

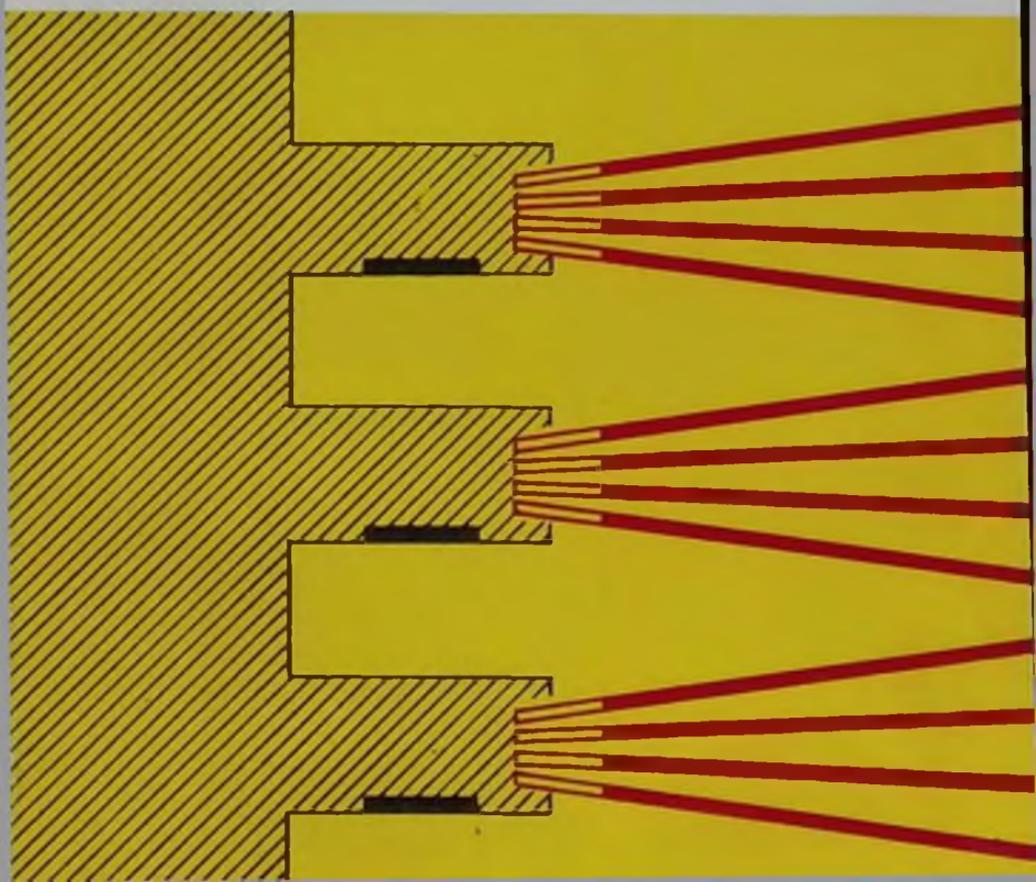
622.235

П-30

Н. Г. ПЕТРОВ

Н. Л. РОСИНСКИЙ

КОРОТКО- ЗАМЕДЛЕННОЕ ВЗРЫВАНИЕ В шахтах



622.235 | 42374
П-30 | Петров Н.Т.

Книга должна быть возвращена не
позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выдач _____

2004

622.235
П-30

Н.Г. ПЕТРОВ
Н.Л. РОСИНСКИЙ

КОРОТКО- ЗАМЕДЛЕННОЕ ВЗРЫВАНИЕ В ШАХТАХ



ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА	1
Шифр _____	
Инв. № 42374	

МОСКВА „НЕДРА“ 1985

Петров Н. Г., Росинский Н. Л. Короткозамедленное взрывание в шахтах. М., Недра, 1985. 270 с.

Рассмотрены особенности разрушения горных пород при мгновенном, замедленном и короткозамедленном взрывании, технология взрывных работ в обычных условиях шахт и в условиях пылегазового режима. Приведены методики определения параметров короткозамедленного взрывания, типовые паспорта взрывных работ в очистных и проходческих забоях. Описаны современные средства короткозамедленного взрывания и основные требования к ним. Рассмотрены факторы, определяющие эффективность применения короткозамедленного взрывания, мероприятия по обеспечению безопасности и снижению сейсмического действия взрыва. Приведены примеры использования различных технологических приемов для решения конкретных производственных задач.

Для инженерно-технических работников горнодобывающей промышленности, мастеров-взрывников.

Табл. 42, ил. 82, список лит. — 24 назв.

Рецензент: проф., д-р техн. наук Ф. М. Гельфанд.

ВВЕДЕНИЕ

В соответствии с решениями XXVI съезда партии и последующих Пленумов ЦК КПСС осуществляются мероприятия по дальнейшему развитию горнодобывающей промышленности, обеспечивающей минеральными ресурсами народное хозяйство нашей страны.

При разработке месторождений полезных ископаемых отделение горных пород от массива и дробление их осуществляются с применением буровзрывных работ. От их эффективности в значительной степени зависят производительность погрузочных механизмов, состояние выработок и крепи. Систематическому совершенствованию технологии и технических средств ведения буровзрывных работ в подземных горных выработках способствовало широкое внедрение короткозамедленного способа взрывания (к. з. в.).

По характеру процесса разрушения и получаемым результатам к. з. в. существенно отличается от традиционных способов взрывания. Для большинства горнотехнических условий в нем удачно сочетаются достоинства мгновенного и обычного замедленного способов, благодаря этому обеспечиваются повышение технико-экономических показателей и безопасность работ, что в свою очередь, способствует быстрому и широкому распространению к. з. в. в горнодобывающей промышленности. Поэтому знание теоретических основ, технологии и средств к. з. в. поможет специалистам наиболее полно использовать его достоинства и возможности.

При короткозамедленном взрывании заряды взрывчатых веществ (ВВ) срабатывают последовательно через заданные короткие интервалы времени, исчисляемые сотыми или тысячными долями секунды. Такие интервалы замедления создают благоприятные условия взаимодействия зарядов. Вследствие скоротечности взрыва комплекта зарядов резко уменьшается вероятность подсечки соседних зарядов, выделяющийся из угля метан не успевает скопиться в опасной концентрации, и безопасность к. з. в. в шахтах, опасных по газу или пыли, оказывается выше, чем при мгновенном взрывании. По получаемым

результатам к.з.в. более эффективно, чем мгновенный и замедленный способы взрывания, и обеспечивает лучшее использование энергии ВВ. Кроме того, путем соответствующего подбора замедления и схемы взрывания можно в известной степени управлять действием взрыва и получать желаемые результаты в части величины развала взорванной породы и его направления, сейсмического эффекта и т. п.

Эффект короткозамедленного взрывания, а значит и результат взрыва проявляются уже при замедлениях в 1—2 мс. Лучшие результаты по степени использования энергии взрыва наблюдаются при определенных для конкретных условий оптимальных замедлениях. Однако и при замедлениях, больше оптимальных, эффект к.з.в. еще проявляется. Между к.з.в. и замедленным взрыванием по величине замедления нет четкой границы, поэтому условимся для подземных работ, т. е. для взрывных работ с линией наименьшего сопротивления (л. н. с.), не превышающей 3 м, считать границей замедление 150 мс. При больших замедлениях взаимодействие зарядов происходит как при традиционном замедленном взрывании, т. е. только с образованием новых свободных поверхностей.

Впервые короткозамедленный способ взрывания был предложен и практически осуществлен в 1935 г. советским инженером К. А. Берлиным для направленного выброса породы при скоростной проходке стволов шахт. С начала 50-х годов начинается широкое испытание к.з.в. на отечественных предприятиях с целью разработки средств и способов получения коротких замедлений, а также определения условий эффективного его применения. С 1957 г. с разработкой отечественных электродетонаторов короткозамедленного действия ЭДКЗ начинается внедрение к.з.в. в подземных условиях и главным образом на угольных шахтах, а с 1958 г. с разработкой пиротехнических замедлителей КЗДШ — на открытых разработках. В настоящее время более половины всех детонаторов выпускается короткозамедленного типа, причем в шахтах, опасных по газу или пыли, к.з.в. полностью вытеснило многоприемный способ взрывания.

Широкое применение к.з.в. объясняется рядом его преимуществ по сравнению с мгновенным и замедленным: лучшее использование энергии ВВ и в связи с этим сокращение расходов ВМ и бурения, лучшее дробление, повышение безопасности работ, снижение сейсмического действия, возможность управления действием взрыва и ряд других. Эти достоинства к.з.в. доказаны опытом большого числа предприятий, однако они проявляются не всегда и не в одинаковой степени.

Опыты практического применения к.з.в. показали, что эффективность его в значительной степени зависит от правильного выбора для конкретных условий основных параметров — интервала замедле-

ния и схемы взрывания. Были выполнены исследования с целью теоретического объяснения эффекта к.з.в., раскрытия его физической сущности и обоснования рекомендаций выбора параметров. Особенно плодотворным оказалось применение к.з.в. в шахтах, опасных по газу или пыли. Замена многоприемного взрывания (к.з.в.) взрыванием в один прием привело к резкому сокращению затрат времени на взрывные работы и повышению безопасности работ. Одновременно велись исследования с целью определения условий и параметров безопасного применения к.з.в. в угольных шахтах.

Важным условием эффективного применения к.з.в. является ассортимент специальных средств инициирования (СИ). Применяемые за рубежом СИ, в том числе электродетонаторы с замедлениями от 9 до 50 мс, не имеют четко разграниченной научно обоснованной области применения для каждого типа, это объясняется главным образом конкуренцией выпускающих фирм. С внедрением в 1957—1958 гг. отечественных электродетонаторов типа ЭДКЗ связан первый опыт широкого промышленного применения к.з.в. Однако со временем эти ЭД перестали удовлетворять требованиям угольной промышленности. В 1958 г. были разработаны пиротехнические замедлители КЗДШ-58, применяемые для массовой отбойки руды скважинными зарядами. Однако и они скоро устарели. Для создания новых СИ, пригодных для разнообразнейших условий отечественной горнодобывающей промышленности, были разработаны научно обоснованные технические требования, отражающие современные и перспективный уровень промышленности. И прежде всего необходимо было точно обосновать, какие типы СИ и с какими параметрами (интервал замедления, его разброс, число ступеней замедления) нужны для тех или иных условий практического применения. Такие СИ теперь созданы и широко применяются в промышленности.

С появлением и развитием к.з.в. и соответствующих СИ возник также ряд других вопросов в областях технологии ведения буровзрывных работ (рациональные типы врубов, их расположение в забое, последовательность взрывания, параметры буровзрывных работ и т. п.); безопасности и безотказности взрывания (предельные замедления при взрывании в шахтах, опасных по газу или пыли, сейсмический эффект, блуждающие токи и т. п.); технического обеспечения взрывных работ.

Таким образом, решение крупной народнохозяйственной проблемы разработки и внедрения к.з.в. и соответствующих технических средств позволило поднять буровзрывные работы на более высокий качественный уровень. Повышение степени полезного использования энергии ВВ, возможность управления действием взрыва (регулирование сейсмического эффекта, дробления развала и т. п.), отказ от многоприемного взрывания в угольных шахтах, от мгновенного взрывания на очистных работах — все это обеспечило существенное повышение технико-экономических результатов и резкое улучшение безопасности взрывных работ. С внедрением к.з.в. снизился травматизм на шахтах, связанный с взрывными работами, на угольных шахтах почти полностью прекратились аварии по причине взрывных работ. Создан новый ассортимент СИ для к.з.в., превосходящий по качеству многие лучшие зарубежные образцы (по стабильности времени срабатывания, предохранительности и т. п.).

Использование потенциальных возможностей к.з.в. и получение высоких технико-экономических результатов

возможны лишь при правильном выборе основных его параметров, технологии и средств, условий безопасности и т. д.

Данная книга написана в основном по результатам проведенных в ИГД им. А. А. Скочинского и МакНИИ работ по исследованию и внедрению к.з.в. в шахтах. Используются некоторые материалы (в основном примеры) из периодической печати. Проанализированы и обобщены современные данные по короткозамедленному взрыванию. При этом авторы опирались на фундаментальные труды известных ученых Ф. А. Баума, О. Е. Власова, Г. И. Покровского, А. Н. Ханукаева, А. Э. Петросяна, Ф. М. Гельфанда, М. И. Озерного и других крупных специалистов горного дела.

ГЛАВА I

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И ТЕХНОЛОГИЯ КОРТОКОЗАМЕДЛЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ

§ 1.1. Действие взрыва в среде

Вследствие резкого повышения давления газа, образовавшегося в результате детонации заряда ВВ, производят удар по стенкам зарядной камеры. В результате в породе возникают высокие напряжения, которые распространяются во все стороны от зарядной камеры в виде ударной волны. Во фронте ударной волны в непосредственной близости от заряда напряжения часто превосходят предел прочности пород. По мере удаления от заряда энергия ударной волны на единицу объема быстро убывает, напряжения сжатия не вызывают разрушающего действия, и она переходит в волну напряжений. Однако растягивающие напряжения на протяжении нескольких радиусов заряда продолжают превышать предел прочности пород на растяжение, так как последний в несколько раз меньше предела прочности пород на сжатие. Вследствие этого происходит нарушение сплошности породы и от заряда в радиальном направлении распространяются трещины. На достаточно большом расстоянии от заряда фронт волны напряжений выполаживается, энергия ее уменьшается и она переходит в сейсмическую волну. В тех направлениях, где волна напряжений достигает свободной поверхности, она отражается от последней и следует в обратном направлении, причем напряжения на ее фронте меняют знак на обратный, т. е. в радиальном направлении уже действуют растягивающие напряжения, а в перпендикулярном — сжимающие. Растягивающие напряжения в отраженной волне приводят к образованию кольцевых трещин, а иногда и к откольным явлениям.

Таким образом, между зарядом и свободной поверхностью образуется сеть трещин, сплошность массива между зарядом и свободной поверхностью нарушается. Однако в таком виде порода еще не является разрушенной или разрыхленной, так как она не отделена от массива и сцепление кусков ее между собой еще значительное.

Отделение породы от массива, разрыхление и сдвиг ее производит статическое давление газов в зарядной камере, которое сохраняется довольно продолжительное время с момента детонации заряда. Это давление преодолевает остаточное сопротивление растрескавшейся породы и сообщает ей определенную кинетическую энергию. В результате происходит окончательное разрыхление и перемещение породы.

Качественная картина разрушения пород взрывом в действительности имеет более сложный вид и меняется в зависимости от конкретных условий. В частности, доля участия волн напряжений в процессе разрушения меняется в зависимости от свойств породы: чем больше упругость породы или ее акустическая жесткость (произведение скорости звука в породе на ее плотность), тем большее значение в процессе разрушения имеют волны напряжений. В породах с меньшей акустической жесткостью основную роль в процессе разрушения играет статическое давление продуктов детонации.

Процесс разрушения горных пород взрывом поддается математическому описанию с большей или меньшей степенью точности главным образом до стадии образования трещин.

Математическое описание дальнейшего действия продуктов детонации встречает ряд непреодолимых трудностей и переходит в область эмпирических или полуэмпирических зависимостей.

Математическая трактовка первой стадии процесса разрушения имеет ряд специфических трудностей, связанных со сложностью, скоротечностью и недостаточной экспериментальной изученностью поведения горных пород при столь кратковременных и весьма высоких нагрузках. Для качественного анализа некоторых явлений (в плоских задачах) воспользуемся методом расчета напряжений, разработанным Д. В. Рябченко в ИГД им. А. А. Скочинского и развитым нами на групповое взрывание с различным замедлением. Метод основан на законах теории

упругости и для указанных целей характеризуется достаточной точностью.

Распространение волн напряжений в упругой изотропной среде описывается известным дифференциальным уравнением

$$\partial^2 \varphi / (\partial t^2) = \nabla^2 \varphi c^2, \quad (1.1)$$

где ∇ — оператор Лапласа; φ — функция перемещений (u_x, u_y, u_z).

Скорость звука в среде (см/с) для продольных волн

$$c = \sqrt{\frac{E(1-\mu)}{\rho(1+\mu)(1-2\mu)}} = \sqrt{\frac{E}{\rho s}}, \quad (1.2)$$

где μ — коэффициент Пуассона; E — модуль упругости, Па; ρ — массовая плотность среды, г/см³;

$$s = \frac{(1+\mu)(1-2\mu)}{(1-\mu)}. \quad (1.3)$$

Для радиальных смещений, когда деформация среды зависит только от радиуса вектора $r^2 = x^2 + y^2 + z^2$, общее решение уравнения (1.1) может быть записано в виде

$$u_r = F(ct + r). \quad (1.4)$$

После отдельного дифференцирования (1.4), приняв

$$\partial u_r / \partial t = W_r; \quad \partial u_r / \partial r = \varepsilon_r = \sigma_r / E,$$

получим

$$W_r = \sigma_r c / E. \quad (1.5)$$

Подставив вместо E его значение из формулы (1.2) и решив уравнение (1.5) относительно σ_r , получим

$$\sigma_r = s \rho c W_r. \quad (1.6)$$

Затухание давления продуктов детонации во взрывной полости происходит до некоторого среднего значения (квазистатического), а поэтому дифференциальное уравнение движения может быть записано в виде

$$m' dW_r / dt + \sigma_0 - \sigma_{cr} = 0, \quad (1.7)$$

где m' — приведенная масса продуктов детонации на единицу площади зарядной камеры; σ_0 — максимальное дав-

ление на стенки зарядной камеры; $\sigma_{ст}$ — квазистатическое давление на стенки зарядной камеры.

Решение этого дифференциального уравнения дает предельное сопротивление растяжению (Па)

$$\sigma = (\sigma_0 - \sigma_{ст}) \exp(-t\rho c/m') + \sigma_{ст}. \quad (1.8)$$

Время t отсчитывается от момента прихода волны напряжений в рассматриваемую точку.

Удар продуктов детонации массой M с начальной скоростью u_0 передает стенкам зарядной камеры энергию движения среды

$$A = \frac{1}{2} Mu_0^2. \quad (1.9)$$

Приравняв ее энергии заряда, с учетом химических потерь получим

$$kQq = \frac{1}{2} Mu_0^2, \quad (1.10)$$

где q — удельная энергия ВВ, Дж/кг.

Химические потери для конденсированных ВВ обычно не превосходят 30 %, поэтому можно считать $k = 0,7 \div 0,8$.

Давление на контакте заряд — порода равно детонационному давлению с учетом коэффициента преломления k' , т. е.

$$p_{пор} = k' p_{дет};$$

причем

$$k' = 2/(1 + J); \quad J = \rho_{ВВ} D / (\rho c); \quad (1.11)$$

$$p_{дет} = \frac{1}{4} \rho_{ВВ} D^2, \quad (1.12)$$

где D — скорость детонации ВВ, м/с.

В связи с тем, что $p_{пор} = \sigma_r$, с учетом уравнения (1.6) после преобразований получаем

$$u_r = \frac{JD}{2s(1 + J)}. \quad (1.13)$$

Подставив это значение в формулу (1.10), получим

$$M = 8kQqs^2(1 + J)^2/(J^2D^2). \quad (1.14)$$

Приведенная масса продуктов детонации на единицу внутренней поверхности цилиндрической зарядной камеры

$$m' = M/S = 4kqs^2\Delta(1 + J)^2 r_0/(J^2 D^2), \quad (1.15)$$

где $S = 2\pi r_0 l_3$ — внутренняя поверхность зарядной камеры длиной l_3 ; $Q = \pi r_0^2 l_3 \Delta$ — масса заряда, кг; Δ — плотность заряжения, г/см³; r_0 — радиус заряда, см.

В уравнении (1.8) можно выполнить следующую подстановку

$$\alpha = \frac{\rho c}{m'} = \frac{\rho c J^2 D^2}{4ks(1 + J)^2 q r_0 \Delta}. \quad (1.16)$$

По мере удаления от источников взрыва напряжения на фронте волны уменьшаются в соответствии с ее геометрической формой, т. е. для цилиндрических зарядов оно обратно пропорционально приведенному расстоянию. С учетом диссипативных потерь, а также участия квазистатической составляющей для ориентировочных расчетов можно принять, что уменьшение напряжений происходит обратно пропорционально приведенному расстоянию в степени 3/2. Тогда для любой точки среды на расстоянии R от заряда уравнение (1.8) с учетом (1.16) можно записать в окончательной форме

$$\sigma_r = (r_0/R)^{3/2} [(\sigma_0 - \sigma_{ст}) \exp(-\alpha t) + \sigma_{ст}]. \quad (1.17)$$

Максимальное напряжение на стенках зарядной камеры σ_0 определяется по уравнению (1.6) с учетом (1.13); квазистатическое давление можно определять по приближенной формуле

$$\sigma_{ст} = \rho_{вв} D^2/8, \quad (1.18)$$

которая дает результаты, мало отличающиеся от расчетов по уравнению Ван-дер-Ваальса.

Этим расчетным методом можно определить поле напряжений при взрыве одного заряда, однако дальнейшее его развитие с применением метода суперпозиции дает возможность рассчитать поле напряжений при групповом взрывании с различными замедлениями.

На практике, как правило, группы зарядов взрывают поочередно с какими-либо замедлениями, все одновременно или небольшими сериями с замедлением. Обычно заряды располагаются на таких расстояниях один от дру-

того, чтобы происходило взаимодействие взрывов, благодаря чему энергия их используется более эффективно.

Поскольку процесс разрушения породы с течением времени меняется, очевидно и взаимодействие взрывов зарядов может быть различным в зависимости от того, на каких стадиях процесса разрушения каждого взрыва происходят эти взаимодействия.

При одновременном взрыве нескольких зарядов процесс разрушения протекает параллельно, а точнее — сливается в один, и разрушение происходит от взрыва нескольких зарядов. Если инициировать заряды с большим замедлением, процесс разрушения от каждого заряда происходит независимо. В таком случае взаимодействие выражается лишь в том, что после первого взрыва участок породы изменит свою геометрическую форму и будет как бы подготовлен к взрыву следующего заряда. Однако его можно инициировать с таким коротким замедлением, при котором второй взрыв происходит в момент, когда процесс разрушения породы первым взрывом еще не завершился. Именно такое взрывание называется короткозамедленным или миллисекундным, ибо величина замедления между взрывами измеряется тысячными долями секунды.

Способы повышения полезного использования энергии взрыва, несмотря на их многообразие, характеризуют единое начало — управление действием взрыва посредством рационального распределения энергии взрывчатого вещества в разрушаемом массиве и временем ее высвобождения. В зависимости от промежутков времени между последовательно срабатывающими зарядами различают следующие способы взрывания: замедленное, короткозамедленное и мгновенное. Каждый способ взрывания при прочих равных условиях характеризуется своими конечными результатами в зависимости от воздействия последовательно взрываемых зарядов на разрушаемый массив.

Так, при мгновенном взрывании взаимодействие зарядов выражается в сложении импульсов их взрывов.

При замедленном взрывании группы зарядов каждый предыдущий взрыв воссоздает для последующего заряда условия, облегчающие его действие, что обеспечивает в сравнении с мгновенным взрыванием этих же зарядов увеличение полезного использования энергии ВВ.

В определенных условиях при короткозамедленном

взрывании результаты взрывов лучше, чем при мгновенном или замедленном взрывании, а именно: улучшается использование энергии взрыва (уменьшается удельный расход ВМ и бурения), снижается сейсмический эффект и др. Очевидно при коротких замедлениях под действием последовательных взрывов зарядов происходит наложение процессов разрушения участков породы. Поэтому для практического использования положительных качеств к.з.в. при разработке его технологии и средств инициирования необходимо знать особенность взаимодействия зарядов и его основных зависимостей.

Поскольку процесс разрушения весьма сложен, для упрощения решения задачи в нем были выделены те основные элементы, которые взаимодействуют между собой в процессе последовательного взрывания и, следовательно, влияют на его результаты. Каждый из этих элементов взаимодействия изучен отдельно и затем сопоставлен с обобщенной зависимостью результатов взрывания от величины замедления. Такое сочетание анализа и синтеза позволило на основе аналитических и экспериментальных исследований разработать теорию к.з.в. и на ее основе разработать технологию его практического применения и создания соответствующих СИ.

§ 1.2. Зависимость результатов взрывания от величины замедления

Понятие «Результаты взрывания» объединяет ряд технических показателей, получаемых при проведении взрыва: объем отбиваемой породы, качество дробления взорванной горной массы, длина развала, удельные расходы взрывчатых материалов (ВМ) и бурения, сейсмическое действие взрыва и др. В данном случае рассмотрим изменение основных показателей — объема разрушения и качества дробления в зависимости от интервала замедления. Для получения такой зависимости в траншее выполнено взрывание двух рядов зарядов аммонита № 6ЖВ по четыре шпура в каждом с определенным замедлением между рядами (рис. 1). Замедление между взрывами первого и второго рядов постепенно от опыта к опыту увеличивали от 0 (мгновенное взрывание) до 2 с, что осуществлялось с помощью замедлителей, посылающих электрические импульсы в электровзрывную цепь с за-

данной задержкой времени, в частности аппарата-замедлителя с падающим грузом, который дает достаточное для подрыва время замыкания контактов и позволяет получать замедления свыше 2 мс.

Для взрывания с меньшими замедлениями создан электронный прибор для последовательного взрывания шести зарядов (или групп зарядов) от одного управляющего импульса. Прибор позволяет выполнять взрыв одновременно или последовательно через интервалы времени, регулируемые независимо один от другого, в пределах от 20 до 2000 мкс. Нестабильность времени задержки не более 3%; импульс тока подрыва имеет амплитуду и длительность нарастания фронта около 1 мкс.

Для выполнения взрывных работ с интервалами замедления до 2 мс созданы электродетонаторы, имевшие разброс по времени срабатывания в пределах 35—65 мкс и при определенном токе безотказно детонировали.

Рис. 1. Схема проведения опытов в траншее

В результате удалось обеспечить интервалы замедления с точностью $\pm 10\%$ и вероятностью 0,95.

Параметры взрывания не менялись для каждого значения л. н. с. (соответствующего диаметра заряда) при всех замедлениях соответствующей серии (табл. 1).

Замеры показали, что объем взорванной горной массы изменялся в каждой серии взрывов незначительно (в пределах 8%).

Результаты взрывов в сериях (при одной и той же л. н. с.) сравнивали по качеству дробления породы. Для этого после каждого взрыва породу рассортировывали на четыре класса по крупности: 0—20, 20—100, 100—300 и более 300 мм. По результатам сортировки подсчитыва-

ли средний диаметр кусков, который был использован в качестве критерия сравнения.

По такой методике проведено более 1000 экспериментальных взрывов в породах с различным коэффициентом крепости: на мраморе с $f=12^*$; тешените с $f=14$; известняке с $f=3,5$; песчанике с $f=5$; кварците с $f=19$. Основные параметры взрывов приведены в табл. 1.

Таблица 1

Серия взрывов	Д. я. с., м	Высота уступа, м	Расстояние между шпурами в ряду, м	Расстояние между рядами, м	Величина заряда, г	Диаметр заряда, мм	Оптимальные замедления, мс
Мрамор							
I	0,6	0,5	0,4	0,4	50	28—30	5—11
II	0,8	0,7	0,6	0,6	150	34—36	8—14
IIa	0,8	0,7	0,6	0,7—0,8	150	34—36	8—14
III	1,1	0,9	0,8	0,8	310	38—40	12—20
IV	1,3	1,1	1,0	1,0	550	42—44	16—24
Тешенит							
V	0,7	0,7	0,6	0,6	150	34—36	6—10
Известняк							
VI	0,5	0,6	0,4	0,4	100	28—30	8—15
VII	0,7	0,8	0,6	0,6	220	34—36	12—20
VIIa	0,7	0,8	0,6	0,7	220	34—36	16—20
Песчаник							
VIII	0,5	0,5	0,4	0,4	40	27—29	6—10
VIIIa	0,5	0,5	0,4	0,4	30*	27—29	6—10
VIIIб	0,5	0,9	0,4	0,4	70	27—29	6—10
Кварцит							
IX	0,5	0,5	0,4	0,4	90	28—30	2—6

* Заряд скального аммонита № I.

* f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

Из графика изменения кусковатости мрамора при взрывании с различным замедлением при $W_p=0,8$ м (серия II) следует, что при замедлениях в 1 мс и более снижается объем самой крупной фракции (+300 мм), а объем кусков средней и особенно мелкой фракции возрастает (рис. 2).

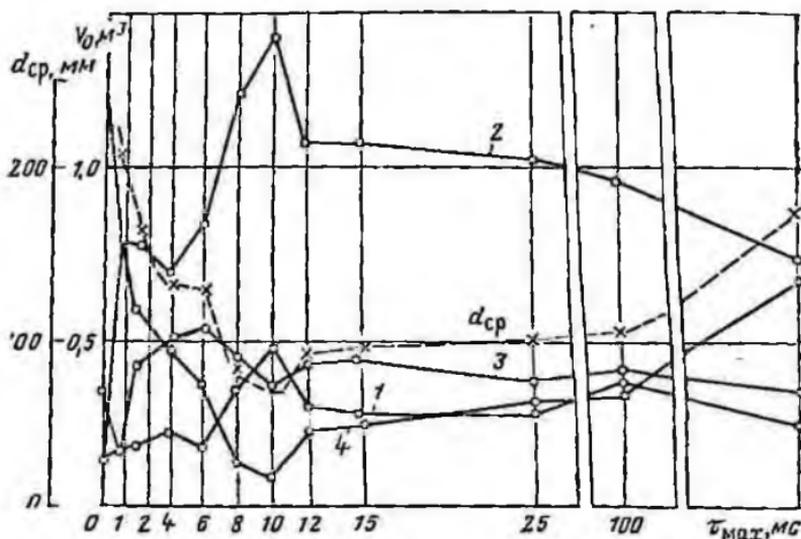


Рис. 2. График изменения кусковатости мрамора при взрывании с различными замедлениями:

1 — фракция 0—20 мм; 2 — фракция —100 мм; 3 — фракция 100—300 мм; 4 — фракция +300 мм

При замедлениях около 6 мс объем средней фракции (100—300 мм) начинает также снижаться, резко возрастает объем мелкой фракции. При замедлениях около 10 мс дробление достигает максимального значения; объем средней и особенно крупной фракции становится минимальным. С увеличением замедления более 10 мс дробление снова ухудшается сначала резко, а затем медленнее, главным образом за счет выхода крупной фракции (+300 мм).

Кусковатость породы, как видно из графика, зависит от выхода фракций кусков по крупности.

График зависимости $d_{cp} = \varphi(\tau)$ показывает, что взрывание с короткими замедлениями в промежутке 4—15 мс существенно улучшает дробление, особенно в интервале замедлений 8—12 мс (см. рис. 2). При этом средний диа-

метр куска уменьшается на 50—60 % в сравнении с мгновенным взрыванием.

Улучшение дробления достигается главным образом вследствие уменьшения выхода крупной фракции (+300 мм) и увеличения выхода более мелких фракций. Выход самой мелкой фракции (0—20 мм) меняется относительно мало, оставаясь приблизительно постоянным

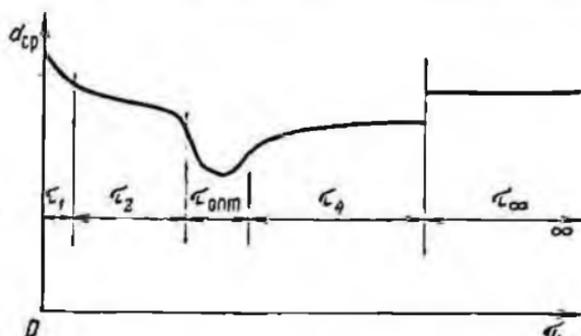
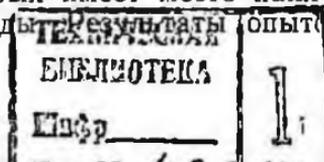


Рис. 3. Зависимость качества дробления от величины замедления между взрывами двух рядов зарядов

при любых замедлениях, ибо эта фракция — продукт местного действия взрывов зарядов, следовательно, улучшение качества дробления идет не только в сторону уменьшения среднего диаметра куска, но что особенно важно для практики в сторону более равномерного дробления.

Аналогичные зависимости $d_{ср} = \varphi(\tau)$ получены в производственных взрывах при различных л. н. с. и в различных породах. Важной особенностью всех графиков является их принципиально одинаковая форма, что свидетельствует о существовании объективной закономерности изменения качества дробления в зависимости от величины замедления $d_{ср} = \varphi(\tau)$ (рис. 3). Это изменение определяется характером взаимодействия взрывов зарядов, происходящим на различных стадиях развития во времени процесса разрушения породы взрывом, условно разбитым на характерные участки по величине замедлений.

Другой важной особенностью этой зависимости является наличие определенного участка оптимальных замедлений, при которых имеет место наилучшее дробление взорванной породы. Результаты опытов показали, что



Участок оптимальных замедлений имеется при любом значении л. н. с. и в любой породе, причем с ростом значения л. н. с. этот участок сдвигается в сторону больших замедлений и несколько расширяется.

Величина среднего диаметра куска на этих участках уменьшается не менее чем на 50—60% по сравнению с мгновенным взрыванием. Это установлено в результате

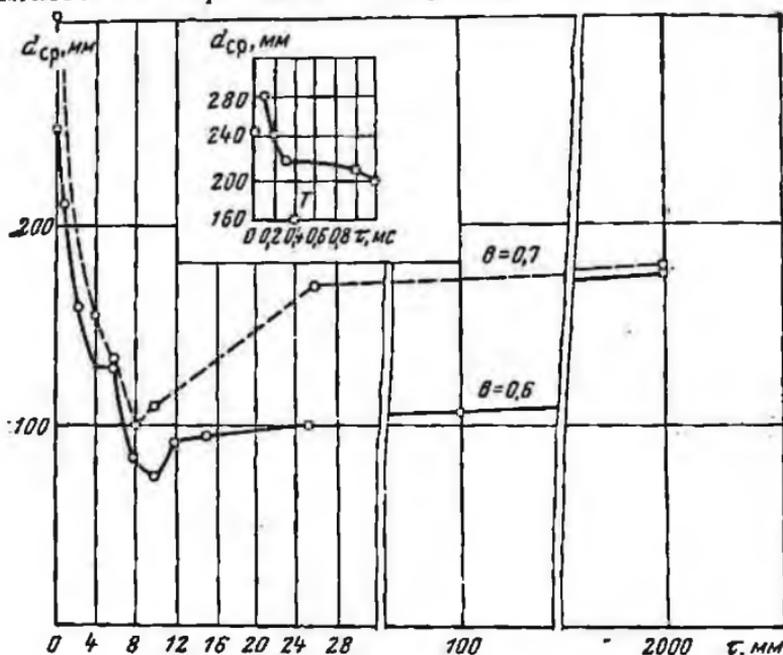


Рис. 4. Зависимость средневзвешенного диаметра куска от величины замедления (τ , мс) при нормальной и расширенной сетке расположения зарядов (мрамор, л. н. с., равная 0,8 м, серия Па).

применения малых ступеней интервала замедления (2 мс) в опытах. Такое резкое улучшение дробления наблюдается только при оптимальных замедлениях и свидетельствует о том, что помимо общего улучшения качества дробления при к. з. в. существуют определенные для конкретных условий оптимальные значения замедлений, при которых имеет место наилучшее дробление.

Существование участка оптимальных замедлений вместо однозначного их определения позволило обосновать допустимый разброс времени срабатывания СИ.

В серии Па были проведены взрывы (см. табл. 1) с расширенной сеткой размещения зарядов (рис. 4). Из

сопоставления среднего размера куска породы при взрывании с расширенной и нормальной сетками расположения зарядов следует, что при взрывании с оптимальными замедлениями возможно увеличение расстояния между зарядами до квадратной сетки при неизменной величине зарядов и хорошем дроблении, которое оказывается лучше, чем при мгновенном и замедленном взрывании.

С использованием гипотезы Риттингера проведены расчеты полезной энергии ВВ, расходуемой на разрушение породы.

Работа, расходуемая на дробление материала (Дж),

$$A_{др} = k \left(\frac{1}{\alpha} - \frac{1}{d_0} \right) V \cdot 10, \quad (1.19)$$

где

$$k = 6k_0 = 6 \frac{\sigma^2}{2E} \frac{\Delta V}{\Delta S} = 3 \frac{\sigma^2}{E} \cdot 10;$$

$$d = \frac{\Sigma V_i}{\Sigma V_i/d_i};$$

V — объем раздробленного материала, m^3 ; k_0 — элементарная работа разрушения единицы объема ΔV с образованием единицы новой поверхности ΔS , Дж/ m^2 ; σ — предельное сопротивление растяжению, Па; d_0 , d — начальный и конечный средние размеры кусков, м; V_i и d_i — объемы (m^3) и размеры отдельных фракций, м.

