из времени воспламенения $t_{\text{в}}$, времени передачи $t_{\text{п}}$ и времени горения зажигательного и замедляющего составов $t_{\text{гз}}$:

$$\tau' = t_{\text{в}} + t_{\text{п}} + t_{\text{гз}}.$$

Время горения зажигательного и замедляющего составов от величины воспламеняющего тока не зависит.

Гарантийным $J_{\text{г}}$ называют минимальный ток, который, проходя через последовательно включенные ЭД, вызывает воспламенение всех электровоспламенителей в них.

При использовании постоянного тока его гарантийная величина должна быть не менее двукратного значения стомиллисекундного тока и обычно принимается равной 1 А.

При одновременном взрыве до 200 ЭД величина постоянного гарантийного тока увеличивается до 1,3 А.

Гарантийная величина переменного тока принимается равной 2,5 А.

В передовых зарубежных странах выпускаются много типов средств огневого и электрического инициирования зарядов. Отличительные особенности СИ: высокое качество изготовления, стабильность и надежность работы, а для ЭД — защищенность от блуждающих токов и электростатических разрядов. Высокое качество достигается за счет изготовления СИ на автоматических линиях с высоким уровнем выходного контроля каждого ЭД.

Для повышения точности срабатывания ЭД замедленного действия в зарубежных странах и в России разработаны электронные высокоточные ЭД с интервалами от 1 мс до 10 с.

7.6. ИСТОЧНИКИ ТОКА ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ

В качестве источника, посылающего импульс тока во взрывную цепь, могут быть использованы переносные взрывные приборы, осветительные и силовые линии электропередач, передвижные электростанции.

Наиболее широко применяют конденсаторные взрывные приборы. Источником тока в них служит конденсатор, который в течение 10—20 с заряжают от малоомощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, а затем быстро, в течение 3—4 мс, разряжают в сеть.

Нашей промышленностью выпускают конденсаторные взрывные машинки следующих типов (табл. 7.2):

- ♦ с миниатюрными генераторами (индукторные) КПМ-3, ВМК-500;

- ♦ с миниатюрными гальваническими батареями (батарейные) КВП-1/100м, ПИВ-100м, КВП-2/200, ЖЗ-2460 и др.

Для контроля исправности приборов используют пульт-пробник, представляющий собой сопротивление (100 Ом и более), смонтированный в пластмассовом корпусе. Пульт-пробник имеет два вывода, которыми его присоединяют к зажимам взрывной машинки, и два зажима для подключения к нему двух параллельно соединенных электродетонаторов, взрыванием которых проверяют машинку. При проверке сопротивление пульта пробника включено последовательно с взрывающимися ЭД.

Таблица 7.2

Техническая характеристика конденсаторных взрывных приборов

Марка прибора	Исполнение	Напряжение на конденсаторе-накопителе, В	Емкость конденсатора-накопителя, мкФ	Максимальное сопротивление последовательной взрывной сети при использовании ЭД типа ЭД-8-Ж, Ом
1	2	3	4	5
<i>Индукторные взрывные машинки</i>				
КПМ-3	Нормальное	1600	2	600
ВМК-500	То же	3000	3,3	2100
<i>Батарейные взрывные машинки</i>				
КПВ-1/100М	РВ*	600	10	320
ПВ-100М	РВ	600	10	320
* РВ — рудничное взрывобезопасное.				

Окончание табл. 7.2

Марка прибора	Число последовательно соединенных ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж и др.	Длительность подключения конденсатора к сети, мс	Первичный источник тока	Основные размеры прибора, мм	Масса прибора, кг
1	6	7	8	9	10
<i>Индукторные взрывные машинки</i>					
КПМ-3	200	Не ограничивается	Индуктор	172; 76; 120	2,3
ВМК-500	800	То же	»	280; 165; 165	11,0
<i>Батарейные взрывные машинки</i>					
КПВ-1/100М	100	2—4	Три сухих элемента	152; 122; 100	2,0
ПВ-100М	100	2—4	То же	195; 126; 95	2,7

Для подключения взрывных сетей к осветительно-силовым линиям напряжением 110—380 В на карьерах и в шахтах, не опасных по газу и пыли, применяют взрывные (минные) стан-

ции. Такие станции снабжены последовательно установленными включателями, чтобы исключить случайную подачу тока во взрывную цепь. Кроме того, имеются контрольные лампы, горение которых свидетельствует о наличии напряжения на клеммах станции.

В настоящее время имеется ряд приборов, позволяющих взрывать от линии переменного тока напряжением 220—380 В большое число последовательно соединенных ЭД. Одни из них основаны на использовании для взрывания выпрямленного тока или тока конденсатора, заряженного от линии переменного тока через выпрямитель. Другие основаны на включении взрывной сети в тот момент, когда мгновенное значение тока в линии близко к его максимальной величине.

7.7. КОНТРОЛЬНО-ИЗМЕРИТЕЛЬНАЯ АППАРАТУРА ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ

Перед производством взрыва должна быть проверена исправность электровзрывной сети с помощью приборов. Контрольно-измерительные приборы, выпускаемые промышленностью, рассчитаны на подачу при измерении в сеть безопасной силы тока (не более 50 мА).

По конструкции контрольно-измерительные приборы делятся на три группы: стрелочного, звукового и светового типа. Приборы первого и второго типа позволяют установить факт исправности электровзрывной сети и получить численное значение ее сопротивления. Световые приборы позволяют определить только проводимость сети, но не могут обнаружить короткого замыкания в ней.

Оригинальный измерительный индикатор Ю-140 для открытых горных работ создан в тресте «Трансвзрывпром» (к.т.н. Я.Х. Эстеров), в котором в качестве источника тока использован селеновый фотоэлемент, заряжаемый от солнечного света. Мак-

симально возможный ток в проверяемой цепи не более 0,3 мА. Это позволяет использовать прибор для определения проводимости электровзрывных цепей и отдельных ЭД, находясь в непосредственной близости от зарядов ВВ.

Характеристики приборов для определения сопротивления или проводимости электровзрывной цепи приведены в табл. 7.3.

Таблица 7.3

Приборы контроля и измерения сопротивления или проводимости взрывной цепи

Наименование прибора	Источник питания	Основные размеры	Масса, кг
1	2	3	4
Мост переносной постоянного тока Р-3043	Два элемента 373	180×160×62	1,6
Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1	4 аккумулятора Д-0,1	135×65×40	0,3
Метанометр с измерителем взрывной цепи ИМС-1	3 аккумулятора Д-055	275×95×70	1,5
Измерительный индикатор Ю-140	Фотоэлемент Ф45-С	60×90×70	0,2

Окончание табл. 7.3

Наименование прибора	Значение тока в цепи, мА		Пределы измерений, Ом	Погрешность, %
	нормальный	аварийный		
1	5		6	7
Мост переносной постоянного тока Р-3043	7	50	30—3000 0,3—30,0	±5
Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1	5	50	до 320	±5
Метанометр с измерителем взрывной цепи ИМС-1	10	50	0—20 0—400	±5
Измерительный индикатор Ю-140	0,3	0,3	0—1000	±10

Взрывные приборы и аппаратура для измерения величины сопротивления взрывных цепей и отдельных ЭД выпускаются практически во всех развитых странах. Они различаются мощностью и пределами измерений, имеют высококачественную элементную базу, значительно меньшую массу и габариты, более стабильны и надежны в работе.

7.8. ОСНОВНЫЕ СХЕМЫ И ЭЛЕМЕНТЫ РАСЧЕТА ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫХ ЦЕПЕЙ (СЕТЕЙ)

Электровзрывная цепь состоит из ЭД с концевыми проводами, идущими от проводов электродетонаторов до поверхности, участков проводов, соединяющих концевые и магистральные, идущие к источнику тока (рис. 7.12). Цепь монтируют из изолированных одно- и многопроволочных медных, алюминиевых или стальных проводов. Для взрывных работ применяются провода марок ВМВ, ЭР, ЭВ, саперные провода СП-1, СП-2, установочные провода ПР, АПР, АПВ, ПВ (табл. 7.4).

Таблица 7.4

Марка провода	Изоляция	Число жил	Число проволок в жиле	Сечение жилы, мм	Сопротивление 1 км провода при +20 °С, Ом	Масса 1 км провода, кг
ЭР	Резиновая	1	1	0,2	100	6,6
ЭВ	Полихлорвиниловая	1	1	0,2	100	6,5
ВМВ	»	1	1	0,75	25	10,63
СП-1	Резиновая в хлопчатобумажной оплетке	1	7	0,75	25	30
СП-2	Резиновая	2	7	0,75	25	60

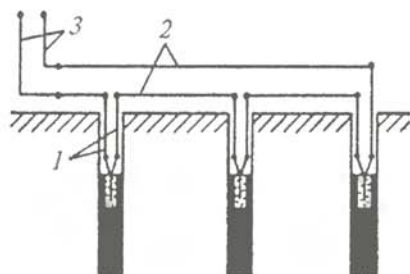


Рис. 7.12. Элементы электровзрывной сети при последовательном соединении ЭД:

1 — концевые провода; 2 — участковые провода; 3 — магистральные провода

Провода ПР и ПВ — медные однопроволочные и многопроволочные в резиновой и полихлорвиниловой изоляции с сечением жилы 0,75—7,0 мм². Провода АПР и АПВ — одножильные алюминиевые в резиновой (Р), полихлорвиниловой (В) изоляции сечением 3,75—10,5 мм², что соответствует сечению медных проводов 2,5—7,0 мм².

Для устройства элементов цепи с напряжением до 1000 В применяют провода ЭР и ЭВ, при более высоком напряжении — провода СП-1, СП-2, АПР и АПВ.

При выборе проводов для монтажа сети нужно учитывать их сопротивление и прочность. Нецелесообразно из-за недостаточной прочности монтировать сеть из провода сечением меньше 0,2 мм². Для магистральных проводов сечение должно быть не менее 0,75 мм².

При взрывных работах можно применять следующие схемы соединения электродетонаторов в цепи: последовательную (см. рис. 7.12), параллельную, где в свою очередь различают пучковую схему (рис. 7.13, а), когда все провода от ЭД подсоединяют в двух точках, и ступенчатую (рис. 7.13, б), когда провода подсоединяют к разным точкам участковых проводов; смешанные — последовательно-параллельная (рис. 7.14, а) и параллельно-последовательная (рис. 7.14, б). В первых электродетонаторы в группах соединены последовательно, а группы — параллельно, во вторых — соединение в группах параллельное, а группы соединены последовательно.

В крупные заряды (в боевики) вводят по два электродетонатора, соединяемые последовательно (рис. 7.15, а) или параллельно (рис. 7.15, б) — парно-последовательное и парно-параллельное соединение. Для повышения надежности взрыва иногда применяют дублирование электровзрывных сетей.

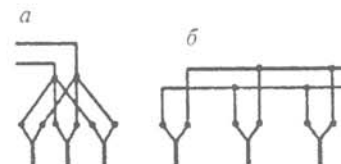


Рис. 7.13. Параллельное соединение ЭД:

а — пучковое; б — ступенчатое

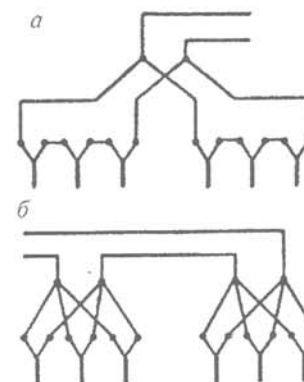


Рис. 7.14. Смешанное соединение ЭД:

а — последовательно-параллельное; б — параллельно-последовательное

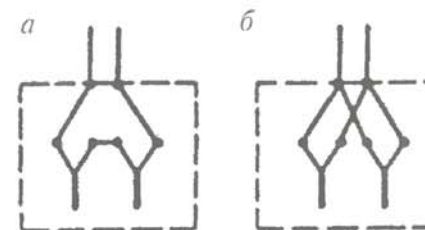


Рис. 7.15. Установка двух ЭД в боевике:

а — последовательное; б — параллельное

Применение двух ЭД в боевиках и особенно дублирование электровзрывных цепей (применение двух последовательных цепей с двумя ЭД в каждом боевике) практически исключает отказы зарядов и дает 100 %-ную гарантию инициирования всех зарядов ВВ.

Последовательное соединение имеет следующие достоинства:

- ♦ через все ЭД проходит одинаковый ток;
- ♦ для взрыва требуется источник тока минимальной мощности;
- ♦ меньше длина проводов, простота и наглядность схемы соединения;
- ♦ простота расчета и проверки исправности цепи.

Недостатком этого соединения является опасность получения массового отказа при попадании в сеть дефектного ЭД.

Бóльшие преимущества имеет парно-последовательное соединение ЭД, чем парно-параллельное, так как последняя схема требует более мощного источника тока, а также менее надежна с точки зрения получения отказов при плохом подсоединении одного из ЭД или при его недоброкачественности.

Параллельное соединение имеет следующие достоинства:

- ♦ при обрыве места присоединения ЭД отказ получается только в одном заряде, а если в боевике имеются два ЭД, отказа не происходит;
- ♦ попадание недоброкачественного ЭД не ведет к отказу всей электровзрывной сети.

Вместе с тем эта схема имеет существенные недостатки:

- ♦ для взрыва одинакового числа ЭД требуется более мощный источник тока;
- ♦ практически невозможно определить с помощью приборов исправность сети;
- ♦ для монтажа требуется больше проводов, усложняются монтаж и особенно расчет ступенчатых схем соединения. Поэтому параллельное соединение не рекомендуется для применения.

Последовательно-параллельное соединение применяют, когда надо взорвать большое число ЭД от источника тока с недостаточным для последовательного соединения напряжением. Параллельно-последовательное соединение менее надежно и редко применяется на практике.

Таким образом, последовательная схема соединения ЭД наиболее эффективна и надежна, и ее целесообразно применять во всех случаях, когда можно обеспечить получение гарантийной величины тока.

Методика расчета электровзрывных цепей состоит в определении величины ее сопротивления, силы тока, проходящего через отдельный ЭД, и сравнении полученных результатов с предельным значением сопротивления цепи для конденсаторных машинок, приводимых в паспорте, или с гарантийной величиной тока для ЭД при взрывании от силовой или осветительной сети.

В связи с тем что точные расчеты для определения этих величин при применении конденсаторных взрывных машинок сложны, рекомендуется на практике пользоваться упрощенными расчетными формулами:

- ♦ для простых последовательных сетей:

$$R_{\text{посл}} \leq R_{\text{пасп}},$$

где $R_{\text{пасп}}$ — предельно допустимое сопротивление, указанное в паспорте машинки для последовательных сетей, Ом;

- ♦ для последовательных сетей с парно-параллельным включением ЭД:

$$R_{\text{парн}} = \frac{1}{4} R_{\text{пасп}};$$

- ♦ для смешанных пучковых сетей простых и с парно-исследовательным включением ЭД:

$$R_{\text{пучк}} = \frac{1}{n^2} R_{\text{пасп}},$$

где n — число параллельных ветвей;

♦ для параллельно-пучковых сетей:

$$R_{\text{пучкп}} = \frac{1}{n^2} R_{\text{насп}};$$

♦ для смешанных пучковых сетей с парно-параллельным включением ЭД:

$$R_{\text{спучкп}} = \frac{1}{4n^2} R_{\text{насп}}.$$

При использовании силовых и осветительных сетей в качестве источника тока применяют следующие основные расчетные формулы.

При последовательном соединении

$$J = U / R,$$

где U — напряжение источника тока, В; R — сопротивление взрывной цепи, Ом,

$$R = mr_d + L_k r_k + L_y r_y + L_m r_m,$$

где m — число ЭД, шт.; r_d — сопротивление одного ЭД, Ом; L_k , L_y , L_m — длина концевых, участковых и магистральных проводов, м; r_k , r_y , r_m — сопротивление 1 м концевых, участковых и магистральных проводов, Ом.

Полученное значение силы тока сравнивают с гарантийным током, причем обязательным является условие $I \geq I_{\text{гар}}$.

При параллельно-пучковом соединении сопротивление отдельной произвольной (i -й) ветви сети находится по формуле

$$R_{vi} = mr_{di} + L_{ki} r_{ki} + L_{yi} r_{yi},$$

где L_{ki} и L_{yi} — длина соответственно концевых и участковых проводов данной ветви, м; r_{ki} и r_{yi} — сопротивление 1 м соответственно концевых и участковых проводов данной ветви, Ом.

Сопротивление всей сети:

$$R = L_m r_m + L_c r_c + \frac{1}{1/R_{v1} + 1/R_{v2} + \dots + 1/R_{vp}},$$

где L_c и L_m — длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м; r_c и r_m — сопротивление 1 м соответственно соединительных и магистральных проводов, Ом; R_{v1} и R_{v2} — сопротивление отдельных ветвей, Ом.

При одинаковом сопротивлении ветвей

$$R = L_m r_m + L_c r_c + R_v / n,$$

где n — число параллельных ветвей.

Сила тока в магистрали:

$$J = \frac{U}{R}.$$

Сила тока, протекающего через отдельную ветвь (электродетонатор)

$$J = J_m / n = U / nR,$$

также должна быть больше или равна гарантийной, т.е. ток в магистрали при n параллельно соединенных ЭД должен быть в n раз больше, чем требуемая его гарантийная величина для отдельного ЭД.

При применении более сложных соединений электровзрывных цепей рекомендуется использовать специальную литературу по этому вопросу (например, А.И. Лурье. Электрическое взрывание зарядов. — М.: Недра, 1973).

7.9. ТЕХНОЛОГИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ

При электрическом инициировании зарядов необходимо:

- ♦ проверить и подобрать ЭД по сопротивлению;
- ♦ изготовить патроны-боевики;

- ♦ подать предупредительный сигнал, ввести заряды ВВ в шпуры, скважины или камеры и произвести их забойку;
- ♦ выполнить монтаж электровзрывной цепи;
- ♦ проверить исправность взрывной цепи и определить ее сопротивление;
- ♦ подать боевой сигнал, подсоединить магистральные провода к источнику тока и произвести взрыв;
- ♦ после проветривания осмотреть взорванный забой;
- ♦ при наличии отказов ликвидировать их;
- ♦ подать сигнал отбоя.

Все ЭД перед выдачей их для взрывания должны быть проверены на соответствие их сопротивления указанным в паспортах. Провода ЭД после проверки их сопротивления должны быть замкнуты накоротко, в таком положении они должны находиться до момента присоединения их к участковым или магистральным проводам.

Изготовление патронов-боевиков при электрическом инициировании может быть выполнено различными способами, один из которых показан на рис. 7.16.

Соединения проводов тщательно изолируются изоляционной лентой или специальными зажимами-контактами, наполненными солидолом (рис. 7.17). Монтаж цепи ведут только от зарядов к источнику тока. При дублировании взрывных цепей основные и дублирующие провода должны быть замаркированы. Монтаж взрывной цепи начинают только после полного окончания заряжания и забойки зарядов.

Общее сопротивление электровзрывной цепи должно быть заранее подсчитано и затем измерено с места подачи тока в цепь при помощи электроизмерительных приборов. При расхождении фактически измеренного и расчетного сопротивлений более чем на 10 % необходимо снова закоротить концы проводов цепи, найти и устранить неисправности, вызывающие отклонения от расчетного сопротивления электровзрывной цепи (плохо защищенные концы проводов, слабые сrostки, нарушение изоляции и т.п.).

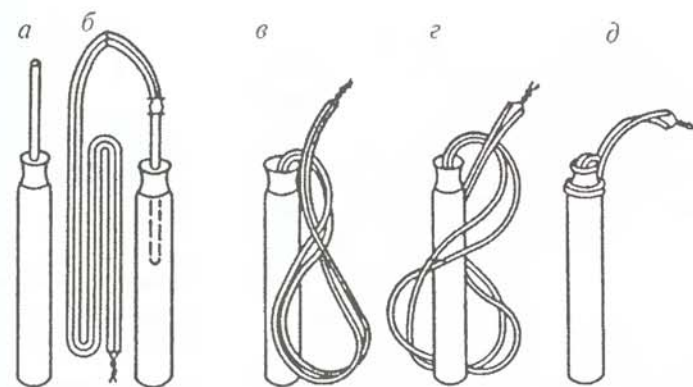


Рис. 7.16. Изготовление патрона-боевика при электрическом взрывании (а—д — последовательность операций)

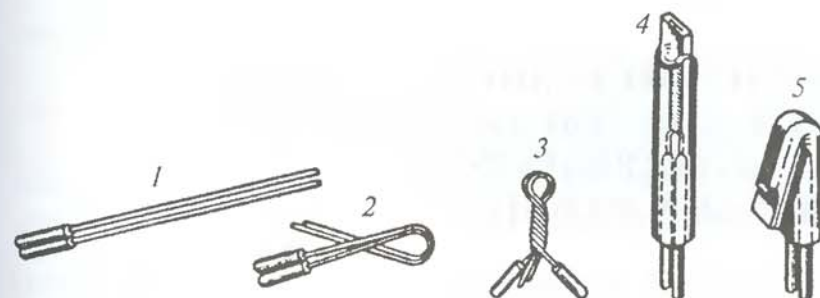


Рис. 7.17. Изоляция соединений электровзрывной сети с помощью зажимов-контактов:

1, 2, 3 — соединение проводов; 4 — углубление соединения с зажимом; 5 — загибание зажима для фиксации в нем соединения проводов

Ключи от взрывных машинок и ящиков взрывных станций на все время подготовительных работ до момента взрыва должны находиться у руководителя взрывных работ или взрывника.

На время начала монтажа цепи все электрические установки, находящиеся в пределах установленной проектом опасной зоны, должны быть обесточены.

Если при включении тока во взрывную цепь взрыва не произошло, то выполняют отключение магистральных проводов, их закорачивание и через 10 мин взрывник осматривает забой, обнаруживает и устраняет неисправности цепи.

После взрыва и проветривания забоя, но не ранее чем через 5 мин после взрыва, производят осмотр забоя и при обнаружении отказов производят их ликвидацию.

Достоинства электрического инициирования: относительная безопасность, возможность проверки цепи перед взрывом, возможность осуществления любой последовательности взрывания серии зарядов, неограниченная область применения.

К недостаткам электрического инициирования относят сложность монтажа сети, особенно при соединении большого числа ЭД по смешанным схемам, повышенная по сравнению с огневым и электроогневым инициированием себестоимость и опасность преждевременного взрыва от блуждающих токов.

7.10. ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ОТКАЗОВ И ПРЕЖДЕВРЕМЕННЫХ ВЗРЫВОВ ПРИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОМ ИНИЦИИРОВАНИИ

В практике, несмотря на выполнение инструкций, иногда происходят одиночные или групповые отказы ЭД, которые приводят к тяжелым последствиям. Эти отказы связаны со скрытыми дефектами ЭД (дефекты в воспламенительном составе головки, уменьшение сечения мостика и т.д.), которые не могут быть обнаружены предварительным осмотром и измерениями.

Для повышения надежности взрыва зарядов применяют размещение в зарядах двух ЭД, последовательно соединенных; размещение в зарядах двойных электровзрывных сетей.

Преждевременные взрывы при электрическом взрывании могут быть вызваны неправильными действиями взрывников, неисправностью контрольно-измерительной аппаратуры, а также появлением во взрывной сети посторонних токов, поступающих в сеть из взрываемого массива.

К посторонним токам относят: блуждающие токи, возникающие при применении контактных электровозов; токи утечки, возникающие при нарушении и изоляции электрооборудования; токи электростатические, возникающие при нарушении режимов пневмозаряжения и помещения ЭД в заряд до окончания зарядки. Кроме того, могут появляться в зоне взрывных работ естественные токи, возникающие в результате протекания в породах физических и химических процессов; токи грозовых разрядов, переходящих из атмосферы в массив породы; токи электромагнитных излучений, возникающие при радио- и телевизионных передачах, работе радаров спецназначения.

Наибольшую опасность в отношении преждевременных взрывов представляют токи утечки и электростатические.

Применяют следующие меры для предотвращения преждевременных взрывов:

- ♦ обеспечение хорошей изоляции соединений взрывной цепи;
- ♦ уменьшение утечек токов в районе взрывания путем улучшения изоляции электротехнического оборудования, а также прекращения подачи электроэнергии на участок на период подготовки и проведения взрыва;
- ♦ установка во взрывной сети газовых разрядников, потенциал пробоя которых выше разности потенциалов блуждающих токов и ниже потенциала источника тока, применяемого для взрывания;
- ♦ концы проводов ЭД и цепи должны быть замкнуты до момента их подсоединения к магистрали или к клеммам источника тока;
- ♦ при приближении грозы, если до ее прихода произвести взрыв на карьере или другом участке невозможно, взрывная цепь должна быть разомкнута, а концы проводов изолированы.

Наиболее надежным способом предотвращения преждевременных взрывов является применение ЭД пониженной чувствительности, устойчивых в отношении воздействия блуждающих токов и зарядов статического электричества.

При использовании ЭД и электровоспламенителей, защищенных от зарядов статического электричества, электрическое и электроогневое инициирование будут наиболее безопасными и надежными и должны полностью заменить огневое инициирование при групповом взрывании зарядов.

7.11. СРЕДСТВА ДЛЯ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ С ПОМОЩЬЮ ДШ

Детонирующий шнур предназначен для передачи детонации от ЭД или КД к заряду ВВ или от заряда к заряду на требуемые расстояния. Если сеть из ДШ имеет разветвления, то детонация передается по всем ветвям одновременно с одинаковой скоростью 6,5 км/с.

Сердцевину детонирующего шнура ДША (рис. 7.18) изготовляют из ТЭНа с направляющими нитями или без них и покрывают оплетками из льняных и хлопчатобумажных ниток. Для повышения водоустойчивости наружные оплетки шнура покрывают воском или озокеритом. Для внешнего выделения ДШ в белые нити наружной оплетки добавляют две красные.

Шнур для подводного взрывания ДШВ дополнительно покрывают полихлорвиниловой оболочкой.

Все шнуры устойчиво детонируют от КД или ЭД до температуры 55 °С, а также при охлаждении до температуры -35 °С в течение 2 ч. Навеска ВВ в 1 м детонирующего шнура ДША и ДШВ составляет 12—13 г. Он выпускается в бухтах длиной 50 м. Диаметр шнура 5—6 мм.

В настоящее время вместо шнуров ДША выпущен экструзионный детонирующий шнур ДШЭ-12, оболочка в котором сделана из полиэтилена, армированного капроновыми нитями (рис. 7.18, б). Серийно выпускают шнуры ДШЭ-12 и ДЭШ-6 с навеской 12 и 6 г ВВ в 1 м. Надежность детонирующего шнура ДШЭ по водоустойчивости и безопасности взрывания в несколько раз выше, чем ДША. По заказам предприятий выпускают мощный ДШ этого типа с навеской ВВ 20 и 40 г на 1 м

шнура, предназначенный для инициирования низкочувствительных ВВ без применения промежуточных шашек-детонаторов по всей длине заряда. Эти шнуры выпускают на НМЗ «Искра» на катушках длиной нити 200—250 м.

Пиротехнические замедлители детонирующего шнура РП-8М, РП-Д применяются для создания требуемых замедлений между взрывающимися зарядами. Конструкция пиротехнического замедлителя РП-Д (рис. 7.19) предусматривает замедления 10, 20, 30, 40, 60, 80 и 100 мс.

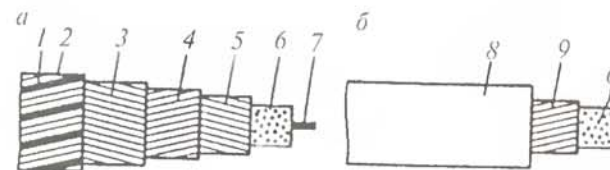


Рис. 7.18. Детонирующие шнуры:

а — ДША; б — ДШЭ-12; 1 — наружная оплетка с двумя красными нитями; 2, 3, 4, 5 — льняные оплетки; 6 — ТЭН; 7 — направляющие нити; 8 — полиэтиленовая оболочка; 9 — армирующие капроновые нити

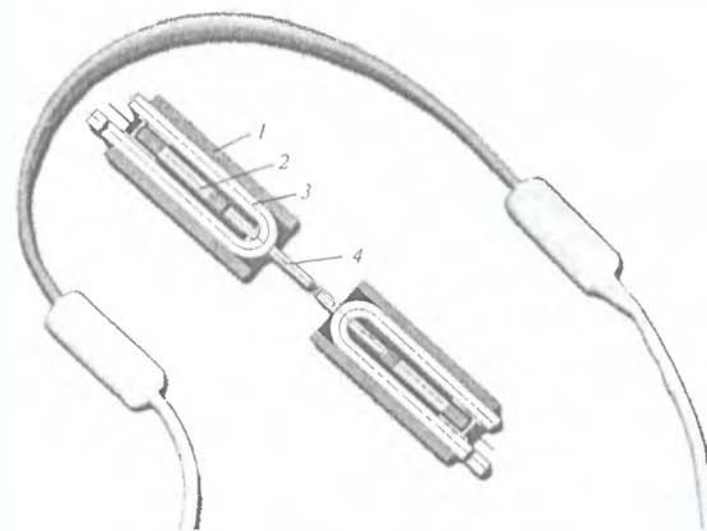


Рис. 7.19. Схема пиротехнических замедлителей РП-Д:

1 — трубочные элементы; 2 — КД; 3 — ДН; 4 — волноводная трубка

Реле пиротехническое РП-Н двухстороннего действия НПЗ «Искра» используют для их установки в разрывы магистрали ДШ для создания замедлений взрыва скважинных зарядов 20, 35 и 50 мс. Реле состоит из двух капсулей-детонаторов с замедлителями, помещенными в одну пластмассовую трубку и обжатых в ней для фиксации, а в свободные части трубки вставлены отрезки ДШ длиной 30—50 см для соединения с магистралью.

Реле пиротехнические РП-Д повышенной стойкости к механическим воздействиям имеют замедления 20, 31, 45, 60, 80 и 100 мс, разработаны ОАО «Нитро-Взрыв» и НПЗ «Искра». Реле состоит из двух элементов с КД замедленного действия, соединенных волноводной трубкой. Трубчатые элементы с КД имеют каналы для ввода отрезков ДШ, которыми подсоединяют реле к магистрали ДШ.

7.12. ТЕХНОЛОГИЯ ВЗРЫВАНИЯ С ПОМОЩЬЮ ДШ

Для взрывания с помощью ДШ необходимо:

- ♦ разрезать шнур на отрезки для изготовления патронов-боевиков, изготовить патроны-боевики;
- ♦ подать предупредительный сигнал, выполнить заряжание и забойку зарядов, установить посты охраны зоны;
- ♦ выполнить монтаж сети ДШ;
- ♦ подать боевой сигнал, подсоединить к разрывам и в магистрали замедлители РП-Д или др.;
- ♦ после взрыва осмотреть забой;
- ♦ при наличии отказов ликвидировать их и подать сигнал отбоя.

Длину отрезков шнура выбирают такой, чтобы после опускания боевиков в заряд на поверхности у скважины оставался отрезок ДШ длиной 1—1,5 м.

При взрывах зарядов в скважинах или камерах патрон-боевик изготавливают заранее или на взрываемом блоке из не-

скольких патронов порошкообразного ВВ путем обвязывания их ДШ. В настоящее время для изготовления боевиков применяют в основном специальные прессованные шашки — промежуточные детонаторы из тротила или смеси тротила с гексогеном и ТЭНом (табл. 7.5).

В связи с тем что при использовании ДШ в заряде ВВ не требуется размещать детонаторы, этот способ инициирования иногда называют бескапсюльным.

Таблица 7.5

Характеристика прессованных шашек для инициирования зарядов гранулированных и водосодержащих ВВ на карьерах

Условное обозначение шашек	ВВ	Масса шашек, г	Плотность, г/см ³	Скорость детонации, км/с
1	2	3	4	5
ТП-200	Тротил	200	1,5-1,55	6,5—6,8
ТП-400	»	400	1,5—1,55	6,5—6,8
ПТ-400Г	»	400	1,52—1,59	6,8—7,0
ТГ-500 (литые)	Тротил/гексоген	500	1,58—1,64	7,2—7,8
ТГФ-850Э	»	850	1,6	7,7—7,8
ТС-500Л	Тротил	525	1,53	6,85
ТС-1000Л	ТЭН	1000	1,53	6,85

Продолжение табл. 7.5

Условное обозначение шашек	Давление детонационной волны, кбар	Форма и конструкция	Диаметр отверстия ДШ, мм	Число питей ДШ для инициирования шашки
1	6	7	8	9
ТП-200	25—80	Параллелепипед с гнездом под КД или ЭД	7,5—8,2	2
ТП-400	135—150	»	7,5—8,2	2
ПТ-400Г	160—200	Прессованный цилиндр с осевым каналом	14,5	4
ТГ-500 (литые)	200—220	Литой цилиндр с осевым каналом	14,5	4

Условное обозначение шашек	Давление детонационной волны, кбар	Форма и конструкция	Диаметр отверстия ДШ, мм	Число нитей ДШ для инициирования шашки
1	6	7	8	9
ТГФ-850Э	220	Литой цилиндр с осевым каналом и гнездом	14,5	4
ТС-500Л	190	То же	14,5	4
ТС-1000Л	190	»	14,5	4

Примечания: 1. Шашки ТП-200, ТП-400 предназначены для разведки, но могут быть использованы для инициирования скважинных зарядов. 2. Для гранулированных и водосодержащих ВВ, применяемых на подземных работах россыпью, в качестве промежуточного детонатора следует использовать патрон аммонита или детонита. По заказу потребителей шашки ТП-400Г изготавливают гидроизолированными повышенной водоустойчивости.

Отрезки шнуров между собой соединяют (рис. 7.20) внакладку или внакрутку на длине не менее 100 мм. Шнуры скрепляют изоляционной лентой или шпагатом. Целесообразно шнуры при монтаже сети связывать морским узлом или петлей. Последние два соединения считаются наиболее надежными.

В настоящее время разработаны отечественные полиэтиленовые простые соединители участков ДШ с магистралью путем создания затягивающейся петли.

Угол между ответвлением ДШ и магистралью по направлению детонации не должен быть более 90° , так как при большем угле детонация может прекратиться. При монтаже сети нельзя допускать витков и скруток на шнуре. При пересечении шнуров они должны быть разделены грунтом или деревянной прокладкой толщиной не менее 100 мм.

Для большей надежности применяют дублирование нитей и кольцевание сетей ДШ. При этом дублирующие и основные сети инициируют от одного детонатора. Высокую надежность взрывания дают кольцевые магистрали из ДШ.

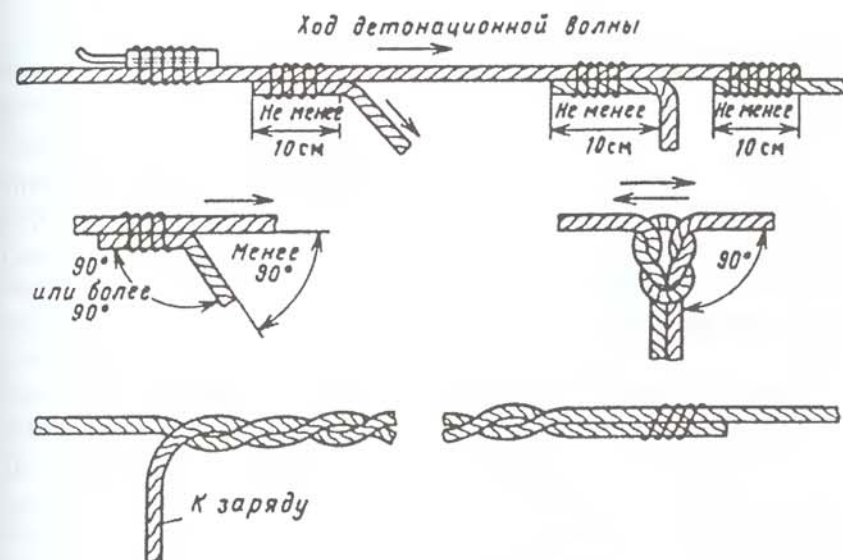


Рис. 7.20. Основные способы соединения ДШ при монтаже взрывной сети

Взрывание сети ДШ производят не менее чем двумя ЭД (рис. 7.21) или зажигательными трубками, которые прикрепляют на расстоянии 100—150 мм от конца магистральной линии ДШ. Трестом «Трансвзрывпром» разработаны пластмассовые соединители, в которых к ЭД или КД плотно в специальных выемках прижимают концы магистралей ДШ.

Достоинства взрывания с помощью ДШ: минимальная опасность выполнения заряжания и особенно ликвидации отказов и простота их выполнения.

Недостатки взрывания с помощью ДШ: отсутствие приборного контроля исправности сети перед взрывом и высокая стоимость ДШ.



Рис. 7.21. Иницирование магистрали ДШ спаренными ЭД

7.13. ПРОМЕЖУТОЧНЫЕ ДЕТОНАТОРЫ ДЛЯ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ

В связи с тем что на карьерах порошкообразные ВВ практически полностью заменены значительно менее чувствительными гранулированными и водосодержащими ВВ, для их надежного инициирования стало необходимо применять промежуточные детонаторы. Штатные СИ по мощности соответствуют требованиям инициирования более чувствительных порошкообразных ВВ.

При взрывании скважинных зарядов иногда применяют промежуточные детонаторы в виде патронов-боевиков из связки патронированных ВВ (аммонита бЖВ, скального аммонита и т.п.), обвязанных детонирующим шнуром (рис. 7.22), но, как правило, ПД изготавливают из специальных шашек (рис. 7.23).

Созданы промежуточные детонаторы из мощных прессованных ВВ в виде шашек различных форм и масс. Характеристика шашек-детонаторов приведена в табл. 7.5. Все шашки взрываются от 2—4 ниток ДШ, пропущенного через осевое отверстие, как показано на рис. 7.23.

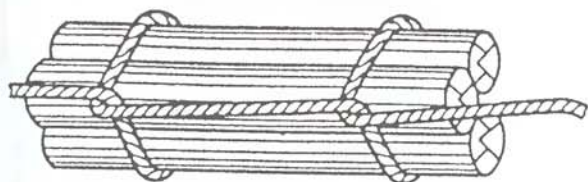


Рис. 7.22. Промежуточный детонатор (патрон-боевик) из патронов ВВ

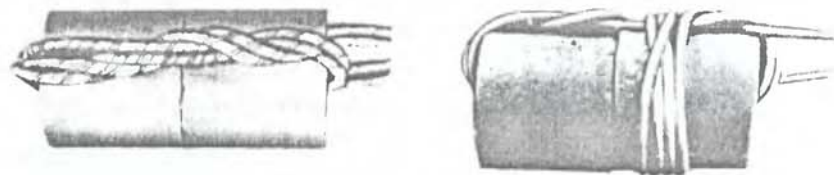


Рис. 7.23. Прессованные шашки промежуточных детонаторов

Для скважинных зарядов гранулитов, граммонитов, гранулола и алюмотола боевик делается из двух шашек ТП-400, размещаемых на уровне подошвы уступа. При глубине скважин более 15 м надо по ЕПБ устанавливать второй боевик. Для водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ рекомендуется устанавливать два боевика: в нижнюю часть скважины — из трех шашек и в верхнюю часть заряда — боевик из двух шашек. Вопрос надежного инициирования гранулированных и водосодержащих ВВ требует дополнительного изучения, но обязательным является повышение массы шашек и энергетических характеристик ВВ. Для этой цели ФГУП «ГосНИИ «Кристалл», ОАО «Нитровзрыв», КНИИМ и др. разработаны мощные ПД из смеси тротила, гексогена и ТЭНа.

Шашки ТГФ-850Э массой 850 г изготовлены из литейной смеси тротила и флегматизированного гексогена, снабжены каналом для ДШ и гнездом для КД или ЭД, что позволяет их применять с неэлектрическими волноводными СИ.

Шашки ТС-500 и ТС-1000Л массой 525 и 1000 г соответственно изготовлены из литейной смеси тротила и ТЭНа, снабжены каналом для ДШ и гнездом для КД или ЭД.

Для повышения прочности шашек при их изготовлении используют термоусадочную ПВХ-пленку, защищающую торцы и края и сохраняющую их целостность при случайных ударах.

ФГУП КНИИМ разработана шашка из смеси тротила с бездымным порошком (поротол), которая успешно проходит испытания. Она надежно, как и вышеприведенные, инициирует все типы применяемых на земной поверхности низкочувствительных ВВ.

В ряде зарубежных стран (США, Швеция, Канада, Китай), где распространено инициирование на карьерах системами типа шведской Нонель шашки-боевики обклеивают для повышения их прочности плотной бумагой с гидроизоляцией поверхности или помещают его в сборный пластиковый корпус. В каждую шашку в специальные отверстия помещают два детонатора, самостоятельно инициируемых от общей магистрали, а в скважину помещают два боевика, за счет чего получают четырехкратное резервирование по надежности.

На некоторых карьерах Китая применяют шашки в виде конических зарядов массой 200 г в пластиковом корпусе с осевым отверстием для ДШ. На отрезке ДШ узлами крепится 2—5 и более таких боевиков, чем обеспечивается многоточечное инициирование зарядов.

7.14. ПРОИЗВОДСТВО ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ ПО РАДИОСИГНАЛУ

При массовых взрывах на крупных карьерах одновременно инициируют несколько заряженных блоков на разных уступах, а все блоки соединяют между собой, как правило, двумя магистральными линиями ДШ. При этом расходуется большое количество ДШ, а надежность массового взрыва, особенно при неблагоприятных погодных условиях, снижается.

Поэтому технически и экономически целесообразно производить взрывы без применения соединительных магистралей, что достигнуто применением взрывания отдельных блоков по радиосигналу, подаваемому с центрального пункта с помощью систем «Гром» и «Друза».

Устройство «Гром», разработанное НИИчерметом, состоит из командного и исполнительного блоков (см. рис. 7.24). Командный блок (рис. 7.24, а) совместно с приемопередатчиком радиостанции устанавливается за пределами опасной зоны на борту карьера и обеспечивает передачу кодированных команд для проверки радиосигнала и взрывания. Блок устанавливают в помещении или специальном автомобиле. Число исполнительных блоков, работающих с одним командным, неограниченно и зависит от числа взрывающихся блоков. Исполнительный блок (рис. 7.14, б) с радиоприемником устанавливают в карьере на расстоянии 100—150 м от взрывающегося блока под прочным корпусом для защиты его от разлетающихся кусков породы. Этот блок принимает кодированный радиосигнал от командного и передает его на антенну ЭД, инициирующую сеть ДШ взрывающегося блока.

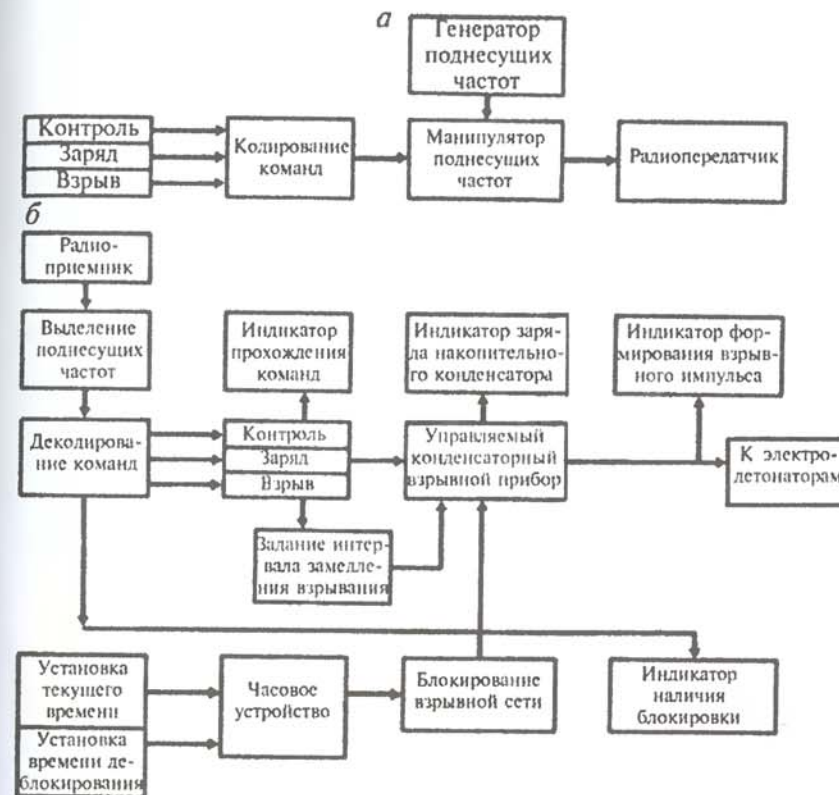


Рис. 7.24. Функциональная схема взрывного устройства «Гром»:

а и б — соответственно командный и исполнительный блоки

Радиосигнал генерирует в радиоприемной системе ЭД импульс тока не менее $3 \text{ А}^2\text{мс}$ при максимальном сопротивлении цепи 100 Ом. Замедление между блоками регулируют от 0 до 30 с с интервалом 0,2 с, не учитывая замедлений, установленных в каждом блоке. Дальность передачи сигнала на приемное устройство при высоте антенны командного блока 3 м составляет 8 км при прямой видимости и 4—5 км при отсутствии прямой видимости. В системе подачи команд на взрыв имеется двойное блокирование от случайного преждевременного взрыва за счет работы передатчика и приемника в заданный интервал времени (1 — 15 мин), кодирования сигналов на передатчике и их декодирования на приемнике.

7.15. НЕЭЛЕКТРИЧЕСКАЯ СИСТЕМА ИНИЦИИРОВАНИЯ

Зарубежные фирмы (США, Швеции, Китая) разработали и широко применяют неэлектрические системы инициирования, основанные на передаче ударной волны по трубчатому пластикатному высокопрочному волноводу со скоростью до 2 км/с. Это достигается за счет покрытия (напыления) на внутреннюю его поверхность тончайшего слоя ВВ (типа ТЭНа или октогена) с добавками тонкодисперсного алюминия. Навеска ВВ составляет на 1 м волновода около 20 мг. Один конец волновода запаян, а на другой смонтирован герметический детонатор различной мощности. Инициирование ударной волны в волновод производится с помощью специальных пистолетов-стартеров, снаряжаемых капсулями типа охотничьих «Жевело» (Швеция), электрическим импульсом от взрывной машинки (Китай). При этом перед взрывом запаянный конец волновода обрезается. Инициирование может производиться обычным КД и ЭД или петлей ДШ. Здесь обрезки торца волновода не требуется, а инициирование производится одновременно 20 и более волноводов, т.к. инициирование аналогично применяемым для ДШ. При необходимости создания разветвленных цепей в системе «Нонель» применяют соединительный блок (рис. 7.25), в котором имеется подвод одного волновода 1 с минидетонатором 2 мощностью 1/7 нормального на конце, помещенного в пластиковый корпус 3, на котором вплотную к детонатору конструктивно крепятся несколько (5—7) входящих волноводов 4, идущих к зарядам или новым соединительным блокам. Детонаторы, помещаемые в заряде, более мощные мгновенного и замедленного действия от 75 до 500 мс с интервалами 100 и 150 мс.

В России ОАО «Нитровзрыв», НПП «Краснознаменец» и ФГУП «Искра», ФГУП «Муромский приборостроительный завод» разработали две волноводные системы неэлектрического

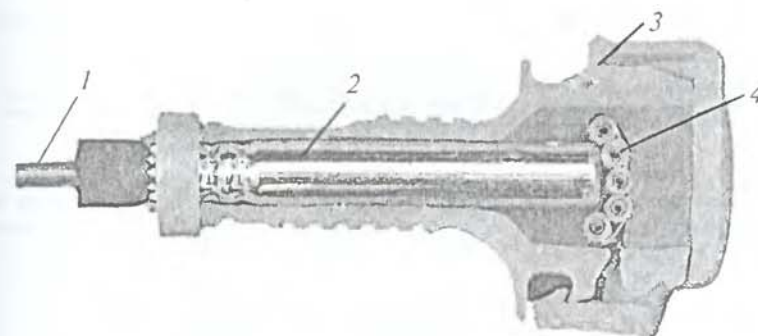


Рис. 7.25. Схема соединительных блоков неэлектрической волноводной системы

инициирования СИНВ и Эдилин. Система СИНВ успешно применяется на открытых и подземных горных работах, кроме шахт, опасных по взрыву газа и пыли. Конструктивно эти системы имеют отличия от системы «Нонель».

Налажена сборка зарубежной системы «Примадет» из элементов, поставляемых из Испании. Все волноводные системы неэлектрического инициирования имеют существенный недостаток — отсутствие приборного контроля правильности монтажа взрывной сети.

При большом разбросе времени срабатывания скважинных детонаторов для достижения минимального сейсмического воздействия массового взрыва надо выбирать интервалы замедления в поверхностной сети больше времени разброса срабатывания скважинных детонаторов.

Принципиальное отличие этих систем состоит в том, что поверхностная сеть полностью срабатывает за время 60—80 мс, а в скважинные детонаторы за это время только поступил взрывной импульс и в них происходит в этот момент сгорание замедляющего состава, который вызовет инициирование КД и заряда ВВ через 400—500 мс. Это позволяет повысить и практически исключить отказы зарядов из-за обрывов подводящих участков взрывной магистрали в скважинах (подбой скважин).

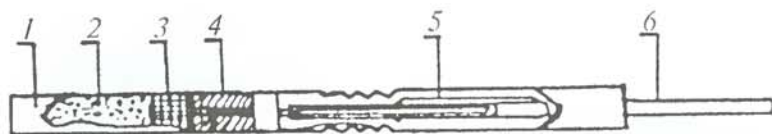


Рис. 7.26. Схема детонатора взрывной системы:

1 — алюминиевый корпус-гильза; 2 — вторичное инициирующее ВВ; 3 — первичное инициирующее ВВ; 4 — замедлитель; 5 — крепление волновода в детонаторе по резиновой трубке; 6 — труба-волновод

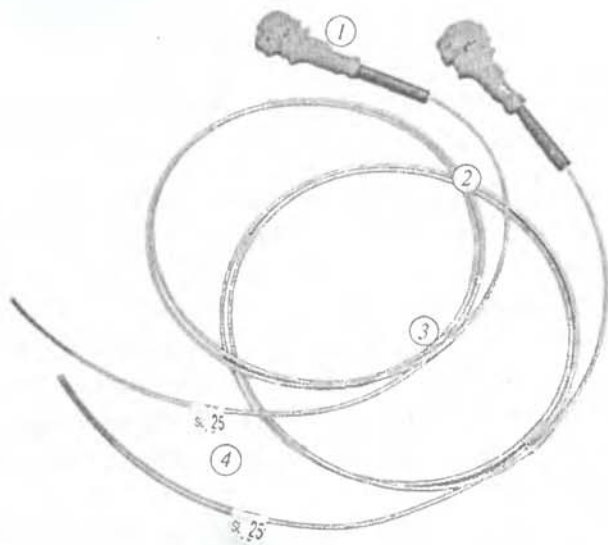


Рис. 7.27. Общий вид системы неэлектрического инициирования с волноводом:

1 — соединительный блок; 2 — волновод; 3 — крепежная лента; 4 — маркировочный знак

Детонатор нормальной мощности системы «Нонель» безотказно инициирует все ВВ нормальной чувствительности и состоит (рис. 7.26) из алюминиевого корпуса стакана, на дно которого запрессованы заряды вторичного и первичного инициирующих ВВ, в алюминиевой трубке запрессован замедляющий состав, чувствительность которого обеспечивает его поджигание пламенем, распространяющимся в волноводе. Входящий волновод герметично закрепляется в устье детонатора с помощью резиновой трубки. Общий вид системы показан на рис. 7.27.

ПРОЦЕССЫ РАЗРУШАЮЩЕГО, СЕЙСМИЧЕСКОГО И ВОЗДУШНОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА

8.1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

Для разрушения (дробления и перемещения) массива горных пород с целью добычи минерального сырья подземным и открытым способом, проведения подземных выработок, сооружения выемок, полков для сооружения дорог в условиях горного рельефа, строительства гидротехнических и мелиоративных объектов применяют взрывы зарядов ВВ, которые принято классифицировать по нескольким признакам:

- ◆ по положению — наружный (накладной) заряд, помещаемый на взрываемом объекте; внутренний заряд — помещенный внутри взрываемого объекта (в шпуре, скважине или камере). Наружные заряды применяют в основном для дробления негабаритных кусков и козырьков на уступах карьеров, при подводных взрывах, штамповке, резке, упрочнении металлов; внутренние — для отбойки минерального сырья на карьерах и рудниках с целью дробления и последующей переработки, для проведения подземных горных выработок, сооружения выемок, полков и мелиоративных каналов;

- ◆ по форме — сосредоточенный и удлиненный. К удлиненным относятся заряды, у которых высота (длина) больше их диаметра в три и более раза. При взрывных работах на карьерах и в подземных условиях применяют преимущественно удлиненные заряды;

- ◆ по конструкции — сплошной — не разделенный промежутками; рассредоточенный, отдельные части которого разделены промежутками (участками) воздуха, мелкой породы, воды и т.п.;

- ◆ по характеру действия — заряд камуфлета, при взрыве которого разрушение (измельчение и трещинообразование) происходит только вокруг места расположения заряда без проявления видимых разрушений на открытой поверхности массива (рис. 8.1, а); заряд откольный, при взрыве которого происходит откол породы у открытой поверхности и разру-

шение вокруг заряда (рис. 8.1, б); заряд рыхления, вызывающий дробление породы в пределах от места расположения заряда до открытой поверхности массива без ее выброса из зоны (воронки) разрушения. При взрыве сосредоточенного заряда в массиве с одной открытой поверхностью образуется конусообразная зона разрушения, которую принято называть воронкой разрушения, или воронкой взрыва (рис. 8.1, в); заряд выброса, вызывающий дробление и выброс породы за пределы воронки взрыва (рис. 8.1, г).

Изменение характера действия заряда может быть достигнуто как путем уменьшения глубины заложения заряда постоянной величины (8.2, а), так и путем увеличения массы заряда при постоянной глубине заложения (8.2, б).

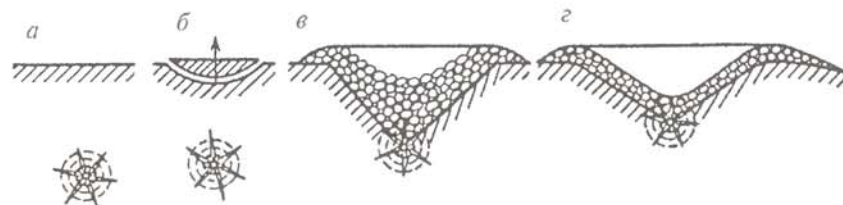


Рис. 8.1. Проявление действия взрыва различных зарядов:

а — камуфлетного; б — откольного; в — рыхления; г — выброса

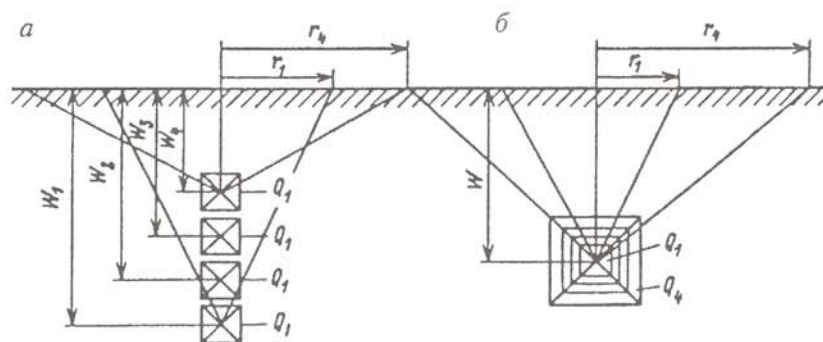


Рис. 8.2. Способы изменения характера действия взрыва:

а — за счет уменьшения глубины заложения заряда; б — за счет увеличения массы заряда

Форма образуемой воронки зависит от свойств взрывающей среды. При расчетах одиночных сосредоточенных зарядов форму воронки взрыва принимают в виде опрокинутого конуса вращения с вершиной в центре заряда.

Различают следующие элементы воронки взрыва (рис. 8.3):

♦ глубина заложения заряда или линия наименьшего сопротивления (ЛНС) — кратчайшее расстояние от центра заряда до ближайшей открытой поверхности W . Для удлиненных зарядов при их многорядном расположении ЛНС — среднее расстояние между рядами или отдельными зарядами;

♦ угол полураствора воронки взрыва (α); радиус действия взрыва заряда (R); радиус основания воронки взрыва (r), показатель действия взрыва, равный отношению радиуса воронки к ее глубине, т.е. $n = r/W = \operatorname{tg} \alpha$.

В зависимости от величины показателя действия взрыва различают три разновидности зарядов выброса: нормальный при $n = 1$ (рис. 8.3, а), уменьшенный при $n < 1$ (рис. 8.3, б) и усиленный при $n > 1$ (рис. 8.3, в). Заряды уменьшенного и нормального

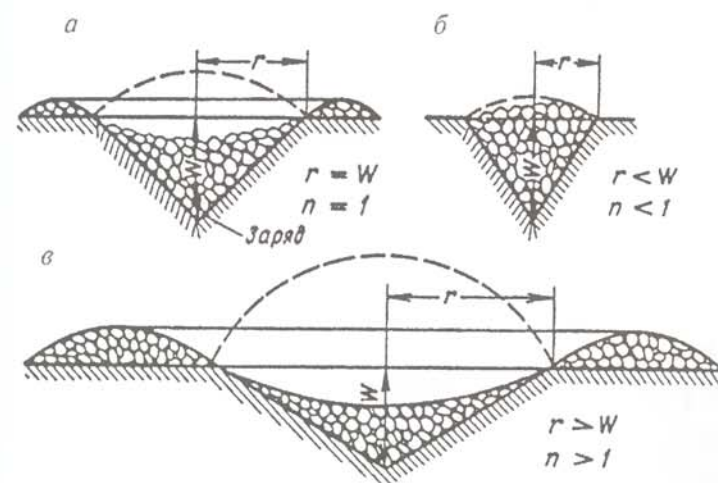


Рис. 8.3. Элементы воронки взрыва:

а — нормального; б — уменьшенного; в — усиленного выброса

выброса применяют для дробления скальных массивов на карьерах, а также обрушения крутых откосов в гористой местности при дорожном строительстве (взрывы на сброс). Заряды усиленного выброса при $n = 2 - 3$ применяют для проходки выработок, подземной отбойки, при сооружении каналов взрывами на выброс, каменно-набросных плотин в ирригационном и гидротехническом строительстве.

Непосредственно в районе заложения заряда при взрыве под действием ударных волн и газов взрыва образуется зона сжатия или измельчения. В пределах этой зоны происходит раздавливание и сильное измельчение породы с образованием в месте расположения заряда полости определенных размеров. Порода в зоне измельчения превращается в мелкораздробленную (размерами 0—5 мм) массу с измененной структурой.

За пределами зоны измельчения происходит дробление породы, разделение ее трещинами без изменения структуры. Эту зону называют зоной разрыхления или трещинообразования.

В более удаленных от зарядов участках массива происходит только сотрясение породы без разрушения. Эту часть среды называют зоной сотрясения, зоной сейсмического действия взрыва.

При взрывах выделяющиеся газы генерируют воздушную ударную волну, которая воздействует на окружающие объекты, особенно остекление и легкие конструкции. Эту зону называют зоной воздушного действия взрыва.

При взрывных работах в горном деле практическое значение имеет совокупность зон сжатия и разрыхления, называемая общим термином «зона разрушения». Радиус этой зоны называется радиусом разрушения, или радиусом действия взрыва заряда.

8.2. ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ВЗРЫВОМ ОДИНОЧНОГО ЗАРЯДА

Все породы по механизму процесса разрушения делят на три группы: грунтовые массивы, скальные монолитные и скальные трещиноватые массивы. Процесс разрушения каждой группы пород может быть охарактеризован следующим образом.

Грунтовые массивы. Пески, супеси, некоторые глины и суглинки, разрушение которых происходит, по данным проф. А.Н. Ханукаева, за счет запаса кинетической энергии, приобретенной средой при расширении продуктов взрыва. Разрушение под действием волн напряжений в массиве незначительны. При взрыве вокруг заряда образуется расширяющаяся шаровая полость, заполненная газами взрыва, которая при приближении к открытой поверхности приобретает асимметричную грушевидную форму с большой осью, направленной по ЛНС заряда (рис. 8.4). Изменение формы полости объясняется различной сопротивляемостью перемещению участков массива. В нижней части полости расширение быстро прекращается, в то время как размеры верхней части полости увеличиваются, уменьшая толщину слоя грунта, поднимаемого над полостью. При дальнейшем расширении полости оболочка прорывается в верхней части. Дальнейшее движение породы происходит за счет баллистического полета отдельных частиц с достижением эффекта «открывания ворот». Масса породы падает вниз, образуется открытая воронка. У краев воронки образуется гребень из разрушенной породы, часть ее сползает вниз, придавая воронке угол естественного откоса, характерный для данных разрушенных пород, уменьшая ее глубину и объем.

Скальные монолитные массивы. Предполагается, что скорость детонации ВВ значительно выше скорости деформации породы. Поэтому поверхность породы воспринимает действие взрыва одновременно по всей площадке соприкосновения заряда с массивом.

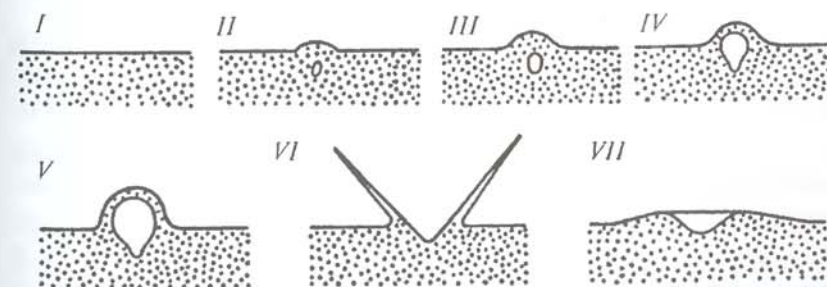


Рис. 8.4. Последовательность разрушения взрывом грунтового массива: I—VII — фазы движения грунта

На поверхности раздела «заряд—порода» детонационная волна переходит в ударную с весьма высокой амплитудой, вызывающей сильное измельчение породы, находящейся в условиях всестороннего неравномерного сжатия. По мере удаления от заряда амплитуда ударной волны резко снижается (обратно пропорционально пятой или шестой степени радиуса, по данным Г.И. Покровского) и на расстоянии 5—6 радиусов заряда превращается в упругую волну напряжения, скорость распространения ее меньше, чем ударной, и равна скорости звука в породе. Однако амплитуда взрывной волны остается значительно выше прочности породы на раздавливание, вследствие чего после ее прохождения наблюдается интенсивное разрушение массива, часто с потерей им первоначальной структуры. Эту зону принято характеризовать как зону измельчения l или пластического действия взрыва. Она обычно ограничена 10—12 радиусами заряда (см. рис. 8.5). После прохождения взрывной волны определенное разрушительное действие в этой зоне производят и газы взрыва, находящиеся под чрезвычайно высоким давлением $(40—70)10^8$ Па.

Порода вблизи заряда под указанным воздействием взрывной волны и газов взрыва быстро сжимается и смещается вслед за фронтом волны напряжений. В результате этого образуется зона сильнодеформируемой породы с системой многочисленных пересекающихся трещин.

По мере удаления от заряда напряжения в породе от взрыва снижаются и на определенном расстоянии становятся меньше сопротивления породы раздавливанию, вследствие чего характер деформации и разрушений среды меняется.

Под действием прямой волны напряжений и сжатых газов взрыва, распространяющихся от заряда, в среде в радиальном направлении возникают сжимающие напряжения, а в тангенциальном — растягивающие, которые и вызывают появление радиальных трещин (рис. 8.6). Порода под действием высокого давления деформируется и радиусы условно выделенных вокруг заряда сфер r_1 и r_2 увеличатся. За счет этого порода в радиальных направлениях будет испытывать растягивающие напряжения, которые обеспечивают развитие в массиве радиальных трещин a (см. рис. 8.5).

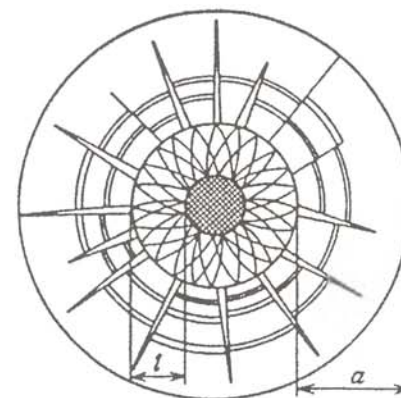


Рис. 8.5. Процесс разрушения монолитной скальной породы вокруг заряда:

a — зона трещинообразования; l — зона измельчения

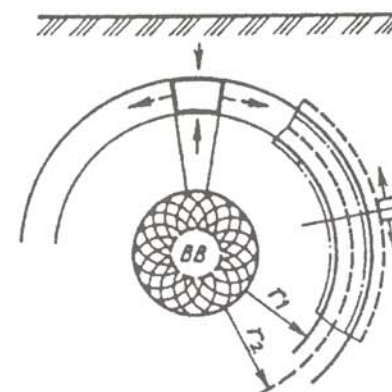


Рис. 8.6. Механизм образования радиальных трещин вокруг заряда

Определенное влияние на раскрытие трещин оказывают и расширяющиеся газы взрыва.

Опыты, проведенные проф. В.М. Комиром на образцах, позволили определить количество газов, проникающих в трещины. Для этого в заряд ВВ добавляли тонкоизмельченный кристаллический йод и по проценту кристаллов, осевших на стенках трещин, откуда они смывались с помощью ацетона или эфира, после взрыва определяли процент газообразных продуктов взрыва,

проникших в трещины. В результате опытов установлено, что при взрыве без забойки в трещины проникает 30—40 %, а при взрыве с забойкой более 70 % газообразных продуктов. Однако установить количественное влияние газов взрыва на разрушительный эффект пока не удалось.

При дальнейшем удалении волны деформации от заряда растягивающие тангенциальные напряжения уменьшаются и становятся меньше величины сопротивления породы растяжению. Поэтому за пределами этого расстояния разрушений происходить не будет, а будут иметь место только упругие колебательные смещения частиц породы.

После снижения давления газов в центре взрыва сильно сжатая порода будет разгружаться и смещаться в сторону центра заряда, за счет чего условный радиус сферы уменьшится, а участки породы, прилегающие к полости, будут испытывать напряжения растяжения в радиальных направлениях. В результате этого в породе появляется ряд кольцевых тангенциальных трещин (см. рис. 8.5).

При количественной конкретизации схемы действия камуфлетного взрыва на скальный массив Г.И. Покровским выделено четыре стадии воздействия продуктов детонации на горную породу.

В первую стадию детонационная волна ($v_{дв} = 4—6$ км/с) выходит на поверхность контакта «ВВ—порода», в последней генерируется ударная волна ($v_{уд} = 3—5$ км/с) высокой амплитуды, превышающей на порядок предел прочности породы на сжатие.