С помощью формул (1.19) рассчитан расход энергии ВВ, затраченной на дробление пород в опытных взрывах. Результаты расчетов (табл. 2) показывают, что расход энергии на полезную работу разрушения и дробления при оптимальном замедлении в 2 раза больше, чем при мгновенном, и в 1,5 раза больше, чем при замедленном (2 с) взрывании. С изменением объема разрушения средний размер куска увеличивается, при этом общий расход энергии на полезную работу остается неизменным с теми же соотношениями при различных способах взрывания.

Все это свидетельствует о том, что при последовательном взрывании величина замедления оказывает весьма существенное влияние на результаты взрывания. Очевидно, что при оптимальных замедлениях взаимодействие взрывов зарядов имеет свои характерные особенности, благодаря чему энергия взрыва ВВ используется в боль-

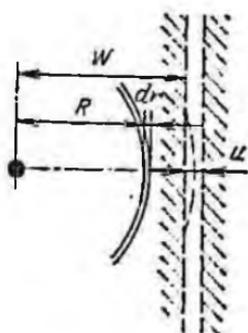
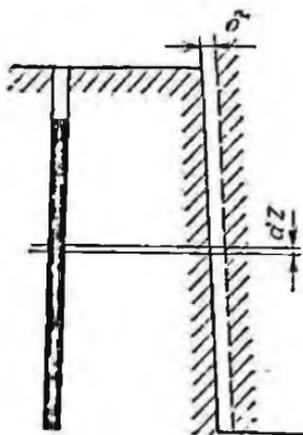


Рис. 5. Схема к определению смещений в породе при прохождении волны напряжения

$= W/c$ до $t_0 = R/c$. С учетом этого дополнения к уравнению (1.17), выполнив подстановку $a = \alpha/c$, после преобразования получим

$$u = \frac{\sigma_0 - \sigma_{ст}}{E} \frac{r_0^{1,5}}{e^{aW}} \left(\left| -\frac{2}{R^{0,5}} \right|_{r_0} + \right. \\ \left. + \sum_{n=1}^{\infty} \left| \frac{a^n R^{n-0,5}}{n! (n-0,5)} \right|_{r_0} \right) + \frac{\sigma_{ст} r_0^{1,5}}{E} \left| -\frac{2}{R^{0,5}} \right|_{r_0}. \quad (1.21)$$

тая протяженность ее неограниченной. Для этого на некотором расстоянии от заряда R мысленно выделим между двумя цилиндрическими поверхностями элементарный объем длиной dr единичной площади поперечного сечения, расположенный на линии наименьшего сопротивления. После прихода волны сжатия этот элемент будет деформирован (рис. 5), причем в радиальном направлении деформация составит

$$du = \frac{\sigma_r}{E} dr. \quad (1.20)$$

Нас интересует максимальная величина деформации всего стержня длиной $R_1 = W$ после подхода волны сжатия к трещине. В каждой точке этого стержня действующее радиальное напряжение определяется уравнением (1.17), т. е. в зависимости от расстояния R и времени t , прошедшего с момента прихода фронта волны. Для каждой точки отрезка время в экспоненте уравнения (1.17) меняется от $t_1 =$

W/c до $t_0 = R/c$. С учетом этого дополнения к уравнению (1.17), выполнив подстановку $a = \alpha/c$, после преобразования получим

После отражения волны от поверхности величина смещения удвоится, поэтому $u_{\max} = 2u$.

Обычно считается, что радиус заряда и величина W при прочих равных условиях связаны линейной зависимостью. Поэтому, анализируя выражение (1.21), можно отметить, что максимальное смещение пропорционально величине л. н. с. Влияние свойств пород на величину смещения в уравнении (1.21) выражено неявно, так как помимо модуля упругости в значения σ_0 и a входит показатель акустической жесткости породы (1.6), (1.8), (1.16). Тем не менее, с увеличением упругих свойств пород величина максимального смещения уменьшается.

Возвращаясь к схеме на рис. 5, можно отметить, что открытая поверхность будет свободной только при условии, если ширина щели не меньше величины максимального смещения породы под действием динамических напряжений в направлении л. н. с. В противном случае противоположная сторона трещины оказывает дополнительное сопротивление, снижая эффективность разрушения взрывом.

В качестве примеров ниже приведены результаты расчетов для двух вариантов.

	ρ , кг/м ³	σ_+ , МПа	σ_- , МПа	E , МПа	μ
Песчано-цементный раствор	1800	16—18	1,6—1,8	9700	0,3
Известняк-ракушечник	1500	35,4	8,1	7400	0,4

Продолжение

	c , м/с	W , м	Δ , кг/м ³	D , м/с	q , кДж/кг	r_0 , м
Песчано-цементный раствор	2700	0,06	14 500	6000	6820— 7250	0,001
Известняк-ракушечник	3250	0,7	9000	4000	4000	0,018

Результаты расчета

	s	J	u_0 , м/с	σ_0 , МПа
Песчано-цементный раствор	0,74	1,8	2600	93 40
Известняк-ракушечник	0,47	0,8	1890	4000

Продолжение

	$\sigma_{ст}$, МПа	α , с ⁻¹	u_{\max} , мм
Песчано-цементный раствор	65 00	170 000	2,1
Известняк-ракушечник	18 00	100 000	14,4

Для других пород с более высокими упругими свойствами (мрамор, кварцит, тешенит) значения u_{\max} составили по расчету 2—6 мм при $W=0,5 \div 0,6$ м.

Для проверки опытный взрыв заряда жидкого ВВ диаметром 2 мм выполнен в блоке из песчано-цементного раствора (рис. 6, а). На расстоянии 6 см от заряда находилась щель, ширина которой δ менялась в пределах 1—3 мм. Предельная величина л. н. с. и длина щели были предварительно подобраны взрыванием такого же заряда у свободной грани блока. При ширине щели 1 мм взрывом заряда создавалась воронка выброса вверх либо камуфлет. Разрушений в сторону щели почти не наблюдалось, если не считать отдельные незначительные трещины, оконтуривающие призму выброса, и только при ширине щели 3 мм разрушенная часть блока выбрасывалась и дробилась достаточно мелко. Следовательно, для такого заряда и соответствующей ему л. н. с. минимальная ширина щели составляет 2 мм. Коэффициент ширины щели в данных условиях

$$k_{щ} = \delta/W = 1/30. \quad (1.22)$$

Аналогичные взрывы были проведены в карьере. В массиве известняка на некотором расстоянии от заряда аммонита № 6 ЖВ диаметром 36 мм трещина шириной 20—25 мм выпиливалась пневматической пилой. В данном случае под неизменную ширину щели приходилось подбирать опытным путем диаметр заряда и соответствующую величину л. н. с. При л. н. с., равной 70 см, разрушения щели практически не было, за исключением нескольких трещин (рис. 7, а), хотя при взрывании на уступе такой же одиночный заряд нормально преодолевал это значение л. н. с. При л. н. с., равной 60 см, после взрыва четко оконтуривалась призма разрушения, порода оказывалась разбитой сетью трещин и сдвинутой в сторону щели (рис. 7, б). И здесь минимальное соотношение ширины щели и л. н. с. составило 1/30.

В производственных взрывах в рудах средней крепости при диаметре заряда 100 мм минимальная ширина щели составила $(1/30 \div 1/40) W$.

Из этих данных можно сделать вывод о том, что всякая трещина создает свободную поверхность. Для конкретных условий существует минимальная ширина щели, при которой возможно заметное разрушение по-

Рис. 6. Схема определения минимальной ширины щели, необходимой для разрушения среды взрывом

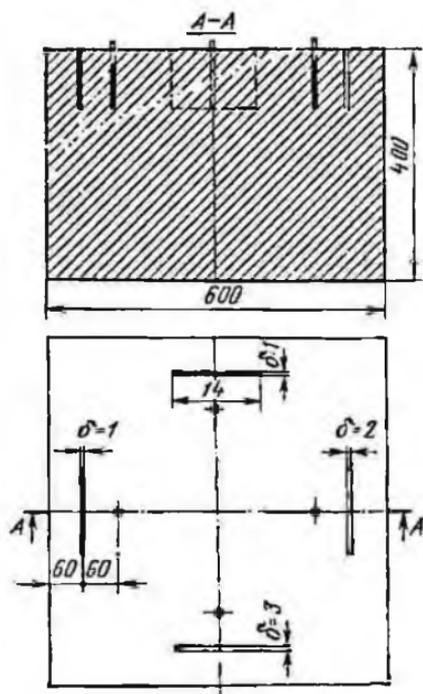
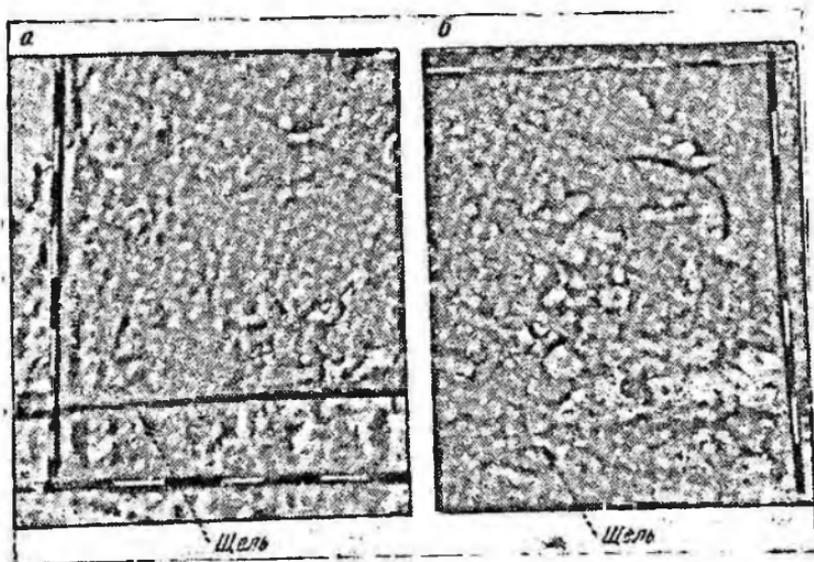


Рис. 7. Результаты взрывания в массиве известняка при ширине щели 20—25 мм



роды. Только при этом условии образуется относительная свободная поверхность.

Значения минимальной ширины щели превышают расчетные величины на 30 % и более. Это расхождение нельзя признать случайным. Очевидно, минимальная величина щели необходима не только для хрупкого разрушения породы под действием волн напряжений, но и для возможности расширения ее в процессе разрушения квазистатическим давлением газов. Видимо без этого второго этапа процесса окончательное разрушение невозможно.

Взрывание «в зажиме», т. е. в стесненных условиях разрушения горных пород, возможно при минимальном коэффициенте компенсации (относительном объеме компенсационного пространства) в среднем 11,4 %. При меньших значениях этого коэффициента наблюдаются камуфлетные взрывы. Если допустить, что увеличение объема породы при этом происходит равномерно в трех измерениях, то минимальный коэффициент линейной компенсации составляет

$$k_{л} = \sqrt[3]{11,4} = 3,4\% = 0,034 = 1/30, \quad .$$

т. е. совпадает со значением $k_{щ}$, полученным нами в опытах.

Дробление породы всегда происходит с увеличением первоначального объема, при этом расширение ее — в сторону свободных поверхностей. При недостаточной ширине щели разрушение будет затрудняться недостатком свободного объема. Поэтому ширина свободной поверхности должна быть пропорциональна не только линейному размеру или л. н. с., но и зависеть от числа степеней свободы разрушаемого участка породы. При одинаковом коэффициенте разрыхления породы для расширения в одну сторону (одна свободная поверхность) необходима значительно большая ширина щели, чем при расширении в две или три стороны. Следовательно, чем больше свободных поверхностей, тем меньше необходима ширина каждой из них. Это обстоятельство в значительной степени определяет величину оптимального замедления при разных схемах к. з. в., о чем будет сказано ниже.

Таким образом, для образования относительно свободной поверхности, при которой начинается существен-

ное разрушение пород взрывом, необходимо, чтобы щель имела вполне определенную ширину, составляющую для пород не выше средней крепости примерно $1/30W$.

Значение ширины щели имеет непосредственное отношение к к. з. в. Из сказанного выше вытекает, что успешная работа следующего заряда может быть только в том случае, если порода, разрушенная предыдущим взрывом заряда, сдвинется настолько, чтобы создать достаточно свободную поверхность, не стесняющую процессы разрушения и разрыхления, т. е. при к. з. в. сдвиг породы для образования новой свободной поверхности должно иметь определенную величину, зависящую от условий взрывания: л. н. с., свойств породы, степени свободы (в данном случае — числа свободных поверхностей) разрушаемого участка.

Критерием оценки степени свободы поверхности является также протяженность ее, или длина щели; она определяет границы воронки или призмы разрушения, а также относительное количество энергии волны сжатия, которое после отражения превращается в наиболее эффективный для горных пород вид напряжений — растяжение. При ограниченной длине щели (поверхности раздела) воронка разрушения не выйдет за ее пределы, где материал находится в более трудных условиях для разрушения, нередко в условиях всестороннего сжатия. Следовательно, длина щели определяет долю полезно используемой энергии взрыва в пределе всего объема разрушения.

Расчетная форма призмы разрушения, полученная для указанных выше условий взрывания в бетонном блоке, приведена на рис. 8. Зона смятия рассматривалась как полость при прострелке. Для пород V категории ($f=1,5 \div 2$) коэффициент простреливаемости $\Pi = 170 \text{ дм}^3/\text{кг}$. Для колонкового заряда полость можно считать цилиндрической, поэтому

$$\Pi = \pi R_{\text{см}}^2 / (\pi r_0^2 \Delta); \quad R_{\text{см}} = r_0 \sqrt{\Delta \Pi} = 14 \text{ мм.}$$

При расчете размеров призмы за пределами зоны трещинообразования, образовавшейся под действием тангенциальных напряжений в прямой волне, исходили из предположения о том, что разрушения могут произойти только под действием растягивающих напряжений на площадках, параллельных свободной поверхности. Для

этого уравнение (1.17) преобразовано для прямоугольных координат, начало которых находится в центре заряда, а ось x направлена по л. н. с. Составляющая ради-

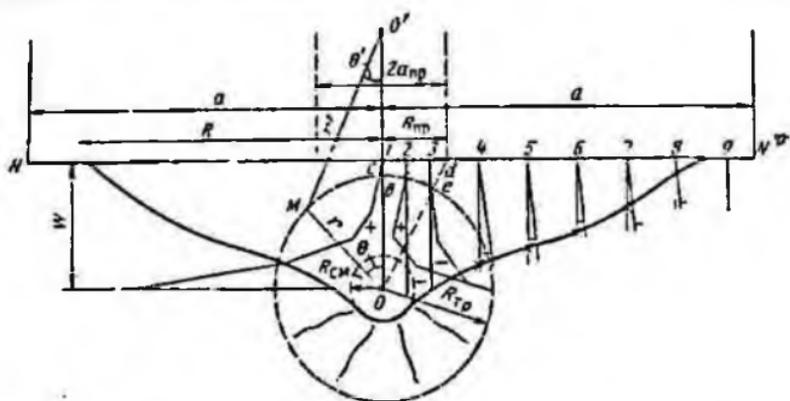


Рис. 8. Расчетная схема для определения размеров призмы разрушения (по сечениям 1—9 показаны напряжения в песчано-цементном блоке № 6)

альных напряжений, действующая в направлении оси x , для любой точки M

$$\sigma_x = [(\sigma_0 - \sigma_{ст}) \exp(-\alpha t) + \sigma_{ст}] \left(\frac{r_0}{r}\right)^{1.5} (\cos^2 \theta - \sin^2 \theta). \quad (1.23)$$

При этом необходимо учитывать напряжения в отраженной волне, идущей с обратным знаком. Распространение ее рассматривается по методу проф. Г. И. Покровского как от мнимого заряда O' . С учетом тригонометрической подстановки составляющие напряжений от действия двух импульсов O и O' в любой точке будут иметь значение

$$\sigma_x = [(\sigma_0 - \sigma_{ст}) \exp(-\alpha t) + \sigma_{ст}] (r_0/r)^{1.5} \times \\ \times \cos 2\theta - \sigma_0 (r_0/r)^{1.5} \cos 2\theta'. \quad (1.24)$$

Время в экспоненте отсчитывается с момента прихода прямой до момента прихода отраженной волны, т. е. $t = (r' - r)/c$.

После построения эпюр напряжений в сечениях определили границы разрушения из условий $\sigma_x = \sigma_{пр} n$; $\sigma_{пр} = 2\sigma$.

При опытном взрыве песчано-цементного блока с

щелью (рис. 9, а) и уступом (рис. 9, б) различной длины диаметр одиночного заряда жидкого ВВ составлял 2 мм, величина л. н. с. 5 см была предварительно подобрана взрыванием на свободной грани блока. Ширина щели была принята $\delta=6$ мм для того, чтобы исключить влия-

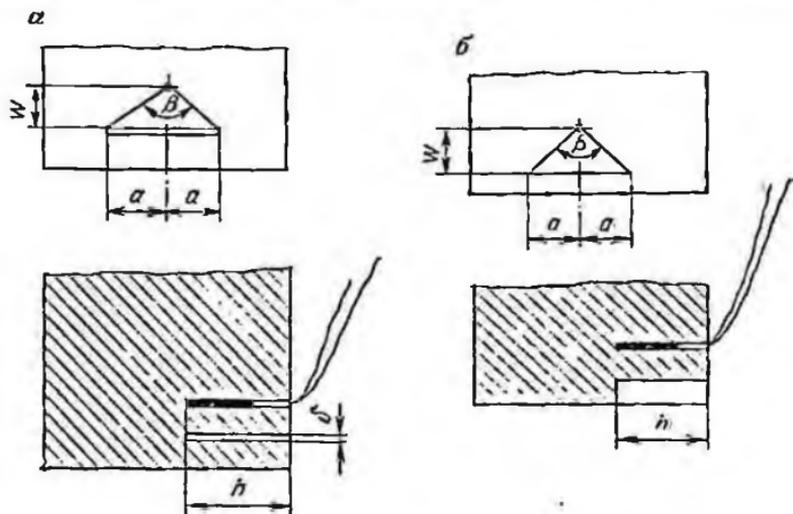
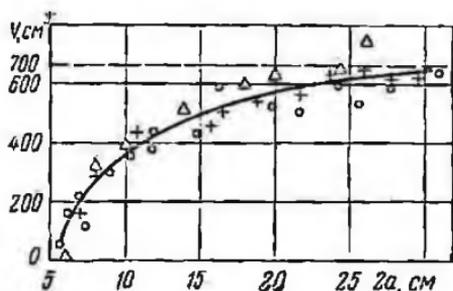


Рис. 9. Схема определения зависимости объема разрушения от протяженности (2а) свободной поверхности

Рис. 10. Зависимость объема разрушения от длины свободной поверхности:

+ — взрывание на щель; ○ — взрывание на уступ; △ — расчетное значение; — — — взрывание у свободной грани блока



ние этого фактора. Вследствие этого результаты взрывания на щель и с уступом как по объему разрушения, так и по качеству дробления оказались практически одинаковыми. Форма призмы разрушения, полученной в опытах, а также ее размеры и площадь сечения (см. рис. 8) весьма близки к расчетным: величины R составили соответственно 14 и $13 \div 13,4$ см, S соответственно 84 и $60 \div 83,5$ см².

С ограничением протяженности щели или уступа, т. е. с уменьшением величины a , раствор призмы R уменьша-

ется по некоторой криволинейной зависимости вначале медленно, затем быстрее. Соответственно уменьшаются площадь ее сечения S и объем разрушения V . На рис. 8 показана зона $cdeb$, в которой нет растягивающих напряжений от действия импульса 0 и $0'$. Эта «мертвая» зона не разрушается и при $a=R_{пр}$ происходит камуфлет. Опытные и расчетные значения $R_{пр}$ совпадают и составляют примерно $W/2$.

По полученным данным построена зависимость объема разрушения в пределах призмы выброса от длины щели (рис. 10). Расчетные значения отличаются от фактических на 2—12%. Кривая аппроксимируется уравнением

$$V = 650 [1 - 36/(4a^2)], \quad (1.25)$$

где V — объем разрушения, см³; $2a$ — длина щели, см.

Полученную зависимость можно условно разделить на три части. В пределах $2a = (1 \div 3)W$ объем разрушения быстро возрастает от нуля (камуфлет) до весьма значительной величины. Во второй части, при увеличении длины щели в пределах до $5W$ объем разрушения возрастает медленнее (на 15—20%). При дальнейшем увеличении длины щели объем разрушения постепенно приближается к пределу, которым является объем разрушения при неограниченной длине свободной поверхности; значение этого объема получено при взрывании заряда у свободной грани блока.

Аналогичный характер имеет зависимость степени дробления взорванного материала от длины щели:

$$d_{ср} = 3,9 (1 - 36/(4a^2)). \quad (1.26)$$

Сопоставление этих двух кривых свидетельствует о том, что с уменьшением объема разрушения увеличивается степень дробления материала (происходит перераспределение энергии взрыва заряда). С увеличением сопротивления породы разрушению при неизменной величине заряда происходят уменьшение объема разрушения и одновременно уменьшение размера отбитых кусков вследствие увеличения концентрации энергии на единицу объема.

Эта зависимость качества дробления представляет интерес с практической точки зрения: она подтверждает и объясняет известные факты улучшения дробления при

взрывании «в зажиме» за счет повышения удельного расхода ВВ.

Полученные закономерности остаются справедливыми при изменении формы поверхности. Так, взрывание на две и три щели, расположенные под прямым углом, и на четыре щели, расположенные по дуге на расстоянии W , показало аналогичные результаты — разрушение не выходит из пределов, оконтуренных свободными поверхностями. При этом с увеличением площади свободной поверхности объем разрушения увеличивается, а дробление ухудшается. Скважины диаметром до 6 см, так же как щель и уступ длиной до 6 см, для данного (предельного) значения л. н. с. не создают свободной поверхности, в результате взрыва образуется камуфлет.

Таким образом, вторым критерием, определяющим степень свободы поверхности, является протяженность щели, оказывающая существенное влияние на эффективность взрыва. Чем больше протяженность щели, тем более свободна поверхность разрушаемого участка среды. При $2a \leq W$ имеет место полный «зажим» (для предельной л. н. с.).

Геометрические размеры щели, т. е. ее ширина и протяженность, являются критериями оценки степени свободы поверхности раздела двух сред с резко отличающимися свойствами (порода — воздух). В том случае, если к разрушаемому участку породы примыкает среда, характеризующая большей акустической жесткостью и меньшей сжимаемостью, чем воздух (например, вода, разрыхленная порода и т. п.), влияние поверхности раздела на процесс разрушения изменяется. Волна напряжения при встрече с поверхностью раздела двух сред частично проходит во вторую среду, частично отражается в зависимости от соотношения импедансов этих сред.

Введение этой поправки в уравнение (1.24) изменяет расчетные напряжения, а следовательно, форму и размеры призмы разрушения. Очевидно, чем больше акустическая жесткость примыкающей среды, тем меньшая часть энергии будет использоваться для разрушения в отраженной волне растяжения. Кроме того, с учетом второй стадии процесса разрушения можно утверждать, что чем меньше сжимаемость примыкающей среды, тем больше необходимо затратить энергии на разрыхление и сдвиг породы, сплошность которой нарушена сетью трещин в результате действия волн напряжений. Следо-

зательно, соотношение свойств двух сред является третьим критерием, определяющим степень свободы поверхности раздела.

Таким образом, установлены критерии оценки степени свободы поверхности или разделения двух сред: ширина и длина щели и разность свойств соприкасающихся сред. В зависимости от значений этих критериев поверхность раздела оказывает соответствующее влияние на процесс разрушения горных пород взрывом; в соответствии с этим при прочих равных условиях меняются и результаты взрыва.

Конкретная оценка степени свободы поверхности позволяет точнее учесть взаимодействие взрывов зарядов при к.з.в., а также рассчитать и выбрать основные его параметры.

Рассмотрение некоторых вопросов, связанных с понятием свободной поверхности с точки зрения короткозамедленного взрывания, позволило сделать вывод об огромном влиянии свободной поверхности на процесс разрушения горных пород взрывом.

Процесс образования новых свободных поверхностей. При к.з.в., когда один процесс разрушения накладывается на другой, критерии оценки степени свободы поверхности имеют не меньшее значение, чем в стационарных условиях, т. е. при одиночном взрыве, однако рассматривать их следует в динамике. Эти критерии позволяют определить минимальное значение времени замедления, при меньших значениях которого новые поверхности оказываются недостаточно свободными, затрудняя развитие процесса разрушения следующего участка породы.

При к.з.в. процесс разрушения первого участка породы не успевает полностью завершиться с образованием свободной поверхности к моменту взрыва следующего заряда. Поэтому щель между остающимся массивом и движущейся разрушенной породой не является сквозной идеальной щелью; ее следует рассматривать в интегральном понятии как трещину с определенным компенсационным пространством, имеющую тенденцию к расширению. Определение времени образования такой щели с учетом минимальной ее ширины, достаточной для начала развития процесса разрушения следующего участка, представляет большой интерес при исследовании новой свободной поверхности как одного из элементов взаимодействия взрывов зарядов при к.з.в. Поскольку

речь идет об образовании щели в массиве, известные методы измерения времени начала подвижки породы на поверхности забоя или времени вспучивания забоя непригодны — необходимы замеры движения породы в процессе разрушения внутри массива.

Время образования щели с достаточно свободными сторонами есть частное от деления ширины щели на скорость движения породы. Необходимая ширина щели определена на основе соображений и результатов опытов, приведенных выше. Попытаемся рассмотреть теперь качественные зависимости скорости сдвигения породы (в начале разлета) от условий взрывания.

Процесс разрушения условно можно разделить на две стадии: разрушение динамическими напряжениями, которое заканчивается образованием сетки трещин, и окончательное разрушение под действием квазистатического давления с некоторым перемещением массы породы (см. § 1.1).

Энергию волн напряжений можно определить как разность общей энергии заряда, затраченной на разрушения породы в объеме призмы выброса за вычетом химических потерь и энергии продуктов детонации, оставшихся в зарядной камере после ухода волны. При этом для плоской задачи с некоторым приближением можно считать, что в призму разрушения уйдет часть энергии, пропорциональная углу раствора призмы:

$$A_{\text{дтн}} = VK(kq - p_{\text{ст}}V_0)\varphi/(2\pi),$$

где K — удельный расход ВВ, кг/м³; V_0 — удельный объем зарядной камеры, м³/кг; φ — угол раствора призмы разрушения, рад. Остальные обозначения те же, что и выше.

Энергия волн напряжений в пределах призмы разрушения расходуется на дробление среды и на сообщение ей избыточной кинетической энергии. Первое слагаемое определяется в соответствии с гипотезой Риттингера по формуле (1.19). Второе

$$A_{\text{кин}} = V\rho v_d^2/2,$$

где v_d — остаточная массовая скорость (средняя) после разрушения динамическими напряжениями, т. е. в начале процесса разлета или сдвигения взорванного участка, м/с.

Приравняв соответствующие части, получим

$$v_d = \sqrt{\frac{K(kq - p_{ст} V_0) \frac{\pi}{2\lambda} - 3 \frac{\sigma^2}{E} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{d_0} \right)}{\rho}}. \quad (1.27)$$

Так, например, для условий взрывания в мраморе начальная скорость разлета по формуле (1.27) равна 16 м/с. С течением времени под действием различных сил эта скорость меняется. Однако в связи с недостаточной изученностью процесса взрыва оценка этих сил может быть проведена только приближенно.

После прохождения волн напряжений и образования сети трещин среду можно охарактеризовать как сухую кладку из плотно уложенных кусков различной формы и размера. Окончательное разрушение и отбрасывание ее происходят под действием квазистатического давления газов, которое к началу второй стадии будет существенно отличаться от среднего детонационного давления вследствие образования зоны смятия и увеличения объема зарядной камеры:

$$p_{ст.н} = \frac{\rho_b D^2}{8} \left(\frac{V_0}{V_1} \right)^\gamma = \frac{\rho_b D^2}{8} \left(\frac{1}{\Pi \Delta} \right)^{1,3}, \quad (1.28)$$

где V_1 — объем зоны смятия; γ — показатель изэнтропы, равный $1,25 \div 1,4$.

Это давление в пределах призмы разрушения действует на площадку зарядной камеры, которую можно выразить как

$$S_a = R_{пф} = r_0 \sqrt{\Delta \Pi} \varphi. \quad (1.29)$$

По мере движения породы и вылета забойки, а также развития трещин квазистатическое давление падает. Это изменение давления можно приближенно представить в виде экспоненциальной зависимости от времени

$$p_{ст.н} = p_{ст.н} \exp(-\alpha t). \quad (1.30)$$

Показатель экспоненты α найден по экспериментальным данным.

Для окончательного разрушения среды, очевидно, необходимо преодолеть сцепление кусков. Сила его сопротивления, пропорциональная боковой поверхности призмы выброса, является величиной переменной, убывающей по мере относительного смещения кусков. Полагая в этом случае изменение сопротивления так же, по экспоненте, можно записать

$$F_{\text{сц}} = \sigma_{\text{сц}} \frac{2W}{\cos \varphi/2} \exp(-\beta r). \quad (1.31)$$

Здесь показатель экспоненты β определится из условия относительного смещения кусков, зависящего от их размера, при котором $\sigma_{\text{сц}}$ будет близко к нулю.

Для приближенной оценки скорости сдвижения породы во второй стадии процесса разрушения можно рассматривать участок ее в пределах призмы выброса как единую массу, каждая часть которой под действием суммы сил смещается в радиальном направлении. Тогда на основании второго закона механики

$$F_{\text{ст}} dt - F_{\text{сц}} dt = M dv.$$

Подставив соответствующие значения из уравнений (1.28) — (1.31), введя обозначения

$$q_1 = \frac{p_{\text{ст.н}} (\Pi \Delta)^{0,5-\gamma} r_0}{W^2 \rho} \frac{\varphi}{\text{tg } \varphi/2};$$

$$q_2 = \frac{\sigma_{\text{сц}} 2W}{\cos \varphi/2 W^2 \text{tg } \varphi/2 \rho} = \frac{2\sigma_{\text{сц}}}{W \rho \sin \varphi/2}$$

и приняв $r = vt$, получим

$$q_1 e^{-\alpha t} dt - q_2 e^{-\beta v t} dt = dv. \quad (1.32)$$

Решение этого уравнения можно представить в виде ряда Маклорена.

При граничных условиях $t=0$, $r=0$, $v_0 = v_d$ решение уравнения (1.32) в первом приближении имеет вид

$$v = v_d + \frac{q_1}{\alpha} (1 - e^{-\alpha t}) - \frac{q_2}{\beta v_d} (1 - e^{-\beta v_d t}). \quad (1.33)$$

Для условий взрывов II серии (см. табл. 2) после промежуточных расчетов

$$v = 16 + 41 (1 - e^{-300t}) - 51 (1 - e^{-500t}), \quad (1.34)$$

где v — мгновенная скорость радиального смещения, м/с; t — время с момента появления сети трещин, с.

В тех же взрывах были измерены скорости движения той части породы (рис. 11), при движении которой образуются щель и новая открытая поверхность, проходящая в условиях данных замеров по линии расположения зарядов. Для этого в забое пробурен шпур, пересекавший будущую свободную поверхность. В шпуре помещен датчик (рис. 12), фиксировавший моменты образо-

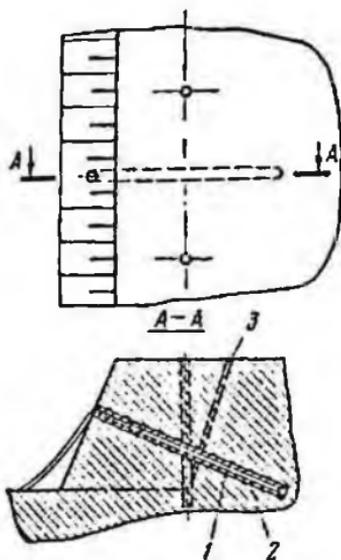


Рис. 11. Схема измерения скорости движения задней стенки разрушенного участка породы при взрыве:

1 — датчик; 2 — цемент; 3 — новая свободная поверхность

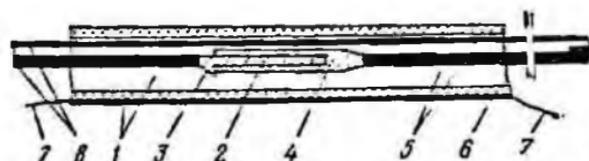


Рис. 12. Схема стекляно-стальново-проволочного датчика для замера скорости сдвижения породы:

1 — стеклянная трубка; 2 — скользящий контакт; 3 — ограничительный выступ; 4 — втулка; 5 — провода скользящего контакта; 6 — станиоль; 7 — провода от станиоля; 8 — выходные провода скользящего контакта

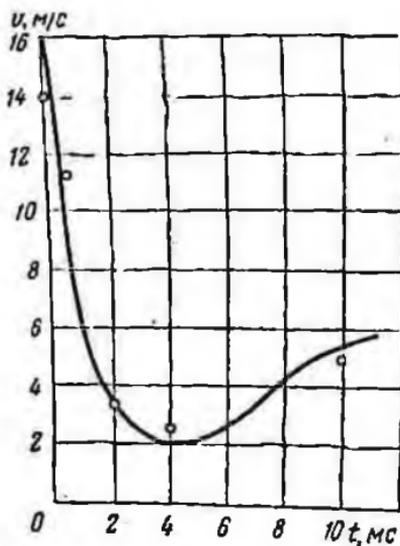


Рис. 13. Зависимость скорости движения взорванного участка породы (задней стенки) от времени

вания трещины по поверхности отрыва и перемещения разрушенного участка породы на определенное заданное расстояние. Иными словами, датчик фиксировал время перемещения задней стенки разрушенного участка породы на заданное расстояние (2,5—15 мм). Такие техника и методика измерений позволяют считать, что результаты замеров отвечают поставленной цели, т. е. замеру скорости образования новой открытой поверхности непосредственно в массиве. Результаты замеров в разных породах приведены в табл. 3.

Таблица 3

Порода	Масса заряда, г	Л. п. с., см	Расстояние от заряда до датчика — длина трещины a , мм	Время обрыва стального с момента подачи взрывного импульса t_1 , мкс	Средняя скорость образования трещины длиной a , м/с	Длина скользящего контакта — ширина трещины b , мм	Время замыкания скользящего контакта с момента подачи взрывного импульса, t_2 , мкс	Чистое время замыкания скользящего контакта ($t_2 = t_2 - t_1$) мкс	Средняя скорость движения взрывного участка $v_{\text{дв}}$, м/с
Цементный блок	0,0005	5	22	167	132	2,5	337	170	14,7
Мрамор	100	60	250	373	670	5	822	449	11,1
	100	60	300	890	337	10	2825	1935	5,3
	150	75	300	2047	146	15	5990	3940	3,8
Тешенит	150	60	280	—	—	10	—	1730	5,8
Известняк	80	50	—	—	—	10	—	2620	3,8

* $K_{\text{вар}}=19\%$.

Зависимость (1.34) графически показана на рис. 13. Экспериментальные точки, нанесенные на график, получены в результате пяти-шести замеров. Максимальное отклонение до 19 % свидетельствует об удовлетворительной сходимости с расчетом. Анализ этой зависимости показывает, что скорость смещения резко падает с начальной величины v_d вследствие сопротивления сцепления кусков, а затем под действием давления продуктов детонации постепенно увеличивается до ~ 6 м/с. Аналогичные данные получены проф. Кота в ВНР. Скоростные кино съемки дают значение средней скорости в крепких породах такого же порядка. При этом скорость движе-

ния отдельных кусков на поверхности разрушенного участка достигает 40 м/с.

Зависимость пройденного пути от времени получим после повторного интегрирования (1.33):

$$R = \left(v_d + \frac{q_1}{\alpha} - \frac{q_2}{\beta v_d} \right) t - \frac{q_1}{\alpha^2} (1 - e^{-\alpha t}) + \frac{q_2}{(\beta v_d)^2} (1 - e^{-\beta v_d t}). \quad (1.35)$$

Для указанных выше условий

$$R = 6t - 0,137(1 - e^{-300t}) + 0,102(1 - e^{-500t}). \quad (1.36)$$

На основе приведенных выше данных для небольших л. н. с. величину δ в первом приближении в соответствии с формулой (1.21) можно считать пропорциональной W . Поэтому, приравняв выражения (1.36) и (1.22) и решив их относительно t , получим минимальное время образования новой свободной поверхности.

Для условий взрывов на мраморе по сериям I—IV (см. табл. 1) результаты расчетов приведены в табл. 4.

Таблица 4

Расчетные величины	Для л. н. с. в мраморе, м			
	0,6	0,8	1,1	1,3
Расчетная ширина щели, мм	20	26,7	36,7	43,4
Средняя скорость v для этого значения, мм/с	3,52	3,29	3,15	3,11
Время образования новой свободной поверхности, мс	5,7	9,1	12,5	15,0
Пределы оптимального замедления из полигонных опытов, мс	5—11	8—14	12—20	16—24

Сравнив последние две строки табл. 4, видим, что оптимальные замедления, полученные в опытных взрывах, близки к расчетным значениям времени образования новой свободной поверхности. Эти расчеты позволяют сделать вывод о том, что оптимальные замедления определяются временем образования новой свободной поверхности после предыдущего взрыва. Именно поэтому при замедлениях меньше минимального времени образования свободных поверхностей групповое к.з.в. оказывается малоэффективным. Этот вывод, однако, не

отрицает влияния других видов взаимодействия взрывов зарядов (см. § 2.3).