При этом ударная волна производит интенсивное мелкодисперсное (доли миллиметра) дробление породы. Теоретические оценки показывают, что на этой стадии радиус действия взрыва промышленных ВВ очень незначителен (0,3—0,5) r_z и не достигает более одного радиуса заряда. В области действия ударной волны имеет место интенсивная диссипация энергии. Происходит быстрое уменьшение амплитуды ударной волны и уменьшение скорости ее распространения. В момент, когда скорость распространения ударной волны уменьшается до скорости распространения продольных волн

$$v_{пв} = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho_n(1+\nu)(1-2\nu)}},$$

ударная волна превращается в упругую и начинается вторая стадия волнового упругого динамического воздействия взрыва заряда ВВ на породу. Амплитуда упругой волны еще существенно больше предела прочности породы на сжатие, поэтому передний фронт распространения упругой волны является одновременно и фронтом поверхности разрушения породы.

На второй стадии действия взрыва существуют расширяющаяся полость, заполненная газообразными продуктами детонации, и зона мелкодисперсного дробления породы. Давление газов в полости передается через раздробленную массу на передний фронт упругой волны, разрушающей породу. В процессе распространения упругой волны амплитуда уменьшается как за счет диссипации энергии при разрушении породы, так и вследствие расхождения — увеличения длины фронта с увеличением радиуса его поверхности.

Третья стадия действия начинается в момент, когда амплитуда переднего фронта упругой волны уменьшается до значений динамической прочности породы.

Для третьей стадии действия взрыва характерно формирование нескольких зон деформирования и разрушения породы:

- ◆ зона мелкодисперсного дробления породы за счет действия продуктов детонации;
- ◆ зона радиального трещинообразования породы;
- ◆ зона упругого деформирования.

В конце третьей стадии действия взрыва в ближней зоне возникает уравновешенное напряженно-деформированное состояние и из упругой волны выделяется сейсмическая волна, максимальная амплитуда которой изменяется по закону

$$\sigma_r = -\sigma_{сж.д} / \bar{r}; \quad \bar{r} = \dot{r} / r_*,$$

где $\sigma_{сж.д}$ — динамический предел прочности на сжатие породы; $\dot{r}$ — текущий радиус переднего фронта сейсмической волны;

$r_* = (0,6 \div 0,8)R$ — радиус зоны мелкодисперсного дробления породы в конце второго этапа; R — конечный радиус зоны мелкодисперсного дробления породы.

В каждой точке породы в зоне упругого деформирования растягивающие напряжения имеют одинаковый порядок со сжимающими. Но поскольку для горных пород допустимые сжимающие напряжения существенно (на порядок и более) выше растягивающих, то в них в первую очередь образуются радиальные трещины.

В конце третьей стадии действия распределение напряжений в зоне радиального трещинообразования описывается соотношениями:

$$\sigma_r = -\sigma_{сж.д} / r^2; \quad \sigma_\alpha = \sigma_\theta = 0;$$

$$\varepsilon_r = \sigma_r / E; \quad \varepsilon_\alpha = \varepsilon_\theta = -\nu \varepsilon_r,$$

где $r = r / r_2$; r — радиус произвольной точки породы в области $r_2 \geq r \geq r_0$; r_2 — конечный внешний радиус зоны мелкодисперсного дробления породы.

При $r = r_0$ соотношение между r_0 и r_2 будет иметь вид

$$r_0 = r_2 \sqrt{\frac{\sigma_{сж.д}}{2\sigma_p}}.$$

В сущности, r_0 есть радиус трещинообразования регулируемого дробления породы, а r_2 — радиус полости, образованной в массиве при взрыве сосредоточенного заряда. Отношение $2r_2 / d_3$, где d_3 — диаметр заряда, является коэффициентом простреливания $\Pi'_{пр}$. Обычно для скальных пород $\Pi'_{пр} = 4 \div 10$. Тогда получим

$$r_0 = \frac{d_3 \Pi'_{пр}}{2} \sqrt{\frac{\sigma_{сж.д}}{2\sigma_p}}.$$

Размер полости, образованной радиальными трещинами, имеет одинаковый порядок с объемом полости, занятой продуктами детонации в конце третьей стадии действия взрыва.

В четвертой стадии имеет место образование кольцевых трещин как в зоне радиального трещинообразования так и в зоне упругого деформирования. Кольцевые трещины образуются вследствие того, что в определенный момент взрыва по многочисленным трещинам продукты взрыва из полости прорываются в атмосферу и в ней происходит резкое падение давления, которое приводит к разгрузке сжатой породы в зонах радиального трещинообразования и упругого деформирования. При этом возникает движение частиц породы к центру заряда и появляются растягивающие радиальные напряжения, вследствие которых и возникают кольцевые трещины вокруг полости.

При взрыве заряда вблизи открытой поверхности частицы среды, не имеющие преграды, под действием достигшей этой поверхности волны напряжений начинают свободно двигаться в сторону этой поверхности, вовлекая в этот процесс все более отдаленные от поверхности участки среды. По массиву начинает распространяться отраженная волна, на фронте которой возникают растягивающие напряжения.

Волна растяжения представляет собой отраженную от открытой поверхности волну сжатия и распространяется так, как если бы она шла от мнимого изображения заряда (рис. 8.7), величина которого одинакова с действительно взорвавшимся зарядом, а расположен он снаружи на расстоянии от открытой поверхности, равном ЛНС взорванного заряда.

Поскольку порода обладает в 10—20 раз меньшим сопротивлением растягивающим нагрузкам по сравнению со сжимающими, то у открытой поверхности происходит разрушение массива отраженной волной с образованием тангенциальных трещин и формированием откольной воронки.

Разрушения от поверхности распространяются в глубь заряда, за счет чего происходит разрушение (дробление) всего внутривороночного объема породы.

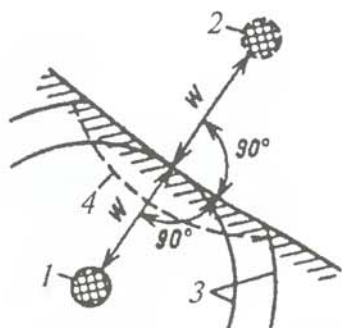


Рис. 8.7. Схема образования у открытой поверхности отраженной волны: 1 — действительный заряд; 2 — мнимый заряд; 3 — прямая волна сжатия; 4 — отраженная волна

Определение параметров волн напряжений, распространяющихся в массиве при взрыве, проф. А.Н. Ханукаевым предложено проводить в котловане (4×4×3 м), заполненном водой (рис. 8.8). В вертикальных стенах котлована бурят шпуров для размещения зарядов, а на расстоянии 5—8 см от стенок в воде устанавливают пьезодатчики для фиксации параметров преломленной волны в воде. Параметры волн напряжений находят по формулам

$$k_{np} = \frac{2\rho_n c_n}{\rho_n c_n + \rho_n c_n};$$

$$\sigma_t = p_t / k_{np},$$

где ρ_n , c_n и ρ_n , c_n — соответственно плотности и скорости продольных волн в воде и породе соответственно; k_{np} — коэффициент преломления; σ_t — радиальное напряжение в породе, Па; p_t — давление в воде, Па.

Аналогичные измерения можно проводить на образцах породы, опущенных в котлован с водой.

Трещиноватые скальные массивы разрушаются как под действием давления газов взрыва, так и под действием волн напряжений, а разрушения распространяются как от зарядной камеры, так и от открытых поверхностей навстречу друг другу.

Под действием высокого давления газов взрыва в месте зарядной камеры образуется полость, вокруг которой расположена зона разрушенной породы.

Сквозные трещины массива генетического и тектонического происхождения являются поверхностями раздела, которые препятствуют распространению волны напряжений и разрушений за пределами зоны, ограниченной этими трещинами. У поверхности каждой трещины происходит скачкообразное падение напряжений в волне за счет ее частичного отражения от трещины (рис. 8.9). За счет этого напряжения в трещиноватом массиве при удалении от заряда одинаковой массы снижаются более интенсивно по сравнению с монолитным, а трещины от заряда распространяются на меньшее расстояние. Порода за пределами отдельных, контактирующих с зарядом, разрушается в основном под действием механического соударения отдельных частей. Поэтому в массе породы создается несколько очагов разрушения под действием прямых, отраженных волн, газов взрыва и соударения пород различных зон.

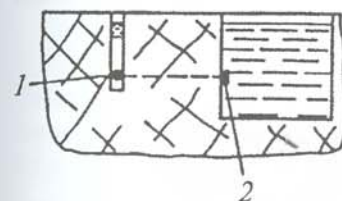


Рис. 8.8. Схема определения параметров волн напряжений в массиве при взрыве заряда:

1 — заряд ВВ в массиве; 2 — датчик давления в воде

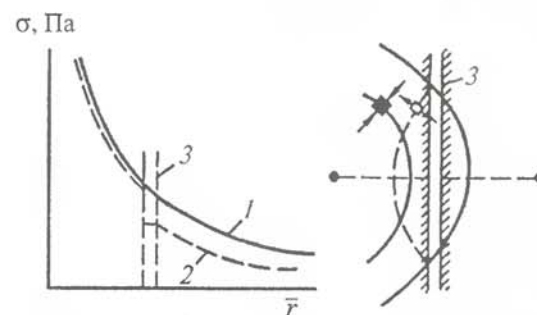


Рис. 8.9. Изменение величины напряжений от взрыва для трещиноватого и монолитного массива:

1 — монолитный массив; 2 — трещиноватый массив; 3 — плоскости трещин в массиве

В трещиноватом массиве, по данным автора учебника, имеют место два механизма разрушения отдельностей при взрыве:

- ♦ волновой характер для отдельностей, которые пронизаны зарядом или которые расположены в непосредственной близости от него (имеют контакт с зарядом);

- ♦ кинетический (механический) характер для отдельностей, которые расположены за пределами зоны волнового действия взрыва. С учетом установленных механизмов разрушения трещиноватых массивов выделяются две основные зоны:

зона регулируемого дробления, где имеет место прямое взрывное воздействие на породу и можно, зная ее свойства (динамические), изменением параметров взрывного воздействия менять интенсивность разрушения породы в этой зоне;

зона мало (практически) нерегулируемого дробления, в которой разрушения происходят вследствие механических соударений. Дробление при этом зависит от ширины и направления трещин, размеров отдельностей и наличия в них микродефектов, масштаба взрыва (величин d_3 и W) и т.д., что не поддается регулированию. С увеличением масштаба взрыва относительный объем этой зоны увеличивается.

8.3. ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ПРИ ОДНОВРЕМЕННОМ ВЗРЫВАНИИ НЕСКОЛЬКИХ ЗАРЯДОВ

Взрывы одиночных зарядов в горном деле применяются довольно редко. Поэтому необходимо знать особенности взаимодействия нескольких зарядов, взрывааемых одновременно.

Изучение взаимодействия между зарядами проф. М.Ф. Друкованным на оптически активных и прозрачных моделях при скоростной киносъемке процесса развития взрыва показывает, что до момента встречи полей напряжений соседних зарядов среда вокруг каждого заряда ведет себя так, как будто произошел взрыв одиночного заряда, а затем возникает сложная картина интерференции волн напряжений с заметной разницей в

интенсивности дробления среды по линии, соединяющей заряды и в направлении ЛНС.

При встрече волн напряжений от соседних зарядов напряженное состояние среды резко меняется. Рассматривая элемент среды, выделенный из массива на линии, соединяющей соседние заряды, видим (рис. 8.10, *а*), что в направлении, перпендикулярном линии между зарядами, действуют увеличенные, по сравнению с одиночным взрыванием, растягивающие напряжения. Это вызывает усиленное действие взрыва и образование магистральной трещины по линии расположения зарядов без интенсивного дробления породы вокруг нее, особенно при небольшом коэффициенте сближения (отношение расстояния между зарядами к ЛНС или СПП).

Нашими опытами на моделях, составленных из блоков, установлено, что радиус разрушения отдельностей по линии, соединяющей одновременно взрываемые заряды, увеличивается в 1,6—2,0 раза. При этом отдельности разрушаются в основном одной магистральной трещиной. При этом конец трещины в одной отдельности, как правило, совпадает с началом трещины в следующей отдельности. Этот эффект усиленного разрушительного действия взрыва на линии, соединяющей одновременно взрываемые заряды, использован при контурном взрывании (проходка выработок), заоткоске уступов, проектировании схем многорядного короткозамедленного взрывания (отбойка на карьерах).

В определенных объемах породы, расположенных между скважинами и открытой поверхностью в глубине взрываемого массива, имеются зоны, где происходит взаимная компенсация напряжений, проявляющихся в массиве от взрыва соседних зарядов, и общее ослабление напряженного состояния по сравнению с одиночным взрыванием. В этих зонах (рис. 8.10, *б*) порода подвергается наименьшему дроблению. Минимальный объем этих зон получается при коэффициенте сближения зарядов $m > 1$. При ведении взрывных работ следует стремиться максимально уменьшить размеры зон пониженного дробления. Это достигается за счет увеличения коэффициента сближения скважин ($m > 2$) и применения разновременного взрывания соседних зарядов.

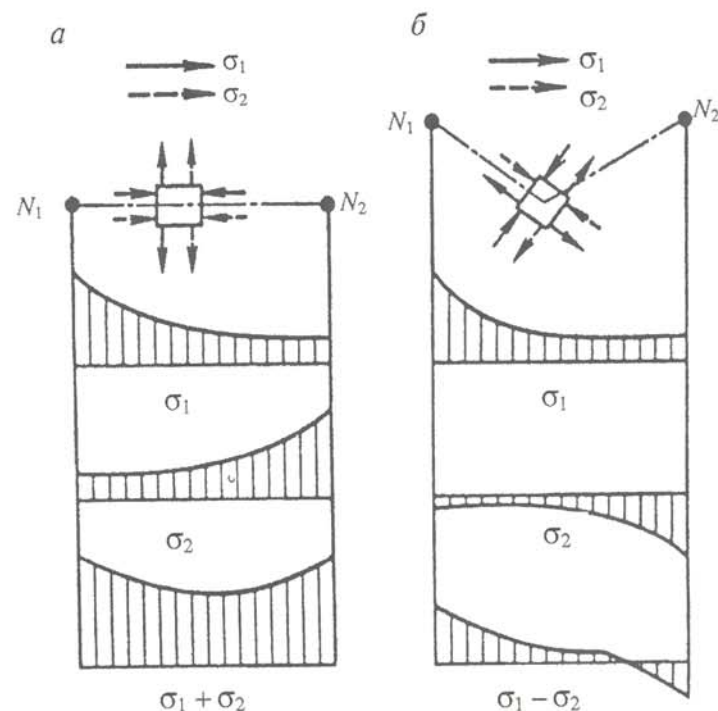


Рис. 8.10. Схема напряженного состояния различных участков массива при одновременном взрыве двух соседних зарядов:

a — на линии, соединяющей заряды; *б* — в глубине массива между зарядами

При взрыве одиночного удлиненного заряда в области упругого деформирования в породе генерируются радиальные напряжения сжатия σ_r и азимутальные растягивающие напряжения $\sigma_a = -\sigma_r = \sigma_p / r^2$. При одновременном взрыве удлиненных зарядов 1 и 2 будет иметь место сложение сжимающих радиальных напряжений и растягивающих азимутальных. При этом в плоскости расположения зарядов напряжения $(\sigma_r)_1$ и $(\sigma_r)_2$, а также пара $(\sigma_a)_1$ и $(\sigma_a)_2$ будут совпадать по направлению и по знаку. Поэтому учитывая образование трещин между зарядами 1 и 2 по плоскости произойдет, по крайней мере, при $a = 2\sqrt{2}b_0$.

С удалением от плоскости расположения зарядов радиальные $(\sigma_r)_1$ и тангенциальные $(\sigma_a)_1$ напряжения, генерируемые породе зарядом (1), не будут совпадать с соответствующими напряжениями, генерируемыми в породе в результате воздействия на нее заряда 2. Вследствие этого суммарное напряжение, возникающее в породе от действия двух этих зарядов, будет уменьшаться. При одновременном взрыве двух удлиненных зарядов в результате их взаимного воздействия наибольшие напряжения возникают в плоскости этих зарядов, а во всех остальных точках массива напряжения будут меньше, а в точке, находящейся на пересечении радиусов, направленных под углом 45° к плоскости зарядов, напряжение будет равно нулю.

Взаимное влияние при взрыве двух удлиненных зарядов будет существенным, когда радиус области радиального трещинообразования по плоскости расположения зарядов будет больше среднего размера куска на 20 и более процентов.

Расчетами установлено, что взаимодействие двух удлиненных зарядов будет иметь место при расстояниях a до трех радиусов регулируемого дробления r_0 , т.е. $a \leq 3r_0$. При $a \leq 2,8r_0$ трещины от обоих зарядов сомкнутся, образуя одну полость. Это приводит к изменению характера воздействия на породу продуктов детонации зарядов, поскольку они устремляются в эту трещину. При этом происходит отрыв блока породы от массива с незначительным ее дроблением около зарядов. При $a > 3r_0$ имеет место разрушение породы, как при взрыве одиночных зарядов.

Первая область значения ($a \leq 2,8r_0$) обычно используется при контурном взрывании и при добыче штучного камня, а вторая ($a \geq 3r_0$) при дроблении горных пород.

Поэтому для улучшения дробления породы сближать удлиненные заряды, повышать удельный расход ВВ можно только до определенного для каждой породы предела. С дальнейшим же увеличением (сближением зарядов) можно получить ухудшение дробления породы и повышение выхода крупных фракций.

8.4. ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ПРИ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ВЗРЫВАНИИ ЗАРЯДОВ

Короткозамедленным называется последовательное взрывание серий или отдельных зарядов с интервалами в тысячные доли секунды (миллисекунды). Поэтому иногда этот метод называют миллисекундным.

Короткозамедленное взрывание (КЗВ) впервые было применено в 1934—1935 гг. инж. К.А. Берлиным при проходке вертикального ствола с целью получения в центре забоя конусообразного навала породы. С 50-х годов КЗВ начинают широко применять для снижения сейсмического действия взрыва и затем для улучшения дробления (с 1945 г. в США, с 1949 г. в Англии). На карьерах СССР этот метод начинает внедряться с 1951 г. (С.А. Давыдов) на комбинате «Союзасбест».

Основными факторами, определяющими эффективность КЗВ, являются интервал замедления и последовательность разрушения участков массива и их движения (соударения) в процессе разлета горной массы. Эти параметры изменяются в зависимости от свойств пород, схемы расположения зарядов, задачи взрыва (дробление, перемещение породы и т.д.).

Получаемый при КЗВ эффект определяется следующими факторами:

- ♦ интерференцией волн напряжений от соседних зарядов;
- ♦ образованием дополнительных открытых поверхностей;
- ♦ соударением разлетающихся кусков при взрыве соседних зарядов.

При малых интервалах (до 5 мс) имеет место интерференция волн напряжений, при средних (15—200 мс) — образование дополнительных открытых поверхностей, при больших (> 200 мс) соударение. Все их следует рассматривать как составные элементы единого процесса взаимодействия зарядов при КЗВ.

Ниже рассмотрены основные виды взаимодействия взрывов зарядов при КЗВ и их роль в увеличении эффекта разрушения.

Интерференция волн напряжений происходит в том случае, когда направления смещения частиц от предыдущего и последующего взрывов совпадают. При этом увеличиваются суммарные смещения, напряжения и интенсивность разрушения массива.

Волна напряжений 1 (рис. 8.11) от заряда Q_1 распространяется до открытой поверхности и, отражаясь от нее, образует отраженную волну растяжения 2, которая распространяется в глубь массива. Взрыв второго заряда Q_2 должен быть произведен в момент, когда волна растяжения от первого заряда будет проходить через место расположения заряда Q_2 , что облегчит его действие и увеличит эффект разрушения, производимого в массиве. Требуемый интервал замедления для обеспечения интерференции волн напряжения рекомендуется определять по формуле проф. Г.И. Покровского:

$$t = \frac{\sqrt{a^2 + 4W^2}}{v_y},$$

где a — расстояние между зарядами, м; W — ЛНС или СПП, м; v_y — скорость распространения волн напряжений в массиве, м/с.

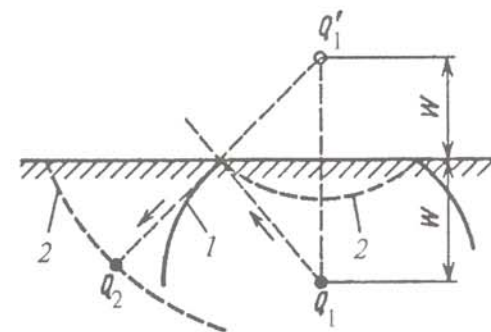


Рис. 8.11. Схема интерференции волн напряжений при КЗВ соседних зарядов

При скорости распространения волн напряжений в массиве 4—5 км/с, ЛНС или СПП, равными 1—8 м, время прохождения волн составляет 0,25—2 мс. Для достижения таких интервалов замедления можно использовать петли ДШ, учитывая, что отрезок ДШ длиной 6,5 м детонирует за время 1 мс.

Учитывая, что видимые разрушения (подвижки) массива начинаются после 25—250 мс после взрыва, проф. Ю.С. Мец предложил использовать микрозамедления между соседними зарядами для многократного взрывного нагружения массива до его разрушения с целью повышения интенсивности дробления и создания микротрещин в кусках разрушенной горной массы.

Эффект интерференции волн напряжений может быть достигнут, если в каждом заряде устанавливать средства инициирования, срабатывающие в момент прохода через заряд волны напряжений от соседнего взрыва.

Длительность упругих колебаний в массиве породы после взрыва в зоне разрушения не превышает 4—6 мс, в то время как применяемые на практике интервалы замедлений, обеспечивающие улучшение дробления породы, составляют 20—70 мс. В трещиноватых породах с удалением от заряда амплитуда волн напряжений резко снижается и их роль в дроблении оказывается незначительной.

Поэтому использование эффекта интерференции волн напряжений для увеличения интенсивности дробления пород требует очень точного (до 0,1 мс) подбора интервала замедления, а поскольку скорость волн напряжений, интенсивность трещиноватости и расстояние между зарядами меняются от скважины к скважине, то использовать этот эффект в реальных условиях проведения взрывных работ весьма затруднительно.

Образование дополнительных открытых поверхностей взрывом предыдущих серий зарядов обеспечивает образование в массиве дополнительных отраженных волн растяжения от взрыва последующих серий, что увеличивает эффект разрушения, ослабляет массив и облегчает его окончательное разрушение давлением газов взрыва. В сторону открытых поверхностей происходит сдвиг породы при ее разрушении.

С увеличением числа открытых поверхностей массива у взрываемого заряда объем разрушения увеличивается примерно пропорционально их числу (рис. 8.12), так как взрыв с точки зрения разрушения происходит в более благоприятных условиях.

Дробление породы всегда происходит с увеличением ее первоначального объема при обязательном смещении его в сторону открытых поверхностей. При недостаточной ширине щели разрушение будет затруднено, так как не успевшая сдвинуться на достаточную величину после первого взрыва порода будет оказывать дополнительное сопротивление следующему взрыву. Поэтому ширина пространства между нарушенной и ненарушенной частями массива должна быть пропорциональна ЛНС и минимальному коэффициенту разрыхления данной породы для достижения ее дробления.

Необходимая ширина пространства для получения открытой поверхности, по данным опытов, должна быть в пределах $(1/20 + 1/30)W$.

Схема разрушения массива при образовании дополнительных открытых поверхностей показана на рис. 8.13.

Интервал замедления между взрывами зарядов следует выбирать исходя из того, что за это время должно произойти отделение от массива разрушенной первой очередью зарядов части породы на расстояние, достаточное, чтобы образовавшаяся щель можно было считать открытой поверхностью, т.е.

$$t = t_1 + t_2 + t_3,$$

где t_1 — время распространения волн напряжений от заряда до открытой поверхности, мс; t_2 — время образования трещин по контуру призмы разрушения, мс; t_3 — время сдвижения массива для образования трещины достаточной ширины, мс.

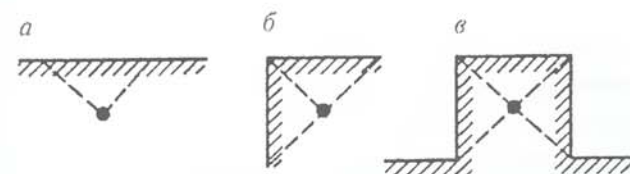


Рис. 8.12. Увеличение разрушительного действия взрыва с увеличением числа открытых поверхностей

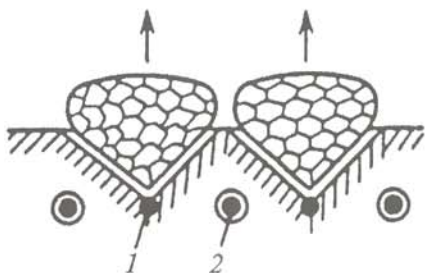


Рис. 8.13. Образование дополнительных открытых поверхностей при короткозамедленном взрывании (1, 2 — заряды)

Обычно $t_1 = 1-2$ мс мало по сравнению с t_2 и t_3 . Поэтому можно принять: $t = t_2 + t_3$. Из геометрических соображений

$$t_2 = \frac{W}{v_{тр} \eta \cos \alpha},$$

где $v_{тр}$ — скорость образования трещин при взрыве, м/с; η — коэффициент трещиноватости ($\eta = 0,5-1,0$); α — угол полураствора воронки (призмы) разрушения, принимаемый в расчетах $\sim 45^\circ$.

Для пород с $v_{тр} = 1700-2000$ м/с и скважин диаметром 220—250 мм $t_2 = 15-20$ мс.

Для определения t_3 принимается, что разрушаемый взрывом заряда объем породы сдвигается как монолитная призма. При этом

$$t_3 = 10^{-6} \frac{W^2 \rho_n \operatorname{tg} \alpha}{d},$$

где ρ_n — плотность породы, кг/см³; d — диаметр скважин, см; W — сопротивление по подошве, см.

Для скважин диаметром 220—250 мм и плотности пород (2,2—2,8) 10^{-3} кг/дм³ $t_3 = 10-15$ мс.

Таким образом, общее время замедления составляет 25—35 мс. Опытные взрывы, проведенные на горных предприятиях,

показали, что этот интервал близок к оптимальному и уменьшается с увеличением крепости взрываемых пород.

Оптимальный интервал замедления при взрывании в подготовительных выработках угольных шахт может быть определен по следующей эмпирической формуле:

$$t = \frac{31,5}{\sqrt[4]{c\rho_n}} W - 6\sqrt[4]{c\rho_n} + 9,6, \text{ мс},$$

где c — скорость продольных волн в породе, мс; ρ_n — плотность породы, кг/м³.

Развитием КЗВ является предложение к.т.н. Л.М. Геймана о применении внутрискважинных замедлений для инициирования рассредоточенных в скважине зарядов. При этом каждая часть заряда не может вызвать взрыв других частей, а интервал замедления предлагается принимать в пределах 10—25 мс. Такая схема взрывания позволяет дополнительно улучшить дробление породы и снизить сейсмическое воздействие взрыва.

До настоящего времени нет общепризнанной теории КЗВ и методики выбора интервала замедления, а поэтому рекомендуемые параметры КЗВ определяются на основе проведения опытных взрывов.

Соударение перемещающихся от взрыва зарядов кусков породы происходит вследствие того, что разные участки массива при взрыве имеют разные скорости и направления движения. При столкновении кусков происходит их дополнительное дробление. Опыты показывают, что наилучший эффект дробления породы получается при встречном соударении и если направления разлета кусков породы пересекаются под углом не менее 90° . В случае порядного взрывания соударение кусков также имеет место вследствие того, что передний фронт взорванной породы последующего взрыва,двигающийся со скоростью 20—60 м/с, соударяется с задним фронтом породы от предыдущего взрыва,двигающимся со скоростью 3—6 м/с.

Расчетами установлено, что при разности скоростей движения более 15 м/с происходит дробление соударяющихся кусков.

При взрыве с высокими удельными расходами ВВ разность скоростей может быть значительно выше, особенно при врубовых и встречных схемах КЗВ. Отдельным вопросом является применение КЗВ в шахтах, опасных по взрыву метана и угольной пыли. За счет его применения можно в выработке или лаве завершить взрывы за такой суммарный интервал времени, в течение которого из разрушенного угля и дополнительных открытых поверхностей забоя не успеет выделиться количество метана, необходимое для того, чтобы атмосфера в забое стала взрывоопасной. По ЕПБ примерный интервал замедления составляет, как сказано выше, 200—320 м/с.

8.5. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ РАСЧЕТА РАЗРУШАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ ЗАРЯДОВ

Сущность применяемых в настоящее время методов расчета разрушающего действия зарядов состоит в определении удельного расхода ВВ на 1 м³ (т) взрываемого массива и определения расчетного объема массива, разрушаемого при взрыве.

Удельный расход ВВ зависит от свойств породы (крепости и трещиноватости), метода ведения взрывных работ (шпуровые, скважинные или камерные заряды) и цели взрыва (взрывы на простреливание, на дробление, на выброс породы). В настоящее время значения удельных расходов ВВ принимают на основе обобщения данных практики с последующим уточнением для каждого конкретного горного предприятия и выработки с учетом анализа выполненных ранее взрывов. На основе анализа промышленных взрывов на предприятии составляется классификация горных пород и по их взрываемости (обычно выделяются 3—8 категорий пород) с приведением для каждой категории рекомендуемого расчетного удельного расхода ВВ.

При определении объема взрыва обычно пользуются элементарным расчетом, уподобляя взрываемый объем какой-то геометрической фигуре. Как правило, фактический объем разрушения не соответствует расчетному и, следовательно, удель-

ный расход ВВ, вводимый в расчетные формулы из таблиц, не будет соответствовать фактическому удельному расходу ВВ. Но в дальнейшем в книге мы будем пользоваться для простоты понятием «расчетный удельный расход ВВ» с учетом сделанных оговорок, т.к. эта неточность не влияет на конечный результат взрыва.

Рассмотрим в общем виде принцип расчета сосредоточенных и удлиненных зарядов рыхления (дробления) и выброса, на базе которых в дальнейшем изложены способы расчета зарядов для конкретных условий.

А. Сосредоточенные заряды рыхления (дробления)

Исходные расчеты ведутся из предположения, что при взрыве образуется конусообразная воронка взрыва, угол при вершине которой составляет 90°. Объем такой воронки, называемой нормальной, равный объему конуса, определяется по формуле

$$V = \frac{1}{3} \pi r^2 W, \text{ м}^3.$$

Учитывая, что при нормальной воронке показатель действия взрыва $n = 1$, а следовательно $r = W$, найдем, приняв $\pi = 3$, что $V \approx W^3$. Расчетная формула примет вид

$$Q_n = q_n W^3,$$

где q_n — расчетный удельный расход ВВ для нормальной воронки взрыва, кг/м³.

Эта величина удельного расхода ВВ часто принимается за стандарт, характеризующий взрываемость пород. На предприятиях составляются классификации пород по взрываемости, в которых определяются величины удельных расходов ВВ при стандартных условиях

Установлено, что при уменьшении или увеличении заряда нормального выброса соответственно уменьшается или увеличивается показатель действия взрыва и при сравнении расчета с

экспериментом оказывается, что разрушения породы при показателе действия взрыва меньше единицы происходит с меньшими удельными расходами ВВ, а при показателе действия взрыва больше единицы — большими по сравнению со стандартными удельными расходами, т.е. величина расчетного удельного расхода ВВ зависит от показателя действия взрыва. Поэтому в расчетные формулы вводится функция показателя действия взрыва $f(n)$, которая учитывает изменение фактического расчетного удельного расхода ВВ по сравнению со стандартным (при воронке нормального выброса), а формула расчета зарядов принимает вид

$$Q = f(n) q_n W^3$$

$$\text{при } n > 1 \quad f(n) > 1,$$

$$\text{при } n = 1 \quad f(n) = 1,$$

$$\text{при } n < 1 \quad f(n) < 1.$$

Опытами Союзвзрывпрома установлено, что для зарядов дробления (рыхления) численное значение функции показателя действия взрыва может быть принято $f(n) = 0,33$, т.е. величина сосредоточенного заряда рыхления $Q_{\text{ср}}$ определяется по формуле

$$Q_{\text{ср}} = 0,33 q_n W^3.$$

Для определения значения функции $f(n)$ имеется большое количество формул, однако большинство из них не получило распространения в практике взрывных работ. Обычно расчетный удельный расход ВВ принимается по специально составленным таблицам и уточняется в процессе ведения взрывных работ с учетом свойств взрываеваемых пород и задач взрыва (см. табл. 1.4).

Б. Сосредоточенные заряды выброса

На строительстве плотин в СССР и иногда на карьерах применялись взрывы зарядов для выброса большей части горной породы из контуров воронки взрыва или перемещения породы на определенные расстояния.

Применение этого способа в 30-х годах XX в. на ряде карьеров для сооружения траншей взрывами на выброс позволило сократить сроки их строительства и значительно снизить стоимость работ.

Расчет зарядов выброса производится по формуле М.М. Борескова:

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) q_n W^3,$$

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

Наиболее часто при взрывании на выброс значения показателя действия взрыва n принимаются в пределах 1,5—2,0; величины расчетных удельных расходов ВВ для взрывания на выброс приведены в табл. 1.5.