Таким образом, новые свободные поверхности при к. з. в. имеют решающее значение и поэтому величина оптимального замедления должна быть не меньше времени их образования.

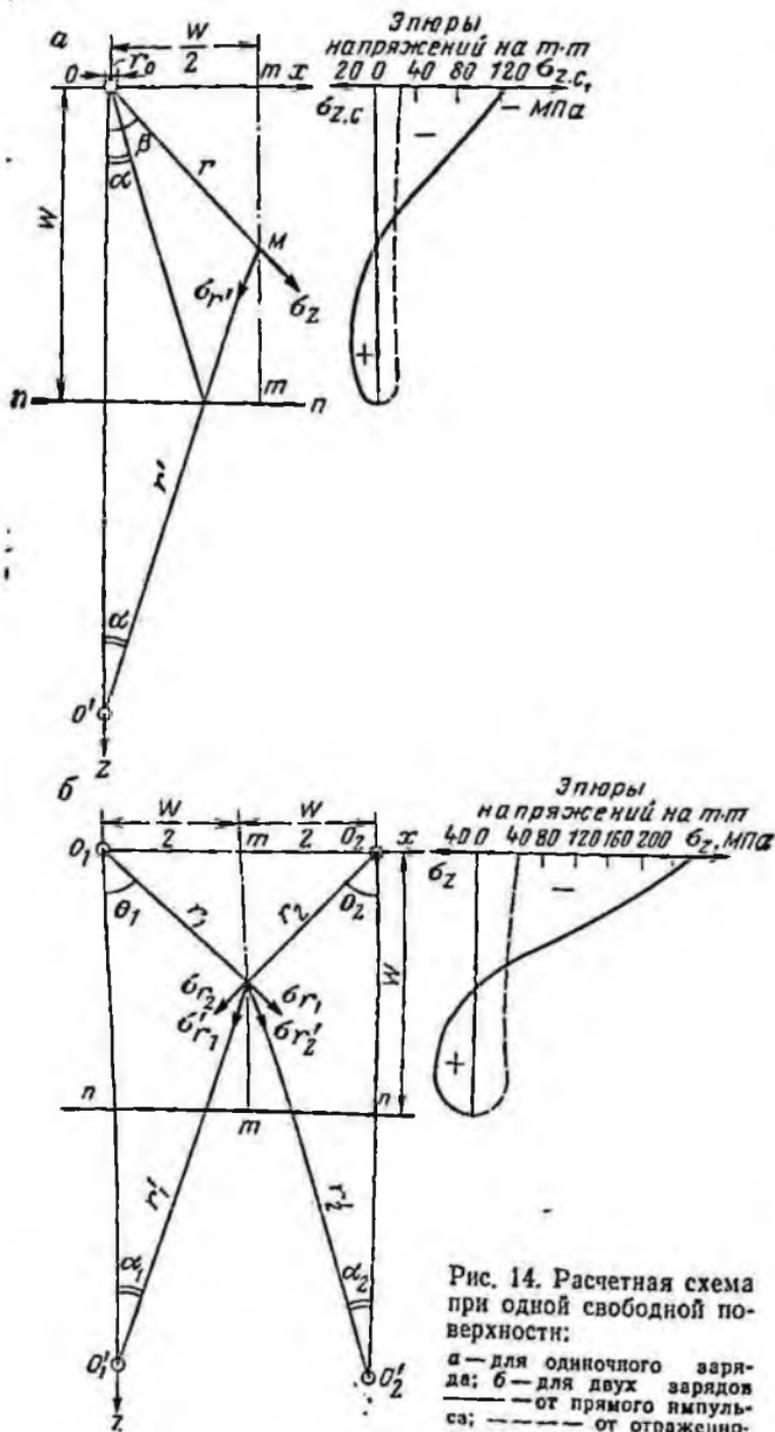
В данном случае рассматривается качественная сторона процесса, поэтому опыты для сопоставления проводились без изменения схемы взрывания. При других, отличных от порядной, схемах взрывания качественная сторона будет аналогичной, хотя количественные параметры (величина оптимального замедления, качество дробления и др.) будут меняться (см. гл. 2).

Интерференция волн напряжений при к. з. в., возникающих от последовательного взрыва двух зарядов, возможна при условии, если замедление между взрывами будет настолько мало, чтобы напряжения от первого взрыва не успели затухнуть. Очевидно, что положительного эффекта можно достигнуть в том случае, если будут складываться смещения, создающие одноименные напряжения.

Для решения вопроса о том, каково действительно возможно увеличение напряжений в результате интерференции и может ли оно оказать практически влияние на результаты взрыва, необходимо решить несколько задач по сложению напряжений с помощью метода, описанного выше. Для упрощения расчетов рассмотрим ряд плоских задач, часто практикуемых при колонковых зарядах. Характеризуем задачи условиями взрывания в серии *Иа* (табл. 1), свойства среды и ВВ указаны выше.

По этим условиям рассчитаем составляющие напряжений в сечении $m-m$, расположенном посредине между зарядами и представляющем наибольшую трудность для разрушения взрывом (рис. 14). Напряжения возникают в этом сечении при прохождении прямого и отраженного импульсов от одиночного заряда. При одновременном взрыве двух зарядов составляющие напряжений удвоятся, так как знаки при углах θ и α в данном случае не имеют значения.

Если эти два заряда взорвать с замедлением, для определения напряжений в любой точке необходимо суммировать напряжения от действия всех сил. Представим себе, что второй заряд взрывается с таким большим замедлением, за время которого успевает образо-



ваться новая свободная поверхность от действия первого заряда (примем, что новая поверхность перпендикулярна к старой). На этом действие первого заряда исчерпается, а в оставшемся массиве при взрыве второго заряда будут действовать три импульса: прямой O_2 и два отраженных O_2' и O_2'' (см. рис. 15, а). Составляющая напряжения в этом случае

$$\begin{aligned} \sigma_{z0} = & \left(\frac{r_0}{r_2}\right)^{3/2} [(\sigma_0 - \sigma_{\text{сг}}) \exp(\alpha t_1) + \sigma_{\text{сг}}] \times \\ & \times \cos 2\alpha - \sigma_0 \left[\left(\frac{r_0}{r_2'}\right)^{3/2} \cos 2\alpha_1 \exp(-\alpha t_2) + \right. \\ & \left. + \left(\frac{r_0}{r_2''}\right)^{3/2} \cos 2\alpha_2 \exp(-\alpha t_3) \right]. \end{aligned} \quad (1.37)$$

Время в экспоненте зависит от очередности прихода импульсов в заданную точку, т. е. от относительного расположения точки и свободных поверхностей. Эта очередность в верхней половине сечения $m-m$ будет O_2 ; O_2'' ; O_2' и соответственно

$$t_1 = \frac{r_2' - r_2}{c}; \quad t_3 = \frac{r_2'' - r_2''}{c}; \quad t_2 = 0;$$

в нижней половине O_2 ; O_2' ; O_2'' и соответственно

$$t_1 = \frac{r_2' - r_2}{c}; \quad t_2 = \frac{r_2'' - r_2''}{c}; \quad t_3 = 0.$$

Эпюра составляющих напряжений по линии $m-m$ видна на рис. 15, а.

Рассмотрим распределение напряжений при взрыве двух зарядов, из которых второй заряд взрывается в тот момент, когда до него дойдет прямой импульс от первого заряда. Справа от линии O_2-O_2' прямой импульс второго заряда складывается с головной частью импульса первого заряда, а слева — с хвостовой. В общем виде напряжения в любой точке создают действием четырех импульсов: двух прямых O_1 и O_2 и двух отраженных O_1' и O_2' . Уравнение для определения составляющих напряжений по осям:

$$\sigma_{z0} = \left(\frac{r_0}{r_1}\right)^{3/2} [(\sigma_0 - \sigma_{\text{сг}}) \exp(-\alpha t_1) + \sigma_{\text{сг}}] \cos 2\theta_1 +$$

$$\begin{aligned}
& + \left(\frac{r_0}{r_2} \right)^{3/2} [(\sigma_0 - \sigma_{cr}) \exp(-\alpha t_2) + \sigma_{cr}] \cos 2\theta_2 - \\
& - \left(\frac{r_0}{r_1} \right)^{3/2} [(\sigma_0 - \sigma_{cr}) \exp(-\alpha t_3) + \sigma_{cr}] \cos 2\alpha_1 - \\
& - \left(\frac{r_0}{r_2} \right)^{3/2} [(\sigma_0 - \sigma_{cr}) \exp(-\alpha t_4) + \sigma_{cr}] \cos 2\alpha_2. \quad (1.38)
\end{aligned}$$

В зависимости от положения точки M_1 или M_2 на плоскости приход импульсов может быть различным и в соответствии с этим определяется время каждой экспоненты. Эпюры составляющих напряжений по линиям $m_1 - m_1$ и $m_2 - m_2$ слева и справа от заряда O_2 видны на рис. 15, б.

Перед сопоставлением полученных решений необходимо сделать несколько замечаний. Как указано выше, напряжения по осям равны по величине и обратны по знаку. Очевидно, наибольшее значение имеют растягивающие напряжения, которые создаются вследствие движения частиц к свободной поверхности, вызывающего в конечном итоге отрыв от массива. И, наконец, не следует забывать о том, что окончательное разрушение производится действием квазистатического давления газов, результаты которого зависят от числа свободных поверхностей и их положения.

Сопоставим полученные эпюры напряжений с целью выяснения целесообразности последовательного взрывания. Сравнение эпюр напряжений на рис. 14 и 15 показывает, что при мгновенном взрывании амплитуды напряжений почти в 2 раза выше, чем при взрывании с замедлением a/c , в данном случае 166 мкс. При микросекундном взрывании в каждой точке последовательно проходят четыре импульса, а при мгновенном — два. Это в какой-то степени компенсирует снижение напряжений.

Взрывание с большим замедлением, судя по эпюрам напряжений (см. рис. 15, б), не имеет особых преимуществ перед мгновенным и микросекундным, ибо динамические напряжения в этом случае близки к напряжениям при одиночном заряде (см. рис. 14). Однако в этом случае значительно большая часть напряжений создается движением частиц в стороны свободных поверхностей, а дополнительная свободная поверхность уменьшает сопротивление породы и облегчает отрыв ее от массива. Поэтому можно ожидать увеличение объема

разрушения, но качество дробления при больших замедлениях в такой схеме расположения зарядов вряд ли будет лучше, чем при мгновенном взрывании. Это вполне соответствует практическим данным.

Аналогичным путем найдены эпюры напряжений при двухрядном взрывании: в каждой точке складываются прямые и отраженные импульсы от каждого заряда; при этом учитывается время их прихода в каждую точку, в зависимости от чего характер сложения меняется.

При одновременном взрыве рядов зарядов образуются области пониженных напряжений (изотропные) в районе $\sigma/2$ и $W/2$. Наиболее высокие высокие растягивающие напряжения создаются на линиях, соединяющих центры зарядов, и вблизи них. При последовательном взрыве тех же зарядов с замедлением второго ряда на величину W/c картина мало меняется: несколько сглаживаются лишь изотропные области. Сравнивая эти эпюры напряжений с эпюрами при последовательном взрывании с большим замедлением, что равноценно однорядному взрыванию, так как динамические напряжения в каждом ряду одинаковы, можно отметить явное преимущество однорядного (или замедленного) взрывания, при котором растягивающие напряжения в отраженном импульсе на 20 % выше и равномерно распределены по всему сечению $m-t$. В сравнении с замедленным взрыванием с точки зрения сложения волн напряжений более рационально взрывание с «отрицательным» замедлением: начиная с дальнего ряда; при этом замедление должно быть чуть меньше b/c , чтобы получить сложение импульсов по линии $m-t$ (хотя для другого сечения, например по линии зарядов, это замедление должно быть другим).

При таком взрывании сложение импульсов дает существенное повышение растягивающих напряжений: на 10—20 % в прямом импульсе на участке сечения $m-t$ от $b/2$ до $W/2$ и на 10—50 % в отраженном импульсе на участке от $b/2$ до W . При этом можно ожидать некоторого улучшения дробления и усиленного выброса породы на участке первого ряда зарядов.

В полученных эпюрах напряжений отмечаются два характерных момента: во-первых, высокие растягивающие напряжения получаются при сложении прямых импульсов (в 6 раз больше, чем в отраженных), этим объясняется усиленное дробление породы по линии заря-

дов, взрываемых одновременно. Во-вторых, при двухрядном взрывании с микросекундными замедлениями напряжения в отраженных импульсах на участке между рядами зарядов снижаются в результате пробега волной большого расстояния. Это означает, что свободная поверхность почти не влияет на разрушение второго участка.

Анализ проведенных расчетов показывает, что в сравнении с мгновенным микросекундное последовательное

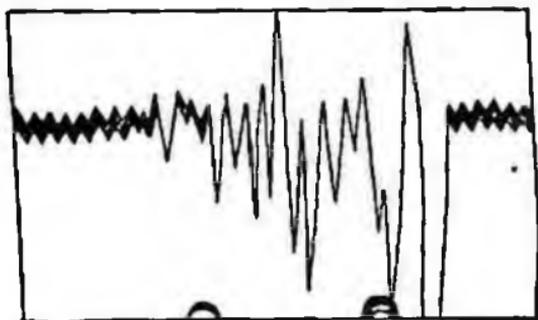


Рис. 16. Осциллограмма динамических напряжений в мраморе

взрывание в результате интерференции может обеспечить некоторое повышение динамических напряжений и более равномерное их распределение в отдельных участках массива. Однако это не может компенсировать отсутствие дополнительных свободных поверхностей, способствующих повышению напряжений в отраженных импульсах, уменьшающих сопротивление горных пород и облегчающих поршневое действие продуктов детонации ВВ.

Экспериментальная проверка эффективности микросекундного взрывания была проведена на мраморе и тешените, т. е. в породах с большой акустической жесткостью, в которых доля участия волн напряжений в процессе разрушения сравнительно высока. Предварительно в той и другой породе были замерены длительность положительной фазы прямой волны и общая продолжительность действия поля динамических напряжений. Техника и методика замеров показаны выше. Изменения напряжений в массиве с течением времени очень сложны (рис. 16). После прохождения положительной фазы прямой волны в дальнейшем происходит интерференция прямых, отраженных, разгрузочных волн, в результате чего становится трудно предсказать, какие будут напряжения в данной точке в следующие десятки микросекунд.

По данным этих замеров установлено, что продолжительность фазы сжатия (мкс) увеличивается пропорционально величине одиночного заряда по следующей эмпирической зависимости:

$$T = 41 \sqrt[3]{Q}. \quad (1.39)$$

При взрыве четырех зарядов продолжительность положительной фазы примерно такая же, что и при взрыве одного из таких зарядов, т. е. она не зависит от их числа.

Расчетным путем продолжительность положительной фазы можно получить из уравнения (1.17), если принять уменьшение амплитуды напряжения с максимума до 0,1 %. После преобразований получим

$$T = 3/(\alpha \lg l). \quad (1.40)$$

Для найденного выше значения декремента затухания ($\alpha = 32\,000 \text{ с}^{-1}$) в мраморе продолжительность положительной фазы составит 210 мкс, а в тешените ($\alpha = 35\,000 \text{ с}^{-1}$) — 197 мкс, что на 16—17 % отличается от экспериментальных данных. Аналогичные данные получены А. Н. Ханукаевым.

Для проверки эффективности последовательного взрывания двух рядов зарядов в траншее (методика взрывания показана выше) были заданы замедления из расчета $T/2$, T , $3/2T$ и nT в сериях взрывов *IIIa*, *II* и *V* (см. табл. 1). Результаты такого взрывания (см. рис. 4) не являются основанием для выбора интервала замедлений. Можно лишь отметить, что при выбранных замедлениях имеется некоторое улучшение дробления, однако результаты при этом оказываются неустойчивыми и во всяком случае менее значительными, чем при оптимальных замедлениях.

Продолжительность существования поля динамических напряжений по результатам замеров составила максимум 4—5 мс, в то время как наилучшие результаты взрывания в этих условиях получены при замедлениях порядка 6—12 мс, что соответствует времени образования новой свободной поверхности.

Таким образом, результаты расчетов и экспериментальные данные позволяют сделать вывод о том, что интерференцией волн напряжений от последовательно взрывааемых зарядов нельзя объяснить эффективность к.з.в. при оптимальных замедлениях и, следовательно,

нет возможности использовать ее в качестве основы для расчета оптимальных замедлений.

Процесс трещинообразования и напряженное состояние в массиве. Напряженное состояние в оставшемся массиве породы может создаваться также квазистатическим давлением газов, падение которого происходит значительно медленнее, чем затухание динамических напряжений. Проникая в глубь массива по трещинам, продукты детонации создают в нем растягивающие напряжения, которые суммируются с динамическими напряжениями следующего взрыва. Кроме того, под давлением газов трещины в оставшемся массиве раскрываются, нарушая герметизацию следующего заряда и способствуя рассеянию энергии волн напряжения. Противоположное действие этих факторов на работу следующего заряда с течением времени меняется: раскрытие трещин увеличивается, а напряженность в массиве уменьшается. Поэтому влияние их на результаты взрывания зависит от времени замедления; чем раньше произойдет следующий взрыв, тем выше их положительное влияние на результаты взрыва.

Рассмотрим более детально эти явления на основе анализа экспериментальных данных.

Трещины в массиве регистрировали с помощью датчика, представляющего собой стеклянный стержень или трубку с наклеенным на поверхности станиолом. В момент прихода трещины стекло со станиолом разрывается, размыкая электрическую цепь, что фиксируется шлейфом осциллографа. Датчики устанавливались в шпурах, расположенных за линией боевых шпуров, и заливались песчано-цементным раствором. Результаты измерений, приведенные в табл. 5, показывают, что распространение трещин превышает половину расстояния между рядами шпуров. Скорость распространения их в мраморе колебалась в пределах 300—800 м/с, в тешените и известняке 125—650 м/с, с увеличением расстояния скорость распространения трещин убывала. По линии между зарядами в ряду эта скорость, замеренная стеклянно-станиоловыми или проволочными датчиками, колебалась в пределах 155—455 м/с.

Учитывая небольшие расстояния между зарядами, трудно представить, что трещинообразование при групповом взрывании шпуровых зарядов действует уже на ранней стадии процесса разрушения пород взрывом и за-

Таблица 5

Масса заряда, г	Л. н. с., см	Диаметр заряда, мм	Расстояние от заряда до датчика, см	Время до прохождения трещины, мс	Скорость распространения трещины, м/с	Примечание	
Мрамор							
100	60	36	16	0,14	1143	Не сработал датчик	
100	60	36	16	0,2	800		
100	60	36	36	1,4	270		
100	60	36	36	1,48	243		
100	90	36	36	1,17	308		
100	90	36	56	—	—		
100	60	32	16	0,21	761		
100	60	32	16	0,24	667		
100	60	32	26	0,44	591		
100	60	32	36	1,088	331		
Тешенит							
150	70	32	12	0,46	565		То же
150	70	32	12	—	—		
150	60	32	26	0,4	650		
150	60	32	26	2,08	125		
Известняк							
80	50	25	40	3,06	130		
80	50	25	40	1,02	390		
80	50	25	40	0,61	650		
80	50	25	40	—	—		
80	50	25	40	1,04	380		
80	50	25	40	—	—		
80	50	25	40	0,83	480		
80	50	25	40	—	—		
80	50	25	40	1,22	328		

канчивается в основном за 1—2 мс. Распространение трещин в глубь массива и их последующее расширение приводит к нарушению герметичности следующих зарядов, а также к отколам и преждевременному движению породы в районе соседних зарядов, что, как известно, снижает эффективность замедленного взрывания.

Установлено, что при нормальных расстояниях между шпуровыми зарядами явление подсечки наблюдается при замедлениях более 7 мс. При этом с уменьшении

ем расстояний и увеличенном замедлений частота подсечки увеличивается. В свете этого отрицательное влияние процесса трещинообразования на эффект взрыва следящего заряда снижается с уменьшением величины замедления.

Однако трещины участвуют в процессе разрушения массива взрывом не только сами по себе: по ним из

Таблица 6

Расстояние от заряда до датчика, см	Время замыкания контакта после подачи взрывного импульса, мс	Скорость распространения газов по трещинам, м/с	Время размыкания контакта после подачи взрывного импульса, мс	Примечание
30	0,575	526	—	Контакты не разомкнуты
20	0,425	470	—	То же
30	—	—	—	Приход газов не зарегистрирован
20	0,92	218	6,39	
30	1,17	256	—	Контакты не разомкнуты
30	—	—	—	Приход газов не зарегистрирован
30	—	—	—	То же
30	2,23	134	6,17	
30	0,852	352	—	Контакты не разомкнуты
30	0,681	440	—	То же

шпуров распространяются взрывные газы под значительным давлением.

В шпуры, пробуренные в известняке на расстоянии 20—30 см за линией ряда шпуровых зарядов ($Q=100$ г, $W=50$ см), опускались один в другой два бумажных цилиндра диаметром 20—25 мм. На смежные поверхности цилиндров наклеивался станиоль с выводными проводами: на больший — изнутри, на меньший — снаружи. При прорыве газов в шпур цилиндры касались друг друга, замыкая станиолем электрическую цепь, в которую включен шлейф осциллографа МПО-2. После выхода газов из шпура контакты размыкались; иногда трещины не попадали на шпур и датчики не срабатывали.

Результаты замеров, приведенные в табл. 6, и сравнение их с данными табл. 5 показывают, что газы рас-

пространяются по трещинам очень быстро и, следовательно, трещины находятся под давлением.

Далее, необходимо выяснить, сколько времени может поддерживаться давление в трещинах. Довольно убедительный ответ на этот вопрос дают результаты скоростного фотографирования процесса разрушения взрывом зарядов, проведенного на известняках в тех же условиях. Киносъемку выполняли камерой СКС-1 с расстояния 4—5 м со скоростью 3600 кадров в секунду. В качестве отметки времени «ноль» использован взрыв электродетонатора, расположенного на поверхности.

Вылет газов из шпуров начинается через 3—8 мс с момента начала взрыва. Однако давление газов внутри массива удерживается еще довольно долго. Так, в фильме, снятом сверху-сзади, на переднем плане до 33 мс отчетливо виден прорыв газов из трещины, оконтуривающей участок разрушения. При просмотре одновременного взрыва ряда шпуров в фильме, снятом спереди, через 27 мс виден прорыв газов у подошвы уступа. В фильме, снятом в профиль, на линии шпуров вылет газов продолжался до 31 мс. При взрыве одиночного заряда время истечения газов из трещин и зарядной камеры примерно такое же. Во всех фильмах видно также, что к этому времени сдвигение массива оказывается довольно значительным. Аналогичная картина отмечалась Е. Г. Барановым и другими исследователями, применявшими скоростную киносъемку.

Все эти факты свидетельствуют о том, что участок породы в районе взрыва в течение первых же миллисекунд разбивается трещинами и находится под давлением газов, которые распространяются также и в глубь массива. Это давление удерживается и после некоторого сдвигения взорванной породы, во всяком случае — после образования новой свободной поверхности.

Изменение давления продуктов детонации в зарядной камере и в сообщающихся с ней трещинах с течением времени имеет сложную зависимость, которая пока не установлена. Полагаем, что не будет большой погрешности, если для приближенных качественных расчетов примем эту зависимость в виде экспоненты (1.30)

$$p_{ст} = p_{ст.н} \exp(-\alpha t).$$

В этом уравнении среднее давление газов после окончания детонации ВВ находится расчетным путем (1.28).

Для определения коэффициента α используем граничные условия: по данным кипосъемок время падения давления газов в зарядной камере и в трещинах до атмосферного можно принять равным 30 мс. Для этих условий коэффициент $\alpha = 0,3$. Подставив известные величины в уравнение (1.30), получим в пределах оптимального времени замедления для данной серии опытов, т. е. 8—14 мс, величину давления газов в трещинах порядка 40—10 МПа. Аналогичные данные получены МакНИИ путем инструментальных замеров.

Работами Г. П. Черепанова аналитически показано, что при действии поля растягивающих или сжимающих сил N_1 и N_2 могут происходить разрушения горных пород не только разрывные, но и сдвиговые. При этом силы и напряжения связаны соотношением

$$\beta_1 N_1 + \beta_2 N_2 = 4 \frac{\lambda}{h} \sigma_{ср},$$

где β_1 , β_2 — коэффициенты концентрации напряжений; λ — расстояние до зоны концентрации напряжений; h — размер трещин.

Отсюда вытекает, что действие дополнительных сил сжатия приводит к увеличению разрушений за счет сдвиговых напряжений, предельное сопротивление которым для горных пород составляет $(0,2 \div 0,5) \sigma_{вр}$. Это подтверждается специальными опытами, проведенными с разрушением сжатых и свободных блоков породы: в первом случае для получения одинакового дробления удельный расход ВВ был на 6—8 % меньше.

Использование напряженного состояния в массиве, которое создается остаточным давлением продуктов детонации, как видно из уравнения (1.32), зависит от показателя экспоненты. С уменьшением времени замедления остаточное давление увеличивается. Коэффициент α зависит главным образом от качества герметизации заряда и прежде всего от качества забойки. Именно поэтому, как показали производственные эксперименты, эффективность к. з. в. зарядов без забойки оказывается на 10—20 % меньше, чем огневого взрывания, в то время как при взрывании с забойкой эффективность к. з. в. выше, чем огневого взрывания при прочих равных условиях. Это подтверждает значение использования напряженного состояния в общем процессе взаимодействия зарядов при к. з. в. Очевидно также, что в породах с раз-

витой естественной трещиноватостью коэффициент α будет больше, и, следовательно, величину замедления следует уменьшать.

Таким образом, можно считать установленным, что процесс развития трещин и квазистатическое давление продуктов детонации в трещинах существенно влияют на улучшение использования энергии взрыва. Поскольку абсолютная величина давления газов с течением времени уменьшается, а трещины раскрываясь, открывают соседние заряды, участие этих видов взаимодействия зарядов в процессе разрушения будет тем эффективнее, чем меньше замедление между взрывами. Влияние их на величину замедления противоположно влиянию процесса образования новых свободных поверхностей. Именно это противоречие ограничивает верхний предел величины оптимального замедления.

Вместе с тем участие этих видов взаимодействия в процессе разрушения горных пород при к.з.в. обеспечивает его преимущества перед замедленным взрыванием, для которого так же, как и для к.з.в., характерно использование свободных поверхностей.

Условия дробления породы при разлете после взрыва. Движение пород при взрыве начинается после трещинообразования; при этом скорости отдельных участков различны (см. табл. 3). Вследствие этого при движении взорванной массы возможно столкновение кусков, имеющих разные по величине или направлению скорости. Теоретически можно показать условия, при которых возможно хрупкое разрушение кусков горных пород при соударении.

Удельная энергия хрупкого разрушения $a_0 = \sigma_{\text{пр}}^2 / (2E)$ для горных пород колеблется в довольно широких пределах. Так, для пород Донбасса она составляет $(0,81 - 2,2) \cdot 10^5$ Дж. Очевидно, хрупкое разрушение возможно в том случае, если кинетическая энергия соударения будет не меньше работы разрушения, т. е. $mv^2/2 \geq a_0V$. Учитывая, что $m = \rho V$, после преобразований получим значение критической скорости соударения (см/с)

$$v_{\text{кр}} = \sqrt{2a_0/\rho} = \sigma_{\text{пр}}/\sqrt{E\rho}. \quad (1.41)$$

Массовая плотность большинства горных пород колеблется в пределах $(150 \div 350)$ кг/м³, поэтому критическая скорость соударения колеблется также в широ-

ких пределах. Для указанных выше результатов испытаний пород Донбасса она составляет 8—13 м/с.

Однако практически возможность дополнительного измельчения при соударении движущихся взорванных масс породы зависит от ряда других условий (возможность получения критических относительных скоростей, столкновение кусков с различной массой и т. п.), учесть которые аналитически очень трудно. Для проверки этого вида взаимодействия взрывов зарядов в песчано-цементном блоке взрывали попарно четыре заряда жидкого ВВ диаметром 2,5 мм (рис. 17 и 18). Качество дробления

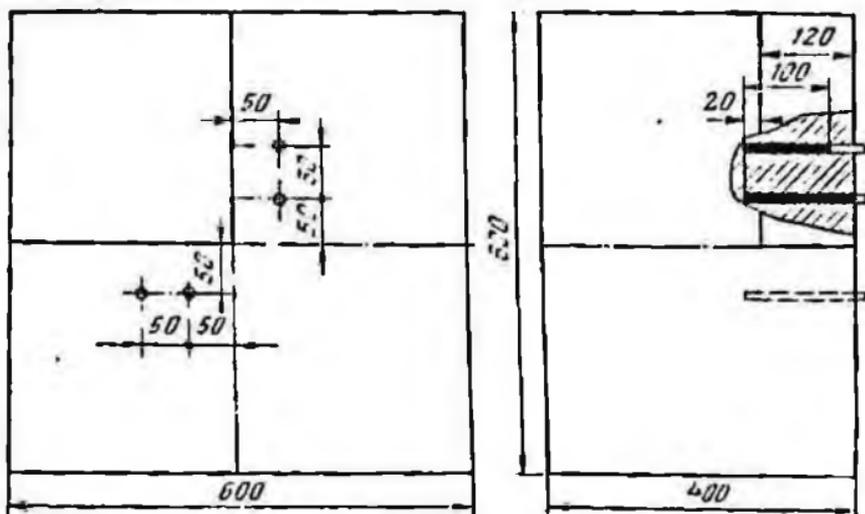


Рис. 17. Схема расположения зарядов в блоке для изучения влияния соударения кусков на качество дробления (размеры в миллиметрах)

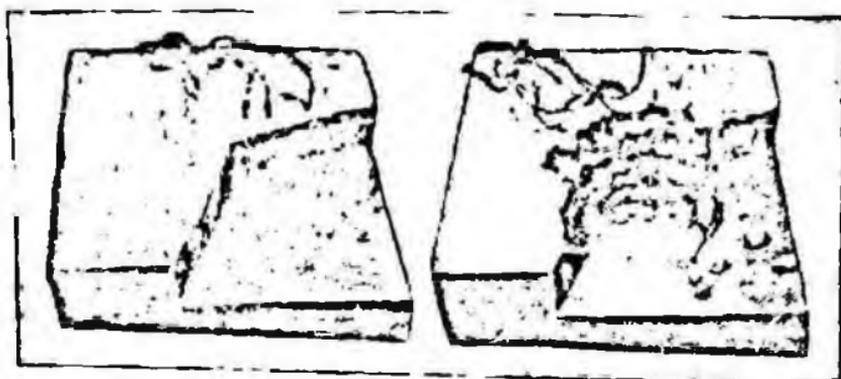


Рис. 18. Вид блоков до (а) и после (б) взрыва

для каждого взрыва оценивалось по средневзвешенному диаметру куска. Для его определения взорванный материал просеивался, фракции обмерялись. Результаты дробления блока приведены в табл. 7.

При взрывании пар зарядов с замедлением 0,5 с порода летит вдоль стенки перпендикулярного уступа, не встречая никакого сопротивления. При одновременном взрывании направления разлета породы с той и другой стенок пересекаются, происходит соударение кусков. Из табл. 7 следует, что при угле раствора уступов 90° в результате столкновения кусков дробление улучшилось — средневзвешенный диаметр куска уменьшился на 10,4 %.

Уменьшение угла раствора уступов до 45° способствовало улучшению дробления даже при замедленном взрывании: средневзвешенный диаметр куска уменьшился на 14 %. Одновременное взрывание в этом случае улучшило дробление на 9,6 % в сравнении с замедленным. Увеличение угла раствора уступов до 135° (угол встречи кусков в полете 45°) практически не улучшило дробление даже при одновременном взрывании, так как при равных абсолютных значениях скоростей геометрическое сложение их при малом угле встречи дает незначительные напряжения.

Приведенные данные показывают, что в результате столкновения кусков породы в процессе разлета дробление действительно улучшается. Для этого необходимо, чтобы разность абсолютных значений скоростей и угол их пересечения, т. е. геометрическая разность скоростей, была возможно большей. Это положение является одним из основных принципов при составлении схем короткозамедленного взрывания.

В некоторых схемах взрывания, например порядной, направления разлета породы от каждого ряда совпадают. Однако и при этой схеме взрывания происходит соударение кусков вследствие неодинаковой скорости движения разных участков взорванной массы. Как показали скоростные кино съемки, передние части взорванного участка движутся со скоростью до 40 м/с. Задняя часть участка, как показано выше, в начале движения имеет скорость значительно меньше, в среднем около 3 м/с. Если взрыв следующего ряда зарядов произвести в момент образования новой свободной поверхности, передняя часть второго участка догонит заднюю часть первого участка и произойдет соударение, при этом раз-

Время замедления, с	Угол разворота уступов, градус	Число кусков (n) и объем фракции*					
		+50		+25		+10	
		n	V	n	V	n	V
0,5	90	7	550	124	1743	1393	1705
0	90	18	1660	190	2054	1870	2156
0,5	45	10	778	107	1249	1361	1624
0	45	3	208	116	1338	1229	1290
0	135	20	1438	104	1510	1276	1594

* Суммарный по нескольким взрывам

** $K_{\text{вар}} = 17,5\%$.

ность скорости может достигь 34 м/с, т. е. превысит критическую.

Анализ скоростных киносъемок показывает, что скорости движения различных участков взорванной породы в процессе разлета непрерывно изменяются. Так, если задняя часть разрушенного участка в начале сдвижения имела скорость 3 м/с, то с течением времени, после преодоления сопротивления полуразрушенной породы, под действием квазистатического давления газов скорости различных участков уравниваются, в результате чего основная масса породы движется с усредненной скоростью порядка 6—12 м/с (при зарядах рыхления). В связи с этим, а также учитывая непрерывное увеличение ширины щели, наилучшие условия соударения имеют место в момент образования новой свободной поверхности. С увеличением замедления эффект соударения будет ухудшаться и при достаточно больших замедлениях становится незначительным.

Таким образом, соударение кусков при короткозамедленном взрывании выполняет определенную функцию и для его использования необходимо подбирать соответствующие условия — схему взрывания и величину замедления. Это еще один фактор, обеспечивающий преимущество к. з. в. перед замедленным взрыванием и ограничивающий верхний предел величины оптимального замедления.

Таблица 7

$(V, \text{см}^3)$ в зависимости от размера фракций, мм				ΣV	$d_{\text{ср}}^{**}, \text{мм}$
+5	-5	+1	-1		
v	v	v	$-v$		
865	1964	—	—	6825	11,5
1154	2927	—	—	9960	10,3
830	—	1419	545	6445	9,9
1021	—	1962	763	6582	8,95
810	—	644	924	6920	11,47

Взаимодействие взрывов при к.з.в. Синтез показанных выше элементов взаимодействия взрывов позволяет создать достаточно полное качественное представление об особенностях процесса разрушения горных пород при последовательном взрывании, объяснить специфические особенности применения к.з.в. и причины повышения эффективности и безопасности его применения в сравнении с обычными способами взрывания.

Изменение во времени основных рассмотренных выше видов взаимодействия и связанных с ними явлений, а также обобщенная зависимость результатов взрывания от величины замедления взрыва второго заряда (рис. 19) построены на основе накопленных экспериментальных данных об этих явлениях. Естественно, в зависимости от конкретных условий количественные данные будут изменяться, однако соотношение их будет в основном постоянным. Таким образом, рис. 19 показывает особенности процесса разрушения горных пород при последовательном взрывании, которые состоят в непрерывном изменении взаимодействия взрывов зарядов в зависимости от величины замедления, в связи с чем меняются и результаты взрыва. Это изменение взаимодействия имеет характерные этапы в соответствующих пределах замедлений.