При значении ЛНС больше 25 м формула М.М. Борескова дает заниженные результаты величин зарядов. Поэтому для таких $W > 25$ м проф. Г.И. Покровский совместно с работниками

треста «Союзвзрывпром» ввел поправочный коэффициент $\sqrt{\frac{W}{25}}$ и расчетная формула для больших W получила вид

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) q_n \sqrt{\frac{W}{25}} W^3, \text{ кг.}$$

Введение такого коэффициента объясняется необходимостью придать центру тяжести массы выбрасываемого грунта скорость, достаточную для выброса его из пределов контура воронки взрыва. Как показали эксперименты, для качественного выброса энергией взрыва необходимо поднять центр тяжести грунта в воронке на высоту:

$$H = \frac{1}{3}W + \frac{1}{4}W = \frac{7}{12}W,$$

где $\frac{1}{3}W$ — расстояние центра тяжести грунта от открытой поверхности, м; $\frac{1}{4}W$ — необходимая минимальная высота подъ-

ема центра тяжести грунта над поверхностью для обеспечения нормального выброса, м.

С увеличением W скорость выброса грунта необходимо увеличивать, чтобы обеспечить подъем на большую высоту $\left(\frac{1}{4}W\right)$ центра тяжести выбрасываемого грунта, чем при меньших значениях W (рис. 8.14).

В. Удлиненные заряды рыхления (дробления)

Для одиночных удлиненных зарядов объем разрушения прямо пропорционален W^2 , для серии зарядов при уступной отбойке (рис. 8.15) разрушенный объем породы:

$$V = aHW.$$

Учитывая, что $m = \frac{a}{W}$, получим

$$V = mW^2H,$$

где H — высота взрывааемого массива, м; W — ЛНС или СПП, м; m — коэффициент сближения зарядов.

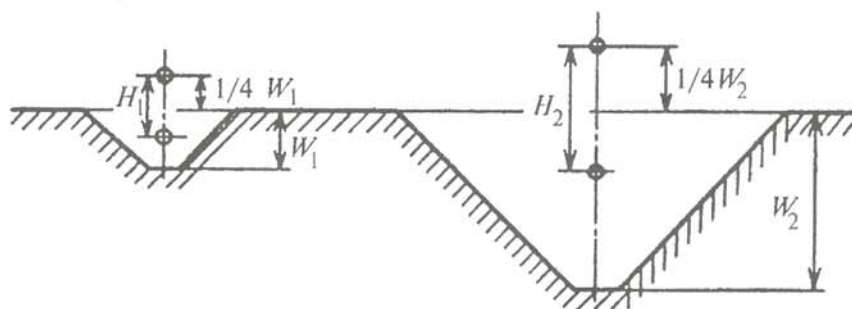


Рис. 8.14. Схема, поясняющая введение поправки Г.И. Покровского в формулу М.М. Борескова на глубину заложения заряда

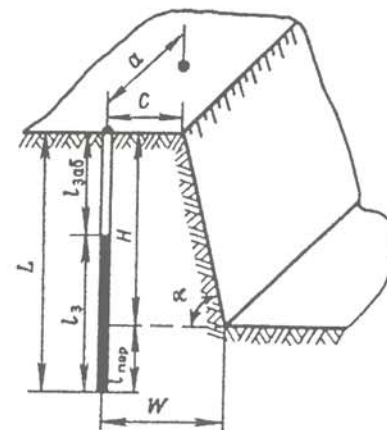


Рис. 8.15. Основные элементы расположения удлиненных зарядов на уступе

Для удлиненных зарядов определенного диаметра существует некоторая величина ЛНС, превышение которой сопровождается некачественным взрывом. Величина ее, выраженная в диаметрах заряда, при эталонном ВВ может служить характеристикой взрываемости пород. Ориентировочно величина ЛНС для одиночных зарядов может быть определена по формуле С.А. Давыдова

$$W = 53k_{\tau}d\sqrt{\frac{\rho_{\text{ВВ}}k_{\text{ВВ}}}{\rho_{\text{п}}}},$$

где k_{τ} — коэффициент трещиноватости пород ($k_{\tau} = 1,0—1,2$); d — диаметр заряда, м; $\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ в скважине, кг/см³; $k_{\text{ВВ}}$ — относительная работоспособность ВВ (к аммониту 6ЖВ); $\rho_{\text{п}}$ — плотность пород, г/см³.

Величина ЛНС одиночного заряда аммонита 6ЖВ находится в пределах 35—40 диаметров заряда.

Величина ЛНС численно равна радиусу разрушения породы зарядом данного диаметра, если его длина (l_3) не менее чем в 20—30 раз превышает диаметр (d_3). При меньшем соотношении $\frac{l_3}{d_3}$ радиус разрушения уменьшается (рис. 8.16, а).

Обычно взрывают не одиночные заряды, а серию зарядов, расположенных в один или несколько рядов. Вследствие взаимодействия соседних зарядов величина преодолеваемой ЛНС возрастает. Степень взаимодействия зарядов зависит от расстояния между ними и интервала замедления. При мгновенном взрывании зарядов в ряду и $m \leq 0,6$ предельная ЛНС увеличивается примерно на 20 %, при КЗВ с большим интервалом замедления увеличения ЛНС по сравнению с одиночным взрывом не происходит (рис. 8.16, б).

Удлиненные заряды рассчитывают, исходя из объема породы, разрушаемого одним зарядом: $Q_1 = qV$. При расчетной величине заряд должен предельно возможно заполнить скважину, вместимость которой характеризуется величиной заряда на 1 м. При длине забойки $0,75W$ заряд $Q_2 = p(L - 0,75W)$, где L — длина скважины.

Приравняв $Q_1 = Q_2$ и сгруппировав члены, получим квадратное уравнение:

$$qmHW^2 + 0,75pW - pL = 0.$$

Решив его при $m = 1$, получим известную формулу, предложенную сотрудниками Союзвзрывпрома:

$$W = \frac{\sqrt{0,56p^2 + 4qpHL} - 0,75p}{2qH}.$$

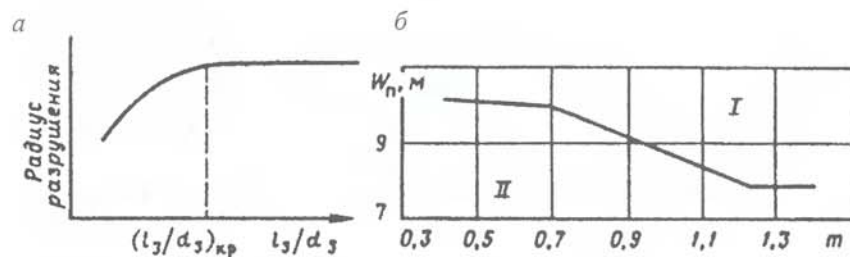


Рис. 8.16. Зависимость ЛНС (радиус разрушения), преодолеваемой удлиненным зарядом:

а — от величины l_3/d_3 ; б — от величины m

Приближенно можно написать: $W = 0,9 \sqrt{\frac{p}{q}}$.

Выразив массу заряда в скважине в виде

$$Q_2 = 10 \frac{\pi d^2}{4} \rho_{вв} \eta H = 7,85 d^2 \rho_{вв} \eta H$$

и приняв его равным Q_1 , получим

$$qmHW^2 = 7,85 d^2 \rho_{вв} \eta H.$$

Формула для определения ЛНС (СПП):

$$W = d \sqrt{\frac{7,85 \rho_{вв} \eta}{qm}},$$

где η — коэффициент заполнения скважины ВВ.

Большинство известных формул являются видоизменением и отличаются значениями коэффициентов или формой записи. В ряде книг и инструкций предлагается определять расчетный удельный расход ВВ (q_p), исходя из эталонного (q_3), который найден при стандартных условиях приведения опыта. После чего в формулу вводится несколько поправочных коэффициентов, учитывающих энергетические характеристики ВВ ($k_{вв}$), требования к крупности дробления (k_d) и выходу негабарита (k_n), число открытых поверхностей массива (k_o), его трещиноватость (k_t) и т.д. Формула принимает вид

$$q_p = q_3 k_{вв} k_d k_n k_o k_t.$$

Главный недостаток такого подхода — в сложности определения численных значений этих коэффициентов.

8.6. СЕЙСМИЧЕСКОЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ

Сейсмической волной называется упругое возмущение среды, параметры состояния на фронте которого практически не меняются. Область распространения сейсмических колебаний начинается на расстоянии 120—150 радиусов заряда и определяется общей энергией заряда и свойствами среды.

В области распространения сейсмических колебаний наблюдаются объемные (продольные и поперечные) и поверхностные упругие волны. Продольные волны вызывают колебательное движение среды, при котором направление колебаний частиц совпадает с направлением распространения волн. Эти волны распространяются с большей скоростью, чем другие типы упругих волн, и первыми достигают заданной точки.

Скорость продольных волн определяется по формуле

$$c_n = \sqrt{\frac{Eg(1-\nu)}{10\rho_n(1+\nu)(1-2\nu)}},$$

где c_n — скорость продольных волн, м/с; E — модуль упругости, МПа; g — ускорение силы тяжести, м/с²; ρ_n — плотность среды (породы), кг/м³; ν — коэффициент Пуассона.

Скорость распространения продольных волн в гранитах составляет 5—6 км/с, в известняках 2,5—4,5 км/с, в песчаниках 0,6—2,6 км/с, в воде 1,43 км/с и в воздухе 0,34 км/с.

Поперечные волны вызывают колебания среды, перпендикулярные к направлению распространения волны. Скорость поперечной упругой волны c_s определяется по формуле

$$c_s = \sqrt{\frac{Eg}{20\rho_n(1+\nu)}}.$$

Скорость распространения поперечных волн меньше, чем продольных. Во многих случаях соотношение этих скоростей близко к $\sqrt{3}$.

Поверхностные волны распространяются вдоль открытой поверхности и бывают нескольких видов, каждый из которых определяется траекторией движения частицы породы, находящейся на пути волны. В поверхностной волне Релея частицы среды движутся по эллиптической орбите. Скорость этой волны:

$$c_R = 0,92c_s.$$

Поверхностные волны Ляве наблюдаются в слоистых средах. В этих волнах частицы материала колеблются поперек направления распространения волны, причем вертикальное смещение не имеет места. При взрывах возникают поверхностные волны одного или различных типов.

Сейсмические колебания возбуждаются всей энергией взрыва, которая перешла в упругие волны. Эта энергия распределяется между различными типами образующихся волн, которые распространяются с различными скоростями и очень быстро разделяются на отдельные группы. Колебания поверхности земли по мере удаления от эпицентра взрыва определяются действием максимальных колебаний волн одного типа, а не всей энергией упругих волн.

Для выражения параметров сейсмических волн используют параметры энергетического и геометрического подобия:

$$\text{приведенная масса заряда } \bar{Q} = \frac{\sqrt[3]{Q}}{R};$$

$$\text{приведенное расстояние } \bar{R} = \frac{R}{\sqrt[3]{Q}}.$$

Амплитуда колебаний определяется по формуле

$$A = k_1 \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^y,$$

где Q — масса одновременно взрывающегося заряда, кг; R — расстояние от заряда до точки замера, м; k_1 — опытный коэффициент, зависит от типа волн и свойств пород.

Период колебания T при расстояниях до 7 км определяется по формуле

$$T = k_2 \lg R.$$

Периоды колебаний зависят от коэффициента k_2 . Для водонасыщенных грунтов $k_2 = 0,11-0,13$ и для рыхлых пород $k_2 = 0,06-0,09$. Для крепких пород k_2 меньше: $k_2 = 0,01-0,03$, существенно меньше и периоды колебаний более высокой частоты.

Период колебаний зависит также от величины заряда Q . В результате экспериментальных исследований сейсмических колебаний в лессовых грунтах при взрывах зарядов массой $1-10^6$ кг на расстояниях $0,3-120$ км получена следующая зависимость для периода преобладающих колебаний:

$$T = 0,023Q^{0,18}.$$

Наиболее общим критерием оценки сейсмического действия взрыва является скорость колебаний среды в сейсмической волне. Скорость колебаний и собственная частота колебаний гражданских и промышленных зданий и сооружений являются основными параметрами, которые определяют сейсмическое действие различных волн на сооружения.

Академик М.А. Садовский предложил формулу для определения скорости смещения грунта:

$$v = k_3 \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^v.$$

Показатель степени v в зависимости от расстояния до взрыва колеблется от 1 до 3.

Коэффициент k_3 зависит главным образом от свойств среды: плотности, скорости распространения волны c_n , модуля упругости E , параметров ВВ, а также от технологии взрывных работ и меняется от 50 до 600. Коэффициенты v и k_3 определяют для конкретных условий инструментальными замерами.

М.А. Садовский на основе обработки опытных данных предложил формулу для расчета скорости колебаний грунта в средней и дальней зонах взрыва сосредоточенного заряда, учитывающую влияние показателя действия взрыва $f(n)$:

$$v = \frac{200}{\sqrt[3]{f(n)}} \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}.$$

Скорость колебаний грунта в средней и дальней зонах взрывов рассредоточенных зарядов (типа серий скважин на карьере) может быть определена по формуле

$$v = (250 \pm 150) \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}.$$

В случае короткозамедленного взрывания сейсмический эффект зависит от времени замедления t и числа групп зарядов N , на которые разбит суммарный заряд. Начиная с некоторого замедления $t = T/2$, дальнейшее его увеличение не сказывается существенно на сейсмическом эффекте. При этом если $t > t_{\text{опт}}$, то скорость зависит только от числа групп зарядов. Если массы зарядов в группах примерно равны, то для определения скорости колебаний можно использовать формулу

$$v = \frac{k_3}{\sqrt{N}} \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}.$$

При взрывах напряжения и относительные деформации зданий и сооружений прямо пропорциональны скорости колебаний. Поэтому скорость смещения частиц грунта наиболее удобна для характеристики сейсмической опасности взрыва.

Деформации и разрушения сооружений, расположенных на одинаковых по своим свойствам грунтах, происходят в случае, когда скорость v колебаний превосходит некоторую критическую величину $v_{\text{кр}}$. Разработана шкала для определения интенсивности сейсмических колебаний при взрывах (табл. 8.1).

Таблица 8.1

Шкала интенсивности сейсмических колебаний при взрывах

Характеристика сотрясений	Балл	Скорость колебаний, см/с
Колебания отмечаются только приборами	1	0,1—0,2
Колебания ощущаются в отдельных случаях при тишине	2	0,2—0,4
Колебания ощущаются некоторыми людьми или знающими о взрыве	3	0,4—0,8
Колебания отмечаются многими людьми; дребезжание стекол	4	0,8—1,5
Осыпание побелки; повреждение ветхих зданий	5	1,5—3,0
Тонкие трещины в штукатурке; повреждение зданий, имевших деформации	6	3—6
Повреждение зданий, находящихся в удовлетворительном состоянии: трещины в штукатурке, падение кусков штукатурки, тонкие трещины в печах и трубах	7	6—12
Значительные повреждения здания: трещины в несущих конструкциях и стенах; большие трещины в перегородках; падение печных труб; обвалы штукатурки	8	12—24
Разрушение зданий: большие трещины в стенах; расслоение кладки, падение некоторых участков стен	9	24—48
Большие разрушения и обвалы зданий	10—12	48

Баллы этой шкалы соответствуют баллам шкалы интенсивности землетрясений.

Одной из важнейших характеристик сооружения является период собственных колебаний T_0 , величина которого зависит от жесткости конструкции и распределения в ней масс.

Отношение периода собственных колебаний T_0 к периоду колебания грунта T определяет интенсивность раскачки сооружения. При T , очень малом по сравнению с T_0 , сооружение остается неподвижным. При T , близком к T_0 , наблюдается явление резонанса и амплитуда колебаний сооружения может превышать амплитуду смещения грунтов в несколько раз.

Благодаря высокочастотному характеру сейсмозрывные колебания не представляют опасности для высоких гибких со-

оружений, таких, как дымовые трубы. Особенно устойчивы к сейсмическим колебаниям монолитные железобетонные и металлические конструкции.

Выбор допустимой скорости колебаний производят из условия, чтобы повторяющиеся взрывы не вызывали в объектах повреждений или накопления скрытых деформаций.

В табл. 8.2 приведены предельно допустимые скорости колебаний грунта в основании некоторых сооружений при многократных и однократном воздействиях.

Таблица 8.2

Предельно допустимые скорости колебаний грунта

Тип сооружений	Допустимая скорость колебаний, см/с	
	при многократных взрывах	при однократном взрыве
Крупнопанельные жилые здания; ветхие каменные здания; исторические и архитектурные памятники	1—1,5	3
Жилые и общественные здания всех типов, кроме крупнопанельных; административно-бытовые и промышленные здания, имеющие деформации; котельные	3	6
Административно-бытовые и промышленные здания и промышленные здания промплощадки; высокие трубы; железнодорожные тоннели; транспортные эстакады	5	10
Одноэтажные каркасные промышленные здания; металлические и монолитные железобетонные сооружения; гидротехнические тоннели; шахтные копры башенного типа с металлическим каркасом и навесными панелями	12	24
Легкие деревянные здания	5	10
Лечебные и детские учреждения (сады, ясли и др.)	1	—
Здания, стоящие на оползнях или просадочных грунтах	1	—

В Единых правилах безопасности дана формула для определения расстояний R_c , при которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, безопасны для зданий и сооружений:

$$R_c = k_r k_c \alpha \sqrt[3]{Q},$$

где k_r — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого сооружения; k_c — коэффициент, зависящий от типа зданий (сооружения) и характера застройки. Для скальных пород $k_c = 3—5$, несвязных грунтов $k_c = 7—20$; α — коэффициент, зависит от показателя действия взрыва и изменяется от 1,0 до 0,5 с увеличением n от 0,5 до 3.

При одновременном взрывании нескольких N зарядов общей массой Q определение безопасных расстояний производят по формуле

$$R_c = N^{1/6} k_r k_c \alpha \sqrt[3]{Q}.$$

При проведении многократных взрывов вблизи одних и тех же охраняемых объектов безопасное расстояние должно быть увеличено в два раза.

Основным методом снижения сейсмического действия взрыва является применение замедленного и КЗВ. При замедленном взрывании (если время замедления свыше 1 с) сейсмическое действие взрывов рассчитывается независимо для каждой группы зарядов. При КЗВ с замедлениями 20 мс и больше суммарная масса заряда не ограничивается, если масса заряда в группе не превышает 2/3 массы заряда, сейсмобезопасного при мгновенном взрывании.

Для расчета радиуса сейсмоопасной зоны при КЗВ отдельных зарядов с интервалом замедления между группами не менее 20 мс рекомендуется использовать формулу

$$R_c = \frac{k_r k_c \alpha}{N^{1/4}} \sqrt[3]{Q}.$$

Для уменьшения сейсмического действия взрыва используют также создание экранов из разрушенных пород. Для предохранения сооружений при взрывании зарядов на небольших расстояниях (до 100 радиусов заряда) создают защитные щели, оконтуривающие взрываваемый массив, на глубину, превышающую глубину фундамента здания в 1,2—1,5 раза. Такой метод защиты позволяет снизить сейсмический эффект взрывов в 3—4 раза.

На общее сейсмическое действие зарядов ВВ существенно влияет ориентировка взрываваемых блоков относительно охраняемых объектов. Так, при расположении объекта на фланге взрываемого блока заряд может быть увеличен в 2 раза (при направлении детонации в сторону объекта) и в 5—6 раз (при направлении детонации от объекта). Если объект расположен со стороны фронта взрываемого блока, а детонация направлена вдоль блока, то заряд может быть увеличен в 2 раза.

Сейсмическое действие взрыва тем меньше, чем больше его энергии использовано в зоне дробления. Важнейшим условием обеспечения сейсмической безопасности является наиболее полное использование энергии взрыва на дробление горных пород.

8.7. ДЕЙСТВИЕ УДАРНЫХ ВОЗДУШНЫХ ВОЛН ВЗРЫВОВ НА ОКРУЖАЮЩИЕ СООРУЖЕНИЯ

Ударная воздушная волна (УВВ) представляет собой скачок уплотнения, распространяющегося по воздуху со сверхзвуковой скоростью. Расширяющиеся продукты взрыва сжимают окружающий воздух, причем в каждый момент времени сжатым оказывается лишь воздух, находящийся в определенном объеме. Поверхность, которая отделяет сжатый воздух от невозмущенного, представляет собой фронт ударной волны.

Ударная воздушная волна движется за счет первоначально полученной кинетической энергии. Чем больше давление на фронте волны, тем больше ее скорость. При своем движении

ударная волна теряет полученную первоначально энергию за счет необратимых тепловых потерь на нагрев воздуха, через который движется, а также за счет увеличения объема воздуха, увлекаемого волной в движение по мере ее распространения. Поэтому с удалением УВВ от места ее возникновения давление на фронте волны падает. На расстоянии около $100R_0$ от центра взрыва скорость фронта волны приближается к скорости звука.

Основными параметрами, характеризующими действие УВВ, являются:

избыточное давление на фронте УВВ (Па)

$$\Delta p = \frac{2\rho_0 v_y^2}{g(1+\nu)} \left(1 - \frac{c_0^2}{v_y^2} \right),$$

или

$$\Delta p = \frac{7}{6} p_0 \left(\frac{v_y^2}{c_0^2} - 1 \right);$$

скорость движения фронта УВВ (м/с)

$$v_y = \left[\Delta p \left(\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho} \right) g \right]^{1/2};$$

скорость движения сжатого слоя воздуха

$$u = \frac{2}{1+\nu} v_y \left(1 - \frac{c_0^2}{v_y^2} \right),$$

температура на фронте УВВ

$$T_\phi = 288 \frac{(100 + \Delta p)(720 + \Delta p)}{6\Delta p + 720},$$

где ρ_0 , p_0 , c_0 — значение соответственно плотности (г/см^3), давления (Па) и скорости звука (м/с) в невозмущенном воздухе; ρ — плотность воздуха на фронте УВВ, кг/м^3 ; ν — показатель адиабаты.

Общая энергия, выделенная при взрыве, равна $q'Q$. Энергия, содержащаяся в воздухе, захваченном УВВ, распространившаяся на расстоянии r от места взрыва сосредоточенного заряда, свободно расположенного в воздухе, пропорциональна:

$$4/3\pi r^3 p_0.$$

Поэтому можно записать:

$$\frac{\Delta p}{p_0} = f \left(\frac{E_0 Q}{\frac{4}{3}\pi r^3 p_0} \right),$$

где Δp — давление в ударной волне, Па; p_0 — давление невозмущенного воздуха, Па; Q — масса заряда ВВ, кг; q' — удельная энергия ВВ, кДж/кг.

Академик М.А. Садовский для расчета максимальной величины избыточного давления при взрыве над землей сферического заряда тротила предложил формулу:

$$\Delta p = 7Q/r^3 + 2,7Q^{2/3}/r^2 + 0,84Q^{1/3}/r,$$

где Q — тротиловый эквивалент, кг; r — расстояние, м.

Г.И. Покровский, преобразовав формулу М.А. Садовского для взрыва шарового заряда ВВ в воздухе, получил формулы для расчета давления при взрывах в выработке:

выработка с двусторонним распространением УВВ:

$$\Delta p = \left[44 \frac{Q}{Sr} + 9,2 \left(\frac{Q}{Sr} \right)^{2/3} + 1,46 \left(\frac{Q}{Sr} \right)^{1/3} \right] 10^5;$$

тупиковая выработка:

$$\Delta p = \left[88 \frac{Q}{Sr} + 14,6 \left(\frac{Q}{Sr} \right)^{2/3} + 1,81 \left(\frac{Q}{Sr} \right)^{1/3} \right] 10^5,$$

где S — сечение выработки, примыкающей к заряду, м^2 .

В реальных условиях интенсивность УВВ зависит от большого числа факторов, типа ВВ, конструкции и вида применяемого заряда, параметров и способа инициирования заряда, свойств взрывааемых пород, взаимного расположения места взрыва и охраняемого объекта и др. При проведении взрывов в подземных выработках интенсивность УВВ зависит, кроме того, от наличия на пути волны сопряжений, поворотов, расширений, сужений и других местных сопротивлений. Параметры УВВ при взрывах на земной поверхности во многом определяются метеоусловиями, складывающимися на момент взрыва, а также наличием преград на пути распространения волны и др.

При прогнозировании величины избыточного давления на фронте слабых УВВ на земной поверхности можно пользоваться формулами, предложенными сотрудниками треста «Союзвзрывпром»:

для наружных зарядов

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_m \left(\sqrt[3]{\frac{Q}{r}} \right)^{1,5} 10^5;$$

для скважинных зарядов рыхления

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_3 k_m \sqrt{n} (23d/r)^{1,5} 10^5,$$

где k_m — коэффициент, учитывающий влияние метеоусловий на интенсивность УВВ; k_3 — коэффициент, учитывающий влияние забойки скважин на интенсивность УВВ, при полном заполнении скважины ВВ до устья $k_3 = 1$, при длине забойки до $20 d$ $k_3 = 0,4$; d — диаметр скважины, м; n — число одновременно взрывааемых скважинных зарядов.

При взрывах в подземных условиях можно пользоваться эмпирической формулой:

$$\Delta p = \left(32,7 \frac{Qm_y}{r\Sigma S} + 7,8 \sqrt{\frac{Qm_y}{r\Sigma S}} \right) e \frac{\beta r}{d_v} 10^5,$$

где ΣS — суммарное сечение выработок, примыкающих к заряду, м^2 ; m_y — коэффициент, учитывающий количественный переход энергии ВВ в УВВ; для накладных зарядов $m_y = 0,3—0,4$; для скважинных зарядов $m_y = 0,01—0,025$; для камерных зарядов $m_y = 0,02—0,1$; β — коэффициент, учитывающий шероховатость поверхности выработок, $\beta = 0,01—0,065$; d_v — условный диаметр выработки, м.

Повороты выработок снижают давление и скорость УВВ. С уменьшением сечения выработки волна усиливается. При прохождении сопряжений УВВ разделяется на две или три волны, идущие по выработке и в ответвления. В каждой выработке образуется новая УВВ с меньшими параметрами, чем такая же волна в выработке без сопряжений. Поэтому при оценке давления в подземных выработках в расчетную формулу нужно вводить дополнительные коэффициенты.

Величины периодов собственных колебаний и разрушающего избыточного давления для некоторых конструкций приведены в табл. 8.3.

Таблица 8.3

Значения собственных колебаний и разрушающих давлений для сооружений

Вид конструкций	Период собственных колебаний T_0 , с	Разрушающее избыточное давление, $\text{МПа} \cdot 10^{-1}$
Железобетонная стенка толщиной 0,25 м	0,015	280—350
Кирпичная стенка толщиной 0,24—0,37	0,01—0,015	25—56
Перекрытия по деревянным балкам	0,3	10—16
Обшивка деревянных панелей сборных домов	—	7—14

Окончание табл. 8.3

Вид конструкций	Период собственных колебаний T_0 , с	Разрушающее избыточное давление, МПа·10 ⁻¹
Легкие перегородки	0,07	5
Застекление	0,02—0,04	2—5
Оборудование массой до 1 т (вентиляторы, лебедки)	—	40—60
Вагонетки, расположенные к центру взрыва:	—	140—170
торцевой стороной		
боковой стороной		
Проходческие машины	—	140—250
Воздухопроводы	—	15—35
Электросеть	—	35—42

Размер зоны разрушения в зависимости от массы заряда определяется формулой вида

$$r_p = kQ^n,$$

где k — опытный коэффициент, учитывающий свойства разрушаемых объектов, энергетические характеристики ВВ; n — показатель степени, зависящий от характера передачи энергии взрыва через среду.

Расстояние, на котором воздушная волна взрыва на земной поверхности теряет способность наносить повреждения заданной интенсивности, рассчитывается по формулам

$$r_b = k_b \sqrt{Q};$$

$$r_b = k'_b \sqrt[3]{Q},$$

где k_b и k'_b — коэффициенты пропорциональности, величина которых зависит от условий расположения и величины заряда, а также от характера повреждения.

Размеры зоны, безопасной по действию воздушной волны на человека, устанавливаются по формуле

$$r_q = 15\sqrt[3]{Q}.$$

Для расчета радиуса опасной зоны при взрывах скважинных зарядов рыхления (первая степень безопасности) можно воспользоваться формулой (данные треста «Союзвзрывпром»)

$$r_b = k_{заб} k_m d \sqrt[3]{n},$$

где k_m — коэффициент метеоусловий, для зимы $k_m = 3$, для остальных сезонов $k_m = 2$; d — диаметр скважины, м; n — число мгновенно взрывааемых скважин; $k_{заб}$ — коэффициент забойки, его значение приведено ниже.

Относительная длина забойки (в диаметрах заряда)	0	5	10	15
$k_{заб}$	3000	2000	600	400

При взрывах на земной поверхности наружных зарядов вблизи от охраняемых сооружений безопасное расстояние определяют по формуле

$$r_b = 90\sqrt[3]{Q^2}.$$

Ослабление УВВ в подземных выработках достигается путем сооружения вблизи места взрыва массивных перемычек из различных материалов (порода, дерево, бетон и др.).

Эффективным средством ослабления УВВ является КЗВ. При этом необходимо учитывать направление инициирования и правильно выбирать массу заряда в серии, т.к. в противном случае может наблюдаться наложение отдельных волн, в результате чего образуется новая, более сильная волна.

Хороший эффект по снижению интенсивности УВВ дает применение засыпки наружных зарядов. При высоте слоя засыпки, равной высоте заряда, давление в УВВ уменьшается на 30 %, что позволяет уменьшить в 1,2 раза радиус опасной зоны или в 2 раза увеличить суммарную массу заряда.

При проведении взрывов на земной поверхности в стесненных условиях для уменьшения разлета породы применяют укрытия. Некоторые укрытия не только уменьшают или исключают

ют разлет кусков породы, но и приводят к снижению интенсивности УВВ. Так, применение металлических панцирных укрытий в 2—3 раза ослабляет действие УВВ.

8.8. РАЗЛЕТ ОТДЕЛЬНЫХ КУСКОВ ПРИ ВЗРЫВЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

При массовых взрывах на земной поверхности уделяют большое внимание безопасности от разлетающихся кусков породы для персонала и оборудования. Безопасные расстояния для людей определяют согласно ЕПБ по формуле

$$r_{\text{разл}} = 125\eta_3 \sqrt{\frac{fd}{1 + \eta_{\text{заб}}a}},$$

где η_3 — коэффициент заполнения скважины ВВ; $\eta_{\text{заб}}$ — коэффициент заполнения скважины забойкой; f — коэффициент крепости пород; d — диаметр скважины, м; a — расстояние между скважинами, м.

При полной забойке $\eta_{\text{заб}} = 1$, при взрывании без забойки $\eta_{\text{заб}} = 0$.

При взрывании на косогорах безопасные расстояния вниз по косогору должны быть увеличены:

$$k_p = 1 + \operatorname{tg}\beta,$$

где β — угол наклона косогора к горизонту, град.

Однако окончательно принимаемое значение безопасных расстояний не должно быть меньше минимальных значений, приведенных в ЕПБ в специальной таблице. Для шпуровых и скважинных зарядов это расстояние должно быть не менее 200 м, для накладных зарядов — 300 м.

Для горно-транспортного оборудования безопасные расстояния принимают в 2 раза меньшими, чем для людей.

Во многих случаях к определению безопасных расстояний привлекают специализированные организации, а также руководствуются приведенными данными в «Единых правилах безопасности при взрывных работах».

8.9. ЭЛЕМЕНТЫ ТЕОРИИ ПОДОБИЯ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Согласно закону геометрического подобия при взрывах двух зарядов ВВ массой Q_1 и Q_2 (рис. 8.17), проведенных в одинаковых условиях (геометрически подобны формы зарядов, зарядные камеры, положение зарядов относительно открытых поверхностей, один и тот же тип ВВ и т.д.), величины максимальных массовых скоростей и напряжений на расстояниях R_1 и R_2 равны между собой, если выполняется соотношение

$$\frac{R_1}{\sqrt[3]{Q_1}} = \frac{R_2}{\sqrt[3]{Q_2}}.$$

На этих же расстояниях R_1 и R_2 время действия напряжений и длительность действия связаны соотношением

$$\frac{T_1}{\sqrt[3]{Q_1}} = \frac{T_2}{\sqrt[3]{Q_2}},$$

где T_1 и T_2 — время действия напряжений при взрыве, с.

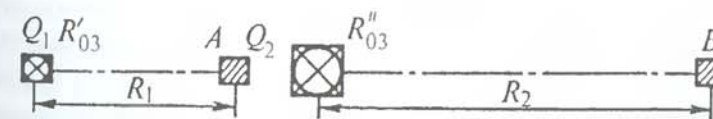


Рис. 8.17. Схема пояснения геометрического подобия взрывов разных зарядов

При моделировании вместо массы заряда Q удобно пользоваться величиной его радиуса:

$$R_{03} = \sqrt[3]{\frac{3Q}{4\pi\rho_{\text{вв}}}},$$

где $\rho_{\text{вв}}$ — плотность ВВ, кг/м³.

Эта формула является частным случаем энергетической формулы:

$$R_{03} = \sqrt[3]{\frac{3QE'}{4\pi\rho_{\text{вв}}1000}},$$

где E' — удельная энергия ВВ, кДж/кг.

Если принять для тротила энергию 1000 ккал/кг и плотность 1,6, то получим

$$R_{03} = 0,053\sqrt[3]{Q},$$

а напряжение от зарядов при условии $f_1 = f_2$:

$$\sigma_r = f_1 \left(\frac{R'_{03}}{R_1} \right) = f_2 \left(\frac{R''_{03}}{R_2} \right).$$

Академик М.А. Садовский предложил выражать эту функцию многочленом вида

$$\sigma_r = \sum_{i=1}^n A_i \left(\frac{R_{03}}{R} \right)^i.$$

Величины, входящие в формулу, определяют экспериментально.