При одновременном взрывании ($\tau=0$) происходит сложение импульсов двух взрывов в первоначальных ус-

ловиях. Процессы разрушения соседних участков сливаются в единый процесс с соответствующим суммированием импульсов. Работа взрыва протекает в условиях зажима при отсутствии дополнительных свободных по-

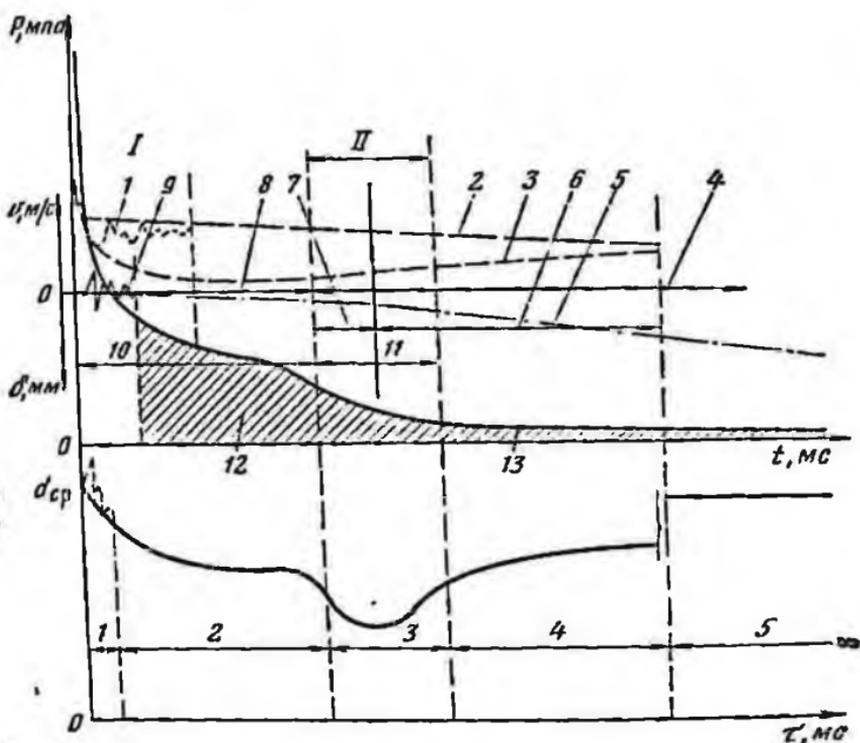


Рис. 19. Последовательность развития взаимодействия взрывов зарядов и качество дробления пород в зависимости от величины замедления между взрывами

1 — волна напряжений; 2 и 3 — скорость движения взорванного участка породы — соответственно внешней и внутренней части; 4 — расширение трещин, подсечка; 5 — смещение породы; 6 — соударение; 7 — образование новой свободной поверхности; 8 — расширение щели; 9 — образование трещины; 10 — движение выбояки; 11 — выброс газов из зарядной камеры; 12 — квазистатическое напряженное состояние; 13 — давление газов в зарядной камере и в трещинах

верхностей массива. Поэтому использование энергии взрыва оказывается наимудшим (6,6 % в среднем по проведенным опытам).

Последовательное взрывание начинается при любом даже небольшом замедлении. При замедлениях ($\tau < \tau_{мз}$) в доли миллисекунды (участок I) происходит ин-

терференция волн напряжений, которая при удачном сочетании фаз может улучшить дробление на 5—7 %.

Увеличение замедления до нескольких миллисекунд в зависимости от масштаба взрыва ($t_{ка}$, участок 2) дает случайное, хаотическое сложение динамических и квазистатических напряжений. При этом результаты взрыва улучшаются незначительно. Появляются трещины от первого взрыва, которые успевают отделить взорванный участок породы от массива. Однако новая поверхность не является еще достаточно свободной, чтобы значительно облегчить отрыв следующего участка, она лишь способствует созданию благоприятных условий для отражения волн напряжений второго взрыва. Кроме того, для этого участка существенное значение имеет давление газов в массиве и в трещинах, интенсивность которого постепенно падает. Эти факторы обеспечивают улучшение качества дробления при таких замедлениях t_2 в сравнении с мгновенным взрыванием. С увеличением замедления расширяется щель, увеличивается степень свободы новой поверхности. Поэтому на этом участке с увеличением замедления результаты взрывания постепенно улучшаются.

Дальнейшее увеличение замедлений приводит к резкому изменению результатов взрыва ($t_{опт}$, участок 3). Это связано с тем, что при определенных замедлениях ($t_{опт}$) для конкретных условий новая открытая свободная поверхность становится достаточно свободной, чтобы не стеснять действие следующего взрыва. Образование ее способствует созданию благоприятных условий для соударения в виде наибольшей разности скоростей движущихся масс взорванной породы. Одновременно с расширением щели и вылетом забойки квазистатическое давление газов в зарядной камере и в трещинах быстро падает. Однако величина его на этом участке замедлений еще довольно значительна, чтобы способствовать действию взрыва следующего заряда. Благодаря влиянию новой свободной поверхности при таких замедлениях возможно расширение сетки расположения зарядов, как при обычном замедленном взрывании. В результате взаимодействия взрывов зарядов на этом участке замедлений дробление породы оказывается наилучшим, а степень полезного использования энергии взрыва наибольшей (15,6 %). Поэтому этот участок является областью оптимальных замедлений. Нижняя граница его определя-

ется временем образования новой свободной поверхности, верхняя — условиями использования соударения, квазистатического напряженного состояния и предотвращения подсечек.

Поскольку эти виды взаимодействия имеют противоречивую тенденцию изменения, должно существовать и действительно существует среднее оптимальное значение величины замедления. Отклонения от среднего определяются многими случайными причинами: неточностью СВ, неоднородностью пород и т. п. Поэтому отклонения носят случайный характер и должны оцениваться статистически (см. гл. 3).

При замедлениях, больших оптимальных ($\tau_{кз}$, участок 4), действие квазистатического давления газов в трещинах и соударение кусков породы постепенно сходят на нет. Одновременно происходят сдвигание части породы в массиве, расширение трещины и увеличение вероятности подсечки соседних зарядов. В соответствии с этим результаты взрыва ухудшаются и постепенно приближаются к результатам замедленного взрывания.

При относительно больших замедлениях (в зависимости от масштаба разрушаемого участка), когда прекращается влияние квазистатического напряженного состояния и соударения кусков породы и возрастает вероятность подсечки соседних зарядов, взрывание становится обычным раздельным замедленным ($\tau_{нз}$, участок 5). Качество дробления при таких замедлениях обычно бывает хуже или таким же, как при мгновенном взрывании, сетка расположения зарядов расширяется. Однако в целом использование энергии взрыва хуже, чем при оптимальных замедлениях (10,3%).

Краткость интервалов замедления и относительная быстрота завершения процесса группового взрыва при к.з.в. создают некоторое подобие его с мгновенным взрыванием, имеющим свои характерные особенности: сложение динамических импульсов, снижение вероятности подсечки соседних зарядов, почти отсутствие десорбированного метана из угля. Образование новых дополнительных поверхностей при к.з.в. делает его схожим с замедленным взрыванием. Однако в отличие от традиционных способов к.з.в. имеет еще и такие особенности: соударение движущихся масс породы при разлете, а также квазистатическое давление газов в трещинах. Таким образом объясняется повышение не только эф-

фективности, но и безопасности взрывных работ при к. з. в. в сравнении с традиционными способами взрывания в подземных условиях. Анализ теории к. з. в. показывает, что его достоинства проявляются только при оптимальных замедлениях. Более того, правильный подбор замедлений позволяет усиливать или ослаблять те или иные элементы взаимодействия взрывов зарядов, управлять процессом разрушения, добиваясь тем самым нужного для практики изменения результатов взрывания (качество и объем разрушения, направление и величина разлета породы и т. п.).

Определение величины оптимального замедления и выбор рациональной схемы взрывания должны производиться в соответствии с закономерностями изменения совокупного взаимодействия взрывов зарядов. При этом в качестве аргументов следует принимать те горнотехнические факторы, которые наиболее существенно влияют на основные виды взаимодействия: образование новых свободных поверхностей, соударение кусков, квазистатическое напряженное состояние массива и вероятность подсечки зарядов.

Одной из особенностей процесса разрушения горных пород при к. з. в. является перераспределение кинетической энергии. Вследствие краткости замедлений и обмена скоростей при соударении движущихся масс объем породы, разрушенный первым взрывом, получает избыточное количество кинетической энергии от взрыва следующего заряда. Результатом этого является увеличение отбрасывания взорванной породы на участке замедлений 2—3. Особенно сильный выброс имеет место в конце участка 2, когда порода, разрушенная первым взрывом, уже отделена от массива и начинает движение, но замедление оказывается еще недостаточным для образования новой свободной поверхности и для эффективного соударения. В этом случае кинетическая энергия движущейся породы от взрыва следующего заряда используется не на дополнительное дробление, а на усиленный разброс породы. Поэтому при проведении выработок, т. е. взрывании на одну свободную поверхность, заниженные против оптимального замедления следует считать более опасными, чем завышенные. Устранение этого недостатка к. з. в. возможно при правильном использовании особенностей процесса разрушения, выборе рационального расположения зарядов и параметров буровзрывных работ.

Использование теории к. з. в. позволило создать научные основы для разработки и последующего внедрения технологии этого прогрессивного способа взрывания, в том числе для определения его основных параметров, методов управления действием взрыва с помощью к. з. в. и, наконец, для разработки соответствующих средств к. з. в.

§ 1.4. Основные параметры, определяющие эффективность короткозамедленного взрывания

К основным параметрам к. з. в. относятся величина оптимального интервала замедления и его допустимый разброс, а также схема взрывания (порядок и последовательность взрывания отдельных зарядов в группе). Варьируя этими параметрами, можно управлять процессами взаимодействия взрывов зарядов и получать нужные технологические результаты взрыва, добиваться наибольшего использования энергии взрыва.

Как уже указывалось, величина оптимального замедления взрывов зарядов определяется главным образом временем образования новой свободной поверхности. При этом под свободной поверхностью имеется в виду не просто трещина, но и компенсационное пространство или щель определенной ширины между взорванным участком породы и оставшимся массивом, достаточная для отражения ударной волны и свободного расширения (рыхления) следующего участка породы. Время образования новой свободной поверхности пропорционально необходимой ширине щели и обратно пропорционально скорости движения взорванного участка породы вблизи заряда. Так, если замедление меньше времени образования новой свободной поверхности, взорванная порода не успеет настолько сдвинуться, чтобы создать щель достаточной ширины. В этом случае расширение следующего участка породы в процессе его разрушения будет затруднено и результаты взрывания приблизятся к результатам мгновенного взрывания. Если замедление слишком велико, ухудшаются условия соударения движущейся породы и использования напряженности массива — результаты взрывания приближаются к результатам обычного замедленного взрывания.

Взаимодействие зарядов, и следовательно, величина оптимального замедления меняются в зависимости глав-

ным образом от трех горнотехнологических факторов: величины л. н. с., свойств пород и схемы взрывания. Однако расчетные аналитические формулы оказались слишком сложными, поэтому были найдены эмпирические зависимости на основе большого числа опытных взрывов.

Рис. 20. Зависимость пределов и среднего оптимального замедления от л. н. с. при порядной схеме взрывания:

— иранор. — известняк
— ракушечник

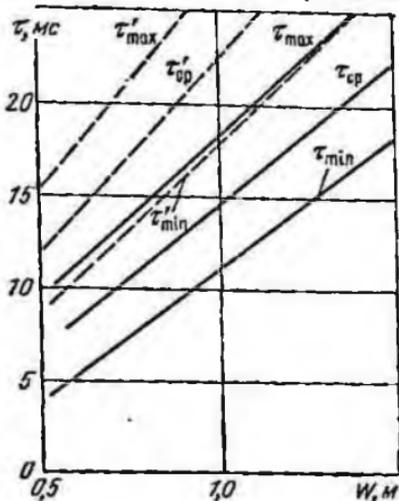
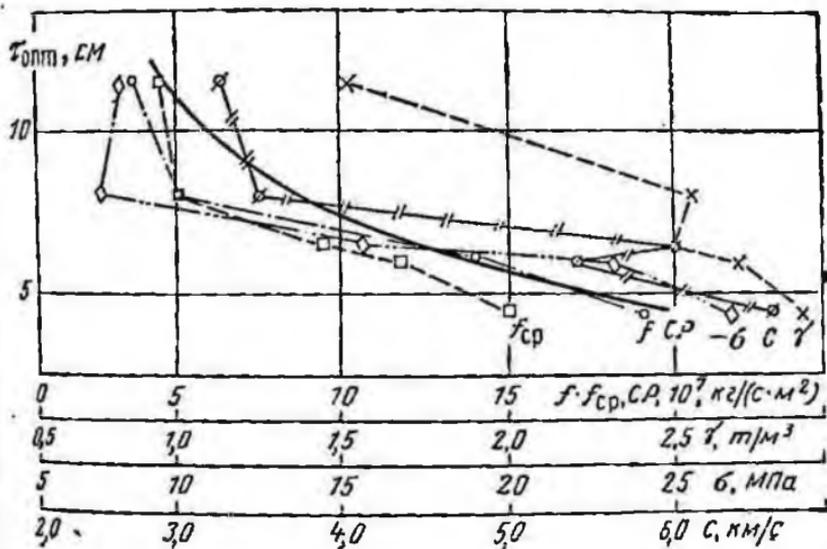


Рис. 21. Зависимость среднего оптимального замедления ($\tau_{\text{опт}}$, мс) от свойств горных пород



Как указывалось выше, необходимая ширина щели составляет $1/30$ л. н. с. Поскольку величина оптимального замедления определяется временем образования этой щели, очевидно, она должна быть прямо пропорциональна величине л. н. с. и это подтверждают результаты экс-

периментальной проверки, приведенные в табл. 1 и на рис. 20.

Значение свободной поверхности или трещины определенной ширины состоит в том, что от нее происходит отражение ударной волны последующего взрыва, и, кроме того, она является компенсационным пространством,

Порода	Усредненный коэффициент крепости k_0	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова f	Временное сопротивление сжатию, МПа	Временное сопротивление растяжению, МПа	Плотность, $г/см^3$
Кварцит	12,6	19	190	26,9	2,9
Тешенит	10,3	14	138,6	23,2	2,7
Мрамор белый	8,5	12	120,1	15,7	2,5
Песчаник	6,1	5	51,9	7,5	2,55
Известняк-ракушечник	4,9	3,5	35,4	8,14	1,5

необходимым для расширения породы при разрыхлении. Поэтому чем больше разрушений производит ударная волна, тем меньше необходима ширина щели и, наоборот, чем большая доля разрушения падает на долю квазистатического давления газов в вязких, менее упругих породах, тем больше необходима ширина трещины для сдвижения породы в этом направлении. Поскольку расширение трещины происходит с определенной скоростью, то на ее расширение требуется соответствующее время. Таким образом время образования новой свободной поверхности, которое определяет величину оптимального замедления, зависит от упругих свойств породы, которые характеризуются показателем акустической жесткости. Эксперименты в породах с различными свойствами при соблюдении постоянства условий и параметров (см. табл. 3) показали, что увеличение удельного расхода ВВ не приводит к ускорению процесса — величина оптимального интервала не уменьшается.

В табл. 8 приведены свойства горных пород и оптимальные замедления при порядной схеме взрывания; графическая зависимость между ними приведена на

рис. 21. Наиболее тесная связь наблюдается между оптимальным замедлением и акустической жесткостью пород, что соответствует физической сущности к. з. в. (см. § 1.3).

Эмпирическая зависимость между оптимальным замедлением и акустической жесткостью пород с учетом

Таблица 8

Скорость звука, км/с	Акустическая жесткость, кг/м ² ·сх × 10 ⁶	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Скорость расширения трещин, м/с	Замедление, мс		
				минимальное	максимальное	среднее τ _{опт}
6,32	19	1,1	—	2	6	4,5
5,4	14,6	0,64	7,1	3	9	6
6	15	0,56	5,1	4	9	6,5
3,5	8,7	0,48	—	6	10	8
3,25	4,5	1,0	6,1	8	15	11,5

влияния величины л. н. с. выражается формулой

$$\tau_{\text{опт}} = K_{\text{сх}} \left(31,5 \sqrt[4]{\sqrt{ср} W} - 6 \sqrt[4]{ср} + 9,6 \right), \quad (1.42)$$

где $K_{\text{сх}}$ — поправочный коэффициент на схему взрывания (см. ниже).

На практике не всегда можно получить информацию об акустической жесткости пород, поэтому можно пользоваться зависимостью

$$\tau_{\text{опт}} = K_{\text{сх}} \left(31,5 \sqrt[4]{\sqrt{1,3f} W} - 6 \sqrt[4]{\sqrt{1,3f}} + 9,6 \right), \quad (1.43)$$

с меньшей теснотой корреляционной связи, достаточной, однако, для практической рекомендации.

Многие сланцевые, известковые породы и железные руды имеют небольшой коэффициент крепости и в то же время — высокую акустическую жесткость. Поэтому в таких горных породах, как показывает практика, эффективны относительно небольшие замедления.

Зависимости (1.42) и (1.43) получены на основе результатов экспериментов, проведенных в монолитных породах. Однако массивы горных пород часто имеют ес-

тественную трещиноватость, которая является в известной степени сетью не вполне свободных поверхностей. При определенных условиях эта сеть трещин может участвовать в процессе взаимодействия взрывов зарядов, при этом время на их расширение, очевидно, будет меньше, чем искусственных. Поэтому естественная трещиноватость должна влиять на величину оптимальных замедлений в сторону ее уменьшения. Чем больше масштаб взрыва или л.н.с., тем большее число трещин будет участвовать во взаимодействии и, следовательно, тем больше должна быть поправка. В первом приближении можно предполагать, что поправка на величину замедления должна быть пропорциональна ширине трещин, хотя дать количественную оценку ее пока не представляется возможным из-за недостатка данных по оценке самой трещиноватости. Поэтому поправка величины замедления на трещиноватость массива должна вноситься в процессе практического опыта для конкретных условий.

На основе большого числа экспериментов установлено, что пределы отклонения величины оптимального замедления от среднего не должны превышать

$$\Delta t = \pm (2W + 2). \quad (1.44)$$

На основе этой формулы был установлен допустимый разброс времени срабатывания применяемых средств взрывания (см. гл. 3).

Формулы (1.42) и (1.43) пригодны для расчета замедлений при порядной схеме взрывания, например, для определения замедления между вспомогательными и отбойными рядами шпуров в проходческом забое или между рядами шпуров на карьере.

В повседневной практике схемы взрывания (расположение зарядов и последовательность их взрывания) весьма разнообразны и на первый взгляд имеют между собой мало общего. Однако при внимательном рассмотрении условий работы каждого заряда или группы аналогичных зарядов при к.з.в. удалось найти общий критерий. Например, в комплекте шпуров проходческого забоя общим является то, что они работают при наличии: одной (врубовые), двух (вспомогательные, отбойные и оконтуривающие) свободных поверхностей. Первый ряд зарядов при уступной форме забоя, как и отбойные в проходческом забое, работает при двух свободных по-

верхностях. В том случае, если заряды в ряду взрываются по одному, каждый последующий заряд работает уже при трех свободных поверхностях, так как после взрыва первого заряда в ряду образуется дополнительная третья свободная поверхность для следующего заряда.

Таким образом, если пренебречь второстепенными условиями (наклон шпуров, некоторое различие в степени зажима и пр.), основное различие в условиях работы

Таблица 9

Условия взрывания	Число свободных поверхностей	Скорость сдвижения задней стенки взорванного участка, м/с		
		максимальная	минимальная	средняя*
Врубовые шпуров в клиновом врубе, $q = 2,3$ кг/м ³	1	2,8	2,3	2,6
Первый ряд шпуров при порядном взрывании $q = 1,2$ кг/м ³	2	8,5	4,2	6,1
Одиночные шпуров, расположенные фронтально, $q = 0,8$ кг/м ³	2	12	2,0	5,4
Второй и третий шпуров	3	10	2,2	5,7

* $K_{взр} = 29\%$.

любого заряда или группы зарядов состоит в числе свободных поверхностей взрывающегося участка. При любой схеме взрывания заряды рассчитываются с обязательным учетом этого фактора наряду с прочностью породы и величиной л. н. с. С увеличением числа свободных поверхностей у заряда удельный расход ВВ уменьшается. Это происходит потому, что свободные поверхности снимают часть внутреннего напряжения породы и уменьшают энергоемкость разрушения; чем больше свободных поверхностей, тем больший объем породы разрушается от простых напряжений.

С облегчением условий работы зарядов увеличивается также скорость процесса разрушения.

В табл. 9 приведены результаты замеров скорости расширения трещины в известняке при л. н. с., равной 0,5 м.

Как видно из табл. 9, скорость движения задней стенки взорванного участка меняется в зависимости от числа свободных поверхностей. Одновременно меняется и удельный расход ВВ. Однако интенсивность увеличения расхода ВВ с уменьшением числа свободных поверхностей существенно меньше, чем уменьшение скорости процесса разрушения. С увеличением удельного расхода ВВ в различных схемах взрывания нужная эффективность достигается раньше, чем одинаковая скорость движения задней стенки взорванного участка врубовых и вспомогательных шпуров. При одинаковом числе свободных поверхностей у одиночных шпуров эта скорость несколько меньше, чем у групп зарядов. Это объясняется различием расходов энергии на преодоление сцепления участка с массивом и в конечном итоге удельных расходов ВВ.

На основе указанного принципиального отличия были классифицированы все схемы взрывания к.з.в. путем разложения их на отдельные простейшие элементы. Ввиду того что основой к.з.в. является взаимодействие пар зарядов (или групп зарядов), каждую схему следует рассматривать с точки зрения принципиального различия двух последовательно взрывааемых зарядов и взаимодействия их во времени.

Величина оптимального замедления взрыва второго заряда определяется скоростью движения задней стенки участка породы от взрыва первого заряда и необходимой шириной трещины. Скорость движения задней стенки породы при прочих равных условиях зависит от числа свободных поверхностей у первого заряда.

Эту зависимость в общем виде можно проследить, анализируя уравнение движения (1.33), составленное для одиночного колонкового заряда, где степень «зажима» определяется углом раствора призмы разрушения φ . Анализ формул (1.32) и (1.33) показывает, что с увеличением φ значение q_1 уменьшается сравнительно медленнее, чем значение q_2 . Так, при увеличении угла раствора призмы разрушения с 45° до 90° значение q_1 уменьшается в 1,21 раза, а q_2 — в 1,86 раза. В то же время значение v растет почти пропорционально $\sqrt{\varphi}$. Следовательно, с увеличением φ , т. е. с увеличением числа поверхностей, оконтуривающих разрушаемый участок породы, скорость движения (мгновенная и средняя) должна увеличиваться, что соответствует опытным данным, приведенным выше.

Необходимая ширина трещины при прочих равных условиях зависит также от степени свободы расширения при рыхлении участка породы, разрушаемого последующим взрывом; она определяется числом свободных поверхностей: при одной свободной поверхности происходит одномерное движение, при двух — расширение происходит в двух направлениях и т. д. Чем больше число свободных поверхностей, тем меньше необходима ширина трещины для увеличения ее в одном направлении.

Рассматривая взаимодействие во времени любой пары зарядов, необходимо учитывать степень свободы одновременно двух участков, ибо величина замедления определяется этим взаимодействием. Поэтому единственной объективной оценкой схем при короткозамедленном взрывании является суммарная степень свободы каждой пары зарядов (или двух групп зарядов), т. е. суммарное число свободных поверхностей у первого и второго зарядов.

По этому признаку все элементарные схемы взрывания разбиты на четыре класса, испытаны в одинаковых условиях и при одинаковых параметрах. Результаты испытаний приведены в табл. 10.

На основе проведенных испытаний были установлены поправочные коэффициенты пересчета величины замедления по классам схем.

Класс I: последовательное взрывание двух групп зарядов, из которых первая (врубовая) взрывается при одной, а вторая (вспомогательная) — при двух свободных поверхностях. В этом классе две основные разновидности: схемы с клиновым и призматическим врубами (рис. 22).

В этом классе две группы зарядов, для которых определяется замедление, работают в сумме при трех свободных поверхностях.

Класс II: последовательное взрывание двух групп зарядов, каждая из которых работает при двух свободных поверхностях (см. рис. 1). При взрывании трех (и более рядов) взаимодействие между вторым и третьим рядами также определяется четырьмя свободными поверхностями. Поэтому величина замедления для этого класса схем определяется в сумме четырьмя свободными поверхностями.

Класс III: последовательное взрывание шпуров, расположенных в одном ряду (рис. 23 варианты а, б, в, г).

Таблица 10

Класс схем	Схема взрывания	Расстояние, м		Глубина штурв, м	Удельная расход ВВ, кг/м ³	Число свободных поверхностей до взрыва		Отимальное замедление, мс	Средневзвешенный диаметр куска при оптимальном замедлении, мм	Коэффициент пере-счета замедления по классу схем
		между зарядами	между рядами			1-я группы	2-я группы			
I	Дробящий вруб Откольный вруб Подрядное взрыва- ние	0,4	0,6	1,15	2,3	1	2	30—50	205	3,3
		0,4	0,6	1,2	2,3	1	2	30—50	—	1,0
		0,4	0,4—0,5	0,4	1,2	2	2	8—15	130	
III	Поочередное взрыва- ние в одном ряду по вариантам: а б в г	0,4—0,5	—	0,4	1,0	2	3	8—12	150	
		0,4	—	0,4	1,0	2	3	8—10	126	
		0,5	—	0,4	0,8	2	3	8—10	191	0,7
		0,5	—	0,4	0,8	2	3	8—10	270	
IV	Поочередное взрыва- ние штурвов на Г-об- разном уступе, вари- ант б	0,5	—	0,4	0,8	3	3	8—10	187	0,5
		0,5	—	0,4	0,8	3	3	6		

Величина замедления для этого класса определяется в сумме пятью свободными поверхностями (первый заряд — при двух, второй — при трех).

Класс IV: взрывание шпуров, расположенных на уступах Г-образной формы (рис. 23, вариант д). Каждый заряд работает при трех свободных поверхностях с учетом вновь образованной свободной поверхности.

Все четыре класса схем (с вариантами) были испы-

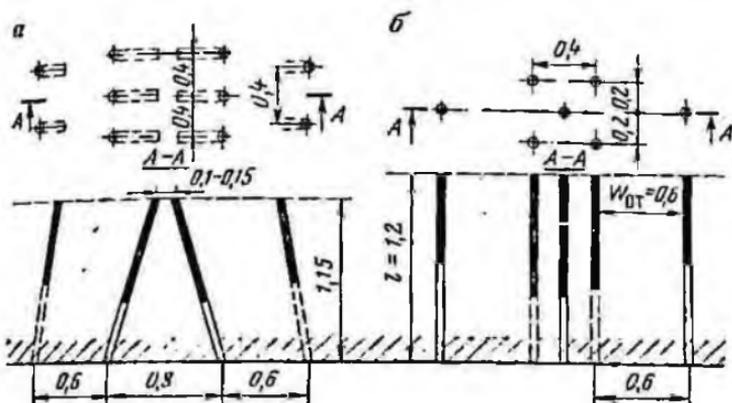


Рис. 22. Схемы взрывания с клиновым (а) и призматическим (б) врубами (здесь и далее в схемах забоев размеры в метрах)

таны в одинаковых условиях и для каждого из них были получены оптимальные значения интервала замедления (см. табл. 10).

Зависимость между величиной среднего оптимального замедления и суммарным числом свободных поверхностей, на которые работают заряды, графически представлена кривой (рис. 24).

Величина оптимального замедления определяется для каждой пары зарядов или двух групп зарядов, поскольку она зависит от сложного процесса разрушения двух участков массива породы, от взаимодействия зарядов, разрушающих эти участки. Поэтому на величину замедления оказывает влияние объективная характеристика того и другого участков одновременно. Этой характеристикой участков является в первую очередь число свободных поверхностей: характеристика участка, взрываемого первым, влияет на скорость сдвижения породы, характеристика второго — на величину ширины

шелн, а суммарная характеристика двух участков на величину замедления. Приняв величину оптимального замедления для второго класса схем взрывания в качестве базового и разделив полученные значения оптимальных

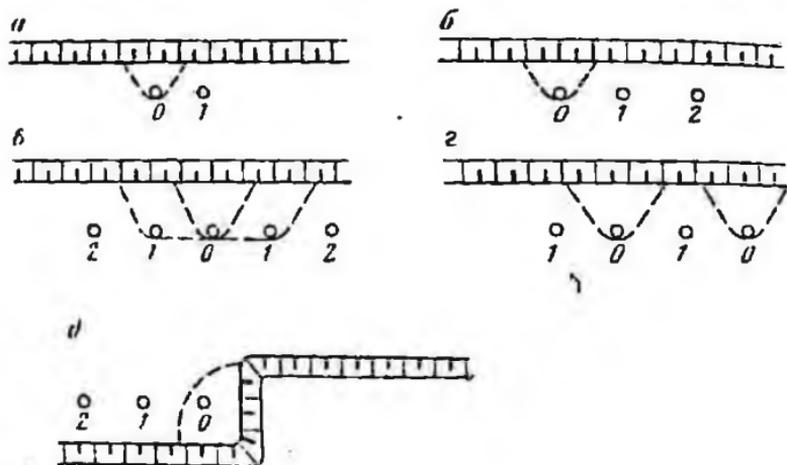


Рис. 23. Варианты схем взрывания классов III и IV (цифрами показана последовательность взрывания)

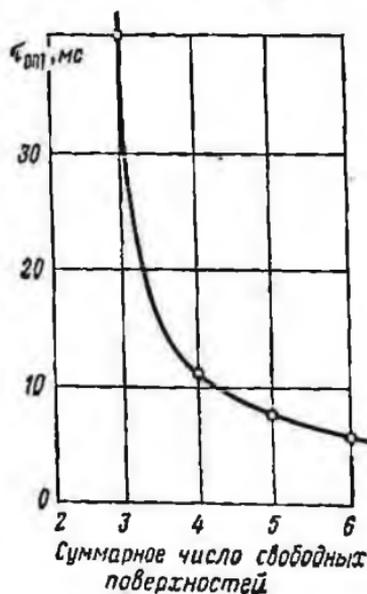


Рис. 24. Зависимость величины оптимального замедления от суммарного числа свободных поверхностей пары последовательно взрывааемых зарядов

замедлений для других схем на это базовое, получили значения поправочного коэффициента к формулам (1.42), (1.43) для каждого класса схем взрывания с I по IV соответственно: $K_{сх} = 3,3 \div 1,0 \div 0,7 \div 0,5$.

Величина замедления определяется для каждой пары зарядов (взаимодействующих), взрывааемых последова-

тельно; для следующей пары следует применять такой же принцип и т. д. Сравнение схем взрывания целесообразно производить не только по величине замедления, но и оценивать их по технико-экономическим результатам. Накопленный опыт позволяет утверждать, что с увеличением числа свободных поверхностей уменьшается расход энергии на разрушение породы (см. табл. 10). Следовательно, при выборе или составлении схемы взрывания необходимо стремиться к тому, чтобы при взрыве создавалось возможно большее число свободных поверхностей. Кроме того, надо решить вопрос о том, как лучше взрывать: с замедлением между рядами или между зарядами в каждом ряду. Дробное взрывание с замедлением между зарядами в ряду эффективнее взрывания с замедлением между рядами, но при этом усложняется монтаж взрывной сети. Схемы взрывания внутри классов целесообразно сравнивать по принципу: чем больше возможность соударения и угол при нем, чем меньше число зарядов, взрывааемых первыми, тем лучше должно быть дробление.

Таким образом, предлагаемая методика позволяет практически для любых условий подсчитывать величину оптимального интервала замедления и ее допустимое отклонение по трем основным горнотехническим факторам. Для этого вначале по формулам (1.42), (1.43) необходимо найти величину замедления для основной схемы, а затем скорректировать ее для каждой конкретной пары зарядов или групп одновременно взрывааемых зарядов.

Рассмотрим несколько примеров расчета интервала замедления между зарядами.

Пример 1. Выработка проводится по породам (породы — типичные для угольных месторождений), имеющим акустическую жесткость $5 \cdot 10^6$ кг/м²·с ($j = 4 \div 5$); л. н. с. для шпуровых зарядов аммонита Т-19 диаметром 36 мм составляет в этих условиях 0,7 м. Подставив эти значения в уравнение (1.42), получим

$$\tau = 31,5 \cdot 0,7 / \sqrt[4]{5} - 6 \sqrt[4]{5} + 9,6 = 15,3 \text{ мс.}$$

Врубовые шпуры (одна свободная поверхность) взрываем мгновенными ЭД.

Вспомогательные шпуры, работающие на врубовую полость уже при двух свободных поверхностях, должны иметь замедление по отношению к врубовым (три свободные поверхности $K_{сх} = 3,3$)

$$15,3 \cdot 3,3 \approx 50 \text{ мс.}$$

Отбойные шпуров работают при двух свободных поверхностях и их замедление по отношению к вспомогательным шпурам (две свободные поверхности вспомогательные и две отбойные — $K_{сх}=1$) составит: $15,3 \cdot 1 \approx 15$ мс.

Для оконтуривающих шпуров, как и для отбойных, $K_{сх}=1$ и замедление 15 мс.

Пример 2. Отбойка руды в камерах при веерном расположении скважин диаметром 100 мм и л.н.с., равной 3,2 м, на рудниках Кривбасса.

Руда характеризуется плотностью 3500 кг/м³ и скоростью звука 4800 м/с.

По формуле (1.42) определяем время замедления при одновременном взрывании скважин в веерах. Для первого веера замедление — 0, он работает при двух свободных поверхностях. Замедление для последующих вееров, каждый из которых работает также при двух свободных поверхностях по отношению к предыдущему ($K_{сх}=1$), составит

$$\tau = \frac{31,5 \cdot 3,2}{\sqrt[4]{3,5 \cdot 4,8}} - 6 \sqrt[4]{3,5 \cdot 4,8} + 9,6 = 48 \text{ мс.}$$

Таким образом, замедление для второго веера составит ≈ 50 мс, для третьего ≈ 100 мс и т. д.

При взрывании в каждом веере по схеме через одну скважину заряды, взрываемые вторыми в веере, будут работать при четырех свободных поверхностях, а суммарное их число будет шесть и в соответствии с этим $K_{сх}$ будет равен 0,5, а замедление составит $50 \times 0,5 = 25$ мс по отношению к скважинам, взрываемым в веере первым.

Для скважин, взрываемых во втором веере, замедление составит 25 мс, так же как и для последующих вееров.

На номограмме (рис. 25) для определения замедления вначале по величине $ср$ или f находят соответствующую прямую, затем по величине W восстанавливают перпендикуляр на эту прямую и от точки пересечения проводят горизонтальную прямую до пересечения с осью ординат, где для каждого класса схем можно прочесть величину замедления (мс). По этой методике рассчитываются интервалы замедления для очистных и проходческих работ по породам различной крепости.

Влияние рассмотренных выше трех горнотехнических факторов на величину оптимального замедления является весьма существенным и соответствует теории к.з.в. Однако этими факторами не исчерпывается многообразие условий разрушения пород взрывом, поэтому рассмотрим некоторые из этих факторов отдельно.

Энергия ВВ, участвующая в процессе разрушения горной породы взрывом, расходуется в основном в трех направлениях: на динамическое разрушение волнами на-

пряжений, разрушение породы поршневым действием газов взрыва, перемещение породы. Последнее в большинстве случаев не является полезной работой, однако с точки зрения получения определенной степени дробления

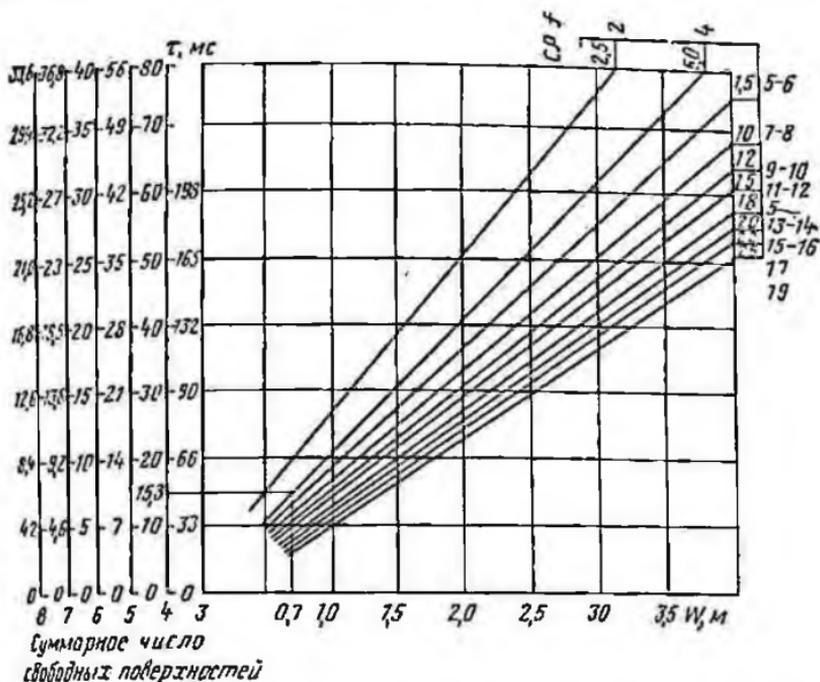


Рис. 25. Номограмма для определения средних значений оптимального замедления в зависимости от акустической жесткости (или крепости) пород, л. в. с., схемы взрывания

этот сопутствующий фактор нежелателен и его стараются по возможности ограничить. В тех или иных условиях перед взрывом обычно ставится технологическая задача — отделить и раздробить до определенной крупности участок породы, для чего «закладывается такое количество энергии», заключенной в ВВ, которое выполнит бы поставленную задачу без излишнего разрушения и разброса породы. В зависимости от свойств породы и условий взрывания требуется различное количество энергии и в указанных направлениях она распределяется по разному даже при разрушении одинакового объема породы.

Тем не менее, логично предположить, что чем боль-

ше относительное количество расходуемой энергии, т. е. удельный расход ВВ, тем быстрее протекает процесс разрушения. Однако приведенные в табл. 10 данные не подтверждают такой закономерности: увеличение оптимального замедления не связано с изменением удельного расхода ВВ. Поэтому во всех случаях, когда количество ВВ, необходимое для выполнения поставленной технологической задачи, рассчитано правильно, величина оптимального замедления определяется тремя указанными выше факторами, независимо от удельного расхода ВВ. Это подтверждается результатами экспериментов, показанных выше.

В тех случаях, когда величина заряда принята почему-либо завышенной, процесс взрыва будет протекать несколько быстрее и как это следует из приведенных выше уравнений, величина оптимального замедления должна уменьшаться. Однако при этом в результате взрыва получается усиленный выброс породы, нежелательный для технологии горных работ, поэтому целесообразнее уменьшение величины заряда, а не замедления.

Из анализа аналитических зависимостей трудно установить влияние типа ВВ на величину замедления. Поэтому для проверки этого по песчанику (серии VIII и VIIIa) при неизменных параметрах взрывных работ были испытаны два вида ВВ: аммонит № 6ЖВ и скальный аммонит № 1. Величина заряда последнего была уменьшена до 0,8 заряда аммонита № 6ЖВ, обратно пропорционально отношениям удельных теплот взрыва. Несмотря на различие свойств этих ВВ при прочих равных условиях величина оптимального замедления оказалась одинаковой, в том и другом случае она составила 8 мс.

Можно рассмотреть также влияние на величину оптимального замедления других параметров буровзрывных работ (расстояние между зарядами, глубина шпуров и др.). Для расчета и выбора их имеется ряд руководств [2, 3], из которых следует, что основные параметры буровзрывных работ зависят от условий взрывания и взаимосвязаны таким образом, что изменение одного из них вызывает изменение других. Отсюда следует, что, если в данной методике расчета оптимального замедления учитывается влияние одного из основных параметров — величины л. н. с., этим самым одновременно учитывается влияние других параметров, при условии, конечно, если

расчет их выполнен правильно, и отвечает принятым руководством. Так, например, с изменением диаметра заряда соответственно изменятся и другие параметры буровзрывных работ, в том числе и величина л. н. с., что, в свою очередь, отразится и на величине оптимального замедления.

Изложенный метод расчета обеспечивает определение значения величины замедления, оптимальной с точки зрения получения лучшего использования энергии ВВ при прочих равных условиях. В ряде конкретных случаев на производстве ставится задача не только хорошего дробления или высокого значения к. и. ш., но и ряд других: снижение сейсмического эффекта, получение развала нужной длины или направления, повышенная безотказность взрывания и т. п. В зависимости от важности каждая из этих задач будет оказывать определенное влияние на расчет оптимального интервала замедления. Поэтому в практических условиях интервал замедления следует выбирать на основе особенностей взаимодействия зарядов при к. з. в. и с учетом конкретных задач и условий взрывания.

При корректировке величины замедления по выбранной схеме взрывания, т. е. выборе величины $K_{сх}$, также следует учитывать конкретные условия, так как в практике могут встретиться более сложные схемы расположения зарядов. Так, например, в проходческих забоях последовательность взрывания включает три первых класса схем, однако интервал замедления электродетонаторов постоянен; поэтому корректировка производится лишь в пределах возможностей ЭДКЗ, т. е. только путем пропуска ступеней замедления. В большинстве случаев этого оказывается достаточно.

В очистных забоях часто применяются колонковые заряды большой длины, расположенные параллельно одной свободной поверхности. На основе общих положений теории разрушения взрывом можно считать, что такие заряды работают подобно зарядам, работающим при двух свободных поверхностях, независимо от того, заложены они из выработки или из расщелины. В тех камерах, где имеется две подсечки — верхняя и нижняя, следует считать, что заряд работает при трех свободных поверхностях. Такая отбойка применяется на джезказганских рудниках. Если в этих случаях применяется схема взрывания скважин по одной в каждом ряду, то попра-

воинный коэффициент на схему взрывания можно определить по кривой (см. рис. 24) из расчета: семь свободных поверхностей для замедления между первым и вторым взрывом и восемь свободных поверхностей (с учетом вновь образующихся) — для замедления между вторым и третьим, третьим и четвертым и т. д. соседними взрывами скважин в одном ряду. В результате экстраполяции этой кривой коэффициенты $K_{сж}$ оказались равными соответственно 0,46 и 0,42.

В практике, чтобы определить, какая из схем предпочтительнее в тех или иных условиях, необходимо учитывать конкретные условия производства и задачи, которые ставятся перед взрывом. Для этого на основе анализа полученных результатов можно наметить следующие общие положения.

С увеличением числа свободных поверхностей необходимая энергия на разрушение породы уменьшается. По данным табл. 10 удельный расход ВВ для четырех классов схем равен соответственно 2,3; 1,0; 0,8; 0,7 кг/м³. Поэтому первый принцип выбора схем ясен: чем больше число свободных поверхностей, тем эффективнее схема взрывания. И действительно, сравнив результаты дробления в классах II и III (вариант б) схем взрывания при одинаковых расстояниях между зарядами, можно отметить, что средневзвешенный диаметр куска отличается незначительно (130 и 126 мм). Но при одинаковом дроблении в первом случае удельный расход составляет 1, а во втором 0,8 кг/м³, т. е. на 20 % меньше.

Отсюда можно сделать вывод о том, что «дробное» взрывание или взрывание с замедлениями между зарядами в каждом ряду, обеспечивающее образование наибольшего числа свободных поверхностей, эффективнее взрывания с замедлением между рядами. Этот вывод подтверждается многолетним опытом не только на подземных, но и на открытых работах.

Выбор и сравнение схем на основе взаимодействия зарядов при к.з.в. могут быть выполнены также по следующему принципу: чем больше возможность и угол соударения, чем меньше число зарядов, взрывааемых первыми, тем лучше дробление. И действительно, в III классе схем (см. табл. 10) варианты в и г отличаются именно этими признаками: средневзвешенные диаметры кусков получились соответственно 191 и 270 мм. Следовательно, волновая и клиновая схемы предпочтительнее схемы «че-

рез один», что также подтверждается производственным опытом.

Таким образом, при выборе основных параметров к. з. в. для конкретных условий практики следует руководствоваться указанными методическими положениями, основанными не только на теоретических основах к. з. в., но и на обобщении передового опыта применения к. з. в. в промышленности. Правильный выбор параметров к. з. в. позволяет в значительной степени управлять энергией взрыва.

§ 1.5. Технология короткозамедленного взрывания в шахтах

Параметры буровзрывных работ. Рекомендуемые основные положения технологии к. з. в. явились результатом обобщения опыта применения его в разнообразных условиях подземных горных выработок, проведенного на базе теоретических исследований этого способа взрывания.

Основой целью буровзрывных работ является разрушение горной массы до определенной крупности. При этом часто ставится ряд других задач, имеющих существенное значение для последующих технологических процессов горного производства (снижение сейсмического эффекта, оконтуривание выработки, уменьшение — увеличение длины развала и т. п.). Решение их возможно путем соответствующего подбора основных параметров к. з. в., позволяющего управлять действием взрыва.

Взаимодействие зарядов при к. з. в. приводит к перераспределению кинетической энергии участков разрушаемой породы. В результате этого имеет место зависимость между величиной замедления и длиной развала взорванной породы: с увеличением замедления длина развала уменьшается. В тех случаях, когда увеличение разлета породы (например, при проведении выработок) существенно влияет на производительность погрузки, для его уменьшения в качестве одной из мер можно рекомендовать увеличение замедлений по сравнению с расчетным иногда даже с некоторым ущербом для эффективности взрыва.

Сейсмический эффект снижается с увеличением замедления между отдельными взрывами зарядов, приближаясь к эффекту одиночного заряда. Это часто противо-

речит тенденции уменьшения замедления для получения лучшего дробления. В таких случаях необходимо установить оптимальное замедление для конкретных условий. Во всяком случае применение коротких замедлений между взрывами уже само по себе дает резкое снижение сейсмического эффекта, поэтому определение такого оптимума не представляет особых трудностей.

Большие возможности управления действием взрыва заключены в подборе рациональной схемы взрывания для конкретных условий. Так, например, взрывание с большим числом замедлений не только способствует повышению эффективности работ, но и снижает сейсмический эффект. Кроме того, образование большого числа свободных поверхностей увеличивает возможность столкновения кусков породы, в результате чего кинетическая энергия их используется для улучшения дробления и ограничения разлета взорванной массы. Для этого необходимо применять взрывание с большим числом замедлений и соответствующее расположение зарядов.

Замечено, что при прохождении волн напряжений через трещиноватые породы энергия их быстро рассеивается. Поэтому если последовательно взрывать заряды в направлении от охраняемого объекта, то волны последующих взрывов будут идти к нему через трещиноватую зону, образованную предыдущими взрывами. Опыты показали, что при проведении выработок в подземных условиях, выбор указанной последовательности взрывания в 1,5 раза снижает сейсмический эффект охраняемого объекта.

Говоря о правильном выборе параметров к.з.в., мы обычно имеем в виду, что остальные (основные) параметры технологии взрывных работ (удельный заряд ВВ, число шпуров и т. д.) выбраны также правильно, в соответствии с современными научными рекомендациями, например [2, 3]. Однако, как указывалось выше, использование энергии ВВ при к.з.в. существенно улучшается и, следовательно, для достижения того же эффекта необходимо меньшее количество ВВ, а также шпуров для его размещения. Статистическая обработка результатов внедрения к.з.в. более чем в 200 выработках позволила определить следующие поправочные коэффициенты к обычным методам расчета параметров: для расчета числа шпуров на 1 м² забоя 0,93 с возможной ошибкой до $\pm 0,032$ (в пяти случаях из 100); для расчета удельного

заряда ВВ 0,91 с возможной ошибкой (с вероятностью 0,95) 0,042.

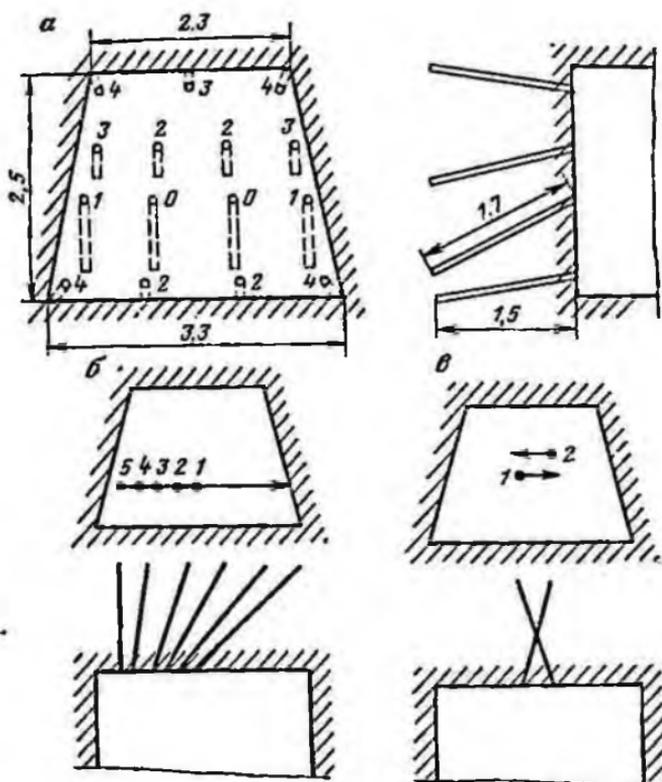
Корректировка этих параметров диктуется не только стремлением к экономии материалов и труда, неправильный расчет параметров ведет к нежелательным и аварийным ситуациям. Так, например, опыт применения к.з.в. показал, что завышенное количество энергии ВВ приводит к увеличению разлета породы, повреждению крепи, перебору сечения выработки и т. п.

Важным параметром буровзрывных работ является расположение зарядов (шпуров, скважин).

При проведении выработок основной эффективной работы комплекта зарядов является вруб. Правильно выбранный вруб обеспечивает максимальное подвигание забоя за взрыв с минимальными трудовыми затратами. Поэтому при отработке паспортов буровзрывных работ для проходческих забоев основное внимание следует уделять выбору типа вруба и подбору величины замедления как между зарядами во врубе, так и между врубовыми и вспомогательными зарядами. Причем известные рекомендации областей или условий целесообразного применения того или иного вруба в основном остаются в силе и при короткозамедленном взрывании.

Тип вруба и схема взрывания вспомогательных и оконтуривающих зарядов выбираются в зависимости от конкретных условий проведения выработки. Оптимальные интервалы замедления определяются на основании расчетных формул, а выбор групп одновременно взрываемых зарядов осуществляется таким образом, чтобы обеспечить наибольшую дробность взрывания и соударение породы. Диаметр и глубина шпуров, масса заряда, длина и тип забойки, а также время проветривания рассчитываются по общепринятым методикам.

Проведенными исследованиями и практикой применения к.з.в. при проведении выработок в различных породах установлено, что если величина замедления меньше времени образования новой свободной поверхности, то взорванная порода не успевает сдвинуться, чтобы создать нормальные условия для сдвижения участка породы, разрушаемого следующим взрывом. В результате в проходческих забоях это обстоятельство затрудняет выброс породы из врубовой полости. Порода прессуется во врубовой полости, что приводит к резкому снижению к. н. ш.



Если замедление велико, ухудшаются условия использования напряженного состояния массива и эффективность к.з.в. снижается, приближаясь к результатам обычного замедленного взрывания, так как в этом случае отсутствует эффект взаимодействия зарядов на разрушаемый участок массива.

Для предотвращения явления запрессовки врубовой полости при одновременном взрывании зарядов врубовых шпуров замедление между ними и зарядами вспомогательных шпуров должно быть не менее $3T_{ном}$ в соответствии с поправочным коэффициентом $K_{сх}$ для схем взрывания первого класса, когда группа зарядов, взрываема́я первой, работает на одну свободную поверхность.

В практике ведения взрывных работ при проведении выработок находит применение много разновидностей врубов, которые подразделяются на следующие основные группы.

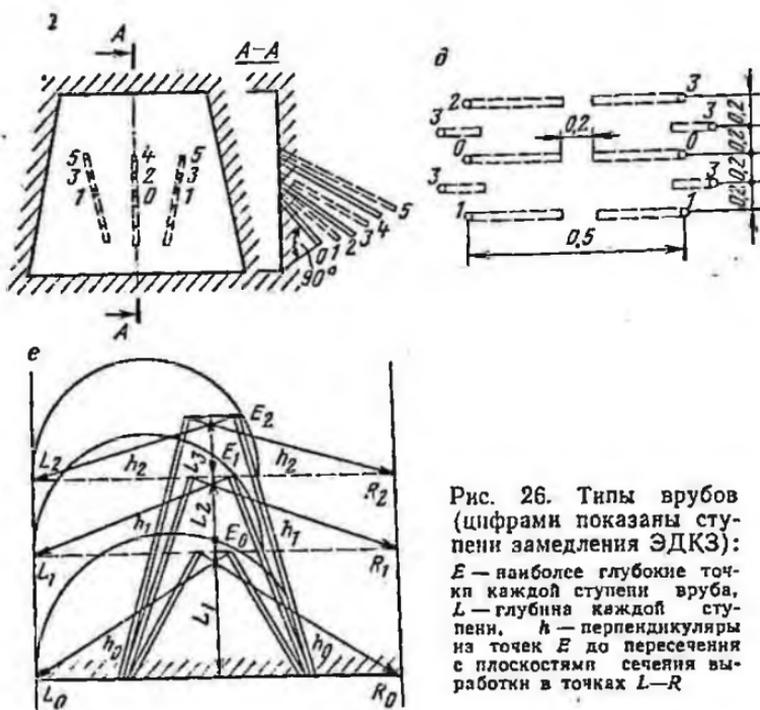


Рис. 26. Типы врубов (цифрами показаны ступени замедления ЭДКЗ):
 E — наиболее глубокие точки каждой ступени вруба,
 L — глубина каждой ступени, h — перпендикуляры из точек E до пересечения с плоскостями сечения выработки в точках $L-R$

1. Наклонные вruby, образуемые шпурами, расположенными под углом по отношению к плоскости забоя.

2. Прямые вruby (призматические), образуемые шпурами, располагаемыми перпендикулярно к плоскости забоя.

3. Комбинированные вruby, образуемые как наклонными, так и перпендикулярными по отношению к плоскости забоя шпурами.

К врубам первой группы — наклонным — относятся клиновые, пирамидальные, ножницы и др. Наклонные вruby — боковой, верхний, нижний — применяются обычно в слоистых породах не выше средней крепости. В этих условиях другие типы врубов, как правило, менее эффективны.

Врубные шпуры располагают перпендикулярно к слоистости. Кроме того, нижний вруб применяют для ослабления удара породы по крепи и для сокращения длины развала.

Наиболее простой нижний вруб, применяемый в мягких породах и по углю, приведен на рис. 26, а. Последовательность взрывания и расстановка замедлений обеспечивают замедление в 30—50 мс между врубовыми и вспомогательными шпурами, а также необходимую дробность взрывания для образования наибольшего числа свободных поверхностей, облегчающих действие зарядов.

Боковой вруб применяется в выработках, у границ которых имеется ярко выраженная плоскость контакта или вертикальная слоистость пород.

При горизонтальной слоистости пород и наличии мягкого прослойка или малой мощности пласта применяют веерный вруб (рис. 26, б) или вруб-ножницы (рис. 26, в). В породах средней крепости применяют вруб, показанный на рис. 26, г. Обычно бурят три ряда шпуров по три в каждом ряду, средние шпуры предназначены для образования первичной воронки, а боковые для ее расширения и углубления. Чем выше забуриваются шпуры, тем больше могут быть угол действия взрыва и его эффективность. От правильного размещения устьев шпуров и их направления зависит глубина вруба. Чем больше требуемое продвижение за цикл, тем больше должно быть число рядов наклонных шпуров. Поэтому вруб требует значительного числа ступеней замедления, что и сдерживает его широкое применение. Клиновые врубы широко применяют при отбойке пород от средней крепости до весьма крепких. Клиновой вруб обычно состоит из нескольких пар сходящихся шпуров, располагаемых на расстоянии 0,2—0,8 м один от другого.

Горизонтальный клиновый вруб дает хорошие результаты взрывов в выработках с горизонтальной слоистостью пород в забое. Недостатком его является неудобство бурения шпуров в забое.

Вертикальные клиновые врубы применяются в породах различной крепости и благодаря простоте исполнения и надежности обеспечивают достаточную эффективность. Наиболее простой вариант вертикального клинового вруба состоит из четырех-шести иногда и восьми шпуров, глубиной 1,8—2 м. Рациональная последовательность взрывания показана на рис. 26, д. Если при такой последовательности выброс породы оказывается излишне сильным, следует увеличить величину интервала замедления вспомогательных шпуров на одну ступень.

Иногда взрывают все врубовые шпуров мгновенно, а вспомогательные с замедлением 30—50 мс (в зависимости от выброса породы). Однако при взрывании всех врубовых шпуров одной нулевой ступенью часто бывает меньший эффект и больший выброс, чем при варианте, предусматривающем дробную последовательность взрывания зарядов врубовых шпуров.

Если по условиям технологии необходимо подвигание за цикл более 2 м, применяют двойные и тройные клиновые врубы. Хорошие результаты дает применение двойного клинового вруба. Малый клин из двух-четырех коротких шпуров бурится в центре большого и заряды его взрывают мгновенно. Основной вруб взрывают с замедлением 50 мс, а вспомогательные шпуров в зависимости от дальности выброса породы — с замедлением 25 или 50 мс. Таким путем удается добиться небольшого развала породы, повысить уход забоя до 2,5—3 м, предотвратить повреждение крепи. При необходимости получения величин подвигания 3 м и более применяют тройной клиновой вруб (рис. 26, е). Для правильной и эффективной работы двойного и особенно тройного клиновых врубов большое значение имеет правильный выбор наклона шпуров. Для облегчения бурения существует правило, схематически изображенное на рис. 26, е. Суть его состоит в следующем: расположение врубовых шпуров должно быть таким, чтобы перпендикуляры h_0, h_1, h_2 , проведенные от самых глубоких точек каждого вруба e_0, e_1, e_2 , пересекались с контуром выработки, в плоскости которого находится самая глубокая точка предыдущего вруба L_0-R_0 , и т. д. При этом необходима корректировка на возможность размещения штанги нужной длины в выработке данного сечения (ширины). Это правило основано на том, что основная сила взрыва заряда направлена перпендикулярно направлению оси шпура.

Общим недостатком клиновых врубов является относительная трудность бурения шпуров под нужным углом наклона, особенно в выработках малого сечения. Поэтому, как правило, приходится уменьшать глубину врубовых шпуров и угол их наклона, увеличивая число шпуров в забое. В забоях выработок, проводимых по углу, расстояние между парами врубовых шпуров для предотвращения переуплотнения соседних зарядов, взрывааемых позднее, должно быть не менее 0,6 м.

Пирамидальные врубы обычно применяются при про-

ходке вертикальных выработок сравнительно большой площади сечения в крепких породах. Он состоит из четырех-шести шпуров, сходящихся к одному общему центру. Иногда для облегчения работы зарядов врубных шпуров и лучшего дробления породы в центре пирамидального вруба под прямым углом к плоскости забоя располагают один или несколько более коротких шпуров.

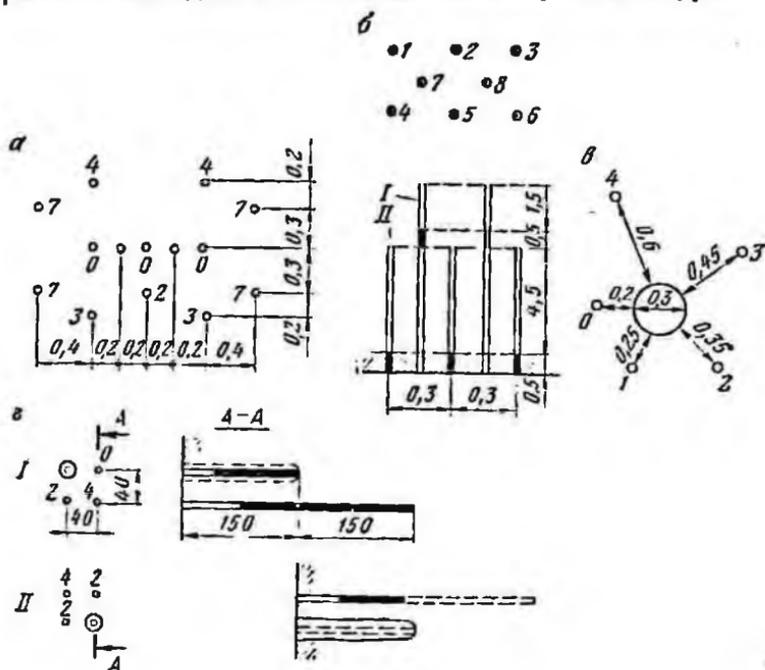


Рис. 27. Прямые врубы:
 I — заряды выброса; II — заряды дробления (основные)

В стволах большой площади сечения применяют конический вруб, у которого шпуров располагаются по окружностям.

Описанные типы врубов имеют наклон шпуров к плоскости забоя в $55-75^\circ$, что ограничивает их глубину при небольшой площади сечения выработок. Это является большим недостатком наклонных врубов, особенно при скоростных проходках. Этому недостатка лишены врубы второй группы с перпендикулярным расположением шпуров к плоскости забоя (рис. 27). Прямых врубов из-

вестно достаточно много и каждый из них имеет свои особенности и условия применения. В общем виде прямой вруб состоит из пяти-шести шпуров, пробуренных в определенном порядке параллельно оси забоя на глубину запланированного подвигания. Расстояние между шпурами и порядок взрывания зависят от физико-механических свойств взрывааемых пород. Обычно расстояние между шпурами колеблется в пределах 8—30 см. Поэтому применение прямых врубов требует предварительного проведения опытных работ и большой точности направления шпуров. Одной из особенностей прямых врубов является то, что часть шпуров в них (на схеме без номеров) оставляют незаряженными (рис. 27, а). Но иногда заряжают все шпуры короткими зарядами с таким расчетом, чтобы в соседних шпурах против заряда находилось незаряженное пространство. В прямых врубах назначение заряда состоит в том, чтобы раздробить перемычки между шпурами, а затем несколько расширить полученную призматическую полость для облегчения работы вспомогательных шпуров. Таким образом, главная особенность прямых врубов состоит в том, что эффективность их работы в значительной степени зависит от правильности выбора расстояния между шпурами и очередности их взрывания. Этот фактор для прямых врубов является решающим. Прямые врубы применяют обычно в очень прочных породах в выработках небольшого сечения и вообще в тех случаях, когда требуется большое подвигание забоя за цикл, которое не может быть обеспечено врубами с наклонными шпурами из-за недостаточной ширины выработки. Успешное применение прямого вруба зависит от структуры породы, а также от диаметра и параллельности расположения шпуров. Чаще всего такие врубы применяют при бурении колонковыми бурильными установками и буровыми каретками, а при проходке восстающих выработок — телескопными перфораторами.

Прямые врубы даже при замедленном взрывании обычно увеличивают разброс породы и часто повреждают забойную крепь. Поэтому они особенно опасны при короткозамедленном взрывании. Для предотвращения повреждения крепи и получения нормального, как при замедленном взрывании, развала породы приходится уменьшать величины зарядов во врубовых шпурах.

На рис. 27, а показан один из наиболее распростра-

ненных типов призматических врубов, применяемый в Кривбассе.

В более сложных прямых врубах оптимальную последовательность взрывания и величины замедлений следует подбирать для конкретных условий, руководствуясь общим правилом: для уменьшения силы выброса породы из вруба целесообразно увеличить интервал замедления между соседними зарядами или уменьшать массу зарядов.

Во врубе, разработанном В. И. Филатовым для проведения выработок глубокими заходками 4—5 м, для уменьшения влияния неточности бурения диаметр шпуров принят 57 мм, диаметр заряда 48 мм (рис. 27, б). При проведении выработок на руднике им. Фрунзе п. о. «Кривбассруда» по породам с коэффициентом крепости $f=10\div 12$ достигнут к. и. ш. 0,9. Взрывание производилось с применением ЭДКЗ с замедлением 25 мс: шпуры 2 и 5 взрывались мгновенно, 1, 3, 4, 6 — с замедлением 75 мс, 7 и 8 — с замедлением 150 мс.

Одной из разновидностей призматического вруба является вруб с использованием скважины большого диаметра, располагаемой в центре забоя (рис. 27, в). Такие врубы широко распространены на калийных рудниках. В этом случае скважина является врубовой полостью, которая расширяется при взрывании зарядов в параллельных шпурах, пробуренных вокруг скважины по спирали.

Спиральный вруб со скважиной большого диаметра более эффективен при короткозамедленном взрывании. При диаметре скважины 300 мм шпуры следует бурить последовательно на расстояниях не более 25, 30, 35, 45, 60 см от стенки скважины. Последовательность взрывания и величина замедления взрывов зарядов показана на рис. 27, в. Длина зарядов, особенно в шпурах, взрывааемых в начале, должна по возможности составлять $3/4$ глубины шпуров, чтобы не образовалось козырьков. На калийных шахтах ФРГ применение такого вруба дает хорошие результаты.

Другой разновидностью прямых врубов является так называемый «шагающий» вруб (рис. 27, г). Он применяется в сравнительно мягких, хорошо простреливаемых породах. Вруб представляет комбинацию из трех шпуров, один из которых имеет двойную длину. Шпуры, как и во всех прямых врубах, заряжают взрывчатым веществом

на $3/4$ глубины. Последовательность их взрывания меняется от цикла к циклу таким образом, чтобы последним взрывался длинный шпур с замедлением 100—150 мс. Например, на рис. 27, г в цикле I сначала взрывается мгновенно шпур, обозначенный 0, затем шпур с замедлением № 2 (50 мс) и, наконец, глубокий шпур с замедлением № 4 (100 мс), назначение которого состоит в том, чтобы расширить полость вруба и выбросить при помощи энергии взрывных газов раздробленную породу из глубины шпура. Одновременно взрывом заряда в забойной части шпура производят прострелку, тем самым увеличивая его диаметр до 20 см и более в зависимости от мощности применяемого ВВ и простреливаемости породы.

В цикле II простреленный шпур является первоначальной свободной поверхностью, на которую действует энергия взрыва ВВ в шпурах с замедлением 0, затем с замедлением № 2 и, наконец, взрыв в глубоком шпуре с замедлением № 4 снова производит очистку полости вруба и прострелку глубинной части шпура, готовя вторую свободную поверхность для следующего цикла. Таким образом, последовательным взрыванием зарядов шпуров делается вруб, и одновременно забой готовится для следующего цикла.

На канадских рудниках широко применяется так называемый мичиганский вруб, характеризующийся наличием незаряженных шпуров. Число шпуров во врубе и расстояние между ними меняются в зависимости от крепости взрываемых пород.

Разрушение скальных пород при взрыве, как показали многочисленные исследования, начинается уже в первые миллисекунды с момента начала детонации и продолжается в зависимости от величины л. н. с. и крепости пород для шпуровых зарядов примерно 2—30 мс. Для получения максимального эффекта при взрыве необходимо, чтобы в течение этого времени продукты детонации не вырывались в атмосферу. Это достигается путем применения внутренней забойки шпуров. Только с применением забойки можно обеспечить минимальный расчетный расход бурения на отбойку 1 м^3 горной массы при проходке выработок и высокий к. и. ш. Забойка должна характеризоваться достаточной сопротивляемостью давлению продуктов детонации для достижения максимального использования энергии заряда ВВ на отбойку

и дробление горной массы. При прямых врубах такое сопротивление довольно часто создают путем применения самозапрессовки шпуров.

В прямых врубах для получения эффекта запрессовки шпуров, отстоящие от центрального на небольшом расстоянии, заряжают только в донной части. Заряд центрального шпура взрывают первым, а заряды периферийных врубовых шпуров с замедлением 20—30 мс. Взрыв заряда центрального шпура запрессовывает незаряженные устьевые части периферийных врубовых шпуров, и благодаря этому энергия их зарядов в пределах вруба полнее используется для отбойки и дробления материала призмы вруба.

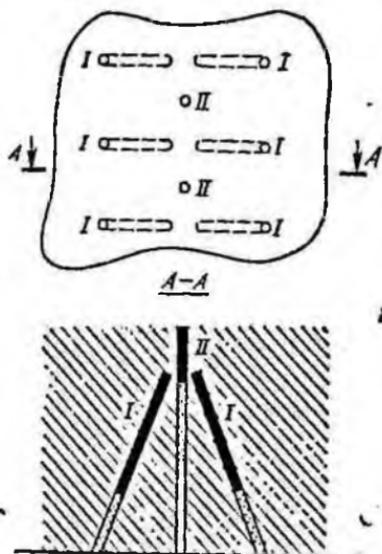


Рис. 28. Комбинированный вруб

Третья группа врубов — комбинированные (рис. 28) — представляет собой различные сочетания наклонных и призматических врубов, например клинового или пирамидального с прямым. Такие врубы широко применяются при проходке выработок в весьма крепких породах.

Многолетний опыт ведения взрывных работ в породах различной крепости показал, что главным недостатком существующих конструкций врубов при к.з.в. является сравнительно медленное освобождение врубовой полости от разрушенной породы. Вследствие этого при взрывании вспомогательных зарядов происходят зажим разрушенной, но еще не выброшенной породы и запрессовка ее в донной части врубовой полости.

В результате резко снижается подвигание забоя за цикл, так как зарядам вспомогательных шпуров придется работать в зажиме. Именно этим и можно объяснить тот факт, что для достижения хорошего к.и.ш. приходится увеличивать интервал замедления между

взрывами зарядов врубовых и вспомогательных шпуров по сравнению с расчетным.

Для более интенсивного разрушения и ускорения очистки врубовой полости от буровой мелочи разработана принципиально новая конструкция комбинированного вруба для проходческих работ с применением к. з. в.

Вруб состоит из шести-восьми наклонных шпуров, между которыми в шахматном порядке пробурены два-три прямых шпура. Длина прямых шпуров на 30—40 см превышает длину наклонных шпуров. Величина заряда в наклонных шпурах сохраняется обычной для данных условий, в прямых шпурах принимается 0,4—0,6 кг в зависимости от глубины комплекта шпуров и вязкости взрывааемых пород.

Для эффективной работы этого вруба большое значение имеет интервал замедления между взрывами зарядов в наклонных и прямых шпурах. Заряды в наклонных шпурах должны взрываться мгновенно, в прямых шпурах — с интервалом замедления 15—25 мс, чтобы исключить подсечку и использовать напряженное состояние породы во врубовой полости. Замедление во вспомогательных шпурах — как обычно при к. з. в. Образование врубовой полости в данном случае происходит следующим образом. Одновременный взрыв зарядов шести наклонных шпуров электродетонаторами мгновенного действия приводит породу в призме вруба в напряженное состояние. Под действием напряжений в массиве оконечной врубовой призмы развиваются трещины. В расположенных по центру врубовой призмы прямых шпурах концентрируются напряжения, что способствует быстрому прорастанию трещин, оконтуриванию и разрушению породы в призме вруба. Взрываемые через 15—25 мс заряды прямых шпуров сообщают разбитой трещинами породе во врубовой призме дополнительный импульс движения, направленный в сторону свободной поверхности, и, предотвращая запрессовку породы в призме, способствуют быстрому и полному ее очищению.

При правильной работе прямых шпуров (условия расположения зарядов и интервала замедления) врубовая полость очищается на всю глубину наклонных шпуров. Использование данного вруба оказывается наиболее эффективным в крепких, вязких и трудновзрывааемых породах, где другие типы врубов не обеспечивают необходимого подвигания забоя. Применением этого вруба в креп-

чайших и вязких скарнях Тырнаузского рудника позволило довести к. и. ш. до 0,93.

Проведение горизонтальных выработок. Буровзрывные работы должны обеспечить наибольшее продвижение забоя при наименьших расходах ВМ и бурения, равномерное дробление породы и минимальный разброс ее,

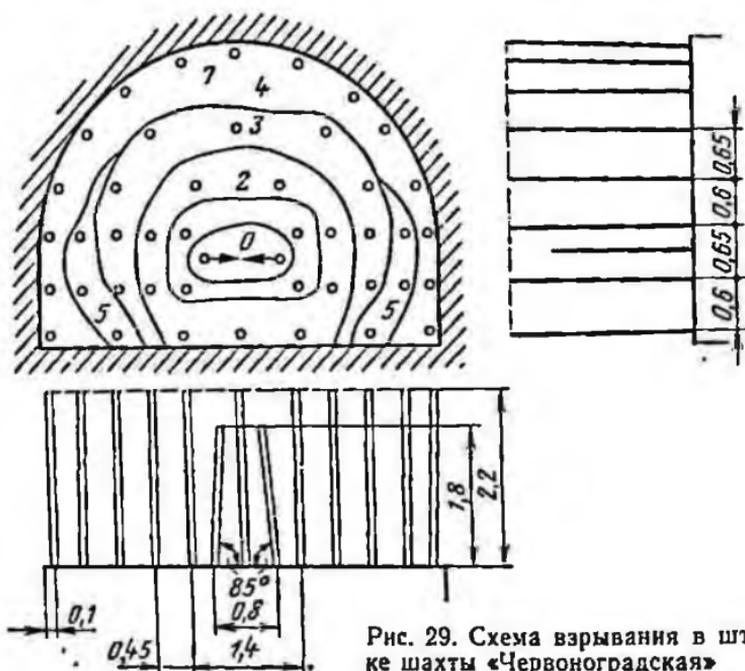


Рис. 29. Схема взрывания в штреке шахты «Червоноградская»

что создает благоприятные условия для погрузки породы и уменьшает возможность повреждения призабойной крепи. Результаты буровзрывных работ должны способствовать выполнению всех процессов проходки с наименьшими затратами труда и времени.

Решение этих задач обеспечивается правильным выбором параметров буровзрывных работ, выполнением требований рациональной технологии (зарядание, забойка, взрывание, соблюдение правил безопасности) и умелым использованием способов управления взрывом, в том числе с помощью к. з. в. Общие рекомендации выбора оптимальных параметров к. з. в. (величина замедления, схема взрывания) даны выше, поэтому рассмотрим применение этих рекомендаций для решения конкретных задач, возникающих в различных горно-геологических условиях.

В забое откаточного штрека, проведенного по песчаным сланцам с $f=6+8$, площадью сечения вчерне $15,8 \text{ м}^2$, число шпуров на забой — 45. Заряды ПЖВ-20 массой 53,2 кг инициировали электродетонаторами ЭД-8-ПМ и ЭДКЗ-ПМ-15. Взрывание зарядов комбинированного вруба выполнялось двумя ступенями (рис. 29). Средний к. и. ш. составил 0,84, при этом повреждения крепи наблюдались редко.