Если взять заряды равной массы, но разной энергии, то заряд с большей энергией окажет на одинаковом расстоянии более сильное действие. Поэтому в общем случае основным параметром закона подобия при взрывах сферических зарядов является выражение $\frac{\sqrt[3]{E'}}{R}$. Его можно применять для сравнения не только

взрывов зарядов различных химических ВВ, но и взрывов существенно разной природы, например взрывов ВВ, электрических, ядерных. Для сравнения этих взрывов в первом приближении достаточно знать выделившуюся в каждом случае энергию. Для сферических зарядов из закона подобия справедливо выражение

$$r_0 = k_1 r = k_2 \sqrt[3]{Q},$$

где r_0 — радиус равного действия (например, дробление на куски определенного размера), м; k_1 и k_2 — коэффициенты, зависящие от свойств ВВ, породы и условий взрыва.

Закон подобия неоднократно проверяли при различных проявлениях действия взрыва. Так, М.А. Садовский установил зависимость скоростей сейсмических колебаний почвы в дальней зоне при взрывах:

$$v = k \left(\frac{Q^{1/3}}{R} \right)^v,$$

где k — коэффициент, учитывающий местные условия, средняя величина близка к 400; R — удаленность от центра взрыва, м; v — показатель затухания колебания, в ближней зоне $v = 1,5$.

Измерения скоростей смещения породы в ближней зоне, выполненные проф. А.Н. Ханукаевым, показали также совпадение с законом подобия, выраженным в виде

$$u_{r\text{max}} = \left(\frac{33210}{\bar{r}^3} - \frac{396}{\bar{r}^2} + \frac{36,2}{\bar{r}} \right) 10^2, \text{ см/с},$$

где $u_{r\text{max}}$ — максимальная радиальная скорость смещения, см/с; $\bar{r}$ — относительное расстояние от заряда.

В.Н. Родионовым дана зависимость радиусов разрушения (котловой полости и радиуса дробления) от радиуса заряда ТЭНа при взрывах в блоках тиосульфата. Соотношение размера блока и массы заряда было таким, чтобы действие взрыва не

проявлялось на поверхности блока (трещины не достигали поверхности). Радиус разрушения измеряли после распиливания блока, чем обеспечивалось геометрическое подобие в действии зарядов различной массы (размера). Установлено, что радиус разрушения пропорционален с точностью до 15 % радиусу заряда.

При взрывах цементно-песчаных моделей цилиндрической формы зарядами ТЭНа при геометрическом подобии действия зарядов различной массы установлено, что выход мелких кусков прямо пропорционален массе заряда. Это является подтверждением закона подобия.

Обработка результатов отдельных промышленных взрывов подтверждает закон геометрического подобия. Замеры радиусов разрушения массива при взрывах зарядов различного диаметра на карьерах Кузбасса, проведенные проф. Н.Я. Репиным, свидетельствуют, что радиусы разрушения прямо пропорциональны диаметрам зарядов. Зависимость ширины заколов, параллельных бровке уступа, от расстояния до нее следующая:

$$Ш_3 = a/L^2,$$

где a — размерный коэффициент, м³; L — расстояние до закола от бровки уступа, м.

Обработкой данных ряда карьеров установлено, что с изменением диаметра заряда от 106 до 400 мм это отношение остается практически неизменным, что позволяет выразить найденную закономерность формулой

$$Ш_3 = 14 \left(\frac{d}{L} \right)^2,$$

из которой следует, что на одинаковых относительных расстояниях от заряда остаточная деформация (ширина заколов) одинакова.

Приведенные выше соображения справедливы для однородных массивов. В трещиноватых массивах закон подобия справедлив для случаев, когда трещины не имеют решающего

значения для результатов взрыва (например, взрывы камуфлета, проведенные В.Н. Родионовым, и радиусы дробления, по Н.Я. Репину). В случае дробления трещиноватых массивов плоскости трещин, как показано выше, оказывают экранирующее влияние, локализируют распространение энергии от заряда по массиву. Это можно оценить интенсивностью затухания энергии, которая, очевидно, для разных по трещиноватости массивов и для различных масштабов взрывов будет неодинаковой. Этот вопрос, имеющий очень важное значение для взрывных работ, пока изучен недостаточно. Поэтому закон подобия при взрывах дробления может быть принят приближенно. Трудность применения и формулировки закона подобия для трещиноватых массивов заключается в том, что в настоящее время не известны градиенты затухания энергии взрыва при разных параметрах трещин; разномасштабные взрывы в массиве с одинаковой трещиноватостью строго не являются подобными, а результаты взрыва, которые оценивают по степени дробления (процент выхода фракции определенной крупности), тоже нельзя сравнивать, так как это не отвечает условию подобия. Поэтому вопрос следует решать применительно к конкретным задачам взрыва в данных горно-технических условиях.

Достигнуть математически точного условия подобия при промышленных взрывах невозможно, так как можно изменить только геометрические параметры расположения зарядов. Для полного подобия взрыва, очевидно, необходимо изменить блочность и ширину трещин массива, чтобы сохранить условие $\delta/d_{cp} = \text{const}$ (δ — средняя ширина трещин между блоками в массиве, м; d_{cp} — средний размер отдельности массива, м).

Это в реальных условиях осуществить нельзя и поэтому нельзя достигнуть действительного подобия при дроблении трещиноватых массивов.

РЕГУЛИРОВАНИЕ
СТЕПЕНИ
ДРОБЛЕНИЯ
ГОРНЫХ ПОРОД
ВЗРЫВОМ

9.1. ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ ВЗРЫВОВ

Результаты взрывов при открытых и подземных горных работах должны удовлетворять следующим основным требованиям:

- ♦ порода при взрыве должна быть раздроблена на куски, не превышающие определенных размеров по крупности, а выход крупных негабаритных кусков и мелочи должен быть минимальным ($\leq 5\%$);

- ♦ после взрыва на земной поверхности не должно быть вышлений подошвы уступа (порогов), а также заколов за последний ряд скважины. Выброс породы за линию скважин на верхнюю бровку уступа должен быть минимальным;

При подземной отбойке руд необходимо получить требуемый коэффициент разрыхления горной массы, обеспечивающий ее производительный выпуск из камер.

При проходке выработок крупность кусков взорванной породы должна соответствовать условиям максимально производительной работы на ее погрузке, а полученное сечение выработки максимально соответствовать проектному, исключая недоборы и переборы (заколы) породы за контур выработки;

- ♦ развал взорванной породы должен быть заданной ширины и высоты, обеспечивающих высокопроизводительную и безопасную работу экскаваторов, проходческих погрузочных машин;

- ♦ запас взорванной горной массы в забое должен обеспечивать бесперебойную и высокопроизводительную работу погрузочного и транспортного оборудования;

- ♦ схема взрывной цепи и конструкция заряда должны обеспечивать полноту детонации всей заряженной массы ВВ в наиболее благоприятном для разрушения массива режиме;

- ♦ при взрыве не должно происходить не предусмотренных проектом разрушений или повреждений окружающих объектов сейсмическим действием, воздушными ударными волнами, разлетающимися кусками породы.

Наличие во взорванной горной массе большого количества (>10 %) крупных негабаритных кусков снижает в 1,5—2 раза производительность погрузочно-транспортного оборудования и срок его службы. Вторичное дробление негабаритов, кроме того, нарушает режим работы карьера и рудника.

Получение крупных кусков особенно нежелательно на подземных рудниках, где при выпуске происходит их застревание в выпускных дучках и требует выполнения опасных работ по ликвидации этих завесаний.

Необходимое дробление породы обеспечивают выбором правильного метода ведения взрывных работ для конкретных условий, а также правильным сочетанием и использованием факторов, влияющих на степень дробления породы при взрыве (удельный расход ВВ, диаметр заряда, схема взрывания и т.д.).

В настоящее время разработаны технико-экономические методы оценки качества взрыва на основе достижения суммарной минимальной стоимости добычи и переработки минерального сырья.

9.2. СТЕПЕНЬ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ И МЕТОДЫ ЕЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Наиболее полно степень дробления (кусковатость) характеризуется гранулометрическим составом взорванной горной массы, определение которого на практике весьма трудоемко и применяется чаще при лабораторных опытах. На горных предприятиях для оценки качества взрыва определяют выход негабаритных кусков (по объему) и их гранулометрический состав, а также число негабаритов на 1 м³ взорванной горной массы, так как от выхода крупных фракций зависят:

- ♦ производительность и надежность работы погрузочного и транспортного оборудования;
- ♦ расходы и затраты времени на вторичное дробление, нарушающее ритмичность работы предприятия.

Выход мелких, тоже некондиционных фракций (отходов), не пригодных для основного производства, в условиях хозяйственной самостоятельности предприятий — это важный показатель: отходы или идут в отвалы, или их продают в несколько раз дешевле.

На горных предприятиях применяют прямые и косвенные методы определения выхода негабаритной фракции породы. К прямым методам относятся:

1. **Поштучный учет** (обмер) всего негабарита, подлежащего вторичному взрыванию.

2. **Планиметрический метод** измерения, при котором выход негабарита определяют как отношение суммарной площади негабаритных кусков в плане к их общей площади, на которой проводятся измерения. Удобнее вместо трудоемких замеров на развале породы фотографировать его и делать последующий анализ фотографий, сделанных в определенном масштабе. Тогда этот метод называют **фотопланиметрическим**. Он пригоден как для оценки полного грансостава горной массы, так и для определения грансостава массива по откосу уступа.

Обработка полученных фотопланов сводится к расчету площадей отдельных кусков, размеры которых разделяют на соответствующие классы. При этом линейные размеры отдельных кусков устанавливают по расстоянию между индикатриссами, которые пересекают данную отдельность.

3. **Количественный метод**, при котором подсчитывается число негабаритных кусков, находящихся на анализируемой площади. Число штук негабарита на 1 м³ горной массы вычисляется по формуле

$$N = \frac{n\sqrt{n}}{S\sqrt{S}},$$

где n — число негабаритных кусков на площади замера S , м².

Выход негабарита V_n , %:

$$V_n = NV_{cp} 100,$$

где V_{cp} — средний объем негабарита, м³.

4. **Линейный метод.** По развалу взорванной породы на различных интервалах через определенные расстояния натягивают ленты и измеряют длину всех крупных кусков, попавших на ленты. Выход негабарита определяют как отношение суммарной длины крупных негабаритных кусков Σl_n к общей длине линии ΣL :

$$V_n = \frac{\Sigma l_n}{\Sigma L} 100 \text{ \%}.$$

5. **Ситовый анализ.** Средний диаметр (размер) куска горной массы определяется по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{\gamma_i d_i}{100},$$

где d_i — диаметр среднего куска данной фракции (середина класса), см; γ_i — выход кусков данной фракции, %.

Графики гранулометрического состава взорванной породы строят в простых процентах, когда на графике откладывают процентное содержание в горной массе фракции данной крупности (рис. 9.1, а) или в суммарных нарастающих процентах, когда на графике наносят суммарный выход надрешетного и всего подрешетного продукта каждого размера, сумма которых всегда дает 100 % (рис. 9.1, б).

Иногда при взрывании эффективность разрушения оценивается вновь образованной поверхностью S_n , величина которой определяется по формуле

$$S_n = \frac{6}{\rho} \sum_{i=1}^n \frac{M_i}{d_i} - S,$$

где ρ — плотность породы, т/м³; M_i — масса каждой фракции, т; S — открытая площадь массива до взрыва, м²; n — число фракций; d_i — средний размер каждой фракции.

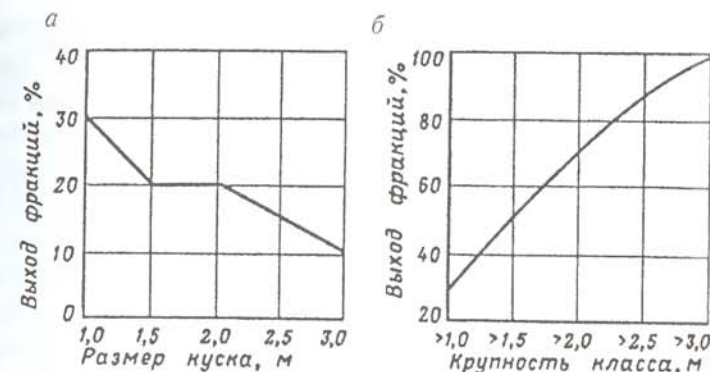


Рис. 9.1. Изображение гранулометрического состава горной массы на графиках:

а — простые проценты; б — набегающие проценты

Сложность этой оценки в трудности определения величины вновь образованной поверхности, особенно для мелких фракций, а также энергоемкости образования новой поверхности для крупного и мелкого дробления. При крупном дроблении существенно влияют на энергоемкость имеющиеся в массиве трещины и неоднородности, по которым разрушается массив и за счет этого снижаются затраты энергии на образование новых поверхностей.

В производственных условиях при анализе ранее проведенных взрывов пользуются косвенными методами оценки выхода негабарита по расходу детонаторов и ВВ на вторичное дробление.

9.3. ЗОНЫ ДРОБЛЕНИЯ ВЗРЫВОМ ТРЕЩИНОВАТОГО МАССИВА

Разрушаемый взрывом массив горных пород, как правило, разбит различными системами трещин.

Трещины в массиве образуются при генезисе горных пород (генетические трещины), в процессе последующих горообразовательных процессов перемещения больших объемов массивов

(тектонические трещины) при взрыве за счет действия взрыва в глубь массива. Последние трещины по внешнему виду отличаются от первых двух групп следующими признаками: они не заполнены минеральными заполнителями, распространение их ограничивается, как правило, одной отдельностью массива. На карьерах приходится взрывать в большинстве случаев только трещиноватые породы с разной степенью трещиноватости. На подземных рудниках и шахтах чаще приходится взрывать массивы с плотносомкнутыми трещинами. Эти массивы по условиям распространения энергии взрыва приближаются к монолитным, а по дроблению — к трещиноватым.

Трещины оказывают экранирующее действие на распространение энергии взрыва, локализуют разрушение отдельностями, расположенными непосредственно вокруг заряда, а на больших расстояниях отдельности могут разрушаться только за счет их соударения между собой.

Чем больше размер взрываемого массива и больше диаметр скважин, тем более неравномерным оказывается распределение энергии по массиву от взрыва, тем большее количество (процент) отдельностей разрушается от их механического взаимодействия.

Во взрываемом трещиноватом массиве можно, по данным автора, выделить две характерные зоны дробления (рис. 9.2). В непосредственной близости от заряда все отдельности разрушаются на значительное число кусков от действия волн напряжений и давления газов взрыва. Изменяя параметры, можно направленно изменять крупность дробления в этой зоне, она увеличивается с увеличением заряда дискретно, т.е. на одну, две, три разрушаемые отдельности. Эту зону принято называть зоной регулируемого дробления.

За пределами этой зоны разрушение отдельностей, составляющих остальной объем взрываемого массива, происходит за счет динамического воздействия на него (соударения) расширяющегося объема породы зоны регулируемого дробления. Разрушение отдельностей в этой зоне носит вероятностный характер: отдельность может быть разрушена на небольшое число частей

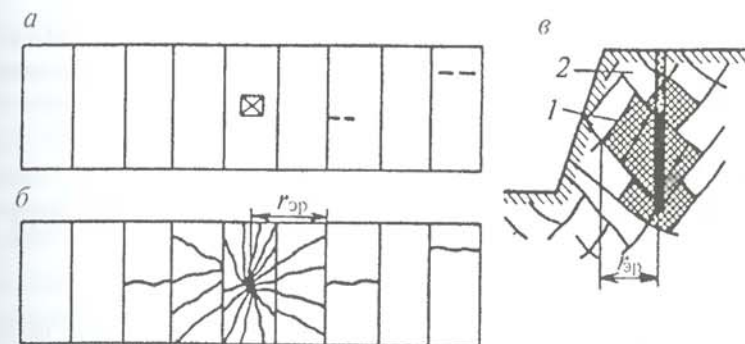


Рис. 9.2. Зоны дробления взрывом трещиноватого массива:

а — составной образец до взрыва; *б* — после взрыва; *в* — дробление трещиноватого уступа; 1 — зона регулируемого дробления; 2 — зона практически нерегулируемого дробления

(2—3) при наличии в ней дефектов или неоднородностей, ослабляющих ее в отдельных сечениях. По этим ослабленным плоскостям происходит ее дробление. Удаленные от заряда отдельности разрушаются за счет развития магистральных трещин, которые, как правило, переходят из одной отдельности в другую при их механическом соударении. Эта зона называется **зоной практически нерегулируемого дробления**.

Задача методов регулирования дробления состоит в том, чтобы тем или иным способом увеличить объем зоны регулируемого дробления, уменьшить или совсем ликвидировать зону практически нерегулируемого дробления, раздробить крупные отдельности в этой зоне.

9.4. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ РЕГУЛИРОВАНИЯ ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Известные в настоящее время способы управления дроблением горных пород взрывом можно классифицировать по нескольким признакам.

Регулирование воздействия взрыва отдельного заряда на массив горных пород, что обеспечивается за счет изменения:

- ◆ расчетного удельного расхода ВВ;
- ◆ диаметра заряда;
- ◆ типа применяемого ВВ;
- ◆ конструкции заряда;
- ◆ направления инициирования сплошного заряда;
- ◆ порядка инициирования частей рассредоточенного заряда;
- ◆ качества и длины забойки.

При изменении характера действия заряда в зоне регулируемого дробления изменяется часть энергии, передаваемой в зону практически нерегулируемого дробления, за счет чего меняются соотношение между размерами этих зон и интенсивность дробления массива.

Регулирование воздействия взрыва на массив группы зарядов в зоне практически нерегулируемого дробления, что достигается за счет изменения:

- ◆ сетки расположения и числа рядов скважин;
- ◆ интервалов замедления и последовательности взрывания зарядов во взрываемом блоке;
- ◆ высоты уступа;
- ◆ схем расположения скважин на уступе.

Параметры регулирования дробления можно также разделить на два класса: первый, к которому относят параметры, позволяющие обеспечить получение дробления любой требуемой интенсивности; второй, к которому относят параметры, позволяющие изменить интенсивность дробления в ограниченных пределах и не позволяют исключить выход крупной негабаритной фракции породы. К первому классу параметров относятся расчетный удельный расход ВВ, диаметр и сетка расположения скважин. Ко второму классу относятся все остальные параметры. Их изменением можно уменьшить выход крупной негабаритной фракции в пределах 10—20 % от первоначального. К параметрам регулирования второго класса относят применение различных типов ВВ с различной скоростью детонации, плотностью и объемной концентрацией энергии; применение рассредоточенных зарядов породными, воздушными, водяными проме-

жутками. Применение зарядов с воздушными или водяными промежутками в перебуре или между зарядом и забойкой; применение рассредоточенных зарядов с короткозамедленным инициированием отдельных частей; применение обратного инициирования сплошных скважинных зарядов; применение парно-сближенных скважин; применение блоков (уступов) большой высоты; применение предварительного схлопывания трещин опережающим взрывом скважин по контуру взрываемого блока; применение взрывания в «зажатой» среде.

Рассмотрим физическую сущность и область применения перечисленных методов регулирования дробления пород.

9.5. РАСЧЕТНЫЙ УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Для разрушения определенного объема породы до определенной крупности требуется затратить требуемое количество энергии. С увеличением степени дробления удельный расход энергии (энергоемкость) увеличивается. Такая же зависимость, известная из фундаментальных законов дробления, справедлива и для взрывного дробления. Однако здесь имеется ряд особенностей, которые отличают взрывное дробление от механического. Механическое дробление имеет двухстороннюю схему приложения сил (рис. 9.3, а), а взрывное (за исключением дробления негабарита накладным зарядом и взрывания в зажатой среде) — одностороннюю (рис. 9.3, б).

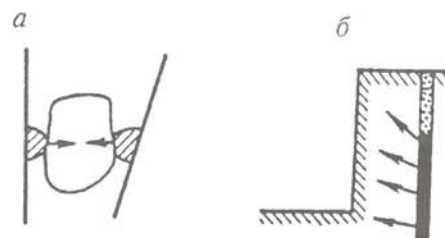


Рис. 9.3. Схема приложения сил при механическом (а) и взрывном (б) дроблении пород

При механическом дроблении имеют дело, как правило, с отдельными кусками породы, а при взрывном — с трещиноватым массивом пород значительных размеров. Трещины и неоднородности при механическом дроблении облегчают дробление крупных кусков и уменьшают удельную энергоемкость. При взрыве трещины экранируют распространение энергии, уменьшают возможность дробления и часто требуют, наоборот, увеличения удельного расхода ВВ для достижения требуемого дробления.

Чем меньше диаметр заряда, тем меньше вероятность экранирования распространения энергии взрыва трещинами между зарядом и открытой поверхностью массива.

При увеличении удельного расхода ВВ сначала происходит более интенсивное увеличение степени дробления массива (рис. 9.4), а затем наступает так называемое состояние насыщения массива энергией взрыва, когда последний не может поглотить большего количества энергии и она расходуется бесполезно на повышенный разброс породы.

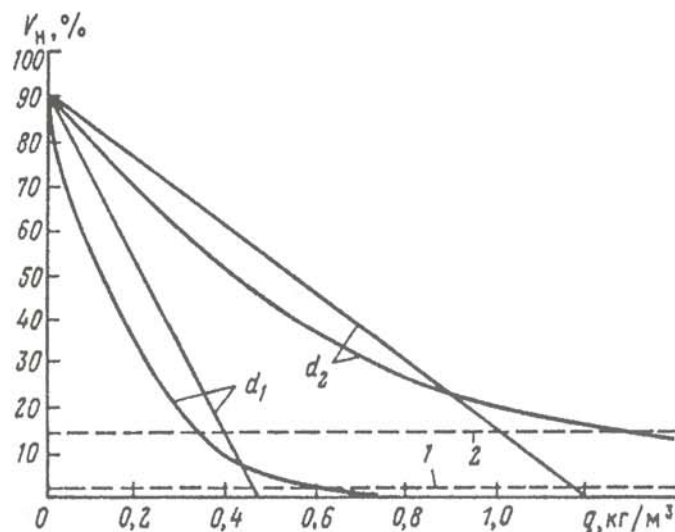


Рис. 9.4. Изменение выхода крупных (негабаритных) фракций в зависимости от удельного расхода ВВ для разных диаметров зарядов и одинаковой взрываемости пород:

1, 2 — выход негабарита из зон практически нерегулируемого дробления при диаметрах зарядов d_1 и d_2

Изменение интенсивности дробления при этом снижается, и кривая будет идти примерно параллельно оси абсцисс. Выплаживание кривой будет увеличиваться также в результате влияния зоны практически нерегулируемого дробления, размеры которой с некоторого значения q не изменяются. При меньшем диаметре заряда ($d_3 < 150$ мм) кривая пройдет ниже и в некоторых случаях может достигнуть оси абсцисс (при этом выход крупных негабаритных фракций будет равен нулю). При большом диаметре заряда ($d_3 > 250$ мм) кривая пройдет выше и практически при любом расходе ВВ в этом случае не удастся получить нулевой выход негабарита. Будут существовать минимальные значения выхода негабарита V_{n1} , V_{n2} из зоны практически нерегулируемого дробления.

Кривые будут пересекать ось ординат в точке, которая характеризует процент содержания негабаритных отдельных в массиве пород до взрыва. В зависимости от категории трещиноватости пород и абсолютного значения допустимого размера куска на предприятии эта величина может меняться от 100 % объема взрывающегося массива до нуля. При проведении расчетов по определению рациональных удельных расходов ВВ целесообразно кривые на графиках заменить отрезками прямых. В этом случае точность полученных результатов будет в пределах 15—20 %, что вполне допустимо. Выбор рационального расхода ВВ — это технико-экономическая задача, решаемая на основе подсчета конечной стоимости добычи полезного ископаемого по всем процессам. Однако в большинстве случаев следует стремиться при взрыве к получению выхода негабарита, близкого к нулю. Для данного диаметра заряда влияние расчетного расхода ВВ для разных пород по взрываемости (трещиноватости) на крупность дробления показано на рис. 9.5.

На оси ординат отложен процент некондиционных отдельных ($d > 700$ мм), содержащихся в массиве до взрыва для пород различных категорий. При изменении допустимого размера куска содержание в массиве этой фракции изменится, изменится и их положение на графике, а также выход крупных фракций из зоны практически нерегулируемого дробления. Изменяются,

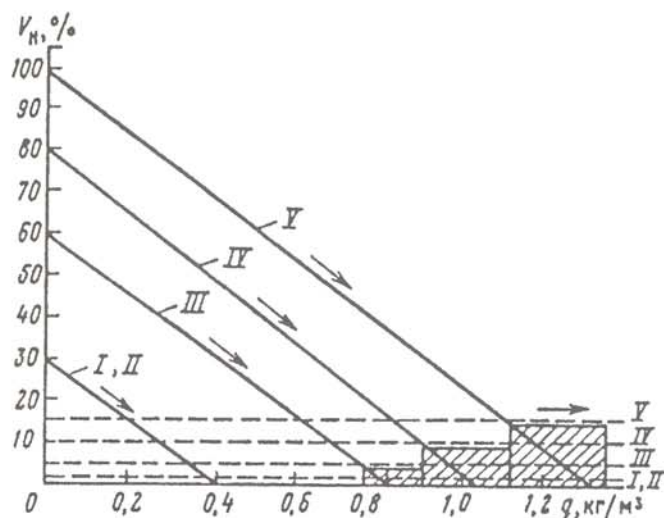


Рис. 9.5. Изменение выхода крупных негабаритных фракций в зависимости от удельного расхода ВВ для разных категорий пород по взрываемости:

I—V — категории пород по трещиноватости

следовательно, и значения предельных удельных расходов ВВ, но методический принцип подхода к выбору расхода ВВ, обеспечивающего предельно минимальный выход негабарита, сохранится. При увеличении размеров кондиционного куска все прямые сместятся вниз, т.е. уменьшатся предельные удельные расходы ВВ. Для определения предельных значений удельных расходов ВВ необходимо, если известно содержание негабаритной крупной фракции в массиве (точка прямой на оси ординат), провести один или лучше два опытных взрыва с разными произвольно выбранными, но существенно различными удельными расходами ВВ, отложить полученный выход крупных фракций на графике и соединить точку на оси ординат с полученной точкой или точками на графике прямой, продолжив ее до пересечения с прямой, отсекающей предельно минимальный выход негабарита. Эта точка пересечения дает значение предельного расхода ВВ, дальнейшее увеличение которого нецелесообразно, т.к. в этой зоне кривая выхода круп-

ных фракций с изменением удельного расхода ВВ уже выполняется. Определенные таким образом расчетные удельные расходы ВВ часто нельзя применять на практике, т.к. они дают чрезмерную ширину развала и не приемлемы по технологии ведения горных работ.

При проведении опытных взрывов нужно выбирать участки массива с одинаковыми свойствами по крепости и трещиноватости и руководствоваться методикой проведения опытных взрывов, разработанной МГИ с участием автора учебника по заданию Межведомственной комиссии по взрывному делу (см. приложение).

В МГИ под руководством проф. Б.Н. Кутузова разработана практическая методика определения взрываемости массивов горных пород с целью выбора расчетных удельных расходов ВВ для скважин диаметром 243 мм с учетом трещиноватости массива прочностных свойств отдельных, слагающих массив. Методика основана на фундаментальных работах академика РАН В.В. Ржевского по оценке результатов взрыва породы в отдельности и в массиве.

Взрываемость массивов (кг/м^3) определяют для следующих условий взрывания на карьерах: высота уступа 10—15 м; диаметр скважин 250 мм; коэффициент сближения зарядов $m = 1$; величина перебура — десять диаметров скважин; $W/d = 30—35$; величина забойки (0,5—0,7) W ; количество рядов не менее 3; схема взрывания диагональная.

Взрываемые массивы должны быть представлены однородными по трещиноватости и крепости породами.

Взрываемость массива оценивается величиной расчетного расхода эталонного ВВ (q) (граммонит 79/21), при котором выход в развале кусков >500 мм равен нулю.

Если определить взрываемость одной и той же породы на отдельности (q^*) и в массиве (q) при определенных вышеуказанных стандартных условиях и привести расчетным путем результаты к одному размеру куска +500 мм и типу ВВ, то можно оценить, насколько надо изменить удельный расход ВВ на массовом взрыве при использовании скважинных зарядов по срав-

нению со взрывом отдельности шпуровым зарядом, расположенным в ее центре.

Используя поправку на размер куска $(d/d_k)^{2/5}$ и учитывая влияние плотности пород на величину удельного расхода ВВ (формирование развала), получим расчетный расход ВВ при переходе к куску (500 мм) при взрывании монолитных пород.

$$q^{+500} = 0,65 \sqrt[4]{f} \left(\frac{0,1}{0,5} \right)^{\frac{2}{5}} \frac{\rho}{2,6},$$

где ρ — плотность пород, т/м³ (изменяется в пределах от 2,0 до 3,0).

Зависимость относительного расхода ВВ от блочности пород (при диаметре скважин 250 мм) аппроксимируется формулой

$$\frac{q}{q^*} = 0,6 + 0,8d_0,$$

где d_0 — средний размер отдельности в массиве, м.

Проведенные исследования в породах различной крепости и всех категорий трещиноватости на 7 карьерах черной и цветной металлургии доказали общность найденной зависимости.

Подставив вместо q^* значение q^{+500} , получим

$$q = q^* (0,6 + 0,8d_0) = 0,13 \rho \sqrt[4]{f} (0,6 + 0,8d_0).$$

Из этого выражения можно с ошибкой в 10—15 % определить расчетный расход эталонного ВВ, при котором выход кусков +500 мм в развале будет близким к нулю.

Переход от диаметра скважин 250 мм к другим по удельным расходам ВВ осуществляется по формуле, предложенной МГИ:

$$q = q^* (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_0),$$

где d_3 — диаметр заряда, мм (по долоту).

Поправка на необходимый размер куска:

$$\left(\frac{0,5}{d_k} \right)^{\frac{2}{5}},$$

где d_k — необходимый кондиционный размер куска, м.

Переход к другому типу ВВ производится с помощью коэффициента $k_{вв}$, учитывающего теплоту взрыва эталонного и применяемого ВВ:

$$k_{вв} = \frac{Q_3}{Q_\phi},$$

где Q_3 — теплота взрыва эталонного ВВ; Q_ϕ — теплота взрыва применяемого ВВ.

Таким образом, формула для определения расчетного расхода ВВ (взрываемость массива) для обеспечения требуемого дробления по выходу крупных кусков в развале взорванной массы окончательно приобретает вид

$$q = 0,13 \rho \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_0) \left(\frac{0,5}{d_k} \right)^{\frac{2}{5}} k_{вв}.$$

На основе обобщения опыта ведения взрывных работ на карьерах цветной и черной металлургии и изложенной методики составлена классификация массивов пород по взрываемости на карьерах (см. табл. 1.4), по которой рекомендуется выбирать расчетный удельный расход ВВ.

Для современных карьеров и рудников характерна тенденция увеличения удельных расходов ВВ с 0,4—0,5 до 0,7—0,9 кг/м³ и более, так как это в конечном счете позволяет улучшить дробление, повысить технико-экономические показатели работы погрузочно-транспортного оборудования, выпуска руды и горного предприятия в целом. С увеличением глубины разработки, как показывают наблюдения, блочность пород увеличивается, что требует для качественного их дробления увеличенных расходов ВВ.

Работами, выполненными на железорудных карьерах КМА (Михайловский ГОК) и Кривого Рога А.И. Потаповым, Ю.С. Мецем и др., показано, что при интенсивном взрывном воздействии на массив железистых кварцитов с удельными расходами ВВ $1,7\text{--}2,5 \text{ кг/м}^3$, многорядном взрывании и применении интервалов замедления между соседними зарядами $2\text{--}3 \text{ мс}$ достигается многократное волновое воздействие на массив до его смещения (разрушения). При этом в кусках, полученных после взрыва, размерами до 50 мм возникает система микротрещин и их прочность снижается в $1,5\text{--}2,0$ раза, а средний диаметр куска при массовых взрывах с такими высокими удельными расходами ВВ уменьшается с $0,3$ до $0,15 \text{ м}$. За счет указанных факторов в переработку на обогательную фабрику поступает существенно более мелкая горная масса с более низкой прочностью кусков. В результате в $1,3\text{--}1,5$ раза снижаются энергозатраты на дробление и измельчение железистых кварцитов, улучшается выход железа в концентрат за счет лучшего раскрытия минеральных зерен магнетита. Этот метод условно называют в Кривом Роге методом «супердробления». Он требует дополнительных теоретических и экспериментальных обоснований. Такие эффекты при высоких удельных расходах ВВ могут быть получены и на карьерах, разрабатывающих другие типы минерального сырья, а также подземных рудниках. Таким образом, изменяя интенсивность взрывного воздействия на массив, можно получать направленное изменение свойств минерального сырья с целью реализации энергосберегающих технологий и максимальной эффективности его переработки.

При этом важным, кроме увеличения ВВ, является определение направлений взрывного воздействия на массив, по которым он разрушается с меньшими энергетическими затратами.

Это показывает, что расходы ВВ при подготовке скальных пород к выемке будут увеличиваться. Однако при разработке месторождений кристаллосырья, где необходимо обеспечить возможно полную сохранность добываемых ценных и драгоценных кристаллов кварца, изумрудов, алмазов и т.д., наоборот,

воздействие взрыва на массив должно быть максимально уменьшенным с применением пикобризантных ВВ и методов щадящего взрывания.

9.6. ДИАМЕТР ЗАРЯДА, ЛИНИЯ СОПРОТИВЛЕНИЯ ПО ПОДОШВЕ И СЕТКА РАСПОЛОЖЕНИЯ СКВАЖИН

Практикой установлено, что для каждой категории пород существует линейная зависимость вида $W = kd_3$ (рис. 9.6), угол наклона которой с увеличением крепости и блочности пород уменьшается.