При проведении выработки площадью сечения $12,5 \text{ м}^2$ (в свету) по крепкому песчанику на шахте «Дубрава» (ЧССР) применен двойной клиновой вруб (рис. 30). Чис-

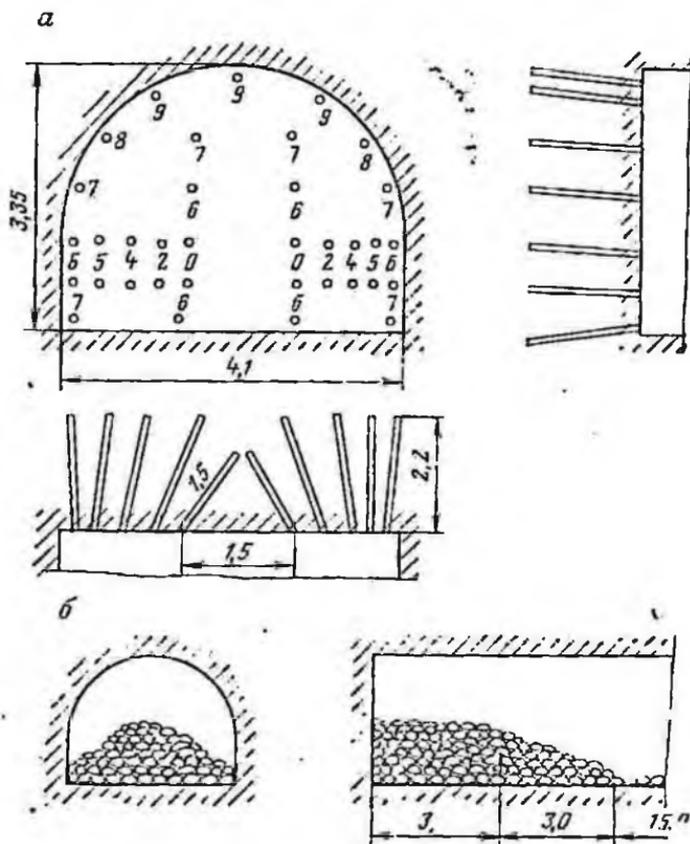


Рис. 30 Схема забоя в выработке на шахте «Дубрава»: а — последовательность взрывания; б — развал породы после взрыва

ло шпуров 35, заряд желатиндонарита в патронах диаметром 31 мм и массой 100 г на цикл составлял 27 кг. Первоначально схема взрывания была иной: малый вруб взрывался мгновенно, большой вруб — с замедлением № 1 и т. д., без пропуска ступеней замедления. Однако при этом развал взорванной породы достигал 30 м. После увеличения интервала замедления между малым и большим врубом, а также между большим врубом и

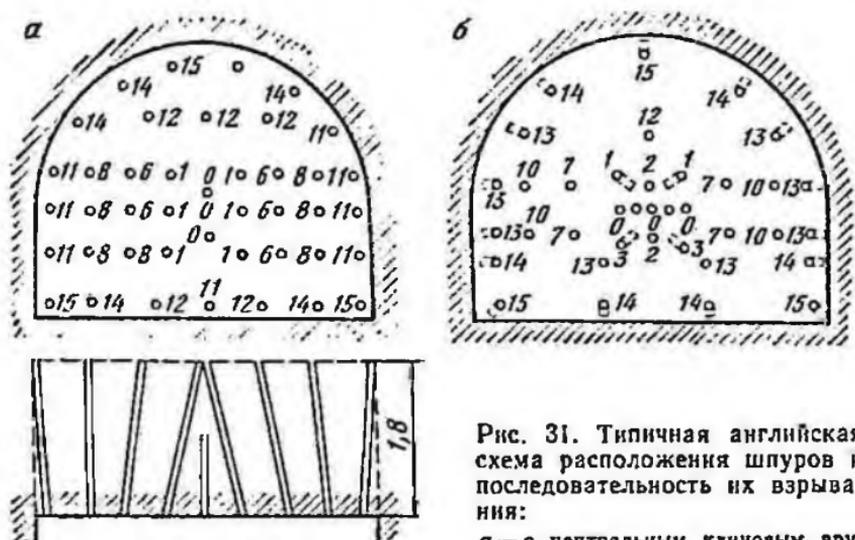


Рис. 31. Типичная английская схема расположения шпуров и последовательность их взрывания:

а — с центральным клиновым врубом; б — со сложным врубом

вспомогательными шпурами подвигание забоя после взрыва увеличилось до 2 м и выброс породы резко уменьшился. Аналогичные паспорта применяют на шахтах ПНР и ВНР.

Приведенные ниже паспорта буровзрывных работ типичны для горизонтальных выработок, проводимых по породе на шахтах Англии. В штреке размером сечения 4,5×3,6 м, проводимом по глинистым сланцам средней крепости, применен клиновой вруб (рис. 31, а). Число шпуров 42. Масса заряда 31,7 кг при диаметре патронов 31 мм. При проведении штольни размером 3,6×3 м применен сложный вруб, часть которого состояла из семи прямых шпуров (два не заряжаются — без номеров) и четырех шпуров, наклоненных к центру вруба (рис. 31, б). При 15 ступенях замедления в Англии применяют интервалы замедления 100 мс и более не только между врубовыми, но и между другими шпурами для уменьшения

разброса. Несмотря на явно завышенные интервалы замедления применение к.з.в. в сравнении с замедленным (0,5 с) обеспечивает снижение удельного расхода ВМ.

На шахте «Вальзум» (ФРГ) при проведении выработки площадью сечения 29 м² вчерне по аргиллиту применен паспорт буровзрывных работ с использованием новейших рекомендаций: шпуры увеличенного диаметра — 51 мм, четыре незаряжаемые скважины диаметром 102 мм во врубе, контурное взрывание, глубокие заходки, шланговые заряды. Увеличение диаметра патронов с 31 до 38 мм позволило сократить число шпуров с 85 до 68, включая дополнительные три шпура на контуре (рис. 32).

Рис. 32. Схема расположения шпуров в забое штрека на шахте «Вальзум» (двойными кружками обозначены контурные шпуры)

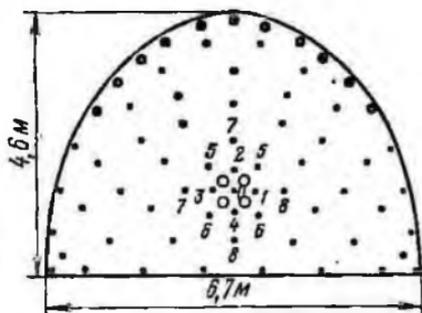
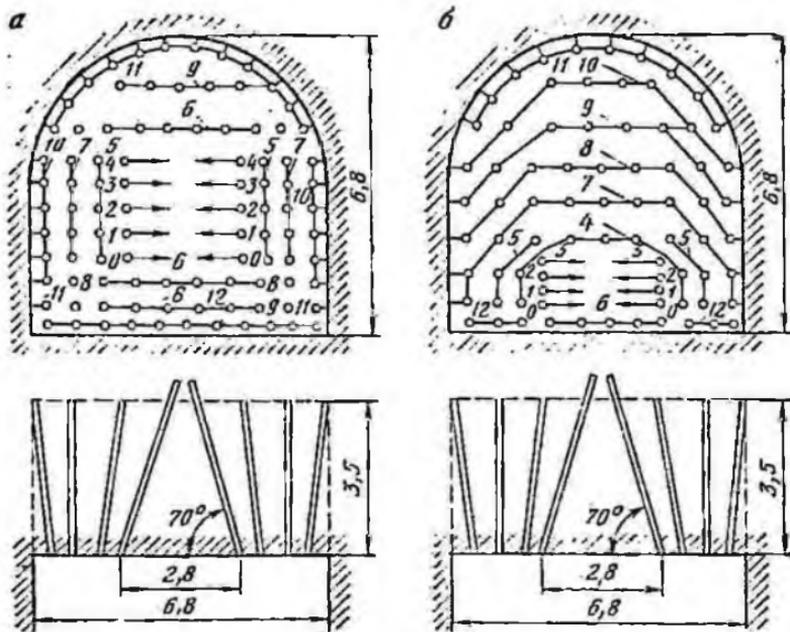


Рис. 33. Последовательность взрывания шпуровых зарядов электродетонаторами фирмы «Шаффлер»



Масса заряда аммонгелита-2 составляла 166 кг. При глубине шпуров 4,5 м подвигание составляло 4—4,5 м. Высокое значение к. и. ш. (0,9—1) обеспечено благодаря применению эффективного вруба и взрыванию шпуров в нем с большим числом замедлений. При призматическом врубе и большой глубине заходки качество буровых работ имеет решающее значение. Для обеспечения точ-

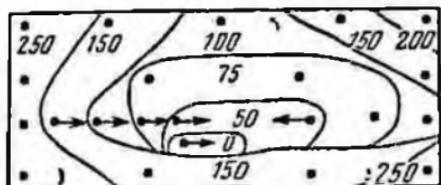


Рис. 34. Схема асимметричной последовательности взрывания шпуровых зарядов в панельном вентиляционном штреке площадью сечения 10 м²

ного заложения шпуров их маркировку выполняли специальным проектором, параллельность шпуров обеспечивалась буровой кареткой.

Регулирование длиной и направлением развала взорванной породы достигается подбором формы и места заложения вруба, схемы взрывания и величины замедления, а также формы забоя.

На одном из рудников ФРГ при проведении выработки площадью сечения 46 м² по биотитовым гнейсам с $f=14$ для уменьшения разлета породы изменили схему взрывания и расположения шпуров: врубовые шпур бурили в нижней части забоя, а последовательность взрывания установили так, чтобы отбойка основной массы породы имела направление сверху вниз (рис. 33). Заряды ВВ инициировали с помощью электродетонаторов с интервалом замедления 40 мс. Обуривание шпуров по этой схеме в значительной степени упрощается. Врубовые шпур бурятся наклонно, все остальные — перпендикулярно к забою. Хорошее дробление и оконтуривание забоя, небольшой разброс породы, устраняющий опасность повреждения крепи, обеспечили широкое распространение этой схемы не только на рудных, но и на угольных шахтах.

В случае необходимости выравнивания (из-за кливажа, слоистости пород) или смещения развала к одной из сторон выработки применяют асимметричную схему взрывания (рис. 34), обеспечивающую смещение развала слева направо, или уступную форму забоя (рис. 35). Обе схемы применяются на сланцевых шахтах с использова-

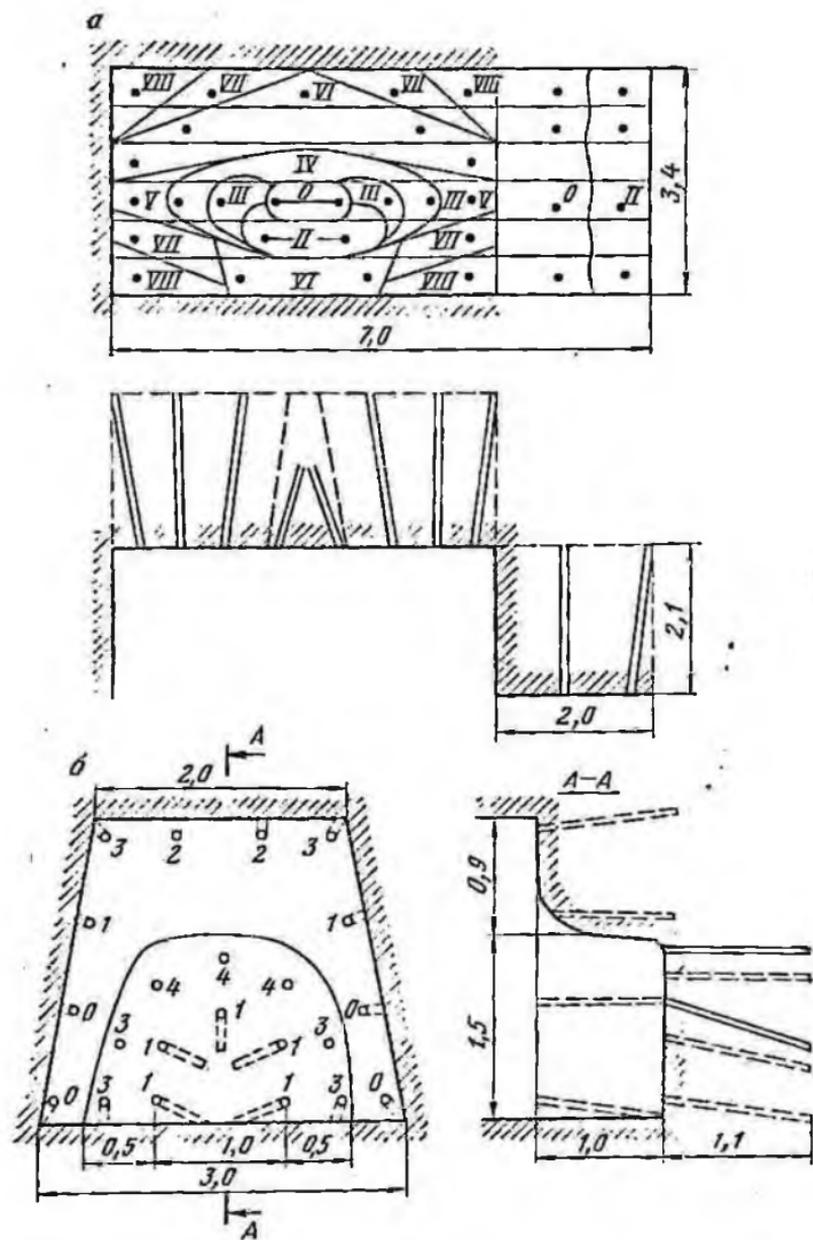


Рис. 35. Схема расположения и последовательности взрывания шпуровых зарядов в забое уступной формы:
 а — в камере; б — при проведении квершлага

нием электродетонаторов ЭДКЗ с интервалом замедления 25 мс. Первая схема применена для взрывонавалки отбитой породы на конвейер и совмещения работ по уборке, возведению крепи и оборудованию забоя. Вторая схема успешно применена при проведении камеры площадью сечения $7 \times 3,4$ м. Пересечение направлений разлета обеспечило эффективное дробление и малую дальность отбрасывания горной массы. Применением уступной формы забоя достигается ограничение разлета взорванной горной массы. При проведении квершлага и подобных выработок площадью сечения $6,2$ м² по крепким песчанникам на одной из шахт Венгрии число шпуров принято 20—22, общая масса зарядов 13—15 кг (нитроцертусита), глубина шпуров 1,1—1,2 м. Передовой забой образуется взрыванием врубовых и вспомогательных шпуров; сзади уступ обрушивается оконтуривающими шпурами, причем эти шпуры взрываются раньше на одну ступень замедления. Благодаря такой последовательности направления разлета породы пересекаются, что способствует улучшению дробления и ограничению разбрасывания породы. В результате взрыва величина подвигания забоя составила 1 м, конфигурация его остается прежней. Применение такой формы забоя позволило сосредоточить основную массу породы в 3 м от забоя и полностью устранить случаи повреждения крепи.

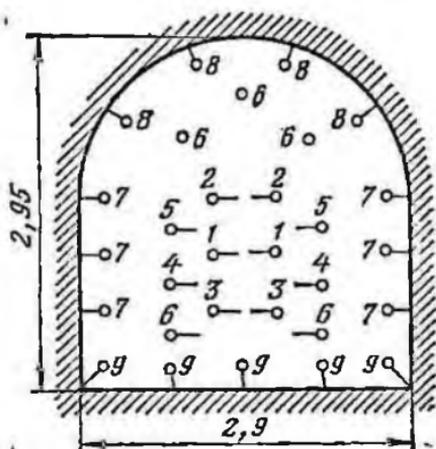
Однако этот метод не способствует повышению к. и. ш. и сокращению удельного расхода ВМ и бурения. Поэтому его можно применять только для улучшения качественных показателей взрывания, причем глубина шпуров должна быть не более 1,2—1,5 м в зависимости от площади сечения выработки. Чем меньше площадь сечения выработки, тем заметнее влияние зажима в передовом забое, тем хуже приведенные выше показатели. Такая форма забоя существенно улучшает оконтуривание забоя и рекомендуется при «гладком» взрывании [4].

На предыдущих примерах было показано, что дробное взрывание при достаточном числе ступеней замедления дает хорошие результаты. Отечественная промышленность выпускает электродетонаторы короткозамедленного действия с семью ступенями замедления. Такое число ступеней замедлений при проведении многих выработок недостаточно. Увеличение их числа можно достигнуть: 1) применением двух- и даже трехприемного взрывания комплекта: в первый прием взрываются врубовые шпу-

ры, во второй — остальные шпуров с использованием наибольшего числа ступеней замедления в каждой очереди; 2) применением уступного забоя, что по принципу действия аналогично показанному выше; 3) одновременным использованием электродетонаторов ЭДКЗ и ЭДЗД.

Тоннель для подвода воды на Южный берег Крыма площадью сечения $7,7 \text{ м}^2$ вчерне проведен по породам юрского возраста с $f=1,5 \div 12$. Число шпуров в крепких

Рис. 36. Схема расположения шпуров и последовательность взрывания зарядов в них при проведении тоннеля



породах 28—37, глубина врубовых шпуров 2,3—2,5 м, остальных 2—2,2 м. Масса зарядов прессованного скального аммонита № 1 составляла 40—45 кг. Иницирование выполняли с помощью ЭДКЗ и ЭДЗД (рис. 36). Дробное взрывание, достаточное число ступеней замедления в сочетании с правильно выбранными параметрами буровзрывных работ обеспечили к. и. ш. 0,9—0,95, хорошее дробление, кучный навал породы, позволявший совместить бурение с погрузкой породы.

На угольных шахтах наиболее типичны выработки смешанным забоем, по углю и породе, опасные с точки зрения воспламенения метана или угольной пыли от взрывных работ, так как в этих забоях всегда имеется метан и угольная пыль. Статистика показывает, что относительное число воспламенений метана и угольной пыли происходит в таких выработках главным образом при подрывке породы. Поэтому внедрение к. з. в. и уменьшение числа приемов взрывания до одного-двух сыграли в свое время большую положительную роль — число аварий в таких забоях в последние годы резко сократилось.

В то же время технология к. з. в. в этих забоях несложна: при отдельной выемке и уборке угля и породы — двухприемное взрывание, при совместной — одноприемное взрывание.

Взрывание в забое по углю (широким или нормальным ходом) аналогично взрыванию в обычном забое, т. е. начинается с вруба. Применяемая технология характеризуется двумя особенностями: обычно небольшая площадь сечения и мягкая горная порода (уголь), не требующая большого заряда для разрушения. Основное внимание в этих забоях уделяется сокращению разброса угля.

При подрывке породы шпуров в породе должны быть возможно дальше от тектонических трещин и сдвигов для предотвращения их подсечки. В тех случаях, когда кливаж породы имеет ярко выраженный характер, шпуров одного ряда следует взрывать с одним замедлением.

При проведении полевого штрека площадью сечения 11,3 м² вчерне на шахте «Абашевская-1» по пласту угля мощностью 1,8—2 м с углом падения 0—5° в забое бурили 28 шпуров глубиной 1,8 м (рис. 37, а). Уголь довольно вязкий, вмещающие породы — сланцы с $f=4 \div 5$. Для взрывания использован аммонит ПЖВ-20 и электродетонаторы ЭДКЗ с интервалом замедления 25 мс. Масса зарядов — 20 кг. Подвигание выработки составляло в среднем 1,7 м при к. и. ш., равном 0,95. Замедление между врубовыми и вспомогательными шпурами составляло 50 мс. При взрывании без пропуска ступени (с замедлением 25 мс) результаты были хуже: подвигание 1,6 м при к. и. ш., равном 0,88. До внедрения к. з. в. взрывание выполняли в шесть приемов, на что затрачивалось 167 мин против 94 мин при к. з. в. в два приема.

Проведение основного штрека пласта «Н — Алыкаевского» шахты «Пионер» выполнялось с присечкой до 60 % довольно крепких пород с $f=6$; пласт мощностью 1,4 м, падение около 85° (рис. 37, б). Площадь сечения выработки вчерне 9,3 м².

В забое бурили 20 шпуров глубиной 1,8 м. Масса зарядов ПЖВ-20 на цикл составила 12 кг; подвигание забоя в среднем — 1,6 м при к. и. ш., равном 0,9, хорошем развале и сохранности крепи. При проведении штрека дробное взрывание шпуров по углю дало хорошие результаты. Продолжительность взрывных работ уменьшилась с 104 до 48 мин.

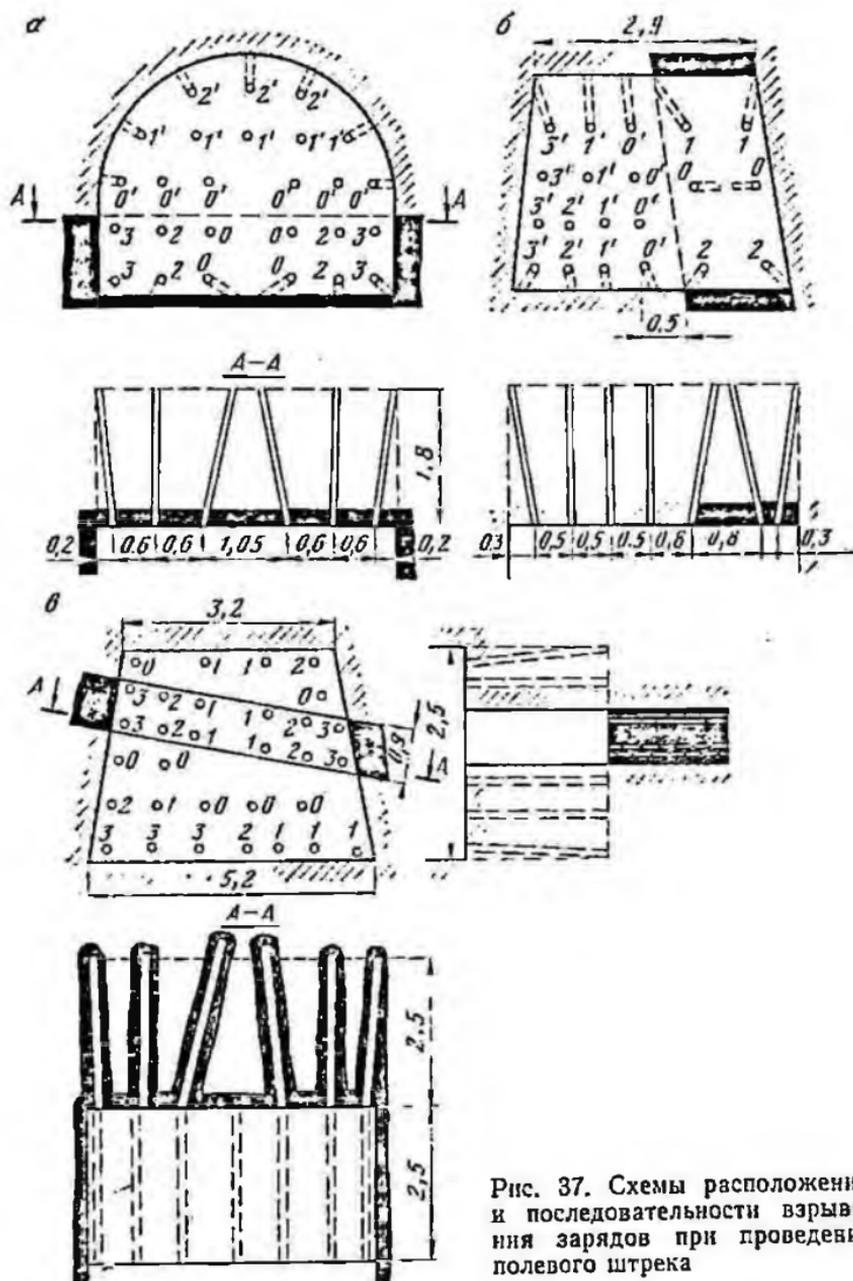


Рис. 37. Схемы расположения и последовательности взрыва зарядов при проведении полевого штрека

На шахте № 1—1-бис разработан метод одноприемного взрывания. Шахта сверхкатегорная с суфлярным выделением метана, опасная по пыли. Вмещающие породы — песчаник, сланцы, известняк.

Уступный метод проходки (рис. 37, в) состоит в том, что в забое ведется опережающая проходка по углю на один цикл, а взрывание зарядов по углю и породе выполняется в один прием: первыми взрываются заряды по породе в отстающем забое (уступе) и с замедлением — остальные шпуры по углю и породе. Таким образом первые взорванные заряды образуют в забое подушку, которая препятствует разлету отбиваемого затем угля. Уголь почти полностью остается в забое. После проветривания производится отдельная уборка породы и угля, при этом потери угля не превышали 10 %, а случаев повреждения крепи не было.

Этот метод следует признать более безопасным, чем к.з.в. в два приема, и тем более многоприемное взрывание. В результате создания породной подушки взорванный уголь изолируется от забоя, а угольная пыль при взрыве перемешивается с породой.

При вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, взрывание комплекта шпуров в забое должно производиться за один прием, при этом пласт должен быть вскрыт на полную мощность, а выработка полностью оконтурена. Предельное замедление установлено 130 мс, включая разброс времени срабатывания ЭДКЗ-25.

При подходе выработки к пласту забой может иметь различное положение (рис. 38). Между забоем и пластом в наиболее узкой ее части должна быть оставлена породная подушка толщиной не менее 1 м.

Для получения достаточного подвигания забоя необходимо применять двухступенчатый клиновой вруб. Заряды в шпурах глубиной более 2,5 м необходимо рассредоточивать и взрывать каждую часть в определенной последовательности, увязанной со взрывами соседних зарядов. Разработана следующая типовая схема взрывания: вначале коротким врубом разрушается центральная часть породной подушки, следующая ступень расширяет пролом в породной подушке и одновременно разрушает центральную часть пласта, следующая ступень расширяет пролом в пласте и последняя ступень доводит забой выработки до проектного сечения [5].

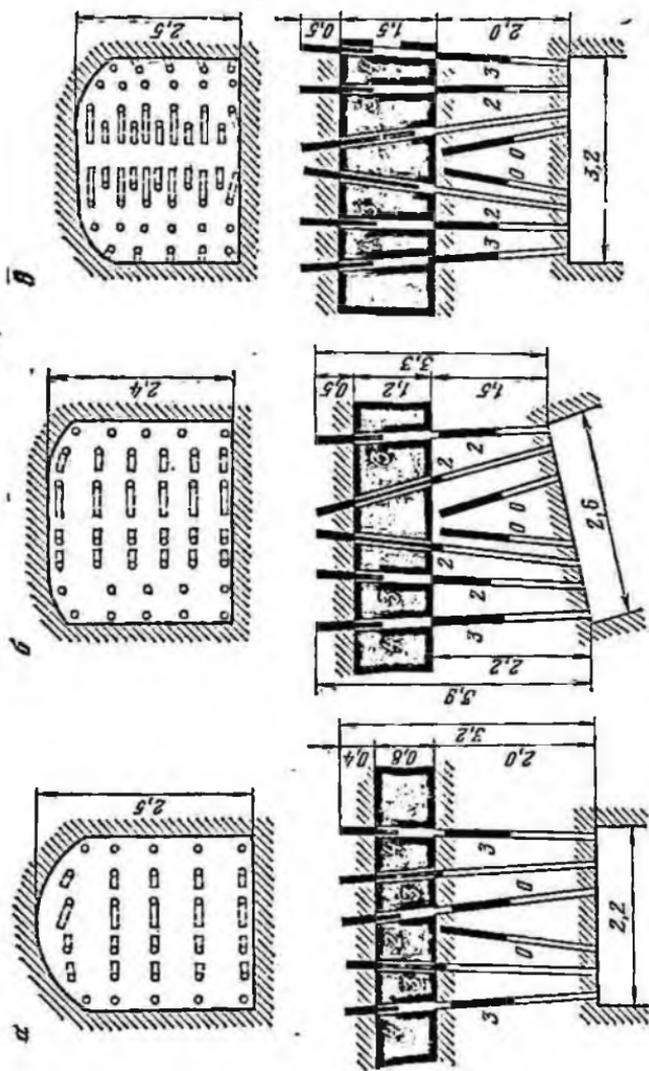


Рис. 38. Схема заряжания и взрывания зарядов при вскрытии пластов, опасных по выделению выделенного газа, выработкой, имеющей ширину:
 а — 2,2 м; б — 2,3—2,6 м; в — 2,7—3,2 м

Параметры взрывных работ и схемы расположения зарядов при вскрытии пласта устанавливаются на основе опыта с учетом приведенных здесь рекомендаций.

Число шпуров при вскрытии пласта должно быть несколько больше, чем при подходе к пласту, так как глубина шпуров возрастает и, кроме того, применяется двухступенчатый вруб. Глубина шпуров определяется положением забоя относительно пласта и мощностью самого

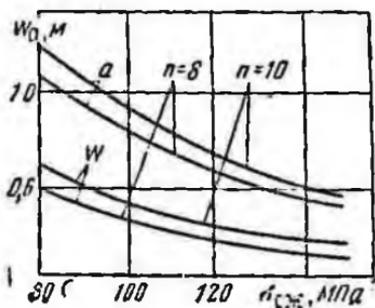


Рис. 39. Зависимость расстояний между оконтуривающими шпурами (a) и л.н.с. (W) от прочности песчаника

пласта. При этом необходим некоторый перебур величиной 0,4—0,8 м, чтобы гарантировать вскрытие пласта на полную мощность.

Величина зарядов в шпурах должна подбираться на основе расчета, а также с учетом глубины шпуров и других условий. Обычно для коротких шпуров она составляет 1—1,25 кг, для длинных 2—2,5 кг. В рассредоточенном заряде та часть ВВ, которая ближе к устью шпура, должна быть несколько меньше, чем удаленная часть.

Приведенные на рис. 38 схемы можно применять и для других условий, например, для вскрытия пластов мощностью более 2 м или пластов с породными прослойками и т. д.

Проведение выработок на глубоких горизонтах шахт связано с опасностью разрушения пород за контуром (выбросы или вывалы породы). Это происходит в результате высокой напряженности пород, которая должна учитываться при составлении паспортов буровзрывных работ. Выбросы вызываются импульсными нагрузками взрыва и тем чаще и значительнее по объему, чем больше и круче величина взрывного импульса.

Для снижения импульсных нагрузок на контур взрывание комплекта зарядов в забое целесообразно проводить в два-три приема: в первом — врубовые и вспомогательные, во втором — оконтуривающие шпуры. Особое

значение имеет правильное расположение оконтуривающих шпуров. На основе рассмотрения поля напряжений от взрыва рекомендуются расстояния между шпурами и л. н. с. в зависимости от прочности породы и числа шпуров n , взорванных в последней ступени замедления первого приема (вспомогательных шпуров) (рис. 39).

Очень важным фактором технологии является возможно большее число ступеней замедления особенно при взрывании оконтуривающих шпуров. Опыт показывает, что эта мера позволяет свести к минимуму частоту и размеры выбросов породы из законтурного массива и в 1,5—2 раза повысить темпы проведения выработок.

При определении оптимального интервала замедления необходимо учитывать не только упругие свойства пород (акустическую жесткость), но и трещиноватость и вязкость. Последнее имеет отношение к технологии взрывных работ на соляных месторождениях, где горные породы отличаются исключительной вязкостью (трудновзрываемы). Именно поэтому первые попытки внедрения к. з. в. в этих условиях дали неудовлетворительные результаты — интервалы замедления 25 мс между врубовыми и вспомогательными шпурами были недостаточны, к. и. ш. составлял 0,65—0,7.

Расчеты по формулам (1.42) и (1.43) для этих условий дают оптимальный интервал замедления около 20 мс, следовательно, замедление между врубовыми и вспомогательными шпурами по схеме взрывания I класса (см. табл. 10) должно быть 60 мс. Однако проведенные эксперименты на рудниках Калушского комбината не подтвердили это значение [6].

Для соленосных пород оптимальное замедление между врубовыми и вспомогательными шпурами находится в пределах 75—100 мс, и, следовательно, для второй схемы взрывания замедления между вспомогательными и остальными шпурами — 25—35 мс. При этом к. и. ш. возрастает до 0,92. Лучшие результаты оказались при врубе со скважиной.

Таким образом, в вязких трудновзрываемых породах, типа соленосных, горючих сланцев и т. п., оптимальный интервал замедления следует увеличивать примерно в 1,5 раза в сравнении с расчетным.

Проведение вертикальных выработок. Особенности проходки восстающих выработок обуславливаются тем, что взорванная порода особенно сильно повреждает

крепь, так как мощность удара возрастает от действия силы тяжести породы.

Опасность повреждения крепи восстающих усиливается при короткозамедленном взрывании, так как практически вся отбитая масса породы в несколько десятков тонн одновременно отбрасывается на крепь и предохранительный полук.

Поэтому помимо общих требований к расчету параметров буровзрывных работ вообще и параметров к. з. в. в частности особые требования предъявляются к результатам взрывания в этих выработках в части сохранности крепи восстающего.

Для предохранения крепи при короткозамедленном взрывании необходимо рассредоточить во времени взрывание всего комплекта шпуров настолько, насколько это позволяет комплект ступеней замедления электродетонаторов.

Важной мерой также являются такие расположение шпуров и последовательность их взрывания, при которых отбитая порода направляется в основном в сторону породного отделения восстающего. Это достигается путем расположения вруба над центром породного отделения, а также соответствующим порядком взрывания шпуров. Кроме того, имеет значение выбор типа вруба: применение центрального клинового вруба не рекомендуется. С этой точки зрения может оказаться целесообразным применение односторонних врубов.

При проведении гезенка площадью сечения в черне $6,7 \text{ м}^2$ по глинистым и песчано-глинистым сланцам с $f = 3 \div 4$ на шахте «Капитальная» треста «Копейскуголь» шпуры заряжали аммонитом ПЖВ-20 (масса заряда 0,6 кг, диаметр патронов ВВ 36 мм). Взрывание производилось в два приема электродетонаторами мгновенного действия ЭД-8М от взрывной машинки ВМК-350 (шахта газовая). Паспортом буровзрывных работ предусмотрен боковой вруб из шести шпуров, располагаемых со стороны породного отделения, чтобы обеспечить более устойчивое состояние полка (рис. 40). Взорванную породу магазинировали в породном отделении гезенка и выпускали из него по мере необходимости через люк. При мгновенном взрывании часто выбивалось до трех венцов крепи. При переходе на к. з. в. проведены опыты по подбору оптимального паспорта буровзрывных работ. Число шпуров было уменьшено с 18 до 14, а масса

заряда на цикл — с 10,8 до 8,4 кг. Несмотря на это, к. и. ш. увеличился с 0,66 до 0,93. При этом случаи повреждения крепи были полностью устранены.

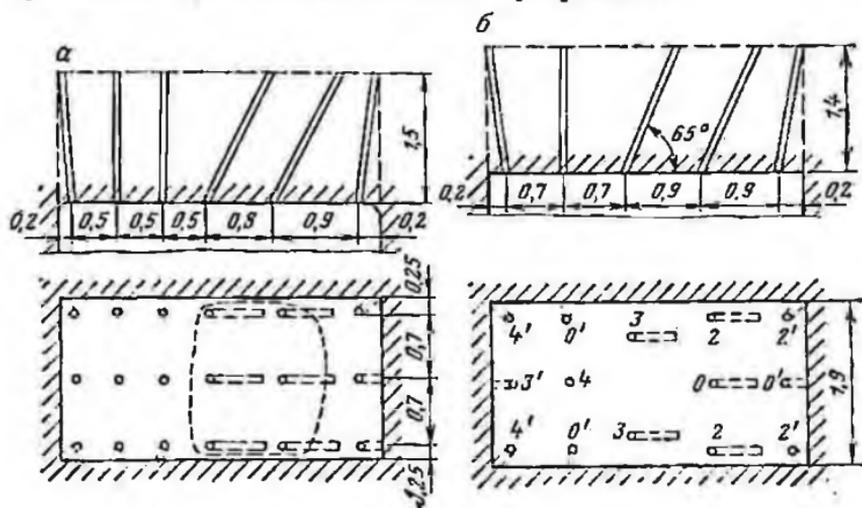


Рис. 40. Схема расположения шпуров и последовательность их взрывания в гезенке шахты «Капитальная»:

а — при двухприсменном мгновенном взрывании; б — при к. з. в. в два приема

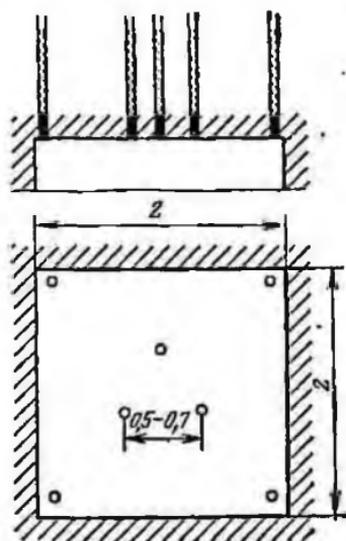


Рис. 41. Схема скважинных зарядов в забое восстающего

Эти результаты применения короткозамедленного взрывания были достигнуты подбором порядка взрывания шпуров.