Однако эта зависимость в предположении постоянного удельного расхода ВВ допускает, что с увеличением диаметра заряда выход крупных фракций при взрыве увеличивается. Это происходит потому, что с увеличением W все больший процент отдельностей, слагающих массив, при взрыве попадает в зону практически нерегулируемого дробления. Уменьшив диаметр заряда, можно достигнуть положения, при котором все отдельности попадают в зону регулируемого дробления. Поэтому диаметр заряда относится к одному из наиболее мощных параметров регулирования степени дробления. При меньших диаметрах зарядов, кроме того, уменьшаются заколы за линию зарядов в глубь массива, уменьшается относительный объем переизмельчения породы вокруг заряда и происходит распространение энергии по массиву с меньшим затуханием. Однако на некоторых предприятиях при уменьшении диаметра заряда с 250 до $100\text{--}150 \text{ мм}$ (например, крупноблочные породы титано-магнетитового карьера) не было получено существенного снижения выхода негабарита. Это объясняется тем, что в настоящее время себестоимость обурирования массива скважинами уменьшенного диаметра значительно выше. Поэтому на практике имеется тенденция расширить сетку скважин при меньшем диаметре, т.е. увеличить соотношение W/d_3 , что ведет в крупноблочных породах к ухудшению дробления.

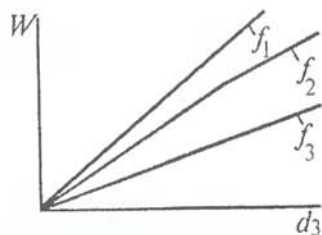


Рис. 9.6. Зависимость преодолеваемого сопротивления по подошве от диаметра заряда ($f_1 > f_2 > f_3$)

Работами, выполненными трестом «Союзвзрывпром», показано, что с увеличением коэффициента сближения скважин $m = a/W$ от 0,6 до 1 при среднем удельном расходе ВВ дробление пород улучшается вследствие более полного заполнения скважины ВВ и уменьшения длины забойки. Поэтому в настоящее время при однорядном взрывании применяют $m = 0,8—1$. При многорядном взрывании и расположении зарядов по квадратной сетке (рис. 9.7) благодаря диагональной схеме коммутации взрыва скважин m_{ϕ} увеличивается до двух (a_{ϕ}/W_{ϕ}), а заряды взрывают в шахматном порядке. В результате этого степень дробления породы значительно улучшается.

Улучшение дробления достигают за счет снижения фактического значения W_{ϕ} , а также за счет соударения разлетающихся масс разрушенной породы при большей разности скоростей их разлета при взрыве.

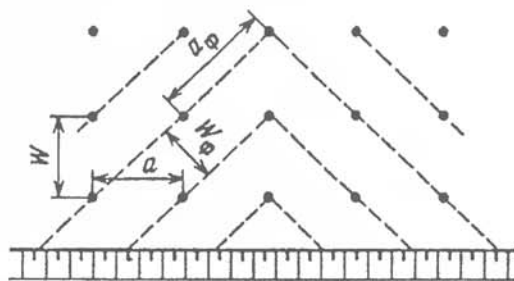


Рис. 9.7. Изменение коэффициента сближения скважин и сопротивления по подошве за счет изменения последовательности взрывания

Себестоимость отбойки целесообразно снижать в первую очередь за счет наиболее высоких статей затрат. С увеличением крепости пород f от 6 до 18 затраты на бурение растут быстрее (~в 10 раз), чем затраты на взрывание (~в 2 раза). При этом в породах ниже средней крепости расходы на взрывные работы составляют 70 % общих расходов на отбойку (рис. 9.8). Поэтому в породах ниже средней крепости $f < 7$ основное внимание следует уделять снижению расходов на взрывание (применение дешевых ВВ), в крепких породах ($f > 14—16$) — снижению себестоимости буровых работ (применение более производительных способов бурения, большого диаметра скважин, инструмента лучшего качества и т.д.).

Замена в крепких породах дешевых ВВ на более мощные с высокой объемной концентрацией энергии, но и более дорогие, может быть вполне целесообразна, если вследствие этого можно обеспечить большее снижение себестоимости обустройства массива и отбойки породы. При таком подходе снижение себестоимости отбойки происходит более интенсивно при сохранении хорошего качества взрыва.

Современное состояние изученности вопроса не позволяет дать теоретическое решение и обосновать выбор диаметра заряда. Поэтому следует пользоваться данными практического опыта применительно к конкретным задачам. В частности:

а) в породах I—II категорий трещиноватости (см. табл. 1.1) диаметр заряда следует выбирать возможно большим: для карьеров 250—350 мм, для рудников — 100 мм и более и ограничивать лишь технологическими задачами предприятия. Например, на железорудных карьерах КМА, Кривого Рога, разрабатывающих мелкоблочные железистые кварциты высокой прочности и абразивности, целесообразно бурить скважины

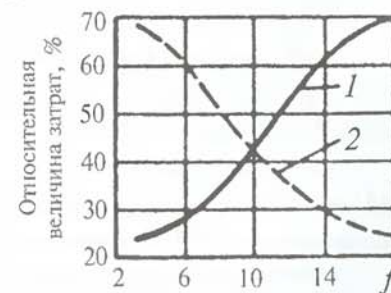


Рис. 9.8. Изменение относительных затрат на бурение (1) и взрывание (2) в зависимости от коэффициента крепости пород

диаметром не менее 250 мм, а лучше 320 мм, т.к. более тяжелые шарошечные станки работают более устойчиво на крепчайших породах.

В то же время на вскрышных уступах угольных разрезов, разрабатывающих породы низкой и средней крепости средне- и мелкоблочные, применение взрывных скважин более 300 мм оказывается неэффективным, т.к. при большом (400 мм и более) диаметре скважин происходят большие разрушения в глубь массива, увеличиваются заколы за линию скважин, ухудшается устойчивость откосов уступов.

Для подземных рудников дополнительные ограничения накладывают мощность рудного тела и устойчивость вмещающих пород. Так, на рудниках Кривого Рога для отбойки железистых кварцитов успешно внедряют скважины диаметром 215 мм, а также расширение взрывным способом до диаметра 400—600 мм. Это совершенно неприемлемо для маломощных месторождений, а также при ценных рудах, когда существует вероятность их засорения (разубоживания) пустыми породами лежащего и висячего боков месторождений. Диаметр скважин в этих условиях должен приниматься 60—80 мм, так как для пород III категории по трещиноватости;

б) в породах II категории, а также в однородных породах III категории при многорядном короткозамедленном взрывании на карьерах предпочтительны диаметры 200—250 мм.

Это наиболее типичные условия разработки месторождений минерального сырья различных отраслей, где применяются для бурения скважины главным образом шарошечные станки СБШ-250МН и 2СБШ-200Н;

в) в породах крупноблочных IV категории, а также неоднородных и часто перемежающихся породах V категории диаметр скважин следует уменьшать до 120—160 мм.

Таких карьеров в стране относительно небольшое число. Это карьеры Первоуральского рудоуправления, Орловского ГОКа, алунитовый карьер (Азербайджан), Шарташский гранитный, Саткинский магнезитовый. При выборе диаметра скважин, кроме взрываемости пород, необходимо учитывать и годовую

производительность предприятия, с увеличением которой при любых породах надо применять высокопроизводительную буровую технику и диаметры скважин не менее 200 (215) мм.

Для подземных рудников, разрабатывающих такие породы, целесообразно применять диаметры скважин 60—80 мм, а при малой мощности рудных тел шпуров диаметром 40—60 мм.

С увеличением глубины карьеров существенно усложняются условия взрывания: на многих месторождениях породы становятся более крупноблочными и трудновзрываемыми; увеличивается обводненность скважин; уменьшается ширина рабочих площадок уступа; ухудшается устойчивость откосов уступов и бортов карьеров и, следовательно, увеличивается опасность сейсмического воздействия взрывов.

Поэтому в перспективе неизбежен переход от многорядного взрывания вертикальных скважин большого диаметра к взрыванию наклонных скважин среднего (200 мм) и уменьшенного (150 мм) диаметра; переход от маломощных неводоустойчивых ВВ к более мощным водоустойчивым ВВ с высокой объемной концентрацией энергии; переход от тяжелых станков для скважин диаметром 250—320 мм на высокопроизводительные станки для бурения наклонных скважин 150—200 мм со сменной производительностью 120—150 м в породах средней крепости. Эти станки должны обеспечивать эффективное бурение и крепчайших пород. Однако при этом необходимо решить сложные задачи зарядания и монтажа сети большого числа скважин, а также их сохранности до зарядания. В связи с этим перспективен переход к заряданию и забойке наклонных скважин сразу после их бурения и к взрыванию блока по мере его готовности. Это дает большой экономический эффект за счет уменьшения потерь скважин. Особенно перспективно применение высокопроизводительных станков для бурения скважин диаметром 150 мм на карьерах небольшой годовой производительности (до 500 тыс.м³ горной массы в год), на глубоких горизонтах крупных карьеров, где ведется, как правило, взрывание крупноблочных трудновзрываемых горных пород, при использовании контурного взрывания в процессе выхода бортов карьеров на их проектное положение.

Необходим для карьеров большой глубины поиск новых взрывных технологий, которые позволят увеличить высоту уступа до 60—100 м, максимально уменьшить длину транспортных рабочих площадок на карьере, количество буровых станков.

Установлено, что на карьерах нарушение взрывом захватывает в основном район первого ряда зарядов. Поэтому возможности регулирования степени дробления при однорядном взрывании более ограничены. При многорядном расположении зарядов степень дробления горной массы улучшается в результате того, что заряды второго и последующих рядов работают в менее нарушенном массиве. Чем больше рядов зарядов, тем меньше объем породы первого ряда, отнесенный ко всему объему взрыва, тем меньше средний выход негабарита. Отсюда можно ориентировочно рассчитать выход негабарита при многорядном взрывании.

Приняв сетку расположения скважин и массу зарядов по рядам одинаковыми, можно определить средний выход негабарита при взрыве n рядов зарядов:

$$V_n = \frac{V_1 + V_2(n-1)}{n} = V_1 \frac{1 + \frac{V_2}{V_1}(n-1)}{n},$$

где V_1 — выход негабарита по первому ряду скважин, %; V_2 — выход негабарита по второму ряду скважин и последующим рядам при тех же параметрах взрывания, %; V_n — средний выход негабарита при взрывании n рядов зарядов, %.

Зная соотношение V_1/V_2 по результатам однорядного взрывания, можно найти выход негабарита при переходе на многорядное расположение зарядов; величина соотношения для обычных условий составляет 0,25—0,3. Поэтому окончательно расчетная формула имеет вид

$$V_n = V_1 \frac{1 + 0,3(n-1)}{n}.$$

С увеличением глубины подземной разработки все в большей степени будет проявляться влияние горного давления на состояние блоков и результаты взрывных работ. При этом все чаще на глубоких горизонтах будет иметь место проявление горных ударов. Для уменьшения вероятности их проявления необходимо уменьшать сейсмическое воздействие взрыва на окружающий массив, а это приведет к уменьшению диаметра скважин до 60—70 мм и применению многоступенчатого КЗВ.

9.7. КОНСТРУКЦИЯ ЗАРЯДА

Существенное влияние на степень дробления горной массы оказывает конструкция заряда. При равном выходе горной массы с 1 м скважины и удельном расходе ВВ рассредоточение заряда приводит к улучшению дробления за счет увеличения зоны регулируемого дробления по сравнению со сплошным зарядом (рис. 9.9, а).

Рассредоточение заряда целесообразно только в том случае, если емкость скважины используется не полностью, т.е. оно наиболее рационально в том случае, если по каким-либо причинам в однородных породах применяют сближенную сетку расположения зарядов и сплошной заряд занимает незначительную

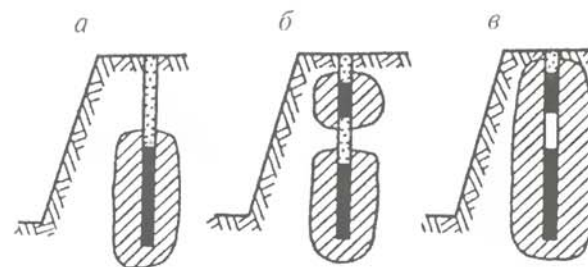


Рис. 9.9. Изменение зоны регулируемого дробления при рассредоточении заряда:

а — сплошной заряд; б — рассредоточенный забойкой; в — рассредоточенный воздушными промежутками

часть скважины (менее 0,5 длины). В неоднородных породах целесообразно рассредоточивать заряд, чтобы последний располагался в наиболее трудновзрываемых участках породы (например, в крупноблочном пласте, перекрывающем кровлю уступа). Причем важно отделить участком забойки твердую (II) часть массива от мягкой (I), т.к. в этом случае действие заряда в твердой части массива (пропластке) наиболее эффективно (рис. 9.10, а, б). При сплошном заряде (9.10, в, г) эффективность действия заряда в твердой части массива (пропластке) уменьшается.

Расчеты показывают, что в ряде случаев выгодно применить рассредоточение зарядов, несмотря на большую трудоемкость работ. Это особенно удобно, когда зарядание выполняется вслед за бурением. В качестве материала для рассредоточения используются порода, вода, воздух, специальные катушки.

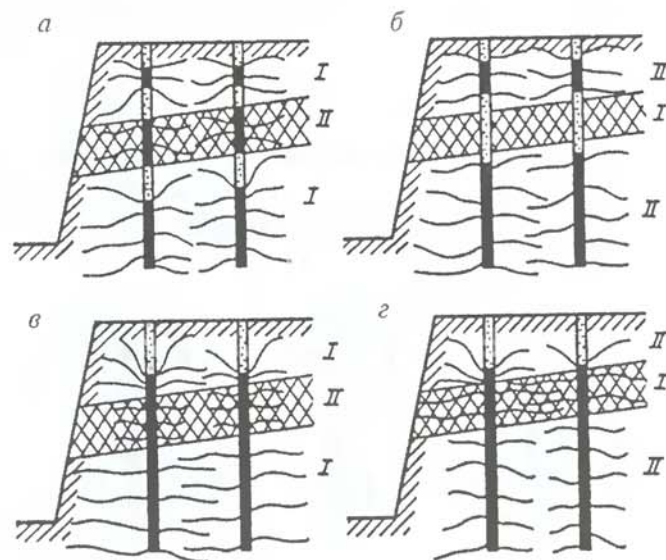


Рис. 9.10. Схема расположения зарядов:

а, в — для дробления крепких породных пропластков (II) в мягких породах (I); б, г — для дробления крепких пород (II) с мягкими пропластками (I)

По данным акад. Н.В. Мельникова и докт. техн. наук Л.Н. Марченко, рассредоточение скважинных зарядов воздушными промежутками (рис. 9.9, в) улучшает дробление породы и изменяет характер действия взрыва в породе. При взрыве сплошного заряда без воздушных промежутков происходит переизмельчение породы в ближней зоне за счет высокого давления газообразных продуктов в зарядной камере. В дальнюю зону передается относительно меньшее количество энергии, из-за чего порода в ней дробится на более крупные куски. Создавая в заряде воздушные промежутки, можно уменьшить плотность заряда в скважине и значительно снизить пиковое давление взрыва на границе заряд—порода, тем самым сократить переизмельчение породы около заряда и увеличить время активного воздействия взрыва на среду. При этом газы верхнего заряда запирают газообразные продукты взрыва нижнего заряда, увеличивая таким образом время его действия на массив.

В результате такого изменения параметров взрывного импульса (произведения давления на время его действия) доля энергии, идущая на местное переизмельчение, уменьшается, повышая коэффициент использования энергии на дробление в дальней зоне. Применение зарядов с воздушными промежутками приводит к более равномерному дроблению горной массы.

В воздушном промежутке происходит столкновение двух потоков взрывных газов, что приводит к возрастанию давления и более равномерному дроблению породы даже в том месте скважины, где нет заряда ВВ.

Одним из существенных недостатков взрывания с воздушными промежутками является неудобство их формирования. В ИГД им. А.А. Скочинского разработаны устройства из полиэтилена, позволяющие быстро и просто создавать воздушный промежуток требуемой длины в скважинном заряде.

Проведенные исследования показали, что дробление породы можно улучшить, если создать воздушный промежуток между основным зарядом и укороченной забойкой (рис. 9.11, а) в сочетании с использованием в ней запирающих зарядов массой 5—10 кг (рис. 9.11, б), которые, взрываясь одновременно с основным, препятствуют выбросу забойки.

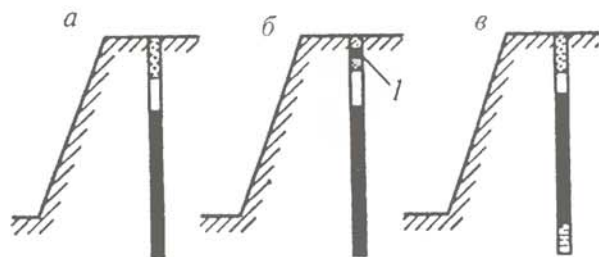


Рис. 9.11. Схема заряда с воздушными или водяными промежутками:
а — между зарядами и забойкой; *б* — между зарядами и забойкой с запирающим зарядом;
в — в перебуре скважины; *1* — запирающий заряд в забойке

На некоторых карьерах получены хорошие результаты по проработке подошвы уступа за счет оставления промежутка с воздухом или заполненного водой в перебуре (рис. 9.11, *в*). Наличие воздушного промежутка в перебуре снижает сейсмическое действие взрыва, особенно в ближней зоне, а поэтому этот метод рекомендуется применять при взрывании в стесненных условиях вблизи зданий и промышленных сооружений. На карьерах в большинстве случаев в нижней части скважины имеется вода, которая оказывает дробящее действие на массив за счет ударного воздействия на нее газов взрыва.

Длина воздушного промежутка между частями зарядов в большинстве случаев устанавливается эмпирически и зависит от длины колонки заряда, типа ВВ и физико-технических свойств пород. Воздушный промежуток малой длины не дает эффекта, а воздушный промежуток завышенной длины может привести к ухудшению дробления вследствие чрезмерного снижения давления в зарядной камере. Суммарную длину воздушных промежутков можно принимать в следующих пределах: для некрепких пород — 0,3—0,4 длины колонки заряда; для пород средней крепости — 0,2—0,3 длины колонки заряда; для пород крепких — 0,15—0,2 длины колонки заряда.

Величина верхней части зарядов принимается 0,25—0,35 от общего заряда.

Если длина воздушного промежутка превышает 3,5—4 м, то следует каждую часть рассредоточенного заряда инициировать

отдельным боевиком или мощным детонирующим шнуром, обеспечивающим устойчивую детонацию используемого ВВ по всей длине заряда.

При зарядании обводненных скважин рассредоточения забойкой и т.п. материалами следует избегать, так как этот материал попадает в заряд, что приводит к ухудшению детонационной способности или отказу заряда ВВ.

Недостатки применения рассредоточенных зарядов: сложность процесса зарядания, снижение производительности труда взрывников, трудность применения механизированного зарядания.

9.8. КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОЕ ВЗРЫВАНИЕ ЗАРЯДОВ

При взрывании пород III—V категорий трещиноватости степень дробления при КЗВ улучшается по сравнению с мгновенным, в результате дробления пород I—II категорий существенной разницы нет. Лучший результат дробления достигается в тех схемах КЗВ, в которых наибольшее число зарядов взрывается одновременно, а действие их направлено навстречу друг другу, обеспечивая максимум соударения кусков.

На степень дробления оказывают влияние схема и интервал КЗВ, ориентирование зарядов относительно господствующих систем трещин и другие факторы. В конкретных условиях карьера при выборе их следует исходить не только из степени дробления, но также из условий технической возможности реализации схемы взрывания, безопасности и др.

Короткозамедленное взрывание при диагональной схеме инициирования зарядов, при квадратной сетке их расположения позволяет значительно уменьшить фактическую величину СПП для каждого заряда и увеличить расстояние между скважинами. Фактический коэффициент сближения скважин при этом можно увеличить с 1 до 8, СПП уменьшить в два и более раза, а каж-

дый заряд в скважине при этом работает как одиночный. Схема, приведенная на рис. 9.12, а, дает увеличение $m_{\phi} = \alpha_{\phi}/W_{\phi}$ до 2, а схема, приведенная на рис. 9.12, б, — до 4,5. При таких схемах взрывания обеспечивается лучшая равномерность дробления пород.

Короткозамедленное взрывание позволяет реализовать еще один эффективный способ управления дроблением трещиноватого массива путем опережающего взрывания скважин по контуру взрываемого массива, а затем с небольшим интервалом инициирование зарядов внутри блока, в котором за счет опережающего взрыва по контуру (рис. 9.13) произошло смыкание (схлопывание) трещин.

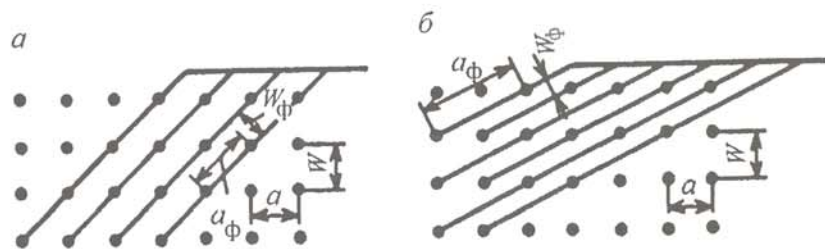


Рис. 9.12. Изменение фактических значений a_{ϕ} и W_{ϕ} при диагональных схемах инициирования зарядов

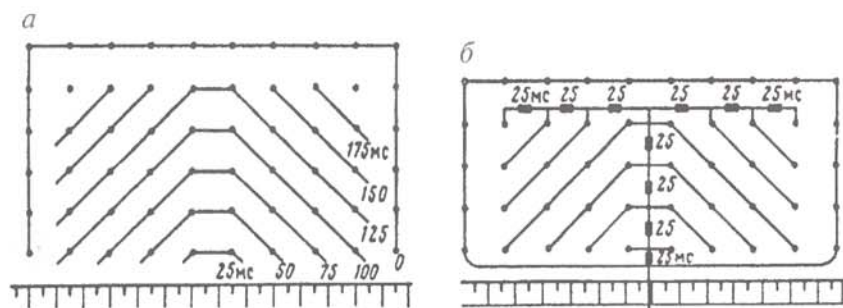


Рис. 9.13. Схема взрыва блока с предварительным схлопыванием трещин взрывом контурных зарядов:

а — порядок замеслений; *б* — монтажная схема взрывной сети

Разрушение массива с сомкнутыми трещинами происходит более интенсивно за счет снижения потерь энергии при переходе через плоскости трещин, если правильно подобран интервал замедления между контурным рядом и основными зарядами. Этот метод позволяет значительно снизить сейсмическое действие взрыва на окружающие объекты. Предложено для разных условий взрывания более 40 схем последовательности инициирования зарядов в блоке, однако наиболее распространенными являются клиновые, трапецевидные и диагональные.

9.9. ВЫСОТА БЛОКОВ (УСТУПОВ)

Сущность этого метода регулирования дробления состоит в том, что несколько рядов скважин бурят сразу на величину двух или трех уступов и взрывают с помощью средств КЗВ (рис. 9.14).

Основанием для применения данного метода взрывания являются следующие факторы: при высоте уступа 10—15 м, перебуре 2—3 м и забойке 6—7 м коэффициент использования глубины выбуренной скважины для размещения заряда ВВ, разрушающего массив, не превышает 50 %. С увеличением высоты уступа заполнение скважин ВВ растет.

Работа экскаватора на контакте с массивом малоэффективна. При большей высоте уступа относительная величина этого контакта уменьшается.

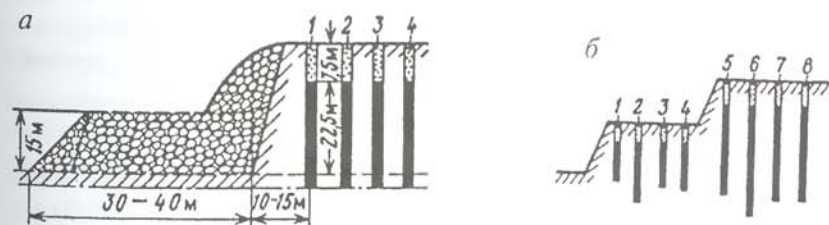


Рис. 9.14. Схема взрывания высоких (сдвоенных) уступов:

a — обычная порядная или диагональная; *б* — с врубными рядами; *1—8* — ряды скважинных зарядов

Очевидно, при взрывании одной скважиной n уступов число (длина перебуров и забойки уменьшается на $(n-1)$) и увеличивается коэффициент использования скважин для размещения зарядов, разрушающих массив.

Расчетами установлено, что при увеличении высоты уступа с 15 до 75 м время действия взрыва на массив увеличивается в 1,7—2 раза и, следовательно, увеличивается процент энергии взрыва, расходуемой на дробление.

На основе взрывания высоких уступов можно реализовать следующую технологическую схему добычи:

- ♦ бурение 5—10 рядов скважин глубиной 25—50 м, исходя из возможной длины фронта погрузки и допустимой величины заряда по сейсмическому действию;

- ♦ зарядание скважин сплошными или рассредоточенными зарядами на всю длину с оставлением под забойку 6—7 м и взрывание отдельных частей зарядов с замедлениями 25—30 мс снизу-вверх. Величины отдельных зарядов и мощность применяемого ВВ увеличиваются с увеличением глубины скважин;

- ♦ взрывание на подпорную стенку из породы, разрушенной предыдущим взрывом;

- ♦ погрузочные машины на всех горизонтах, кроме нижнего, работают на взорванной горной массе, не имея контактов с невзорванным массивом;

- ♦ при достижении высокой интенсивности дробления при такой технологии возможно применение роторных экскаваторов и ленточных конвейеров. Это реализовано на угольных разрезах Экибастуса.

Опыт карьеров Кривбасса показал, что рациональная высота высоких уступов составляет 30 м. После взрывания уступов высотой 45 м при сетке расположения скважин 9×9 и 10×10 в процессе уборки породы установлено, что нижняя часть (10—12 м) высокого уступа разрушается плохо, в связи с чем требовались повторное обуривание и взрывание нижних подступов. Это наблюдалось особенно часто при расширенной сетке скважин. В настоящее время, несмотря на некоторые преимущества взрывания высоких уступов, из-за длительного омертвления капита-

ловложений на буровзрывные работы, а также уменьшения ширины рабочих площадок объем их применения на карьерах мал.

Существенным недостатком применения высоких уступов является также то, что применяемые экскаваторы с вместимостью ковша 8 и $12,5 \text{ м}^3$ имеют максимальную высоту черпания в пределах 10 м, т.е. образованный при взрыве навал необходимо разделять на подступы. Это приводит, даже при нормальной взрывной проработке нижней части уступа, к сильному уплотнению нижнего подступа перемещающимися по нему экскаватором и большегрузными самосвалами. Кроме того, передвижение автосамосвалов по неровному навалу взорванной горной массы неблагоприятно сказывается на надежности их работы.

И, главное, переход на высокие уступы 30 и 45 м при существующем в настоящее время на большинстве глубоких карьеров значительном отставании вскрышных работ (например, на карьерах Кривбасса более 500 млн м^3) может создать временное улучшение горных работ за счет возможности уменьшения суммарной ширины рабочих площадок в рабочей зоне карьера. Однако через 10—15 лет карьеры, используя это временное, кажущееся улучшение с вскрышными работами, попадут в еще более тяжелое положение, увеличив еще больше отставание вскрышных работ. Кроме того, на ряде карьеров будет затруднена работа по усреднению добываемых руд. Поэтому перевод карьеров на работу с использованием высоких уступов при имеющемся буровом и погрузочном оборудовании нецелесообразен из-за еще более существенных трудностей для перспектив продолжения открытой разработки на все увеличивающихся глубинах.

Применение высоких уступов ограничено породами I—II категорий трещиноватости, где хорошее дробление горной массы и удовлетворительная проработка подошвы предопределяются интенсивной трещиноватостью пород. В средне- и крупноблочных породах этот метод пока недостаточно опробован.

Основное условие качественного разрушения пород — смещение разрушаемого массива в пространстве — достигается взрыванием на открытую поверхность либо применением специальных методов взрывания.

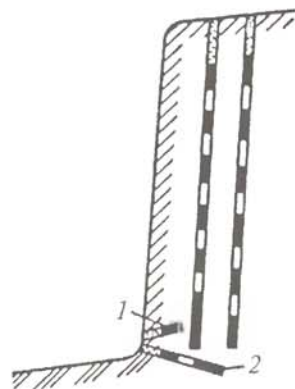


Рис. 9.15. Взрывание высоких уступов наклонными скважинами небольшого диаметра

Подошвы уступа иногда бурят дополнительные горизонтальные и наклонные скважины 1, 2 для хорошей проработки подошвы уступа и повышенной интенсивности дробления нижней части массива (рис. 9.15).

9.10. ВНУТРИСКВАЖИННОЕ ЗАМЕДЛЕНИЕ И НАПРАВЛЕНИЕ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДА

Сущность внутрискважинного замедления состоит в разделении заряда, размещаемого в скважине, на несколько частей и взрывании одних частей заряда с замедлением по отношению к другим (рис. 9.16). За счет этого достигаются увеличение общего времени воздействия взрыва на массив и улучшение степени его дробления.

В настоящее время рациональным считается первым инициировать нижний, а потом с замедлением 10—15 мс верхний заряд ВВ. Разработка рациональных схем и определение интервалов замедлений при использовании внутрискважинных замедлений для разных пород пока не завершены. Важным недостатком

является необходимость при инициировании зарядов помещать ДШ нижнего боевика в полихлорвиниловый или резиновый шланг для того, чтобы исключить инициирование верхнего заряда. Это не технологично и требует дополнительных затрат ручного труда. При электрическом и волноводном неэлектрическом инициировании с интервалами 15—25 мс технология взрывания упрощается.

Однако возникают большие сложности в случае необходимости ликвидации отказавшего скважинного заряда с оставшимися детонаторами. Видимо, этот метод можно будет применять при использовании маломощных ДШ с навеской 2 г/м, к которому нечувствительны применяемые на карьерах гранулированные и водосодержащие ВВ, а также неэлектрических систем инициирования при обеспечении 100 % надежности взрывания. Соотношение между верхним и нижним зарядом 1:2 и длина промежутка между зарядами 0,6—0,8 длины верхней части заряда.

Скважинные заряды на карьерах принято в настоящее время инициировать одним или двумя боевиками из одной или двух шашек ПД, размещаемых в нижней (на уровне подошвы уступа) и в верхней (в 1,0—1,5 м от верхнего торца) частях заряда.

Экспериментами установлено, что проработка подошвы уступа и степень дробления улучшаются, если произвести инициирование скважинного заряда не сверху (рис. 9.17, а), а снизу (рис. 9.17, б).

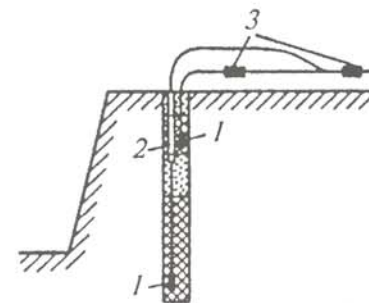


Рис. 9.16. Разновременное инициирование частей рассредоточенного заряда в скважине:

1 — боевики; 2 — изолирующий ДШ шланг; 3 — РПН

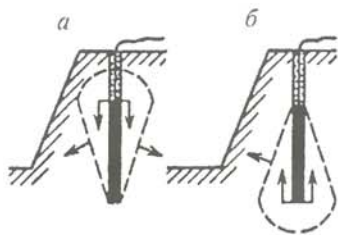


Рис. 9.17. Изменение напряженного состояния массива в зависимости от направления инициирования зарядов:

a — сверху; *б* — снизу

При этом, как показывают съемки на прозрачных и оптических активных моделях, фронт волны напряжений при инициировании снизу более равномерно воздействует на массив, а время действия энергии взрыва увеличивается за счет увеличения продолжительности разрушения массива. В определенных случаях для интенсификации дробления может быть использовано одновременное инициирование заряда в нескольких точках (многоточечное инициирование), а также линейное одновременное инициирование заряда по всей высоте заряда мощным ДШ с навеской 20, 40 г/м.

По данным проф. В.Н. Мосинца, перспективно применять инициирование заряда снизу, если скорость детонации выше скорости распространения продольной волны в массиве в 1,6 раза и более. Если соотношение скоростей менее 1,6, лучше применять прямое (верхнее) инициирование.

При прямом инициировании заряда боевиком уменьшенной величины (0,4—0,6 кг) достигнуто лучшее дробление известняков. Заряд гранулированного ВВ при этом подвергался опережающей (10—15 мкс) подготовке за счет взрыва в нем одной или двух ниток детонирующего шнура, проложенных по всей длине заряда у стенки скважин (опыты МГИ).

Вместе с тем установлено, что ДШ с навеской 12 г/м при его размещении в заряде гранулированного ВВ возбуждает в нем низкоскоростную детонацию (2,0 км/с), что снижает выделяемую мощность взрыва и ухудшает качество дробления.

Для нижнего инициирования зарядов нужны маломощные ДШ с навеской 2 г/м или волноводные системы СИ типа СИНВ или Эдилин, не чувствительные к блуждающим токам. Поэтому рекомендовать нижнее инициирование при штатных средствах инициирования нецелесообразно, а окончательный вывод может быть сделан только на основе проведения опытных взрывов.