В последние годы на рудниках Горной Шории, Никитовском и других применяется проходка восстающих секционном взрыванием скважин, пробуренных с верхнего

горизонта на всю высоту этажа. Этот способ проходки применяется в породах средней крепости и крепких, но обязательно устойчивых, иначе стенки скважин осыпаются и технология нарушается. Вторым условием является высота этажа 30—40 м, так как эффективность способа зависит от правильного расположения скважин в забое — при большей высоте этажа отклонения скважин при бурении получаются чрезмерными, расположение скважин в забое оказывается хаотическим и эффект взрывания резко ухудшается.

На Никитовском ртутном руднике [7] при проходке восстающих площадью сечения вчерне 4 м² по породам с $f=8\div 14$ бурили семь скважин диаметром 105 мм (рис. 41). Оптимальное расстояние между врубовыми скважинами 0,5 м — 0,6 м, длина забойки 0,5 м, длина секции (взрываемой за один прием) 3—4 м. При этом получается воронка глубиной 1,6—1,8 м. ВВ типа аммонит № 6ЖВ в патронах и гранулит АС-8 инициировали при помощи ДШ и КЗДШ или электродетонаторов ЭДКЗ. Масса заряда 6—8 кг на 1 м скважины, боевик расположен в верхней части заряда (обратное инициирование). При бурении на всю высоту этажа 30 м отклонения скважин обычно не превышали 0,8 м, хотя иногда при неудовлетворительном буровом инструменте достигали 2,5 м.

Расчетная величина замедления по формуле (1.43) между врубовыми и оконтуривающими скважинами составляет 19 мс. Однако вследствие большой степени зажима работа зарядов происходит в стесненных условиях. Поэтому величина оптимального замедления между врубовыми и оконтуривающими скважинами составила 40—100 мс, врубовые скважины взрывались поочередно с замедлением 10 мс.

В среднем коэффициент использования скважин составил 0,76, а расход ВВ 26,3 кг на 1 м выработки. Производительность труда проходчиков увеличилась с 0,8 до 1,88 м³/чел-смену, а себестоимость буровзрывных работ снизилась на 30%. Применение замедленного взрывания в этих условиях дает неустойчивые результаты: бывают случаи подсечки и высыпания зарядов.

При проведении вертикальных стволов от качества буровзрывных работ зависит производительность механизмов, скорость проходки и ее себестоимость.

Плохое качество взрывных работ снижает к. и. ш. и

ухудшает дробление горной массы и проработку забоя. Исследования, проведенные А. Ф. Чугуновым, показали, что производительность пневматических грузчиков в забое ствола может изменяться в 2—3 раза в зависимости от кусковатости взорванной породы. При этом чем больше процент фракций кусков до 120 мм, тем выше производительность грейферов. Кроме того, плохая проработка забоя в значительной степени повышает трудоемкость процесса забуривания шпуров.

У электродетонаторов некоторых фирм, например австрийской фирмы «Шаффлер и К°», имеет место перекрытие ступеней замедления: электродетонаторы последующей ступени взрываются раньше предыдущей, что вызывает подсекание зарядов и отказы. По этой причине промышленные испытания австрийских электродетонаторов на проходке стволов в Донбассе и в Кривбассе дали неудовлетворительные результаты. Отечественные электродетонаторы типа ЭДКЗ не имеют такого недостатка и поэтому дают высокие результаты при промышленном применении.

В настоящее время большинство стволов проходятся круглого сечения. Шпуры в забое располагаются под некоторым углом в сторону центра — пирамидальный вруб. Такой вруб (так же как и клиновой) способствует увеличению выброса породы. На многих передовых проходках вместо пирамидального вруба применяется призматический, т. е. шпуры первого круга бурятся перпендикулярно к поверхности забоя. Это в значительной степени снижает силу выброса и в то же время почти не отражается на величине подвигания забоя.

При прямоугольном сечении ствола и применении клинового вруба последовательность взрывания шпуров должна быть аналогична последовательности, применяемой при проходке восстающих, т. е. необходимо стремиться к тому, чтобы вруб располагался против открытых раструбов в подвесном полке. Кроме того, желательно применять дробное взрывание пар врубовых шпуров.

На шахте им. Ленина при проходке ствола по глинистому сланцу с $f = 4 \div 6$ диаметр ствола вчерне составляет 7 м, площадь поперечного сечения 38,5 м². Временная крепь — металлические кольца с затяжкой.

Первый опыт с к.з.в. был проведен без изменения паспорта буровзрывных работ. Все интервалы замедлений были приняты по концентрическим окружностям:

0—25—50—75 мс. В результате взрыва были повреждены натяжной полук, находившийся на высоте 18 м от забоя, а также подвесное оборудование. Ликвидация последствий аварии заняла два дня.

Для уменьшения выброса замедление между первыми двумя кругами было увеличено до 50 мс. После опробования различных вариантов масса заряда была умень-

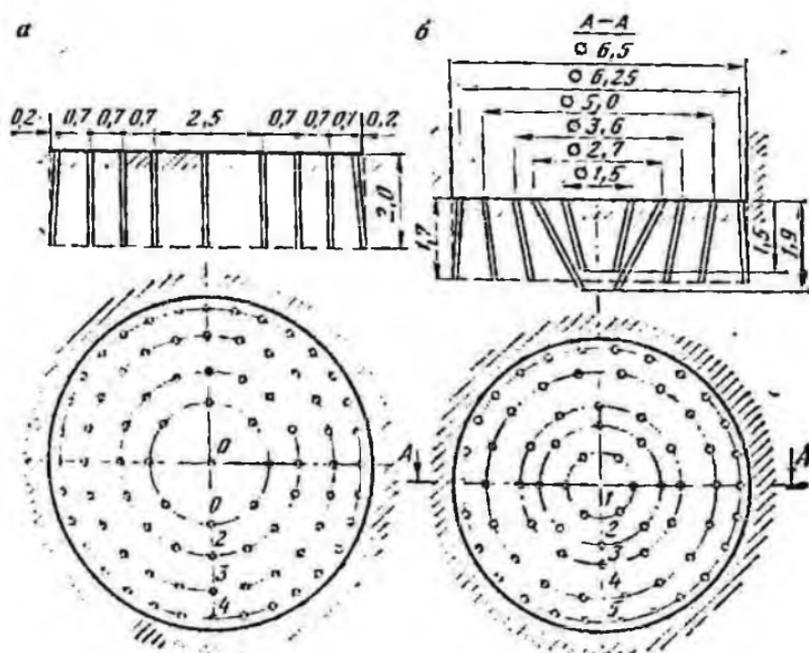


Рис. 42. Схема взрывания шпуровых зарядов при проходке ствола

шена на 84,5 кг. Эти мероприятия привели к резкому снижению силы выброса, однако значительное число кусков поднялось до высоты 30 м. И, наконец, конический вруб был заменен прямым, в котором все шпуры бурили перпендикулярно к поверхности забоя (рис. 42, а). В результате этого высота броска отдельных кусков снизилась до 10 м и не превышала высоты, которая наблюдалась при замедленном взрывании.

Параметры буровзрывных работ при короткозамедленном взрывании в сравнении с обычным приведены ниже.

Статья расхода	Расходы на цикл при взрывании*
Расход ВВ (скальный аммонит), кг	<u>114,5</u> 84,3
Число шпуров	<u>90</u> 81
Трудовые затраты, чел-мин, на:	
бурение	<u>2073</u> 1512
уборку породы	<u>8650</u> 7600
осмотр и приведение забоя в безопасное состояние . .	<u>365</u> 261
К. и. ш.	<u>0,83</u> 0,93
Подвигание забоя за цикл, м	<u>1,66</u> 1,86

* В числителе—при обычном взрывании, в знаменателе—при к. з. в.

При этом не было отмечено ни одного отказа, в то время как при замедленном взрывании отказы наблюдались систематически.

Из приведенных данных следует, что трудоемкость бурения снизилась на 25 %, хотя в его технологию не было внесено никаких изменений. Дело в том, что при короткозамедленном взрывании хорошо прорабатывается поверхность забоя и значительно уменьшается трещиноватость в целике. Благодаря этому резко сокращается время на весьма трудоемкую часть бурения — забуривание, которое зависит от чистоты зачищенной поверхности забоя и его трещиноватости, а качество зачистки, в свою очередь, — от степени дробления породы в нижней зоне заходки.

Трудоемкость осмотра забоя и приведение его в безопасное состояние снизились на 40 %. Это объясняется тем, что при меньшем разлете породы меньше времени расходуется на оборку забоя, а также отсутствием отказавших зарядов.

Качество дробления породы в общей массе и особенно в нижней части заходки наиболее точно характеризу-

ется анализом трудовых затрат на погрузку взорванной породы, которая производится в две стадии: верхняя часть без разборки, нижняя — с разборкой неполностью отделенных кусков породы от целика. Производительность погрузки в первой стадии не изменилась; во второй стадии при замедленном взрывании и к.з.в. время погрузки бадьи в среднем составило соответственно 14,8 и 12,7 мин. Кроме того, при короткозамедленном взрывании уменьшается и количество породы, убираемой с разборкой. Так, при обычном способе взрывания и при к.з.в. объем породы, убираемой с разборкой от общего объема взорванной массы, составлял соответственно 36 и 14 %. Стоимость проходки 1 м ствола снизилась (на 49 руб.) главным образом в результате сокращения трудовых затрат на бурение и уборку породы, снижения расхода ВВ, а также вследствие повышения к.и.ш.

Углубку ствола шахты «Южная» на руднике им. Фрунзе (Кривбасс) площадью сечения $6,5 \text{ м}^2$ в проходке вели по аркозам с $f = 14 \div 16$.

Отработанная схема короткозамедленного взрывания (рис. 42,б) имеет двойной вруб, причем при первом взрыве заряды инициировали при помощи ЭДКЗ с замедлением 25 мс (без нулевой группы ЭД-8). Очевидно, благодаря разбросу времени срабатывания первой ступени ЭДКЗ достигнуты хорошие результаты без увеличения первого интервала замедления.

В результате внедрения к.з.в. технико-экономические показатели взрывания существенно улучшились: к.и.ш. увеличился на 16 %, удельный расход ВВ уменьшился на 27 % и т. д.

Аналогичные результаты получены на углубке стволов в других рудниках Кривбасса, причем на шахте «Победа» рудоуправления им. Дзержинского экономия только по ВМ составила 19,4 руб. на 1 м выработки.

При углубке стволов на шахтах Кривбасса параллельно с проходческими работами ведутся их армирование и возведение бетонной крепи при помощи створчатой металлической опалубки. При электроогневом взрывании навал взорванной породы получался неровным, часто повреждались створки опалубки. Применение к.з.в. по обычной схеме (см. рис. 42,б) не улучшило положения: навал породы имел одностороннюю форму — к висящему боку с разностью высоты по краям до 3,3 м. Это приводило к повреждениям створок опалубки, которые нахо-

дллись непосредственно у забоя и заваливались породой. Попытки изменения величины замедления (включая ЭДЗД), числа шпуров и ВВ не принесли успеха, так как при взрывании в породах с наклонной слоистостью условия работы зарядов были неодинаковы: породы со стороны лежачего бока отрывались легче. Поэтому после образования вруба заряды всяческого бока несколько запаздывали с разрушением и выбросом и разлет всей массы породы склонялся в сторону лежачего бока.

Улучшение формы навала породы было достигнуто путем изменения последовательности взрывания: круг шпуров делили на две половины таким образом, чтобы полукруги лежачего бока взрывались на одну ступень позже. Последним взрывался полукруг шпуров у лежачего бока, который не позволял взорванной породе скапливаться к этой стенке. В результате форма навала получалась близкой к конусной с разностью отметок 1,4—1,6 м; повреждение створок опалубки прекратилось.

Для лучшего оконтуривания выработок при проходке стволов в Кривбассе применяется комбинированное зарядание шпуров: врубовые и отбойные шпуры заряжали ВВ в патронах диаметром 45 мм, оконтуривающие — в патронах диаметром 36 мм.

Внедрение к. з. в. при проходке стволов в Кривбассе дало следующие результаты (в сравнении с замедленным): улучшение дробления и в связи с этим сокращение продолжительности уборки породы и зачистки забоя на 15—20 %, увеличение к. и. ш. на 10—15 %, снижение удельного расхода ВВ на 15—20 %, резкое сокращение числа отказов, улучшение оконтуривания выработок.

При проходке шахтных стволов с применением к. з. в. в Англии для борьбы с выбросом породы увеличивают интервалы замедлений между взрывами кругов при сохранении пирамидального вруба (рис. 43); комплект электродетонаторов короткозамедленного действия имеет 18 ступеней, а интервалы составляют три-пять ступеней. Во внешнем круге шпуров часто используются ступени электродетонаторов через один для того, чтобы обеспечить лучшее оконтуривание забоя и уменьшить выброс.

Во время проходки ствола площадью сечения 53 м² вчерне по песчаникам средней крепости при обычном способе взрывания бурили 87 шпуров в пять кругов, общий заряд аммонгелита составлял 173 кг. При переходе на короткозамедленное взрывание число шпуров умень-

шилось до 81, а масса зарядов до 157 кг на цикл. При этом отмечались увеличение подвигания забоя и улучшение дробления, что благоприятно сказывалось на производительности погрузочных механизмов.

Очистные работы. Условия взрывных работ в очистных забоях при разработке рудных и нерудных полезных

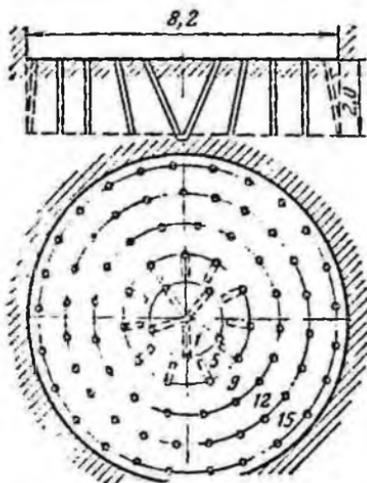


Рис. 43. Английская схема расположения шнуров и последовательность их взрывания при проходке стволов

ископаемых, а в связи с этим и методы взрывных работ весьма различны. Поэтому выбор параметров короткозамедленного взрывания с учетом конкретных условий имеет особенно важное значение. Тем не менее и здесь можно наметить общие положения, учитывающие особенности короткозамедленного взрывания и те общие требования, которые предъявляются к его результатам при ведении очистных работ.

В комплексе очистных работ помимо процесса отбойки (бурение или проходка минных выработок, взрывание) входят

также процессы погрузки, транспортирования, дробления и сортировки, которые в той или иной степени зависят от результатов взрывных работ. Поэтому о результатах взрывных работ следует судить не только по количественным расходным показателям (расход ВВ и бурения и т. п.), но и по качественным (равномерность дробления, отсутствие негабарита, характер развала). В некоторых случаях лимитирующим фактором оказывается также сейсмическое действие взрыва на целики, кровлю и т. п. Таким образом, результаты взрывных работ оценивают по производительности труда рабочих очистного забоя, а иногда и по выходу товарной продукции, например, в случаях, когда перемельченная руда не используется.

Результаты взрывных работ должны по возможности удовлетворять основным требованиям очистного за-

боя, поэтому параметры короткозамедленного взрывания должны подбираться с учетом достижения именно этой цели.

Для расчетов величины замедления в подземных условиях следует пользоваться формулами (1.42)—(1.43) и табл. 10 или рис. 24, а также номограммой (см. рис. 25).

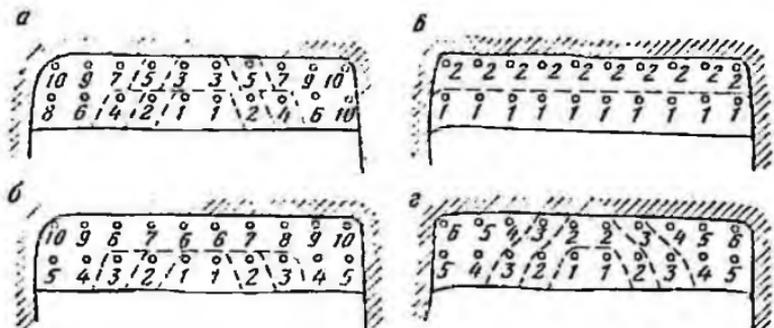


Рис. 44. Различные варианты замедлений в камере с двумя рядами зарядов

Обобщение опыта применения к.з.в. в очистных забоях на предприятиях горнодобывающей промышленности показывает, что, несмотря на ограничения возможности варьирования величиной замедления, в большинстве случаев расхождение между расчетным и практически применяемым оптимальным замедлением оказывается небольшим (коэффициент вариации 17,7%). В 85% случаев отклонения не превышают допустимые пределы. Если учесть при этом неизбежность варьирования величины оптимального замедления на практике под влиянием случайных причин (колебания свойств пород и др.), можно с полным основанием считать, что описанная выше методика выбора оптимальных параметров к.з.в. успешно применяется на рудниках и шахтах Кривбасса, Урала, Кузбасса и Донбасса.

Для получения хорошего дробления большое значение имеет последовательность взрывания зарядов.

В схемах, приведенных на рис. 44, а, б, г, предусмотрено дробное взрывание с пересечением направления разлета породы для обеспечения хорошего качества дробления взорванной горной массы.

Различие в этих схемах заключается во времени замедления в основном между первым и вторым рядом.

Опыт показывает, что наиболее интенсивное и мелкое дробление достигается при равномерном распределении замедлений в соответствии со схемой, приведенной на рис. 44, г. Однако в ряде случаев, например, при склонности пород к образованию заколов или в случае необходимости снижения сейсмического эффекта целесообразно пользоваться схемой а или б.

Схема в с точки зрения дробления наименее эффективна, так как объем породы, отбиваемой первым рядом, дробится неравномерно и недостаточно интенсивно. Однако свои преимущества есть и у этой схемы: взаимодействующие между собой одновременно взрывающиеся заряды способны преодолеть большую л. н. с., чем заряды, взрывающиеся замедленно.

В практике отмечается, что значительное число негабаритных кусков образуется в результате обрушений со стен и потолочины камер. Для устранения этого взрывание зарядов целесообразно производить с возможно большей дробностью, что уменьшает сотрясение массива и возможность обрушения. Кроме того, обрушения и заколы образуются в результате каждого взрыва. Поэтому при планировании взрывных работ в очистном забое следует стремиться к увеличению числа зарядов, взрываемых за один прием, что и обеспечивает сокращение числа взрывов. Особенно это относится к очистным забоям, разрабатывающим трещиноватые полезные ископаемые. В таких условиях короткозамедленное взрывание при правильном его применении резко улучшает равномерность дробления благодаря устранению подсежки зарядов, заколов в массив и вывалов крупных глыб.

Корректировка параметров буровзрывных работ для подземных условий пока еще не поддается обобщению в виде эмпирических формул, так как в различных условиях она производится в различной степени. Однако, как указывалось выше, часто удается расширить сетку расположения скважин в пределах 10—12 % и в некоторых случаях до 35 %. Влияние правильно подобранной схемы расположения шпуров при короткозамедленном взрывании на дробление породы очень хорошо иллюстрируется следующими примерами.

На руднике «Гюттенроде» (ГДР) схема расположения скважин была подогнана к особенностям короткозамедленного взрывания: скважины бурили параллельно в несколько горизонтальных рядов и на одинаковых рас-

стояниях. В результате этого достигнуто равномерное дробление руды.

На калийном руднике «Дейчланд» (ГДР) для обрушения кровли в камере шпуры бурились от обеих боковых стенок забоя. Посредине забоя оставались большие участки породы, не тронутые действием взрыва зарядов ВВ. Поэтому при короткозамедленном взрывании улучшилось дробление лишь части отбитой соли. Уменьшение расходов по вторичному дроблению на 7,5% при подсчете не дало ожидаемого снижения стоимости выемочных работ. Сравнение этих двух примеров показывает, что при внедрении короткозамедленного взрывания следует обращать внимание на расположение зарядов, приспособлявая его к особенностям данного способа.

Опыт применения короткозамедленного взрывания показывает, что общая масса взорванной породы часто отбрасывается от забоя дальше, чем при обычном замедленном взрывании. Однако и дальность разброса, и форма развала при к. з. в. поддается регулированию подбором схем расположения зарядов, интервалов замедления, конфигурацией забоя и, наконец, величиной отдельных зарядов.

В камерах путем подбора схемы расположения и последовательности взрывания зарядов взорванную породу можно отбросить в нужном направлении, что также способствует повышению производительности погрузочной машины. Регулирование отбрасывания взорванной породы можно увязать и с организацией работ в забое. Так, например, пологий и длинный развал взорванной горной массы желателен в тех случаях, когда от нее нужно освободить забой для совмещения операций.

Важным достоинством короткозамедленного взрывания является улучшение оконтуривания стенок и кровли камер. Благодаря этому повышается устойчивость целиков и потолочины. Кроме того, мощный толчок газов взрыва срывает с потолка камеры нависающие куски породы, что повышает безопасность работ.

Рассмотрим несколько примеров применения короткозамедленного взрывания при различных системах отбойки.

Горизонтальная залежь медной руды мощностью до 27 м с $f=10+12$ на шахте № 51 Джекказганского рудника обрабатывается камерно-столбовой системой. Отбойка руды в камерах с нижней или верхней (или одновре-

... гребенями ведется шпуровыми или
Штуры и скважины диаметром
... аммонитом № 1 в патронах
... массой 750 г. Шпуровые заряды ини-
... перотехнических замедлителей
... ДШ выполняли огневым спосо-
... В связи с тем, что в наличии имелись
... замедление 30 мс создава-
... последовательного соединения двух ступеней.
Стойки выполнялись горизонтальными рядами с интер-
валом замедления 10 мс.

Вначале пиротехнические реле располагали на по-
верхности забоя по одному на каждый ряд. При этом
систематически отмечались отказы, так как при расстоя-
нии между рядами 1,2—1,6 м и провисании линий ДШ
последующие линии обрывались воздушной волной и
взрывными газами от взрыва предыдущих рядов заря-
дов. Отказы полностью прекратились после того, как
пиротехнические реле стали помещать в каждый шпуре.

При расположении скважинных зарядов в камере с
верхней подсечкой пиротехнические реле располагались
на поверхности и всю взрывную сеть дублировали
(рис. 45, б). Благодаря этому, а также большему рас-
стоянию между зарядами (2,3 м) отказов не наблюда-
лось.

Шпуровые и скважинные заряды взрывали в различ-
ной последовательности, но с одинаковым интервалом
замедления — 10 мс, принятым по условиям безотказно-
сти. Расчетные интервалы замедлений для этих условий
составляют соответственно 14 и 18—23 мс.

При взрывании скважинных зарядов была применена
более эффективная последовательность взрывания, а ин-
тервал замедления меньше отличался от оптимальной
величины для этих условий, чем при взрывании шпуро-
вых зарядов. Вследствие этого при скважинных зарядах
результаты взрывания оказались значительно лучше, чем
при шпуровых зарядах.

Разработка трещиноватых железистых кварцитов с
 $f=14 \div 16$ на руднике им. Губкина (КМА) ведется ка-
мерной системой с нижней подсечкой и отбойкой руды
вертикальными скважинами. Размер камер 55×20 м,
высота этажа 54 м, глубина скважин 45—48 м. Сква-
жины диаметром 125 мм бурят сверху вниз из заходок,
пройденных от поэтажного штрека, и располагают в два

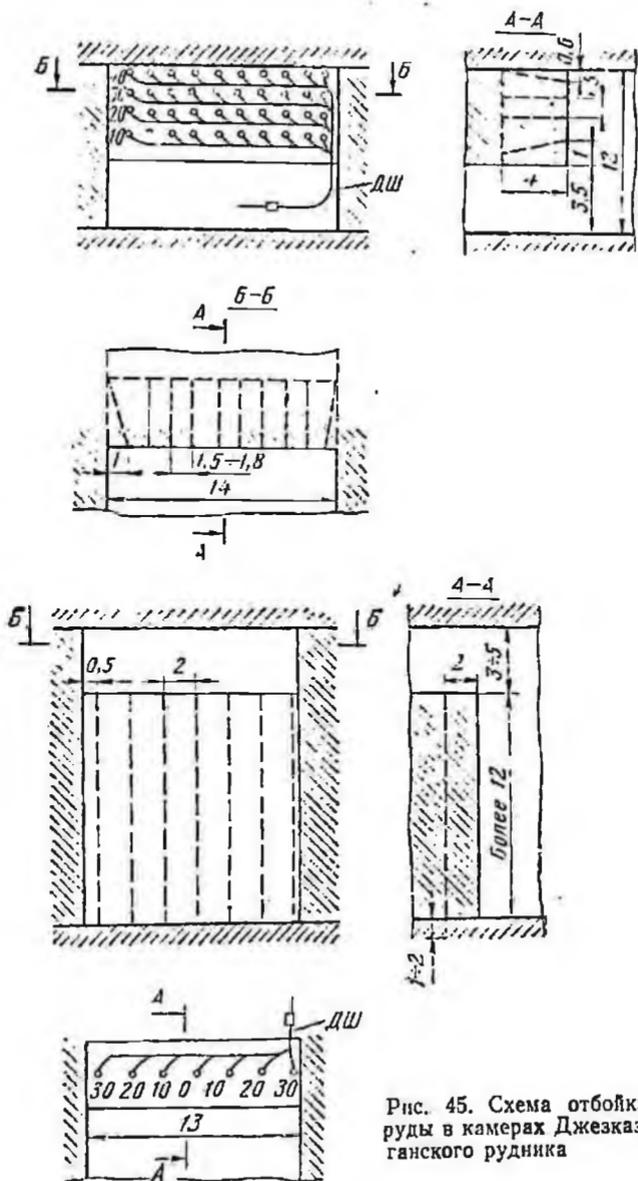


Рис. 45. Схема отбойки руды в камерах Дзезказганского рудника

менно с двумя) подсечками ведется шпуровыми или скважинными зарядами. Шпуры и скважины диаметром 59 мм заряжались скальным аммонитом № 1 в патронах диаметром 45 мм и массой 750 г. Шпуровые заряды инициированы при помощи пиротехнических замедлителей КЗДШ, инициирование ДШ выполняли огневым способом (рис. 45, а). В связи с тем, что в наличии имелись только две первые ступени, замедление 30 мс создавалось путем последовательного соединения двух ступеней. Отбойка выполнялась горизонтальными рядами с интервалом замедления 10 мс.

Вначале пиротехнические реле располагали на поверхности забоя по одному на каждый ряд. При этом систематически отмечались отказы, так как при расстоянии между рядами 1,2—1,6 м и провисании линий ДШ последующие линии обрывались воздушной волной и взрывными газами от взрыва предыдущих рядов зарядов. Отказы полностью прекратились после того, как пиротехнические реле стали помещать в каждом шпуре.

При расположении скважинных зарядов в камере с верхней подсечкой пиротехнические реле располагались на поверхности и всю взрывную сеть дублировали (рис. 45, б). Благодаря этому, а также большему расстоянию между зарядами (2,3 м) отказов не наблюдалось.

Шпуровые и скважинные заряды взрывали в различной последовательности, но с одинаковым интервалом замедления — 10 мс, принятым по условиям безотказности. Расчетные интервалы замедлений для этих условий составляют соответственно 14 и 18—23 мс.

При взрывании скважинных зарядов была применена более эффективная последовательность взрывания, а интервал замедления меньше отличался от оптимальной величины для этих условий, чем при взрывании шпуровых зарядов. Вследствие этого при скважинных зарядах результаты взрывания оказались значительно лучше, чем при шпуровых зарядах.

Разработка трещиноватых железистых кварцитов с $f=14 \div 16$ на руднике им. Губкина (КМА) ведется камерной системой с нижней подсечкой и отбойкой руды вертикальными скважинами. Размер камер 55×20 м, высота этажа 54 м, глубина скважин 45—48 м. Скважины диаметром 125 мм бурят сверху вниз из заходов, пройденных от подэтажного штрека, и располагают в два

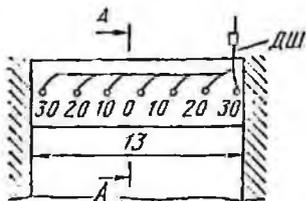
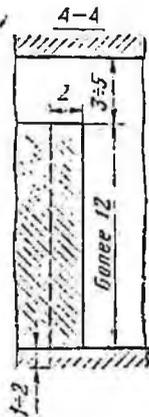
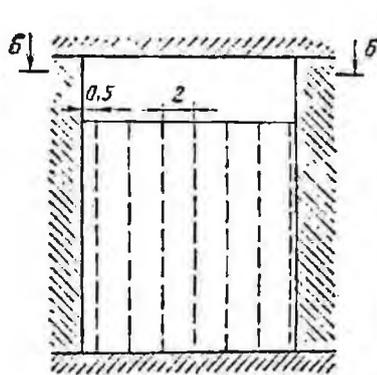
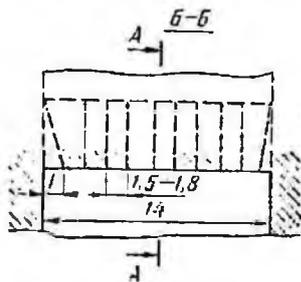
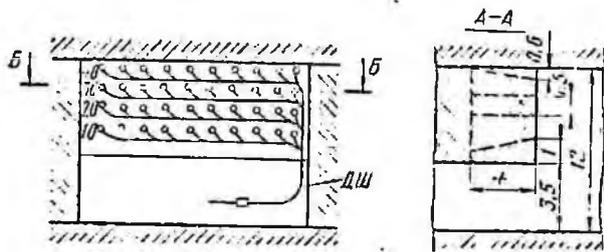


Рис. 45. Схема отбойки руды в камерах Джезказганского рудника

ряда. Целики между заходками обрушаются двумя рядами горизонтальных шпуровых зарядов, взрываемых после скважинных. Величина л. н. с. 3,1—3,4 м, расстояние между скважинами 3,3—3,6 м, величина заряда в каждой скважине 0,5 т. Руда из камер выпускается через дучки на горизонт грохочения.

При замедленном взрывании качество дробления руды было неудовлетворительным: выход негабарита в пределах 29—33 %.

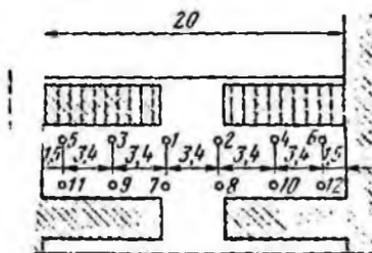


Рис. 46. План камеры по горизонту заходок, подготовленной к взрыву

При расположении скважин в закрытой заходке заряды инициированы при помощи ЭД фирмы «Шаффлер». Принятая схема взрывания (рис. 46) является типичным примером учета двух основных требований к результатам короткозамедленного взрывания:

улучшение дробления и снижение сейсмического действия на целики.

Последнее требование вынудило взрывать скважины поочередно, в то время как лучшей схемой, обеспечивающей наилучшее дробление, является взрывание таким способом, чтобы создать возможно большее соударение взорванных масс руды (см. рис. 44, з). Для снижения сейсмического эффекта взрывание зарядов целесообразно выполнять не к целику, а от целика. При этом средние заряды можно инициировать в последовательности, обеспечивающей лучшее дробление, например, как показано на рис. 44, а, б, г.

Интервал замедления взрыва соседних зарядов оказался значительно больше оптимального. Тем не менее взрывание по такой схеме оказалось эффективным: расход ВВ сократился на 20 %, главным образом за счет вторичного дробления, так как выход негабарита снизился с 30 до 13 %. Улучшение дробления сказалось и на выпуске руды — производительность камер увеличилась на 15 %.

Из камер выпускается сначала мелкая руда, а затем более крупная. Это свидетельствует о том, что крупнокусковая руда образуется в результате вывалов и обру-

шений, вызываемых сотрясениями массива от взрыва. Поэтому увеличение числа взрываемых скважин при той же схеме может уменьшить удельный вес самообрушающейся руды в общей отбитой массе, т. е. еще более улучшить показатели.

В данном случае очевидна противоречивость условий получения наилучшего дробления и снижения сейсмического эффекта $R_{с.д.}$: в первом случае необходимо уменьшение интервала замедления, во втором — увеличение. Оптимальным замедлением является такое, которое в конкретных условиях позволит получить приемлемый компромисс этих требований. В данном случае внедрение короткозамедленного взрывания с замедлением 40 мс дало хорошие результаты и по дроблению, и по снижению сейсмического действия взрыва.

При разработке рудного тела, представленного скарнами, роговиками и кварцитами ($f=18\div 19$), на одном руднике по системе принудительного этажного обрушения отбойка руды производилась горизонтальными слоями. Бурение веера скважин производили из закрытых буровых камер, расположенных в контурах междуканнерных целиков. Взрывание производилось аммонитом в патронах диаметром 90 мм.

При л. н. с., равном 3,5 м, выход негабаритных кусков размером более 500 мм составлял 25—30 %. Обычно веер скважин взрывали мгновенно. При внедрении к. з. в. расположение скважин оставалось неизменным, толщина слоя была увеличена до 5 м, схема взрывания принята «через скважину» с замедлением 25 мс (рис. 47). В результате выход руды с 1 м скважины возрос на 50 %, однако качество дробления практически не изменилось (табл. 11). Это объясняется двумя причинами. Кварциты имеют акустическую жесткость около 18×10^6 кг/(м²·с); при л. н. с., равной 5 м. По формуле (1.42) и табл. 10 оптимальное замедление должно быть 51 мс. Следовательно, фактическое замедление было недостаточным. Кроме того, схема «через скважину» является не лучшей схемой.

В дальнейшем была разработана более эффективная схема взрывания. В каждом слое, толщина которого в последующем была доведена до 6 м, веер скважин располагали на двух уровнях, отстоящих один от другого на высоту 1,3 м, т. е. то же число скважин было размещено в слое мощностью 6 м более рассредоточенно.

Рис. 47. Рациональная схема к. з. в. в камере

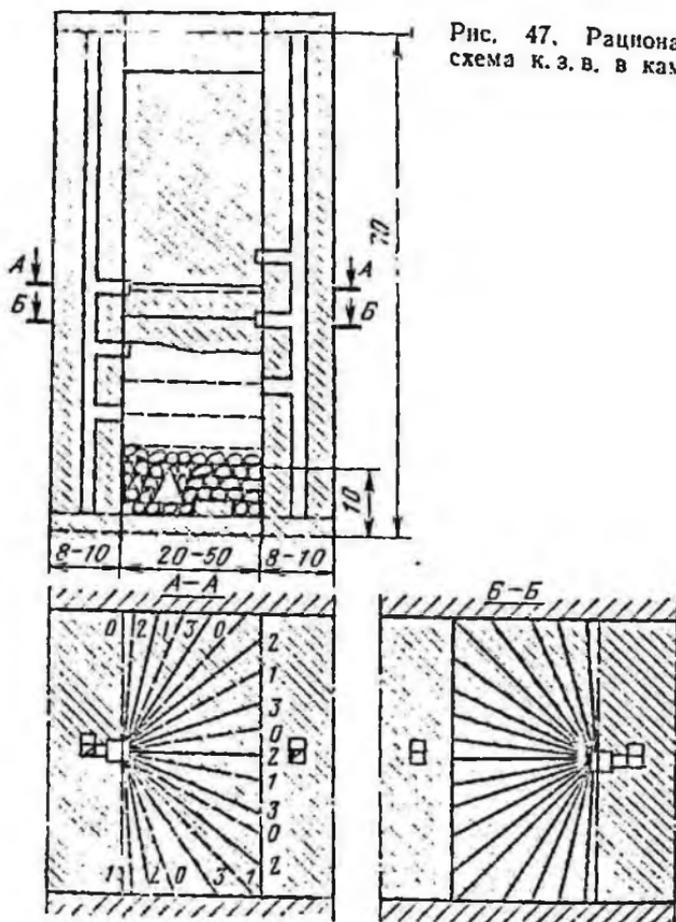


Таблица II

Варьинг	Мощность слоя, м	Объем отбитой горной массы, м ³	Выход руды с 1 м скважины, м ³	Выход негабарита, %	Относительная стоимость отбойки, %
Мгновенное, однорядное	3,5	1287	5,1	25—30	100
К. з. в. однорядное	5	2807	7,35	25	70
К. з. в. двухрядное	5	3200	9,0	12—13	70
То же	6	4100	9,9	12—15	58

Последовательность взрывания на схеме «через скважину» в каждом ряду: 1-й ряд — с замедлением 0 и 25 мс, 2-й ряд — с замедлениями 50 и 75 мс. В результате применения дробного взрывания выход негабарита снизился до 12 %, а относительная стоимость отбойки 1 м³ уменьшилась почти в два раза.