Для менее чувствительных водосодержащих акваторов и эмульсионных ВВ возникает вопрос о нарушении качества ВВ в заряде (его разрушении) взрывом двух ниток ДШ. Поэтому здесь целесообразно применение волноводных систем неэлектрического инициирования.

9.11. ВЛИЯНИЕ ЗАБОЙКИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЗРЫВАНИЯ

Устья шпуров и скважин, оставшиеся свободными после размещения зарядов, заполняют, как правило, забойным материалом: глиной, песком, мелкой породой, буровой мелочью и т.п. Забойка положительно влияет на эффективность взрыва за счет следующих факторов: уменьшает потери энергии в процессе детонации заряда и обеспечивает более полное протекание реакции взрыва; увеличивает длительность воздействия газов взрыва на стенки зарядной камеры, в результате чего увеличивается интенсивность дробления породы; уменьшает силу ударной воздушной волны и разброс кусков породы.

Применение качественной забойки обеспечивает увеличение эффективности взрывания их на 10—15 %. Наиболее эффективна забойка из песка или из мелкодробленой породы, оказывающая наибольшее сопротивление газам взрыва.

Применение на карьерах вместо забойки бумажных пробок в устье скважины, выполненных из остатков мешков, ведет к повышению удельного расхода ВВ и увеличению разлета кусков, что недопустимо. Минимальная величина забойки при взрывании на карьерах должна быть не менее 0,5W, или 15—20 диаметров заряда.

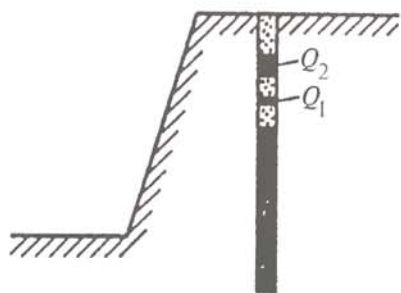


Рис. 9.18. Схема забойки скважин с запирающими зарядами

Имеются предложения по применению запирающих зарядов в забойке, за счет чего ее длину можно значительно уменьшить. Сущность запирающих зарядов (рис. 9.18) состоит в том, что их (обычно один, реже два) размещают в забойке и взрывают одновременно с основным зарядом.

При взрыве в устье скважины создается давление, близкое к давлению, развиваемому основным зарядом, которое препятствует вылету газов взрыва, за счет чего удлиняется время действия взрыва на массив при разлете кусков в пределах требований по безопасности.

Имеются исследования бывш. ИГД Минчермета СССР, согласно которым забойка не влияет существенно ни на качество дробления породы, ни на разлет кусков породы. Вместе с тем взрывание без забойки снижает вероятность подбоя линий ДШ, проложенных для инициирования заряда в верхней части скважины. На каждом предприятии согласно «Единым правилам безопасности при ведении взрывных работ» применять или не применять забойку решает главный инженер на основе проведения опытных или анализа промышленных взрывов.

9.12. ПРИМЕНЕНИЕ ПАРНОСБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИН

Применение парносближенных скважин как метода регулирования степени дробления горных пород основано на предположении, что два или три скважинных заряда (рис. 9.19), распо-

ложенных на расстоянии $(3—6)d_3$ и взорванных одновременно, действуют как один плоский заряд, генерирующий в массив плоскую волну напряжений, которая, распространяясь в нем, затухает обратно пропорционально расстоянию, т.е. менее интенсивно, чем при одиночном заряде. За счет этого массив породы в большей мере насыщается энергией при взрыве и происходит его более интенсивное и равномерное дробление на больших расстояниях от заряда.

Этот метод взрывания применяли в 40-х годах, когда на высоких уступах бурили вертикальные скважины диаметром 150—170 мм, не обеспечивающие нормальной проработки подошвы уступа. В первом ряду скважины сдваивали и страивали для обеспечения нормального разрушения массива и проработки его подошвы.

Промышленными взрывами установлено, что объем разрушения породы при достаточно равномерном дроблении увеличивается при взрыве двух сближенных скважин в $\sqrt{2}$ раза. Величина W для парносближенных скважин рассчитывается, по данным треста «Союзвзрывпром», как для одной с эквивалентной вместимостью $2p$, т.е.

$$W = \sqrt{\frac{2p}{q_p}}, \text{ или } W = 0,9 \sqrt{\frac{2p}{q_{\phi}}},$$

где q_p и q_{ϕ} — соответственно расчетный и фактический удельные расходы ВВ, кг/м^3 ; p — вместимость 1 м скважины, кг .

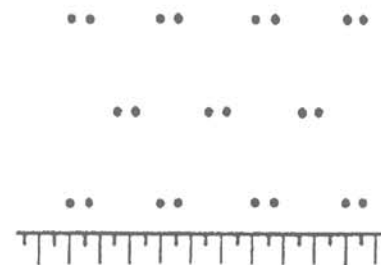


Рис. 9.19. Схема обурирования блока парносближенными скважинами

Расстояние между сближенными скважинами принимается равным $(4-6)d_3$.

Определенные сложности возникают при бурении второй скважины в трещиноватых массивах из-за попадания в первую по трещинам буровой мелочи, выдуваемой из скважины.

Широкого распространения метод парносближенных скважин не получил.

9.13. ВЗРЫВАНИЕ В ЗАЖАТОЙ СРЕДЕ

Сущность взрывания в зажатой среде (на подпорную стенку) заключается во взрывании группы зарядов, когда открытая поверхность откоса уступа как бы прикрыта определенным объемом ранее разрушенной породы (рис. 9.20).

При взрывании в зажатой среде рационально применять КЗВ при числе рядов скважин не менее четырех. Взрывание может быть выполнено в любых породах, однако оно предпочтительнее в породах средней крепости и крепких, с интенсивной трещиноватостью, в которых внутренняя пустотность достаточна для обеспечения разрушающего смещения одних отдельных частей относительно других без их перемещения за внешний контур массива.

Во многих случаях следует применять взрывание в зажатой среде вместо взрывания на открытую поверхность откоса уступа, которое имеет следующие технологические недостатки:

- ♦ сложность управления параметрами развала горной породы;

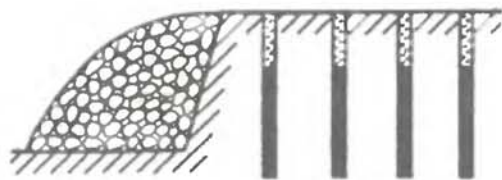


Рис. 9.20. Схема взрывания на подпорную стенку (в «зажатой среде»)

- ♦ большой объем подготовительно-восстановительных работ по железнодорожным транспортным магистралям, линиям электропередачи и т.д.;

- ♦ низкая производительность и неудовлетворительные условия работы экскаваторов при уборке горной массы в последней ленте и при зачистке откоса уступа;

- ♦ трудность достижения больших объемов взрывов;

- ♦ обустройство уступов выполняется после уборки породы, что приводит к снижению производительности горного оборудования из-за перерывов в работе для подготовки и выполнения взрыва.

Взрывание в зажатой среде имеет следующие преимущества:

- ♦ значительно снижается объем подготовительных и восстановительных работ на уступе;

- ♦ уменьшается число взрывов и увеличивается производительность горного оборудования;

- ♦ повышается степень дробления массива, особенно между первым рядом скважин и откосом уступа;

- ♦ достигается регулирование параметров развала взорванной горной массы;

- ♦ создаются условия независимой работы буровых станков и подготовки взрыва от погрузочно-транспортного оборудования.

Опытными взрывами установлено, что ширина подпорной стенки при взрывании на карьерах известняка составляет 10—12 м, на железорудных карьерах 20—25 м.

На основе расчетов и исследований рекомендована следующая технология взрывания в зажатой среде:

- ♦ число взрываемых рядов должно быть не менее четырех;

- ♦ для сильнотрещиноватых пород ($f = 8-14$) целесообразно применение порядных схем с использованием врубов;

- ♦ интервалы замедления между сериями зарядов принимают 50—75 мс;

- ♦ порядные схемы взрывания применимы только для массивов с интенсивной трещиноватостью аналогично криворожским кварцитам;

♦ для крепких среднеблочных пород эффективны диагональная и радиальная схемы;

♦ при взрывании в зажатой среде общий удельный расход ВВ увеличивается на 15—30 %.

Метод взрывания в «зажатой» среде получил широкое применение при подземной отбойке руд. При этом в блоке первый взрыв выполняется по традиционной схеме на отрезную щель (свободное пространство вдоль фронта взрываемого блока). После взрыва между взорванной горной массой и массивом образуется щель шириной 1,0 м и более. Кроме того, производится частичный выпуск взорванной руды из камеры из расчета, чтобы после очередного массового взрыва общий коэффициент разрыхления k_p взорванной горной массы от первого и второго взрывов был не менее 1,2, т.к. при меньших k_p выпуск руды происходит неудовлетворительно из-за ее запрессовки.

Кроме улучшения дробления взрывание в зажатой среде позволяет значительно снизить разубоживание руды при выпуске.

9.14. ПРИМЕНЕНИЕ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ ШПУРОВ И СКВАЖИН

Для улучшения дробления породы иногда рекомендуется между основными 1 располагать дополнительные заряды в шпурах или скважинах уменьшенной глубины и диаметра (рис. 9.21).

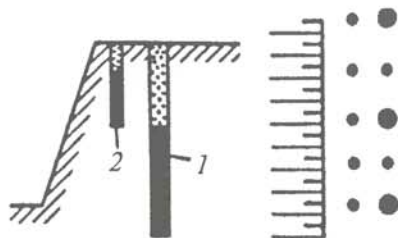


Рис. 9.21. Схема применения промежуточных зарядов

Глубина дополнительных шпуров и скважин принимается равной длине забойки в основных. Несмотря на значительное улучшение качества дробления, этот способ можно рекомендовать только для небольших карьеров при малой мощности погрузочно-транспортного и особенно дробильного оборудования с допустимыми размерами куска 0,3—0,4 м и высоким выходом негабарита при взрыве (15—20 % и выше). Это объясняется тем, что комбинированное обуривание неэффективно с точки зрения организации работ, малопроизводительное, а себестоимость обуривания массива становится в 1,5—2 раза, выше, чем при обычном способе.

Заряды дополнительных шпуров и скважин монтируют в общую взрывную цепь.

При некачественном дроблении верхней части уступа иногда целесообразно применить основные скважины нормальной глубины в сочетании с промежуточными мелкими скважинами такого же диаметра.

Такая схема обуривания и взрывания массива эффективна, например, при наличии слоя мерзлого грунта в кровле уступа.

9.15. ПРИМЕНЕНИЕ ПУЧКОВ И ДРОБЯЩИХ ВЕЕРОВ СКВАЖИН

При подземной разработке мощных месторождений для улучшения дробления массива широко применяется метод пучкового расположения и взрывания четырех-пяти параллельных скважин на расстоянии $(4—5)d_z$ одна от другой. При этом суммарный расход бурения сохраняется на уровне одиночных скважин, а увеличение эффективности бурения достигается уменьшением затрат времени на перестановку буровых станков.

Предложено применять дугообразные (полукольцевые) пучковые схемы расположения зарядов, направленные выпуклостью к открытой поверхности массива (рис. 9.22). При такой схеме пучок зарядов работает как заряд большого диаметра с инертным сердечником, достигается высокая интенсивность дробления, повышается КПД взрыва.

При веерном бурении скважин улучшение дробления достигается путем расположения половины скважин веера со смещением на 0,5—1 м по отношению к другой половине скважин (рис. 9.23). При этом достигается улучшение дробления породы в призабойной части скважин и уменьшается переизмельчение в устьевой части.

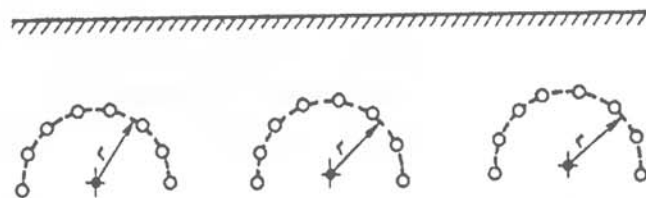


Рис. 9.22. Схема полукольцевых пучков скважин

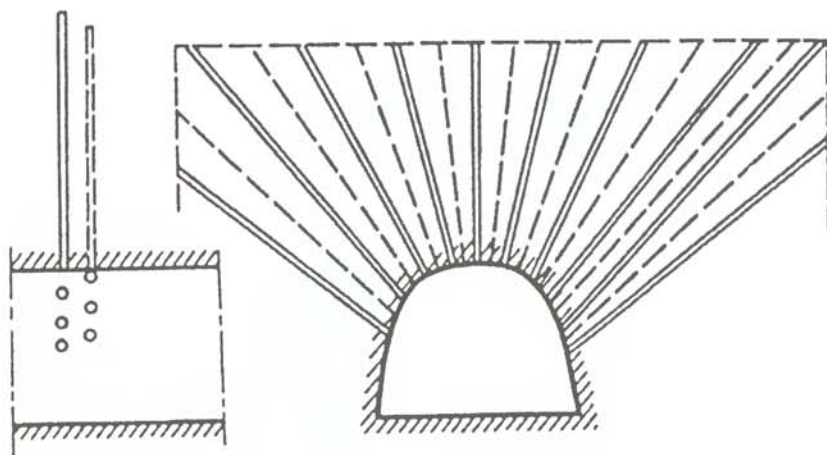


Рис. 9.23. Схема дробящих вееров скважин

9.16. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ПОРОД И КОНДИЦИОННЫЙ РАЗМЕР КУСКОВ

Определяющими свойствами, влияющими на возможность регулирования дробления массивов пород взрывом, являются их прочность и трещиноватость. С увеличением прочности и вязкости породы для разрушения ее отдельных частей, составляющих массив, требуется большая энергия, а следовательно, уменьшаются возможности регулирования дробления.

На одном и том же предприятии за счет различной трещиноватости на разных участках в одних и тех же по минералогическому составу породах получается различная степень дробления при взрыве, зависящая от того, насколько отличаются размеры естественных отдельных частей, составляющих массив, от размеров кондиционного куска, а также от грансостава отдельных частей.

Гранулометрический состав взорванной породы в любом случае можно выразить графиками (рис. 9.24).

С увеличением кондиционного размера кусков (см. рис. 9.24) точки a_1 , a_2 , a_3 и т.д. содержание крупной фракции породы, требующее вторичного дробления, уменьшается. Таким образом, при постоянстве гранулометрического состава взорванной массы степень дробления, оцениваемая по выходу негабарита, может быть различной, различна и производственная оценка одного и того же взрыва. Поэтому одни и те же породы по трещиноватости при одинаковом гранулометрическом составе, полученном при взрыве, могут считаться легковзрываемыми и трудновзрываемыми в зависимости от принятых кондиционных размеров кусков.

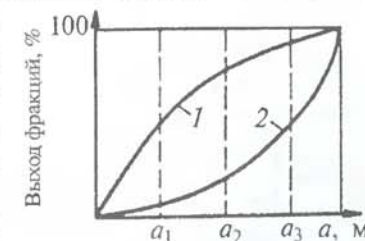


Рис. 9.24. Изменение выхода негабарита с изменением размера кондиционного куска

Возможности регулирования степени дробления породы зависят от размера кондиционных кусков. При малых допустимых размерах кусков увеличением удельного расхода ВВ можно добиться снижения объема (процента) выхода негабарита, однако число негабаритных кусков на 1 м^3 взорванной горной массы может уменьшиться, остаться постоянным и даже увеличиться.

При малых кондиционных размерах крупные куски породы, разрушаясь, образуют несколько более мелких, но тоже некондиционных по крупности. Если же размеры негабарита и естественных отдельностей мало различаются между собой, то возможности регулирования степени дробления расширяются, так как разрушение куска на две части превращает его из негабаритного в габаритный.

Это видно из данных размеров кусков разной крупности на карьере известняка (рис. 9.25).

При большом размере кондиционного куска (фракция до 0,9 м) с увеличением удельного расхода ВВ объем негабарита и число негабаритных кусков уменьшаются. При малых размерах кондиционного куска (фракция до 0,4 м) с увеличением удельного расхода ВВ число негабаритных кусков на 1 м^3 взорванной породы возрастает (рис. 9.25, б-1), несмотря на уменьшение выхода негабарита по объему (рис. 9.25, б-2).

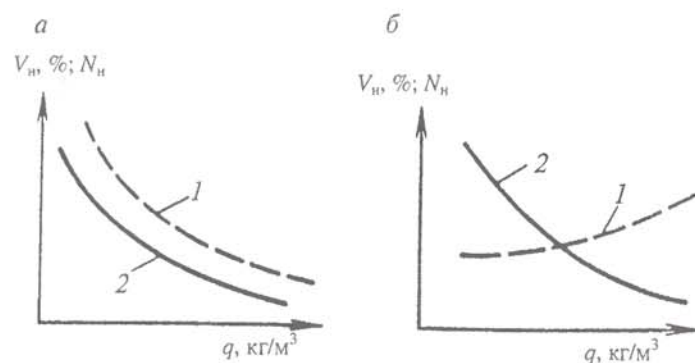


Рис. 9.25. Изменение выхода негабарита с увеличением удельного расхода ВВ:

а — большой размер кондиционного куска (0,9 м); б — малый размер кондиционного куска (0,4 м)

На основе изложенных выше данных составлена табл. 9.1, в которой приведены предпочтительные методы регулирования дробления в зависимости от свойств пород и кондиционного размера куска на предприятии.

Расчетные методы определения параметров взрывания с учетом крупности дробления не получили распространения ввиду чрезвычайного разнообразия условий ведения работ. Поэтому к выбору параметров отбойки более целесообразно подходить с нескольких иных позиций. Для каждого предприятия, треста, комбината, отрасли нужно составить в развитие шкалы взрываемости классификацию разрабатываемых горных пород по добываемости, в которой совместно учесть: физические факторы (прочностные характеристики пород и энергию применяемого ВВ с точки зрения параметров воздействия на массив); геологические факторы, к которым относится в основном трещиноватость взрываемого массива; технические (технологические) факторы, к которым относятся тип и мощность применяемого оборудования (размер кондиционного куска).

Таблица 9.1

Сопоставление методов эффективного дробления взрывом различных пород с учетом горно-технических условий разработки

Качественная характеристика массива	Соотношение размера максимальной отдельности к размеру кондиционного куска	Требуемый характер воздействия на массив для получения высокой степени дробления при взрыве	Наиболее эффективные методы регулирования дробления
Мелко-блочный	До 1	Разделение отдельностей практически без их дробления	Большой диаметр скважин (250 мм). Средние удельные расходы ВВ. Порядные схемы КЗВ, ВВ пониженной и средней энергии
Средне-блочный	1—2	Дробление крупных отдельностей минимум на две части	Средний диаметр скважин (200—250 мм). Средние и повышенные удельные расходы ВВ средней энергии. Врубовые схемы КЗВ

Окончание табл. 9.1

Качественная характеристика массива	Соотношение размера максимальной отдельности к размеру кондиционного куска	Требуемый характер воздействия на массив для получения высокой степени дробления при взрыве	Наиболее эффективные методы регулирования дробления
Крупно-блочный	Свыше 2	Интенсивное дробление крупных отдельных частей	Малый диаметр скважин (150 мм). Высокие удельные расходы ВВ средней и повышенной энергии врубовые схемы КЗВ. Большие диаметры скважин в сочетании с высокими удельными расходами мощных ВВ

Классификация составляется на получение заданного дробления при определенном размере кондиционного куска. Если для данного предприятия за кондиционный принят кусок другого размера, то принимается поправка K_q на удельный расход ВВ вида

$$K_q = \frac{d_x}{d_r},$$

где d_x и d_r — фактические и табличные размеры кондиционного куска, м.

Интенсивного дробления крупноблочного массива можно достигнуть также путем применения скважин большого диаметра (250—300 мм) в сочетании с высокими удельными расходами (1 кг/м^3) высокоплотных мощных ВВ и многорядных схем короткозамедленного взрывания. Схемы КЗВ должны обеспечить соударение возможно больших объемов взорванной горной массы, а высокие удельные расходы ВВ обеспечат большие скорости движения соударяющимися кусками для их интенсивного механического додробливания.

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ, ПРИНЯТЫХ В УЧЕБНИКЕ

АС	— аммиачная селитра
ВВ	— взрывчатое вещество
ВВВ	— водосодержащее взрывчатое вещество
ЭВВ	— эмульсионное взрывчатое вещество
ВМ	— взрывчатые материалы
СИ	— средства инициирования
ЭД	— электродетонатор
ЭДКЗ	— электродетонатор короткозамедленного действия
ЭДЗД	— электродетонатор замедленного действия
ЭВ	— электровоспламенитель
КД	— капсюль-детонатор
ОШ	— огнепроводный шнур
ДШ	— детонирующий шнур
РПД	— реле пиротехническое замедляющего действия
ЛНС	— линия наименьшего сопротивления
СПП	— сопротивление по подошве уступа
КЗВ	— короткозамедленное взрывание
КИШ	— коэффициент использования шпуров
КПД	— коэффициент полезного действия
ДТ	— дизельное топливо
ЕПБ	— Единые правила безопасности при взрывных работах

ПРИЛОЖЕНИЕ

МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Обширный экспериментальный материал по исследованию и совершенствованию параметров взрывания с целью достижения требуемой интенсивности дробления пород на карьерах часто трудно использовать, так как отсутствуют необходимые данные об экспериментах для объективного сравнения результатов взрывов, полученных в различных условиях.

Различная оценка взрываемых массивов приводит к тому, что иногда породы, одинаковые по трудности разрушения, рассматриваются в одних условиях как трудновзрываемые, а в других — как средне- и даже легковзрываемые. Существующие на карьерах местные классификации пород по взрываемости построены на различных исходных принципах.

Различными способами оценивается результат взрыва: по выходу негабарита, среднему размеру куска взорванной массы, выходу какой-то фракции, производительности экскаватора, дробилки и т.д. Различный размер кондиционного куска, различная мощность применяемого оборудования и производительность карьера — все это в значительной мере затрудняет получение сопоставимой оценки результатов массовых взрывов, проводимых на карьерах по добыче черных и цветных металлов, строительных и химических материалов и в других отраслях промышленности.

Поэтому по заданию Межведомственной комиссии по взрывному делу МГИ была разработана и широко обсуждена с горной научно-технической общественностью методика проведения опытных взрывов, основные положения которой изложены ниже.

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Опытный взрыв проводится с целью выявления влияния интересующих факторов (удельного расхода данных ВВ, диаметра скважин, конструкции зарядов и т.д.) на результат взрыва. Проведение серии взрывов на одном или нескольких карьерах при фиксированных параметрах и известных породах позволит использовать полученные результаты для прогнозирования результатов взрывания на других карьерах.

Во всех случаях сравнение должно производиться не с отчетными данными предприятий, а с проводимыми в сравнимых (одинаковых) породах взрывами по применяемым и экспериментальным параметрам с фиксацией результатов по настоящей методике.

Эффективность новых параметров оценивается сравнением качества дробления, проработки подошвы уступа, развала взорванной породы и производительности экскаватора.

Опытный взрыв, как и обычный массовый, производится взрывным участком предприятий в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах и Временной инструкции по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах.

Сотрудники научно-исследовательских институтов и лабораторий, при участии которых проводится опытный массовый взрыв, перед обуриванием блока составляют техническое задание на проведение опытного взрыва, где указываются цель опытного взрыва и требуемые параметры взрывания. Техническое задание на проведение опытного взрыва согласуется с начальником взрывных работ, утверждается главным инженером предприятия и передается к исполнению. Копия технического задания включается в технический паспорт или проект взрыва. Сотрудники исследовательских организаций контролируют правильность определения категории взрываемости и степени однородности пород, составления проекта на обуривание и расчета массового взрыва. Перед массовым взрывом они совместно с маркшейдером осуществляют контроль за правильностью вы-

полнения проекта на обустройство блока, за заряданием скважин, а также монтажом взрывной сети. Все вопросы по корректировке расчетов и схем решаются только с начальником взрывных работ и маркшейдером. Работники институтов и лабораторий, осуществляющие контроль за проведением опытного взрыва, могут по разрешению главного инженера предприятия находиться на блоке до окончания монтажа взрывной сети зарядов. После этого они должны удалиться за пределы опасной зоны.

Пункты киносъемки взрыва, установка замерных станций и посты наблюдений до взрыва согласуются с начальником взрывных работ и утверждаются главным инженером предприятия.

После сигнала отбоя вместе с мастером или начальником взрывных работ сотрудники институтов или лабораторий могут прибыть на место проведения взрыва для предварительной визуальной его оценки. К замерам результатов взрыва можно приступать только после осмотра места взрыва взрывниками и соответствующего разрешения горного мастера или вышестоящего должностного лица.

1. СВЕДЕНИЯ О СВОЙСТВАХ ВЗРЫВАЕМЫХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Все взрываемые массивы на карьерах, как правило, разделены трещинами на отдельные различные размеры.

Степень дробления массива при массовых взрывах в наибольшей степени зависит от трещиноватости массива и прочности отдельностей.

Для опытного взрыва необходимо выбрать участок массива, одинаковый по степени трещиноватости и прочности пород. Если это сделать невозможно, то на плане и на разрезах по опытному блоку необходимо указать участки пород с различной трещиноватостью и прочностью отдельностей, приведя названия пород. Оценку результатов взрыва необходимо проводить с учетом различной степени трещиноватости и прочности отдельностей, слагающих массив, на различных участках опытного блока.

1.1. Определение прочностных характеристик отдельностей, слагающих массив

Для оценки прочности отдельностей рекомендуется применять коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjяконова. В полевых условиях коэффициент крепости пород следует определять методом толчения (гл. 5), плотность взрывааемых пород определяется взвешиванием (гл. 6). При углублении знаний о свойствах пород целесообразно будет пользоваться критерием трудности разрушения академика В.В. Ржевского.

1.2. Определение трещиноватости взрывааемых пород

Оценка трещиноватости (определение категории трещиноватости) взрывааемых массивов производится по «Временной методике определения трещиноватости горных пород в массиве» фотопланиметрическим или планиметрическим методом по откосу уступов (гл. 7). Поскольку нижняя часть уступа, как правило, закрыта осыпавшейся породой, более удобен и объективен метод фотографирования уступа с применением масштабной сетки, которая монтируется на фотоаппарате, что исключает необходимость применения масштабных лент, реек и пр. (гл. 8).

Для получения предварительных результатов по степени трещиноватости относительно однородных пород достаточно одной фотографии с размером в натуре 10×10 м на каждом участке по длине уступа 40 м.

В случае применения взрывания в зажиме можно использовать метод определения трещиноватости по кернам и сейсмоакустический метод измерений (гл. 7.3 и 7.5).

Породы I и II категорий по трещиноватости рекомендуется объединять в одну категорию (см. табл. 1.1 учебника).

В настоящее время Институтом физики и механики горных пород АН Кыргызстана совместно с Северокавказским филиалом Всесоюзного научно-исследовательского и конструкторского института «Цветметавтоматика» разработан ме-

тод определения крепости и трещиноватости пород по энергоемкости шарошечного бурения с помощью аппаратуры «Прогноз-2». В Московском горном институте разработан метод определения свойств массива по уровню и спектру вибраций при шарошечном бурении. После широкой проверки эти методы целесообразно использовать для оценки свойств взрываемости массивов.

До взрыва определяются и наносятся на план и поперечные профили блока, направление господствующей системы трещин (сомкнутые, шириной до 1 см, до 10 см, зияющие или заполненные цементом, породой). На основе данных геолого-маркшейдерской службы уточняется представительность откоса уступа опытного блока для оценки свойств взрываемого массива в глубину. Целесообразно кроме оценки категории трещиноватости пород определить средний размер отдельностей (d_0) и построить графики распределения отдельностей, слагающих массив по крупности на основе обработки фотопланов по откосу уступа. Размеры фракций принимать в соответствии с табл. 1.1. учебника.

2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ПРОВЕДЕНИЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

По каждому опытному взрыву составляется его проект в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Временной инструкцией по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах».

На плане блока устанавливаются сетка скважин, заколы от предыдущего взрыва, отметки нижней и верхней бровок уступа, линия сопротивления по подошве для первого ряда скважин. На плане также приводятся 3—5 поперечных разрезов, отражающих характерные участки взрываемого блока. К плану прилагается таблица (табл. П.1) с фактическими параметрами сетки скважин, величинами и конструкцией зарядов ВВ.

Таблица П.1

Дата _____ Горизонт _____
 Серия взрыва _____
 Наименование ВВ: для сухих скважин _____
 для обводненных скважин _____
 Глубина от земной поверхности, м _____
 Диаметр скважин, мм _____
 Номер блока _____
 Угол наклона скважин, град _____

1	Наименование и краткое описание пород и руд	По группам скважин
2	Категория пород по трещиноватости	
3	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова	
4	Категория взрываемости пород (по местной шкале)	
5	Номер скважины	
6	Высота уступа по скважине, м	
7	Глубина скважины, м	
8	Перебур, м	
9	Высота столба воды в скважине, м	
10	Сопротивление по подошве (для 1-го ряда), м	
11	Расстояние между скважинами a , м	
12	Коэффициент сближения $\frac{a}{W}$	
13	Применяемые ВВ	
14	Величина заряда в скважине, в т.ч. водоустойчивого ВВ, кг	
15	Высота заряда, в т.ч. водоустойчивого ВВ, м	
16	Величина, кг, и характер рассредоточения заряда	
17	Длина забойки, м	
18	Угол между направлением отбойки и системой господствующей трещиноватости, град	
19	Расстояние между рядами, м	

До взрыва на блоке выставляют два ряда вешек на расстоянии 20—30 м от последнего ряда скважин для определения действия взрыва в глубь массива и выброса породы на верхнюю бровку. Вешки или другие отличительные знаки выставляют также для оценки действия крайних скважин и определения ширины развала.

При взрывании с подпорной стенкой («в зажиме») фиксируют ее параметры (ширина, высота, коэффициент разрыхления).

На плане расположения скважин приводятся схема взрывной сети с указанием интервалов замедлений, конструкция заряда в каждой скважине, применяемое ВВ, величины промежутков между частями зарядов, расположение и количество боевиков. На плане дается оценка нарушенности массива предыдущими взрывами, указывается господствующая система (системы) трещин.

Количество опытных взрывов для исследования влияния различных факторов на степень дробления горной массы определяется в зависимости от коэффициента вариации определяемого признака, допустимой ошибки и заданной надежности по формуле

$$n = \frac{t^2 \sigma_x^2}{\epsilon_x^2},$$

где t — коэффициент, при исследовательских работах принимается $t = 2,0$ при надежности 95 %; σ_x — среднеквадратичное отклонение; ϵ_x — заданная ошибка.

Среднеквадратичное отклонение k допускается из расчета, что коэффициент вариации, определяемый по формуле

$$k = \frac{\sigma_x}{X} 100,$$

был в пределах 15—20 %; заданная ошибка 5—10 %; x — средняя величина.

В однородных по трещиноватости и петрографическому составу породах на крупных карьерах для получения достаточно надежных результатов с учетом усреднения влияния различных случайных факторов достаточно проведения 3—4 взрывов объемом 20—30 тыс. м³ при использовании скважин диаметром 243 мм. Количество рядов скважин 3—4. Изменение диаметра долот требует изменения объема опытных взрывов пропорцио-

нально отношению квадратов диаметров. Изменение объема взрыва при постоянном диаметре требует изменения числа опытов пропорционально квадратному корню из отношения объемов.

При проведении опытных взрывов следует исходить из значимости различных факторов, влияющих на степень дробления пород. В табл. П.2 приведены различные факторы и степень их влияния на регулирование дробления взрывающей массы.

Таблица П.2

Группа	Параметры	Примерные пределы регулирования выхода негабарита
I	Расчетный удельный расход ВВ, диаметр зарядов, размер сетки скважин	(0,1 – 0,10) $v_{ом}$
II	Применяемое ВВ, конструкция зарядов, число зарядов, число рядов, высота уступа, схема и интервал замедления, забойка, величина подпорной стенки и т.д.	(0,1 – 0,01) $v_{ом}$

Примечание. $v_{ом}$ — содержание (%) крупных отдельностей в массиве.

При проведении опытных взрывов следует придерживаться следующих максимально допустимых отклонений основных параметров взрывных работ и свойств пород, чтобы получаемые результаты по сравниваемым участкам были представительны для последующего анализа (табл. П.3).

Таблица П.3

Наименование показателей	Максимальное отклонение по сравниваемым участкам
Трещиноватость (средний размер), м	± 10 % от размера отдельности
Коэффициент крепости f	± 2 % (две единицы)
Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	± 5 %
Высота уступа, м	± 1,0 м
Перебур, м	± 0,5 м
Длина забойки, м	± 0,5 м
Величина СПП по первому ряду, расстояние между скважинами и рядами, м	± 0,5 м
Уровень воды в скважинах (обводненность), м	± 1,0 м

Прежде чем оценивать эффективность факторов, которые изучаются проведением опытных взрывов, необходимо оценить применяемые на предприятии параметры взрывания, поскольку последние могут отличаться от оптимальных для конкретных горно-геологических условий.

Фактические параметры должны отличаться от расчетных не больше указанных величин. Ориентировочно определение расчетного расхода ВВ рекомендуется производить по шкале взрываемости пород, разработанной МГИ на основе многолетних исследований на карьерах по добыче руд черных и цветных металлов. Шкала разработана для диаметра долот 243 мм и кондиционного куска 1000 мм, высоты уступа 10—15 м (табл. 1.4).

Для ориентировочного определения расчетного расхода ВВ (q) в зависимости от свойств пород (трещиноватости и крепости) и при изменении диаметра скважин можно пользоваться формулой

$$q = 0,13\rho\sqrt[4]{f}\left(0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3}d_3d_0\right)\left(\frac{0,5}{d_k}\right)^{2/5}k_{BB},$$

где d_0 — средний размер отдельностей, м; d_k — размер кондиционного куска, м; ρ — плотность пород, т/м³; d_3 — диаметр заряда (скважины), мм.

Остальные параметры рекомендуется определять по следующим формулам:

♦ величина СПП при высоте уступа 10—15 м (данные треста «Союзвзрывпром»):

$$W = \sqrt{\frac{0,56p_2 + 4mqpHl_{скв} - 0,75}{2mqH}},$$

где p — вместимость 1 м скважины, кг; H — высота уступа, м; $l_{скв}$ — глубина скважины, м; m — относительное расстояние между скважинами.

♦ величина забойки:

$$l_{заб} = 0,5W, \text{ м};$$

♦ величина перебура:

$$l_{пер} = 0,5qW;$$

♦ сетка скважин:

расстояние между скважинами, м: $a = mW$;

между рядами скважин, м: $b = \frac{1}{m}W$

(обычно $m = 0,8—1,4$).

В легко- и средневзрываемых породах необходимо применять рассредоточение зарядов воздушными промежутками, согласно рекомендациям акад. Н.В. Мельникова и д.т.н. Л.Н. Марченко;

♦ интервал замедления $\tau = AW$, м,

где A — коэффициент, при крепких крупноблочных породах $A = 6$.

В случае значительного расхождения расчетных и применяемых параметров необходимо оценить их эффективность проведением опытных взрывов по сравнительным взрывам и выбрать лучший вариант для оценки исследуемого фактора.

Рекомендуемые расчетные параметры должны давать результаты по дроблению, близкие к указанным в табл. 1.5.

3. ФИКСАЦИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

После взрыва измеряют и наносят на план блока параметры развала: общая конфигурация развала в плане, его характерные профили, выброс на верхнюю бровку, заколы и т.д.

Степень дробления массива характеризуется:

♦ полным фракционным составом и средним диаметром куска;

♦ выходом крупной (негабаритной) фракции и мелочи, идущей в отходы.

Для измерения гранулометрического состава можно пользоваться различными методами.

При линейном способе измерений линии замеров в зависимости от однородности кусковатости взорванной массы прокладываются на расстоянии 5—10 м одна от другой. Измерениями охватывают всю поверхность развала. При планиметрическом способе площадь развала разбивают на несколько «лент» шириной не менее 2 м по всей ширине развала. Количество лент определяется однородностью развала, расстояние между ними изменяется в пределах 20—30 м. Предпочтительным методом является метод непосредственных измерений или фотографирование развала с масштабной рамкой. При возможности фиксировать гранулометрический состав горной массы по мере уборки породы, т.е. по различным заходкам экскаватора. При этом фотографировать необходимо те же участки и с тем же интервалом, как и до взрыва.

Крупные куски рекомендуется измерять поштучно в процессе работы экскаватора. На поверхности развала определенной площади можно произвести подсчет всех кусков требуемой крупности и определить их число на 1 м породы (N) по формуле

$$N = \frac{n\sqrt{n}}{S\sqrt{S}},$$

где n — число зафиксированных крупных кусков на площади S , м.

Переход к относительному объему фракции производится по формуле

$$V = NV_{\text{ср}},$$

где $V_{\text{ср}}$ — средний объем кусков данной фракции, м³. Площадь замера должна быть 500—1000 м².

Результаты замеров гранулометрического состава взорванной породы заносятся в табл. П4. Шаг разделения фракций может быть укрупнен, но должен иметь отмеченные граничные интервалы.

Таблица П.4

0-20	21-30	31-40	41-50	51-60	61-80	81-120	121-150	> 150	Выход кусков > 500 мм, %	Выход кусков > 1000 мм, %	Размер среднего куска, см	Размер кондиционного куска, м	Выход негабарита, %
------	-------	-------	-------	-------	-------	--------	---------	-------	--------------------------	---------------------------	---------------------------	-------------------------------	---------------------

Если взрыв проведен в разных породах, фиксация результатов для каждой категории по трещиноватости или взрываемости делается отдельно. Производится отдельный учет по рядам скважин или заходкам экскаватора. Средний размер куска взорванной массы ($d_{\text{ср}}$, см) определяется по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{\sum d_i \gamma_i}{100},$$

где d_i — середина интервала соответствующей фракции, см; γ_i — выход кусков этой фракции, %.

В качестве критериев оценки гранулометрического состава взорванной горной массы следует использовать средний размер куска $d_{\text{ср}}$, выход фракций 500 и 1000 мм, выход негабарита и его размер, выход некондиционной мелочи.

4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

Для оценки результатов массовых взрывов определяют по маркшейдерским данным фактический объем взорванной массы, общий метраж бурения, расход ВВ и СИ.

Данные по сравниваемым производственному и опытному взрывам фиксируются в виде таблицы (табл. П.5).

Для более детального анализа при погрузке взорванной породы необходимо указывать тип экскаватора, вместимость ковша и продолжительность погрузки по I, II, III и т.д. заходам:

- ◆ продолжительность цикла черпания $t_{\text{ч}}$, с;
- ◆ продолжительность погрузки данного сосуда вместимостью $t_{\text{с}}$ (м^3), с;
- ◆ время откладывания негабарита $t_{\text{нг}}$, с;
- ◆ общее время на подготовку забоя к погрузке $t_{\text{п}}$, с;
- ◆ время разборки подошвы уступа $t_{\text{пу}}$, с;
- ◆ время оборки откоса уступа $t_{\text{оу}}$, с.

Таблица П.5

Дата _____ Горизонт _____
Номер блока _____

Технологические показатели по взрыву

Наименование	Участки опытного блока при категории породы по взрываемости			
	I	II	III	IV
Объем взорванной горной массы, м^3				
Общий объем бурения, м^3				
Выход горной массы с 1 м, м^3				
Общая величина зарядов, кг				
Удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$:				
расчетный				
фактический				
Ширина развала, м				
Завышение подошвы, м				
Средний размер куска, м				
Выход фракции +500 мм, %				
Выход фракции +1000 мм, %				
Выход негабарита, %, и его размер, м				
Выход мелочи, %				
Величина зарядов на вторичное дробление, кг				

Окончание табл. П.5

Наименование	Участки опытного блока при категории породы по взрываемости			
	I	II	III	IV
Вместимость ковша экскаватора, м^3 *				
Производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{ч}$ *				
Транспорт				
Вместимость транспортного сосуда, м^3				
Время загрузки одного транспортного сосуда, мин				
* Для достоверной фиксации работы экскаватора необходим хронометраж.				

Полученные данные после усреднения результатов заносят в табл. П.6 для сравнения производственного и опытного взрывов.

Таблица П.6

Показатели погрузки взорванной породы

Показатели	Экскаваторные заходки при категории породы по трещиноватости			
	I	II	III	IV
Выход негабарита, %				
Средний размер негабарита, м				
Средняя высота развала, м				
Время (мин), затраченное:				
на черпание $t_{\text{ч}}$				
откладывание негабарита $t_{\text{нг}}$				
разборку подошвы $t_{\text{пу}}$				
оборку откоса уступа $t_{\text{оу}}$				
подготовку забоя $t_{\text{п}}$				
загрузку транспортного сосуда ($t_{\text{с}}$)				
вместимостью, м^3				

По полученным в табл. П.4, П.5, П.6 данным вычисляют:

- ◆ стоимость первичного бурения и взрывания;
- ◆ стоимость вторичного дробления;
- ◆ стоимость погрузки породы;
- ◆ стоимость транспорта;
- ◆ убытки от выхода некондиционной мелочи.

Технологическое совершенство производственного (П) и опытного (О) взрывов оценивается следующими основными показателями (табл. П.7).

Таблица П.7

Показатели	П	О	±
Время подготовки ВВ к заряданию блока, ч			
Трудоемкость подготовки ВВ, чел.-смен			
Время зарядания 1 скважины, мин			
Трудоемкость зарядания 1 скважины, чел.-смен			
Время монтажа сети для условных 100 скважин, мин			
Трудоемкость монтажа сети для условных 100 скважин, мин			
Процент механизации работ по заряданию			
Время остановки работ в карьере на взрыв, ч			
Чистое время подготовки блока к взрыву, ч/ 1000 м ³			

Технико-экономическая эффективность опытного взрыва по сравнению с производственным оценивается по следующим основным показателям (табл. П.8).

Таблица П.8

Показатели	П	О	±
Выход породы с 1 м скважины, м ³			
Удельный расход ВВ, кг/м ³			
Объемная концентрация энергии ВВ, кДж/м ³			
Выход негабарита, %			
Выход мелочи (отходов), %			
Наличие порогов (по площади, %, или по числу полных и неполных циклов экскаваторов)			
Стоимость обустройства 1 м ³ горной массы, руб.			

Окончание табл. П.8

Показатели	П	О	±
Стоимость первичного взрывания, руб/м ³			
Стоимость вторичного дробления, руб/м ³			
Производительность зарядания, т/ч			
В том числе:			
по ВВ			
по монтажу сети			
Производительность погрузки, м ³ /ч			
Стоимость погрузки, руб/м ³			
Стоимость транспорта, руб/м ³			
Стоимость первичного механического дробления, руб/м ³			
Итого: Затраты, руб/м ³ .			

При необходимости в результатах взрыва фиксируются и другие не указанные в методике специфические особенности, характерные для данного карьера.

При более подробной оценке результатов взрыва необходимо учитывать производительность, расход электроэнергии, затраты на получение концентрата руд и его выход при промышленных и опытных взрывах. Однако эти работы весьма трудоемки и сложны по выполнению, а потому их применяют только при специально поставленных работах, чтобы учесть не только факторы влияния параметров опытного взрыва на дробление, а также на последующую переработку и извлечение полезных компонентов в концентрат руды и процент его выхода на 1 т переработанной горной массы.

5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА КРЕПОСТИ ПОРОД МЕТОДОМ ТОЛЧЕНИЯ НА ПРИБОРЕ ПОК-3

Кусочки породы размером ребра 2—4 см общей массой 40—90 г помещают в металлический стакан и дробят ударами бойка массой 2,4 кг, падающей в вертикальной трубе с высоты 60 см. Поочередно дробится пять групп таких навесок и определяется выход фракции —0,5 мм просеиванием через сито и замером в мерном цилиндре. Коэффициент крепости ориентировочно вычисляется по формуле

$$f = \frac{20n}{l},$$

где n — число ударов; l — высота столба фракции ($-0,5$ мм) в мерном цилиндре диаметром 23 мм.

Производится трехкратное определение показателя крепости и вычисляется среднее значение.

6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОТНОСТИ ПОРОДЫ

Плотность пород определяется с применением парафинирования образцов в состоянии естественной влажности и вычисляется по формуле

$$\gamma = \frac{m}{m - m_2 - k(m_1 - m)},$$

где m — масса непарафинированного образца в воздухе, г; m_1 — масса запарафинированного образца в воздухе, г; m_2 — масса запарафинированного образца в воде, г; k — постоянный коэффициент,

$$k = \frac{1}{\rho_{\text{пр}} - 1} = 0,93,$$

где $\rho_{\text{пр}}$ — плотность парафина, г/см³.

7. ИЗМЕРЕНИЕ ТРЕЩИНОВАТОСТИ (БЛОЧНОСТИ) МАССИВА

7.1. Метод измерений по содержанию крупных кусков

Выбирается характерная площадь обнажения уступа (при определении трещиноватости) или развала взорванной породы (при определении кусковатости), величина которой должна быть более 600 м². На ней определяется визуально или с использова-

нием измерительных приборов число крупных кусков, превышающих заданный размер. Тогда, приняв распределение крупных кусков в обнажении уступа или навала взорванной породы примерно одинаковое для всего объема, определяют численную характеристику трещиноватости массива или кусковатость взорванной породы на 1 м³ по формуле

$$N = \frac{n_k \sqrt{n_k}}{S \sqrt{S}},$$

где n_k — число зафиксированных крупных кусков, шт.; N — количество крупных кусков на 1 м² (шт.) на площади S , м².

Зная средний размер куска данной фракции $V_{\text{ср}}$, легко перейти к относительному объему фракции V_n по формуле

$$V_n = NV_{\text{ср}} \cdot 100.$$

7.2. Планиметрический метод

Степень трещиноватости всех пород, кроме слоистых, характеризуется средним расстоянием между трещинами всех систем, измеренным по поверхности забоя вдоль прямой произвольного направления. Для этого вдоль забоя натягивают шнур (рулетку) и подсчитывают число естественных трещин, пересекающихся с ним на участке длиной не менее 10 м, а затем вычисляют среднее расстояние между трещинами по формуле

$$l = \frac{L}{n},$$

где L — длина прямой, м; n — число трещин, пересекающих прямую, шт.; l — среднее расстояние между трещинами, м.

7.3. Метод кернов

Определение степени трещиноватости пород по кернам основано на измерениях разделения керна по естественным трещинам. По упрощенному методу для интервалов с однородной

трещиноватостью отнесение к категории трещиноватости проводится по среднему расстоянию между естественными трещинами, вычисленному по формуле

$$l = \frac{L_k}{n},$$

где L_k — длина интервала, м; n — число разломов керна по естественным трещинам.

7.4. Фотопланиметрический метод

Выбирается участок массива с хорошо видимыми трещинами длиной не менее 10 м.

Выбранный участок фотографируется фотоаппаратом любой конструкции, однако не следует применять широкоугольные объективы, так как в этом случае увеличиваются искажения, возникающие при съемке. Оптическая ось фотоаппарата должна быть направлена в центр участка перпендикулярно его простиранию. Перед фотографированием на границах выбранного участка опускают вдоль борта уступа две масштабные ленты шириной 10—15 см с делениями через 0,25—0,50 м. Расстояние между лентами измеряют рулеткой на верхней и нижней бровках, при этом желательно выдержать параллельность лент и перпендикулярность их к нижней бровке уступа.

На полученной фотографии деления масштабных лент соединяют между собой горизонтальными линиями, которые служат индикатрисами. Зная расстояние между масштабными лентами в натуре и длину индикатрис на фотографии, легко вычислить масштаб по каждой индикатрисе. На фотографии по каждой индикатрисе измеряют расстояние между естественными трещинами, пересекающими индикатрису. По расстоянию между трещинами производят распределение естественных кусков (отдельностей) на фракции крупности через 20—40 см. При подсчете определяют суммарную длину отрезков L_i (расстояние между трещинами) каждой фракции на всех индикатрисах. Содержание фракции определяется по формуле

$$\gamma_i = \frac{L_i}{L_0} 100,$$

где γ_i — содержание фракции, %; L_0 — суммарная длина всех индикатрис, м.

Диаметр средней отдельности (м) определяют по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{\sum d_i \gamma_i}{100},$$

где d_i — середина фракции, м.

7.5. Сейсмоакустический метод

Сущность метода заключается в сопоставлении скорости продольных волн в массиве v_m к скорости в образце v_0 . Это соотношение называют акустическим показателем трещиноватости, $A_t = \frac{v_m^2}{v_0^2}$, характеризующим трещинную пустотность пород,

которая связана с категорией трещиноватости (табл. П.9).

Таблица П.9

Соотношение между акустическим показателем и категорией трещиноватости пород

Категория пород по трещиноватости	Акустический показатель трещиноватости
I	0—0,10
II	0,10—0,25
III	0,25—0,40
IV	0,40—0,60
V	0,60—1,00

8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТРЕЩИНОВАТОСТИ (БЛОЧНОСТИ) МАССИВА И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ВЗОРВАННОЙ ПОРОДЫ С ПОМОЩЬЮ МАСШТАБНОЙ РАМКИ

Определение трещиноватости и грансостава взорванной массы в развале удобно производить по фотографиям, снятым через масштабную рамку. Масштабная рамка представляет со-

бой обычно легкую алюминиевую рамку размером 20×20 см, на которую натянута леска в горизонтальном и вертикальном направлениях с шагом 1 см. Рамку с помощью двух кронштейнов с закрепленной на них площадкой крепят к фотоаппарату с зеркальным видоискателем, что дает возможность более точно совмещать положение рамки с участком снимаемого массива. При применении объективов с большой глубиной резкости можно располагать рамку на расстоянии 50—70 см от фотоаппарата. Это позволяет фотографировать объекты, расположенные в 10—20 м, с достаточной для обработки резкостью. Рамка, закрепленная в кронштейнах, может поворачиваться на требуемый угол, а при съемке устанавливаться параллельно плоскости снимаемого объекта. При этом масштаб съемки определяется по формуле

$$L = \frac{Rl}{r},$$

где L — линейные размеры участка массива или развала, ограниченные контуром рамки, м; l — линейный размер рамки до фотоаппарата, м; r — расстояние от рамки до фотоаппарата, м; R — удаленность фотоаппарата от объекта съемки, м.

Таким образом, при $l = 20$ см, $r = 50$ см $R = 20$ м линейные размеры участка массива, ограниченного контуром рамки, составляют 8 м, а цена деления индикатрисы равна 0,4 м. Изложенное справедливо при параллельности плоскости объекта к плоскости фотопленки в аппарате.

Если необходимо сфотографировать объект, плоскость которого не параллельна плоскости фотопленки, при съемке рамки устанавливают параллельно плоскости объекта. При этом на фотографии линейные размеры снимаемого объекта искажаются, однако пропорционально искажаются и линейные размеры масштабной рамки. Цена деления индикатрисы остается постоянной. Это позволяет установить истинные размеры отдельностей в массиве или кусков в развале взорванной горной массы.

Обработка полученных фотопланограмм сводится к подсчету площади крупных кусков, размеры которых разбивают на со-

ответствующие классы по отношению к общей площади участка, ограниченного контурами рамки. При этом линейные размеры отдельностей в массиве или кусков в развале устанавливают по расстоянию между индикатрисами, которые пересекают данную отдельность.

Более простым в обработке фотографий является численный или линейный метод подсчета по индикатрисам. Для этого замеряют все куски, пересеченные индикатрисой, и с учетом масштаба относят к той или иной фракции. Все измерения и подсчет по всем горизонтальным индикатрисам ведут аналогично, как и при линейном методе при измерениях в натуре.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пучков Л.А. О структуре горных наук // Горный журнал. — 1995. — № 7.
2. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. — М.: Недра, 1988.
3. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.
4. Юткин Л.В. Электрогидравлический эффект. — Машгиз, 1959.
5. Эпштейн Е.Ф., Ари. Э.И., Виторт Г.К. Новые методы разрушения пород. — М.: Гостоптехиздат, 1960.
6. Щеголевский М.А. Взрывогенераторы — новая отрасль техники // На стройках России. — 1972. — № 9.
7. Шухман В.Л. Исследование основных закономерностей и разработка метода образования скважин патронированными зарядами ВВ: Докторская диссертация. — М., 1971.
8. Дмитриев А.П., Гончаров С.А. Термическое и комбинированное разрушение горных пород. — М.: Недра, 1978.
9. Нифонтов Б.И., Протопопов Д.Д., Ситников И.Е., Куликов В.В. Подземные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1965.
10. Киреев В.В., Ершов Н., Протопопов Д.Д. Промышленные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1971.
11. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности). — М.: Изд-во МГГУ, 1994.
12. Проектирование взрывных работ в промышленности / Под ред. Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1983.
13. Взрывные работы в опасных условиях угольных шахт / Под ред. Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1979.
14. Справочник взрывника / Колл. авт.; Под ред. Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1988.
15. Викторов С.В., Галченко Ю.П., Закалицкий В.М., Рубцов С.К. Разрушение горных пород сближенными зарядами. — М.: РАН ИПКОН, 2006.
16. Черниговский А.А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. — М.: Недра, 1971.
17. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. — М.: Недра, 1977.
18. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. — М.: Недра, 1982.
19. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Гос. изд-во лит. по стройматериалам, 1957.
20. Единые правила безопасности при взрывных работах. — ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». — М., 2001.
21. Именитов В.Р. Высокопроизводительные системы разработки руд. — М.: Гос. науч.-техн. изд-во по горному делу, 1961.
22. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. — М.: Недра, 1972.
23. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. — М.: ОАО «Гидроспецпроект», АФ «Гидроспецстрой», 1997.
24. Викторов С.Д., Еременко А.А., Закалицкий В.М., Машуков И.В. Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири. — Новосибирск: Наука, 2005.
25. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. — М.: Академия горных наук, 1997.
26. Эткин М.Б., Азаркович А.Е. Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве. — М.: Изд-во МГГУ, 2004.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	5
Основные термины и понятия.....	9
Краткая история развития взрывных работ.....	19

ГЛАВА 1

СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД.....31

1.1. Свойства горных пород, влияющие на эффективность их разрушения при бурении и взрывании.....	33
1.2. Классификации горных пород.....	41

ГЛАВА 2

СПОСОБЫ РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД И ТЕХНИКА

БУРЕНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН.....53

2.1. Классификация и общая характеристика способов бурения.....	55
2.2. Вращательное бурение шпуров.....	58
2.3. Ударные способы бурения шпуров.....	63
2.4. Вращательное (шнековое) бурение скважин.....	72
2.5. Бурение скважин погружными пневмоударниками.....	75
2.6. Бурение скважин шарошечными долотами.....	83
2.7. Огневое и взрывное бурение скважин.....	101
2.8. Краткие сведения о технике и технологии бурения шпуров и скважин в зарубежных странах.....	105

ГЛАВА 3

ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ.....109

3.1. Требования к персоналу для руководства и ведения взрывных работ.....	111
3.2. Получение разрешений на право производства взрывных работ, приобретения, хранения и перевозки взрывчатых материалов.....	113
3.3. Хранение взрывчатых материалов.....	115
3.4. Учет расходования взрывчатых материалов.....	123
3.5. Перевозка и переноска взрывчатых материалов.....	125
3.6. Охрана опасной зоны и сигнализация при взрывных работах.....	127
3.7. Уничтожение взрывчатых материалов.....	129

ГЛАВА 4

ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВЗРЫВА И СОЗДАНИЯ

ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ.....133

4.1. Классификация взрывов.....	135
4.2. Характеристика взрыва зарядов промышленных ВВ.....	136
4.3. Общая характеристика промышленных ВВ.....	137
4.4. Принципы создания промышленных ВВ.....	140
4.5. Кислородный баланс, ядовитые газы взрыва и реакции превращения взрывчатых веществ.....	143
4.6. Физическая сущность детонации промышленных ВВ.....	149
4.7. Элементы теории ударных волн.....	150
4.8. Основы теории детонации ВВ.....	155
4.9. Особенности детонации промышленных ВВ.....	160
4.10. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации зарядов ВВ.....	165

ГЛАВА 5

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА

ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ.....173

5.1. Общие положения о работе и балансе энергии при взрыве.....	175
5.2. Методы испытаний промышленных ВВ.....	178
5.3. Методы оценки взрывчатых свойств ВВ.....	179
5.4. Расчетно-экспериментальные характеристики ВВ.....	184
5.5. Оценка чувствительности ВВ.....	187
5.6. Методы проверки качества ВВ.....	189
5.7. Оценка технологической стойкости ВВ.....	193

ГЛАВА 6

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА.....201

6.1. Классификация промышленных ВВ.....	203
6.2. Требования к промышленным ВВ.....	208
6.3. Основные компоненты промышленных ВВ.....	216
6.4. Взрывчатые вещества, не содержащие взрывчатых компонентов, для открытых и подземных работ.....	228
6.5. Тротилсодержащие гранулированные ВВ для открытых и подземных работ.....	232
6.6. Порошкообразные и прессованные взрывчатые вещества для подземных работ.....	236
6.7. Классификация и принципы составления рецептов водосодержащих взрывчатых веществ.....	240
6.8. Характеристика свойств водосодержащих ВВ.....	243

6.9. Пороха и окисликвиты для взрывания на земной поверхности.....	251
6.10. Принципы составления рецептур предохранительных ВВ.....	255
6.11. Основы теории воспламенения метано-воздушной среды и методы испытания предохранительных ВВ.....	257
6.12. Общая характеристика предохранительных ВВ.....	264
6.13. Причины отказов и выгорания зарядов предохранительных ВВ.....	270
6.14. Способы предупреждения отказов, выгорания зарядов ВВ и предотвращения вспышки метано-пылевоздушной атмосферы угольных шахт.....	272
6.15. Способы и средства беспламенного взрывания.....	276
6.16. Перспективы применения в горном деле конверсионных взрывчатых материалов.....	278
6.17. Ассортимент промышленных ВВ в зарубежных странах.....	281

ГЛАВА 7

СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ.....

289

7.1. Способы возбуждения взрыва при инициировании зарядов ВВ.....	291
7.2. Взрывчатые вещества для изготовления средств инициирования.....	292
7.3. Средства огневого инициирования зарядов.....	295
7.4. Технология огневого и электроогневого инициирования.....	300
7.5. Электродетонаторы для электрического инициирования зарядов.....	305
7.6. Источники тока для электрического инициирования зарядов.....	313
7.7. Контрольно-измерительная аппаратура для электрического инициирования зарядов.....	315
7.8. Основные схемы и элементы расчета электровзрывных цепей (сетей).....	317
7.9. Технология электрического инициирования зарядов ВВ.....	323
7.10. Предотвращение отказов и преждевременных взрывов при электрическом инициировании.....	326
7.11. Средства для инициирования зарядов с помощью ДШ.....	328
7.12. Технология взрывания с помощью ДШ.....	330
7.13. Промежуточные детонаторы для инициирования зарядов ВВ.....	334
7.14. Производство взрывов на карьерах по радиосигналу.....	336
7.15. Неэлектрическая система инициирования.....	338

ГЛАВА 8

ПРОЦЕССЫ РАЗРУШАЮЩЕГО, СЕЙСМИЧЕСКОГО И ВОЗДУШНОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА.....

341

8.1. Основные понятия.....	343
8.2. Процесс разрушения пород взрывом одиночного заряда.....	346
8.3. Процесс разрушения пород при одновременном взрывании нескольких зарядов.....	356
8.4. Процесс разрушения пород при короткозамедленном взрывании зарядов.....	360
8.5. Общие принципы расчета разрушающего действия зарядов.....	366
8.6. Сейсмическое действие взрыва зарядов.....	374
8.7. Действие ударных воздушных волн взрывов на окружающие сооружения.....	381
8.8. Разлет отдельных кусков при взрыве скважинных зарядов.....	388
8.9. Элементы теории подобия при разрушении горных пород взрывом.....	389

ГЛАВА 9

РЕГУЛИРОВАНИЕ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ.....

395

9.1. Требования к качеству взрывов.....	397
9.2. Степень дробления горных пород взрывом и методы ее определения.....	398
9.3. Зоны дробления взрывом трещиноватого массива.....	401
9.4. Классификация методов регулирования дробления пород взрывом.....	403
9.5. Расчетный удельный расход взрывчатых веществ.....	405
9.6. Диаметр заряда, линия сопротивления по подошве и сетка расположения скважин.....	413
9.7. Конструкция заряда.....	419
9.8. Короткозамедленное взрывание зарядов.....	423
9.9. Высота блоков (уступов).....	425
9.10. Внутрискважинное замедление и направление инициирования заряда.....	428
9.11. Влияние забойки на эффективность взрывания.....	431
9.12. Применение парносближенных скважин.....	432
9.13. Взрывание в зажатой среде.....	434
9.14. Применение промежуточных шпуров и скважин.....	436
9.15. Применение пучков и дробящих вееров скважин.....	437
9.16. Физико-технические свойства пород и кондиционный размер кусков.....	439

Список сокращений.....443

Приложение.....444

Список литературы.....466



Кутузов
Борис Николаевич

В 1954 г. окончил Московский горный институт по специальности горный инженер-шахтостроитель, доктор технических наук, профессор.

В 1971 г. Б.Н. Кутузов возглавил вновь образованную по его инициативе кафедру «Разрушение горных пород взрывом», которой бессменно руководил до 1997 г. Он является ведущим ученым в области применения энергии взрыва в

народном хозяйстве, им впервые сформулированы физико-технические основы взрывного разрушения трещиноватых массивов горных пород.

Борис Николаевич — один из создателей нового научного направления по обоснованию и широкому промышленному внедрению шарошечного бурения взрывных скважин на карьерах.

Под его руководством подготовлено и защищено 7 докторских и 66 кандидатских диссертаций.

Б.Н. Кутузов — автор более 250 научных работ, в том числе 15 учебников для вузов и техникумов и 12 монографий. Учебники Б.Н. Кутузова используют при подготовке ИТР, техников и взрывников в России и странах СНГ. Монографии «Проектирование взрывов» и «Безопасность взрывных работ в промышленности» переведены в КНР.

По его инициативе в 1968 г. в МГИ была открыта на специальности «Физика горных пород» специализация по подготовке инженеров-взрывников, а в 1997 г. введена новая горная специальность «Взрывное дело».

Борис Николаевич
Кутузов

МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

ЧАСТЬ 1
РАЗРУШЕНИЕ
ГОРНЫХ ПОРОД
ВЗРЫВОМ

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *А.Н. Сытдыкова*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *З.С. Люкманова*
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Урбушкина*

*Диапозитивы изготовлены
в Издательстве МГГУ*

Подписано в печать 12.03.2009.

Формат 60×90/16. Бумага офсетная № 1.

Гарнитура «Times». Печать офсетная.

Усл. печ. л. 30,0. Тираж 5000 экз. Заказ 628

*Издательство «Горная книга»
Издательство Московского
государственного горного
университета*

Отпечатано в ОАО

«Московская типография № 6»

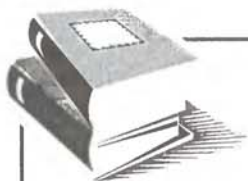
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магниеые штампы изготовлены в Первой
Образцовой типографии



119991 Москва, ГСП-1,
Ленинский проспект, 6,
издательство «Горная книга»,
Издательство МГГУ;
тел. (495) 236-97-80;
факс (495) 956-90-40;
тел./факс (495) 737-32-65

ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО



К • Н • И • Г • И

ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА
И ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»

можно приобрести:

- ♦ в киоске Издательства МГГУ (м. «Октябрьская»-кольцевая, Ленинский просп., 6, главный корпус, 2-й этаж);
- ♦ заказать через систему «Книга—почтой»; заказы в произвольной форме направлять по адресу:

119991 Москва, ГСП-1, Ленинский
проспект, 6, Издательство МГГУ;

- ♦ заказать по телефонам: (495) 236-97-80,
(495) 737-32-65;
- ♦ заказать по факсам: (495) 956-90-40,
(495) 737-32-65;
- ♦ через e-mail: info@gornaya-kniga.ru

Распространение книг осуществляют
Издательство МГГУ, издательство «Горная книга»
и ООО «Горкниготорг»

Подробная информация размещена в Интернете
на сайте www.gornaya-kniga.ru

СТРУКТУРА АССОЦИАЦИИ «МИР ГОРНОЙ КНИГИ»



ГИАБ является ведущим научно-практическим журналом в области горных наук, геологии, экономики добывающих отраслей, высшего горного образования и смежных наук

ГОРНЫЙ ИНФОРМАЦИОННО- АНАЛИТИЧЕСКИЙ БЮЛЛЕТЕНЬ (ГИАБ)

Индекс Роспечати 46466
Индекс Прессы России 20983

ГИАБ внесен в список периодических научных изданий, рекомендуемых ВАК Минобразования и науки России для публикации научных работ соискателей ученой степени доктора наук

Публикуемые в ГИАБ материалы содержат:

- ♦ статьи ученых высшей школы, НИИ, зарубежных специалистов, руководителей горных предприятий и инженеров;
- ♦ полные тексты докладов ученых на симпозиумах, конференциях, совещаниях;
- ♦ обзоры по защищенным диссертациям в области горного дела и смежных наук;
- ♦ аннотации и рецензии на новые книги в области горного дела;
- ♦ публицистические, исторические и литературные материалы.

ГИАБ освещает работу семинаров ежегодного симпозиума «Неделя горняка».

Периодичность издания 12 номеров в год. Объем каждого номера 424 страницы.

С 2004 г. ГИАБ выпускается в книжном формате, в твердом переплете.

Распространение ГИАБ — преимущественно по подписке.

Возможен предварительный заказ отдельных номеров ГИАБ, выпускаемых в текущем году, а также заказ номеров прошлых лет (с 1992 г.).

По заявкам организаций издаются тематические и региональные выпуски ГИАБ, препринты (брошюры), являющиеся официальным приложением к бюллетеню.

*Подписку и продажу отдельных номеров осуществляет
Издательство МГГУ*

*Заявки с обратным адресом направляйте по адресу:
119991 Москва,
ГСП-1, Ленинский пр., д. 6,
Издательство МГГУ*



По вопросам подписки, получения экземпляров ГИАБ и издания отдельных выпусков можно также обращаться по телефонам (495) 236-97-80, 737-32-65; по факсу (495) 956-90-40 или по e-mail: info@gornaya-kniga.ru



работает **ДЕПОЗИТАРИЙ**

**В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА**

Депонированные рукописи приравниваются государственными организациями (ВАК, Министерством образования и науки РФ и др.) к открытым публикациям

*Справка
о депонировании
выдается в течение
суток*

К депонированию принимают рукописи по всем аспектам горного дела и смежным дисциплинам

Депозитарий принимает к опубликованию работы, которые по каким-либо причинам не могут быть напечатаны в журналах и сборниках

*Депонирование
рукописей —
удобный и быстрый
вид публикаций*

По вопросам депонирования обращайтесь в Издательство МГГУ

*Зав.
депозитарием —
Лариса Алексеевна
Руденко*

119991 Москва, ГСП-1,
Ленинский пр-т, 6, Издательство МГГУ.
Телефон: (495) 236-97-80.
E-mail: info@gornaya-kniga.ru.
www.gornaya-kniga.ru.