При условии, что для 1-го и 2-го рядов л. н. с. равна соответственно 4,7 и 1,3 м, оптимальные замедления должны быть 0—47—64—77 мс, т. е. первые замедления меньше оптимальных. Кроме того, следовало более равномерно рассредоточить заряды в слое и увеличить расстояние между рядами до 3 м. И, наконец, расположение рядов в слое также нельзя признать наилучшим, несмотря на, в общем-то, неплохие результаты применения к. з. в. в данном случае.

Следует отметить характерную тенденцию в расположении зарядов при к. з. в. Обычно, при мгновенном взрывании применяют коэффициент сближения скважин, близкий к 1, увеличение его, как правило, приводит к неудовлетворительному дроблению и плохой проработке забоя. Обобщение теории и практического опыта показало, что при к. з. в. наибольшее количество негабарита происходит из первого ряда зарядов, где взаимодействие взрывов наименьшее. Поэтому на передовых рудниках, применяя к. з. в., схему расположения зарядов меняют таким образом, чтобы по возможности уменьшить этот отрицательный фактор. Это достигается уменьшением величины л. н. с. и расстояния между зарядами в ряду, расположение зарядов — шахматное. При этом коэффициент сближения зарядов увеличивается до 4, однако удельный заряд остается примерно одинаковым. При таком расположении зарядов дробление руды улучшается. Аналогичное соображение используется при многорядном взрывании, когда л. н. с. первого ряда уменьшают за счет второго ряда.

Весьма эффективные схемы взрывания применяются на шахтах Кривбасса. Схемы, разработанные Н. И. Дядечкиным и Г. М. Малаховым, получили название «Кривбасс». Так, например, на шахте «Саксагань» отработка блоков ведется системой этажного принудительного обрушения. Для подсечки панели применяются скважины диаметром 105 мм. В основном массиве скважины располагаются веером как в горизонтальном, так и в вертикальном направлении. Расстояние между концами

соответствие с которой в каждом слое заряды взрывались с замедлением «через скважину». Интервалы замедления между взрывами зарядов в каждом слое составляли 15 и 20 мс, а между слоями — 30 или 35 мс.

Еще более сложная последовательность применена в блоке 163—165, гор. — 190 м для взрывания семи горизонтально-наклонных слоев. Интервалы замедления между взрывами зарядов в горизонтальном направлении составляли 20—30 мс, а в вертикальном — 10—20 мс.

Расчетные замедления для первой схемы, считая акустическую жесткость $(10,5 \div 12) \cdot 10^6$ кг/с \cdot м 2 , л. н. с. 2 м и коэффициент схемы 0,7 (см. табл. 10), приняты 23 мс, а для второй (считая коэффициент схемы 0,5) — 16,5 мс, т. е. фактические интервалы замедлений были близки к оптимальным значениям для этих условий. Применение оптимальных замедлений и схем взрывания (с наибольшим использованием кинетической энергии отбрасываемых масс, глубоким проникновением взрывов в массив и наиболее дробным взрыванием) позволило получить на шахтах Кривбасса хорошие результаты. По данным Криворожского горнорудного института (КГРИ), на шахтах Кривбасса достигнуты снижение расхода ВВ на вторичное дробление на 37—60 %, повышение производительности труда скрепериста на 22—77 %, резкое снижение действия воздушных и сейсмических волн; сократились расходы на ремонт выработок, электросети, водной и воздушной магистралей и т. п.

Очевидно, аналогичные схемы взрывания можно применить и при отбойке руды вертикальными слоями. На рис. 49 приведены типичные схемы из практики английских рудников, причем вторая схема является предпочтительнее, так как она дает меньшее сотрясение целиков и потолочины и лучшее дробление. Отмечается, что лучшие результаты при взрывании электродетонаторами короткозамедленного действия достигаются при интервале замедления 25 мс.

Число слоев, взрывааемых за один прием, определяется числом ступеней замедления электродетонаторов, числом скважин в слое и выбранной схемой взрывания. Чем больше слоев взрывается в один прием, тем больше экономится времени на выполнении массовых взрывов, так как создается больший запас взорванной руды в камере.

Аналогичные схемы взрывания применяются на многих отечественных рудниках крутого падения (Горобла-

годатский, им. Р. Люксембург и др.), разрабатывающих рудные тела.

На рудниках Кривбасса, Тырнаузском применяют отбойку руды пучками скважин, что позволяет расширить сетку и уменьшить разубоживание руды вследствие вывалов породы. Схема расположения зарядов и параметры к.з.в. в этом случае не меняются (рис. 50). По

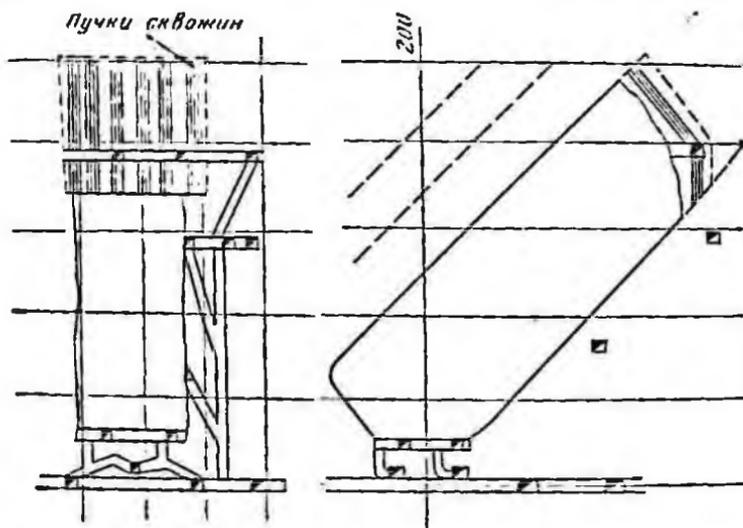


Рис. 50. Схема отбойки руды пучками скважин на шахте «Коммунар»

схеме расположения пучков скважин диаметром 105 мм при разработке магнетитовых кварцитов с $f=16$ на шахте «Коммунар» п. о. «Кривбассруда» руду отбивают вертикальными рядами скважинных зарядов. Замедление 70 мс обеспечивалось взрывным прибором «Импульс». При л. н. с., равной 6 м, расчетное замедление составляет 84 мс, что близко к оптимальному для условий отбойки вязких железных руд.

Приведенные примеры практического применения короткозамедленного взрывания свидетельствуют о том, что правильное использование его особенностей имеет большие резервы повышения производительности труда и снижения себестоимости добычи полезных ископаемых.

Отбойка угля взрывом применяется, как исключение,

в тех местах, где комплексная механизация еще неэффективна (камерные и щитовые системы, пласты с частыми геологическими нарушениями, в нишах и т. п.). Тем не менее отбиваемый объем исчисляется миллионами тонн, поэтому совершенствование этого процесса не потеряло актуальности.

Основными особенностями отбойки взрывом в угольных и сланцевых шахтах являются взрывоопасная атмосфера, большое число шпуров и опасность обрушения кровли. Влияние этих особенностей на технологию взрывных работ противоречиво. С одной стороны, во взрывоопасной атмосфере наиболее безопасным является взрывание в один прием всех зарядов. С другой стороны, большое число зарядов, взрываемых одновременно, может вызвать обрушение кровли пласта, сложенной из неустойчивых пород. При многоприемном взрывании затрачивается много времени на взрывные работы. В тех случаях, когда взрывание выполняется в перерыве между сменами или во время «ремонтной» смены, задалбливаются только взрывники. При непрерывном взрывании в течение добычной смены многоприемный метод неудобен тем, что вынуждает простаивать других рабочих, занятых в очистном забое.

Применение к.з.в. позволяет сгладить это противоречие. Благодаря снижению сейсмического действия взрыва ослабляется удар в кровлю, увеличивается ее устойчивость. В то же время взрывание зарядов с короткими замедлениями дает эффект последовательного взрывания. Число одновременно взрываемых зарядов определяется конкретно для каждого забоя, исходя из числа ступеней замедления, допущенных в газовых условиях с общим временем 135 мс. В шахтах, не опасных по газу или пыли, это время не ограничивается.

Анализ накопленного опыта и промышленных испытаний к.з.в. в этих условиях позволяет сделать некоторые обобщения.

Величина оптимальных интервалов замедления для получения хорошего, крупнокускового дробления находится в пределах 25—50 мс в зависимости от величины л.н.с. В этих же пределах лежит оптимальное замедление с точки зрения выхода взорванной горной массы и сейсмического действия на кровлю.

Последовательность взрывания зависит в первую очередь от устойчивости кровли, т. е. от того, какое число

шпуров можно взорвать в данном забое за один прием без опасности обрушения кровли или вывалов из нее породы. Кроме того, число шпуров, взрывааемых за один прием, зависит от паспорта возведения крепи и ряда организационно-технических факторов. В тех случаях, когда допустимо взрывание не более пяти шпуров, применяется прямая последовательность взрывания: 0 1 2 3 4 — пять шпуров или меньше в зависимости от нормы (по устойчивости кровли и допущенному общему времени замедления). Если условия забоя допускают взрывание большого числа шпуров, замедления целесообразно располагать по так называемой волновой схеме (рис. 51, а): 4 3 2 1 0 1 2 3 4 3 2 1 0 1 2 и т. д. В этом случае, если пласт не подрублен, шпуры, взрывааемые мгновенно, являются врубовыми. В промежуточных случаях, когда допускается взрывание небольшого числа шпуров, оно выполняется по последовательной схеме (рис. 51, б) или по волновой.

Параметры взрывных работ, а также последовательность взрывания подбираются расчетом и опытом для конкретных условий с учетом горнотехнических факторов.

На шахте № 204 п. о. «Челябинскуголь» верхний слой пласта I (гор. 170 м) разрабатывался лавой № 87 длиной 90 м. Шахта относится ко II категории по газу. Угол падения пласта 5—6°, общая мощность 1,79—1,9 м, полезная мощность 1,2—1,3 м. Уголь средней крепости разбит рядом прослоек глинистого сланца мощностью от 0,04 до 0,4 м. В кровле пласта залегали аргиллиты, в почве — алевролиты с $f=3÷4$.

Уголь отбивали с применением взрывных работ после предварительной подрубки на глубину 1,6 м (рис. 51, в). Величина зарядов аммонита ПЖВ-20 по участку лавы с врубом составляла 0,4 кг на шпур, а по участку без вруба 0,6 кг. После заряжания определенного числа шпуров производилось взрывание, как правило, по два шпура. Взорванный уголь грузили на скребковый конвейер.

При короткозамедленном взрывании с помощью ЭДКЗ параметры буровзрывных работ оставались в основном неизменными. При взрывании по варианту 17 шпуров за один прием получены удовлетворительные результаты: дробление угля равномерное; кровля, крепь и конвейерный став не повреждались; затраты на буровзрывные работы снизились на 17%. Время взрывания

140 шпуров по всей лаве при к.з.в. сократилось до 50 мин вместо 2 ч при обычном взрывании.

На шахте № 41 п. о. «Челябинскуголь» лавой № 19

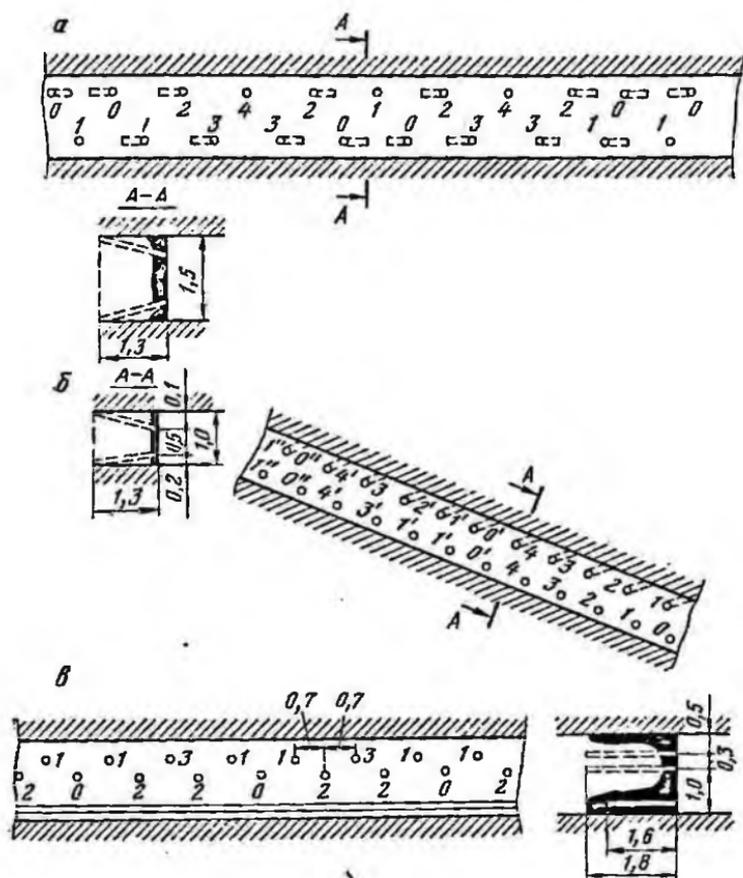


Рис. 51. Схема к. з. в. шпуров в лаве:

а — волновая за один прием; б — многоприемная (второй и третий приемы — с одним и двумя штрихами); в — в один прием с предварительной подрубкой

разрабатывалась нижняя пачка пласта I на северо-восточном крыле горизонта 110 м. Угол падения пласта 8—10°, общая мощность 2,4—2,69 м; уголь средней крепости. Пласт разбит рядом прослоек глинистого сланца мощностью 0,01—0,15 м. Кроме того, пласт имеет зна-

чительное число породных включений в виде отдельных валунов различной формы и размеров, достигающих 1,5 м в поперечнике. Вмещающие породы лежачего бока аргиллиты ($f=3\div 4$), висячего бока — крупнозернистые песчаники ($f=6$). Кровля при взрыве способна отслаиваться, поэтому число шпуров, взрывааемых одновремен-

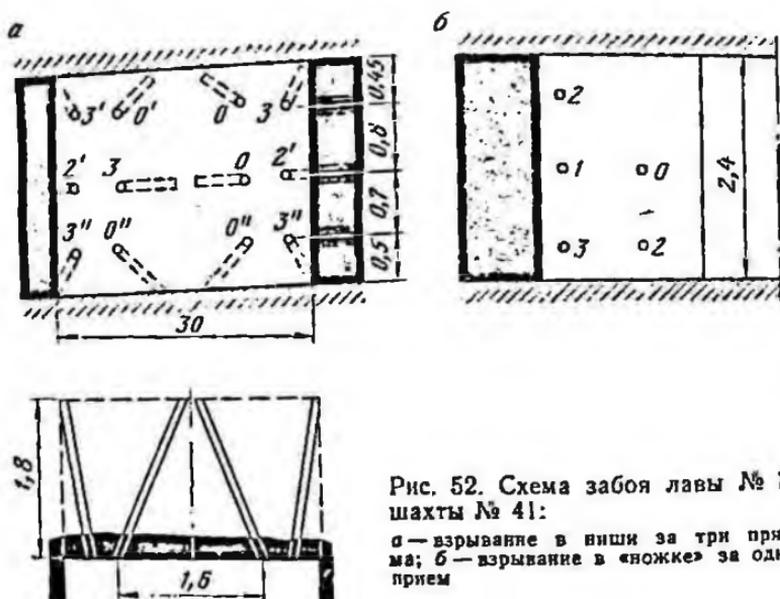


Рис. 52. Схема забоя лавы № 19 шахты № 41:

а — взрывание в нишах за три приема; б — взрывание в «ножке» за один прием

но, ограничивалось. Лава разрезана конвейерным штреком на верхнюю и нижнюю длиной 86 м каждая (рис. 52).

Наличие двух параллельных лав позволило организовать работу по скользящему графику следующим образом: за два часа до выхода бригады навалотбойщиков бурили и заряжали шпуров в нишах. С приходом бригады второй взрывник продолжал зарядку шпуров в нишах, а первый приступал к взрыванию уже заряженных шпуров. Взрывание ниш начиналось от нижнего (конвейерного) штрека.

После выемки угля в нишах в выработанном пространстве возводили крепь. По окончании буровых работ по нишам производилось бурение целиков между нишами («ножек»).

Согласно установившейся практике буровзрывных

работ шпуров в нише заряжались все сразу, а взрывались раздельно за семь приемов. Одновременное заряжание в нише всех шпуров объяснялось тем, что при взрывании происходило осыпание стенок шпура и в случае оставления его незаряженным (после взрыва первых шпуров) могли создаться условия для застревания патронов.

Наблюдением установлено, что бурение не лимитирует работу в лаве. Сдерживающим фактором в общем комплексе работ являлось взрывание шпуров, которое продолжалось 2,5—3 ч по нишам и примерно столько же в «ножках». Поэтому при выборе схемы взрывания ЭДКЗ основное внимание уделялось сокращению времени ведения взрывных работ.

Комплект шпуров в нишах похож на комплект в нарезной выработке по углю. При взрывании комплекта в один прием происходило значительное отслоение кровли и разубоживание угля, выбивалось по две-три стойки, а уголь отбрасывался в основном за конвейер, что резко снижало производительность труда рабочих при навалке.

При взрывании комплекта шпуров в два приема были получены несколько лучшие результаты, но также неудовлетворительные.

Наиболее удачным вариантом оказалось взрывание за три приема. При этом уголь ложился в основном на конвейер и навалка угля взрывом достигала 70 %, крепь нарушалась только в тех случаях, когда в пласте попадались валуны; кровля не отслаивалась. Время на взрывание одной ниши сократилось с 18—21 мин при обычном взрывании за семь приемов до 8—19 мин.

Схема взрывания за два приема может быть использована как резервная на участках с более устойчивой кровлей, а также при отсутствии породы за пределами конвейерного става. Кроме того, по двухприемной схеме целесообразно взрывать ниши, когда нет необходимости или возможности выполнять взрывонавалку угля на конвейер (например, в целике лавы, находящемся за пределами конвейерного става и в других аналогичных условиях).

Взрывание «ножек» производилось в один прием с различными вариантами расположения замедлений.

Дробление угля при к. з. в. было более равномерным: меньше крупных кусков, но и меньше штыба.

Данные хронометража показали, что трудовые затраты на возведение крепи в нишах и «ножках» при к.з.в. снижаются примерно на 10% (16,4 до 14,75 чел.мин), а в целом по лаве — на 17%.

При к.з.в. число шпуров сократилось по всей лаве на 52 вследствие того, что при этом способе взрывания не остается или значительно сокращается остаток целика от разделки «ножек».

Сокращение времени на ведение взрывных работ способствовало снижению трудовых затрат по уборке горной массы и возведению крепи, а это, в свою очередь, на 16% повысило сменную производительность лавы (с 10,5 до 12,2 т/смену при к.в.з.). Это в конечном итоге, несмотря на увеличение расходов на ВМ, дает экономии 0,07 руб/т, не считая накладных расходов.

На шахте № 1 п. о. «Карагандауголь» пласт K_{13} обрабатывался лавой № 2-западной длиной 160 м. Пласт мощностью 1,6 м, угол падения 27°. Всего по лаве бурилось 684 шпура диаметром 43 мм. Шахта относится к сверхкатегорным по газу, поэтому в качестве ВВ применялся угленит Эб; который инициировали электродетонаторами ЭДКЗ-ПМ-15. Заряд во врубовых шпурах, взрывааемых при помощи ЭД-8ПМ, составлял 0,9 кг, остальные — 0,6—0,8 кг. В качестве забойки использовалась глина и гидрозабойка. Глубина шпуров 1,5 м, к. н. ш. — 0,85.

Взрывание производилось последовательно участками сверху вниз (рис. 53); сначала уголь отбивали в окнах длиной по 4,9 м, а затем в уступах 2,8 м; после каждого взрывания в окнах возводили крепь. Простая последовательность взрывания вертикальными рядами с интервалом замедления 30 мс обеспечила устойчивость кровли и хорошее дробление угля.

Пример расчета параметров буровзрывных работ в забое восточного вентиляционного уклона № 3/4 шахты «Топарская» п. о. «Карагандауголь». Выработка площадью сечения вчерне 17,3 м², проведена по породам с $f=4+6$. В забое бурилось 86 шпуров под патроны диаметром 36 мм. Шахта — сверхкатегорная по газу и опасная по пыли, поэтому в качестве ВВ применен аммонит Т-19 и ВП-4. Общая масса заряда соответственно 76,2 кг и 63,5 кг, электродетонаторы — ЭДКЗ-ПМ-15. Все шпуры пробурены перпендикулярно забою, глубина их 2,5 м, лишь первых четырех — 1,5 м.

Масса заряда на шпур 0,9 кг аммонита Т-19 и 0,75 кг аммонита ВП-4, инициирование прямое, забойка — глина и водяные ампулы, коэффициент заряжания соответственно 0,68 и 0,61.

Подвигание забоя за взрыв составляло 1,5 м, к. н. ш. равен 0,68.

В соответствии с рекомендациями [2] удельный расход ВВ (кг/м³)

$$q = e \left(2,92 + 0,135f + \frac{5,4}{S} - 0,004d_n - \right. \\ \left. - 2,22\alpha - 0,48l + 0,096l^2 \right),$$

где e — поправочный коэффициент показателей полной работы взрыва; для аммонитов ВП-4 и ПЖВ-20 он составляет соответственно

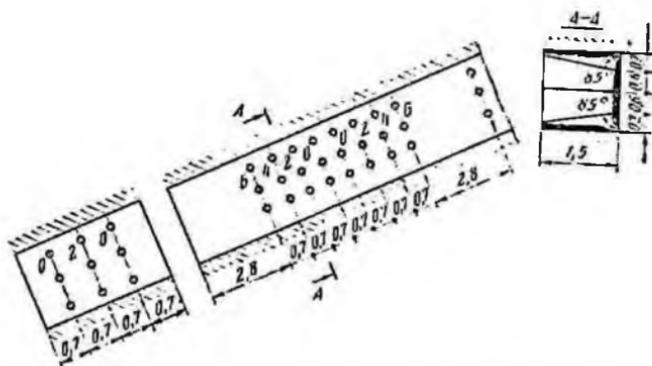
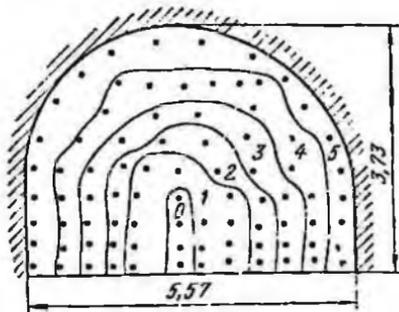


Рис. 53. Схема забоя в ла-
ве на уступах на шахте
№ 1:

a — на уступах; b — в «окнах»

Рис. 54. Схема забоя ук-
лона на шахте «Топарская»
(первый прием — 0, 1, 2 ...;
второй прием — 0', 1', 2' ...;
третий прием — 0'', 1'',
2'' ...)



1,41 и 1,56; S — площадь сечения выработки вчерне, м²; d_n — диаметр патрона, равный 36 мм; α — к. и. ш., равный 0,68; l — глубина на шпуров, равная 2,2 м.

Подставив эти величины в формулу, получим $q=2,5$ кг/м³, фактический удельный расход составил 5,4 кг/м³, т. е. завышен более чем в 2 раза.

$$N = 1,05 \sqrt{f} S^{0,84} \frac{15,5}{0,84} \cdot 0,88,$$

где 0,88 — поправочный коэффициент на диаметр патронов ВВ. Подставив известные величины, получим 51 шпур; фактически — 86, т. е. в 1,7 раза больше, чем требовалось.

В принятой схеме расположения шпуров в забое и последовательности их взрывания (рис. 54) видны три ошибки в выборе параметров к.з.в.: отсутствие вруба, недостаточное замедление между первым и вторым взрывом, недостаточное число ступеней замедления на такое большое число зарядов. Эти ошибки неизбежно приводят к снижению к.и.ш., большому выбросу породы и повреждению крепи.

БЕЗОПАСНОСТЬ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ В ШАХТАХ

§ 2.1. Общие условия безопасности короткозамедленного взрывания

К.з.в. предполагает использование традиционных технических средств и технологии, применение их предусмотрено «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». Однако этот способ имеет и свои особенности, которые необходимо учитывать при выборе СИ и ВВ. Одни особенности носят общий характер, другие характерны для шахт, опасных по газу или по пыли (угольных, сланцевых, соляных, нефтяных и т. п. шахт).

Оптимальные интервалы замедлений предполагают достаточно большие смещения разрушенного участка породы и образование щели между ним и массивом (см. гл. 1). В глубь массива трещины распространяются на величину, примерно равную половине л. н. с.; параллельно плоскости забоя — на значительно большее расстояние от заряда. Переплетаясь с естественными трещинами, они образуют отдельности — куски породы, движущиеся под действием волны деформации и давления продуктов взрыва в зарядной полости. Если соседний шпур или скважина попадают в зону таких деформаций, происходят разрушение такого шпура и находящегося в нем ВМ, забойки, отрыв проводов или ДШ, разгерметизация заряда. Все это приводит к частичным или полным отказам соседних зарядов со всеми вытекающими последствиями.

Другая опасность связана с разлетающимися продуктами детонации, которые, выталкивая забойку, распространяются с большой скоростью по выработкам. Действие их представляет опасность для коммутации электровзрывной сети или сети ДШ, преждевременный обрыв которых также ведет к отказам.

Эти опасности возникают при любом способе взры-

вания, однако возникновение отказов зависит от того, успеют ли взорваться соседние заряды до их подсечки или обрыва взрывной сети. Таким образом, вероятность возникновения отказов зависит от соотношения времени подвижки породы и продуктов детонации и времени замедления соседних зарядов.

Время начала подвижки поверхности забоя замерялось стеклянно-станиоловыми датчиками. В забоях с одной свободной поверхностью это время составляло 4,3—10 мс при взрывании зарядов в песчанке, 6—87 мс в глинистых сланцах, 9—23 в угле. В забоях с двумя свободными поверхностями подвижка начинается раньше и время начала сдвигения составляет 0,4—12 мс в песчанке и 3—27 мс в сланцах.

Разлет продуктов детонации начинается после вылета забойки из шпура (скважины). Для изучения движения забойки в шпуре на забое вокруг шпура укладывался провод в несколько витков, в шпуре вместе с забойкой помещался пыж из железных опилок, при движении которого вместе с забойкой изменялось магнитное поле в витках проводов на поверхности забоя. Измерения этого магнитного поля тарировались и переводились в функцию движения забойки во времени. Одновременно замерялась длительность положительной фазы волны напряжения в зарядной полости.

При испытании различных материалов и видов забойки в различных породах оказалось, что свойства породы мало влияют на интересующие нас показатели, в то же время движение забойки зависит от материала: для воды в полиэтиленовой ампуле, щебня, песка и глины длительность положительной фазы волны напряжения составляет соответственно 4,5; 4,3; 3,6 и 3,3 мс; время вылета забойки из шпура 12, 12,5, 11 и 7,5 мс.

Как следует из приведенных данных, забойка в виде воды в ампулах и из щебня дольше задерживает взрывные газы в шпуре, чем традиционная забойка из глины. Для пород с большой акустической жесткостью качество забойки имеет меньшее значение, чем для пород с малой акустической жесткостью, где определяющим фактором в разрушении является давление газов взрыва.

О том, что срезывания устьев шпуров и соединительных проводов (или ДШ), ведущие к отказам, зависят от величины интервала замедления между взрывами групп зарядов, свидетельствуют данные комплексных

экспериментов, приведенные в табл. 12. Как видно из этих данных, вероятность отказов с увеличением интервала замедления возрастает. Чем больше время замедления превышает время начала деформации породы в массиве около шпура и время вылета забойки, тем больше

Таблица 12

Показатели	Замедление между взрывами групп шпуровых зарядов, мс				
	50— —100	25—40	10— —11,5	7	4,5
Количество срезываний устьев шпуров и соединительных проводов, %	78	31,4	16,7	0	0
Минимальное время начала движения массива, мс	11—42	9,0—58	13—64	14—25	9,5—21,5
Минимальное время начала деформаций в массив, мс	2—7 _а	2—46,5	2—24	—	—

вероятность срезывания заряда или разрушения коммутации взрывной электросети или ДШ. При замедлениях меньше 7 мс эта вероятность близка к нулю и отказов не наблюдается.

По этим причинам с отказами приходится считаться при выборе основных параметров к.з.в., особенно при взрывании скважинных зарядов, где возникает мощная воздушная ударная волна, когда происходят значительные подвижки подсеченного массива, легко разрушающие длинные скважинные заряды. В этих условиях приходится уменьшать интервалы замедления против оптимального значения по эффективности. Так, если расчетные оптимальные интервалы замедления для скважинных зарядов составляют 30 мс и более, то для предотвращения отказов безопасные интервалы замедления приходится уменьшать до 20 мс в ущерб качеству дробления породы. С этой точки зрения более надежны и выгодны дробные схемы взрывания, требующие меньший интервал замедления и обеспечивающие лучшее дробление взорванной горной массы в сравнении с порядными схемами. Большой опыт применения таких схем с интервалом замедления 15—20 мс накоплен на рудниках Кривбасса.

Однако применение таких схем взрывания повышает надежность только при расширенной сетке, когда расстояние между зарядами в ряду не меньше расстояния между рядами. В противном случае возможна подсечка соседних зарядов и следует переходить на взрывание

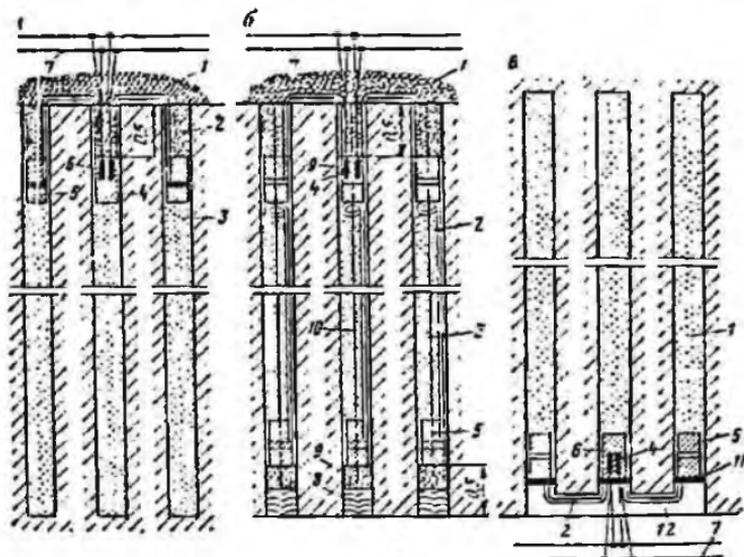


Рис. 55. Защита сети ДШ при взрывании нисходящих скважинных зарядов:

а — нисходящих с одним боевиком; *б* — нисходящих сквозных с двумя боевиками; *в* — восходящих; 1 — покрытие и забойка; 2 — нити ДШ; 3 — ВВ; 4 — патрон-боевик; 5 — промежуточный детонатор; 6 — ЭД; 7 — магистральные провода; 8 — пробка; 9 — забойка в нижней части скважины; 10 — шпатель для удержания пробки; 11 — парашют; 12 — полость между скважинами;

порядными схемами, которые при суженной сетке более надежны.

Другим направлением в борьбе с отказами, вызванными действием ударной воздушной волны, является защита взрывных сетей (рис. 55). Для этого сеть ДШ или электровзрывную засыпают мелкой породой или штыбом, а в некоторых случаях укладывают в специальные желоба в породе (руде) [9].

Для большей надежности все боевики следует инициировать электродетонаторами с соответствующим замедлением. Дублирование, с расположением боевиков в разных концах заряда предотвращает отказы в случаях подсечки заряда, нарушения скважин вследствие деформаций массива.

Для проведения экспериментальных работ, когда нужно получить переменные интервалы замедления с высокой точностью, для инициирования электродетонаторов применяют специальные приборы — коммутаторы. В этих случаях электровзрывная сеть получается достаточно сложной, так как к каждому заряду или группе зарядов, инициируемых с одним замедлением, необходимо подвести отдельные провода, которые должны быть в сохранности от момента взрыва первого заряда до подачи в них импульса тока. Если ступеней замедления больше двух, возникает проблема защиты их от действия ударной воздушной волны, так как при замедлениях больше 10 мс вероятность отказов, как указывалось выше, быстро растет. Для повышения надежности электровзрывной сети необходимо ее защищать, хотя это и весьма трудоемко.

На многих рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли, внедрение к. з. в. связано с применением электровзрывания, имеющего свои достоинства. Однако к их недостаткам относятся усложнение технологии взрывных работ и опасность блуждающих токов. Первый из них преодолевается обучением персонала, накоплением опыта работы и компенсируется более высокой безопасностью в сравнении с огневым взрыванием.

Блуждающие токи в шахтах имеют различное происхождение: электротяговые, утечки из электросетей, токи статического электричества. Интенсивность их также различна, причем на железорудных шахтах интенсивность их наибольшая. Борьба с блуждающими токами ведется в трех направлениях: предупреждение их возникновения, распространения и воздействия на ЭД. Первое направление предусматривает поддержание на должном уровне электрохозяйства и применение материалов, не склонных к образованию статических зарядов на одежде, шлангах и т. п. Второе предусматривает ряд мер в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», ограничивающих возможность попадания блуждающих токов в ЭД. К ним относятся закорачивание концевых проводов ЭД и магистрали электровзрывной сети, отключение электроэнергии на участке, устранение касаний электровзрывной сети с трубопроводами, рельсами и т. п. Третье направление предусматривает применение ЭД с пониженной чувствительностью к действию блуждающих токов.

Комплекс этих мер в общем дает достаточный уровень безопасности, в результате травматизм по этой причине — явление крайне редкое, объясняемое прежде всего несоблюдением соответствующих мер безопасности [19].

При массовой отбойке руды иногда случаются неприятные последствия сейсмического эффекта — вывалы породы, нарушения стенок и кровли выработок, повреждение крепи и т. п. Сейсмические волны (при взрывных работах) возникают в результате вырождения волны напряжений: на некотором расстоянии от центра взрыва фронт волны напряжений сглаживается, энергия рассеивается и эта волна постепенно распадается на две сейсмические волны — продольную и поперечную. Если имеется свободная поверхность или четкий раздел двух сред, по ним распространяются так называемые поверхностные волны (Релея, Ляме).

Энергия волн приближенно может оцениваться по величине амплитуды смещения

$$A = k \sqrt[3]{Q^2/R^3}, \quad (2.1)$$

где k — коэффициент, определяющий свойства пород и показатель действия взрыва; Q — масса заряда, кг; R — расстояние от центра взрыва, м.

Как следует из формулы, энергия волн пропорциональна массе заряда и быстро убывает с увеличением расстояния.

При выходе на свободную поверхность (стенки целика, выработок) продольная волна, на переднем фронте которой действуют сжимающие напряжения, отражается от нее и в виде волны растяжения следует в обратном направлении, причем угол падения равен углу отражения. Количество энергии в отраженной волне зависит от угла падения. При подходе продольной волны к свободной поверхности под прямым углом она почти полностью превращается в волну растяжения, которая складывается со вторым полупериодом, т. е. с растягивающими напряжениями прямой волны. В результате сложения вблизи свободной поверхности создаются повышенные напряжения растяжения. Поскольку горные породы значительно слабее сопротивляются растяжению, чем сжатию, при определенных значениях энергии прямой продольной волны такое сложение напряжений мо-

жет привести к разрушению породы, к отколу крупных глыб от стенок массива. Это значение энергии продольной волны называется критическим, а расстояние до центра взрыва — радиусом сейсмически опасной зоны.

Наибольшую опасность для подземных выработок представляют продольные колебания. Как известно, продольная волна представляет собой гамму волн с различными частотами, среди которых всегда имеется главная частота, несущая наибольшее количество энергии



Рис. 56. Сейсмограмма одиночного взрыва:

1 — голова волны; 2 — хвост волны

(наибольший размах амплитуды). Чем больше частота, тем большее количество энергии она переносит.

По мере распространения колебания с большей частотой затухают быстрее, поэтому с увеличением расстояния до центра взрыва величина главной частоты, которую обычно называют просто частотой, уменьшается. Если вблизи взрыва частота составляет более 1000 Гц, то на расстоянии 50 м и более она снижается до 10 Гц. Частота колебаний зависит главным образом от двух факторов: расстояния до центра взрыва и свойств породы; величина заряда существенного значения не имеет. М. А. Садовским получена эмпирическая зависимость величины периода колебаний для больших расстояний до центра взрыва

$$T = k \lg R, \quad (2.2)$$

где k — эмпирический коэффициент, зависящий от свойств породы.

На сейсмограмме одиночного взрыва (рис. 56) можно отчетливо выделить две части. В первой в течение первых двух периодов T размах амплитуды достигает наибольшего значения. Эта головная часть волны несет наи-

большую энергию и поэтому наиболее опасна. Далее следует «хвост» волны, имеющий довольно большую продолжительность, зависящую от мощности взрыва, расстояния до него и упругих свойств среды. Эта часть волны несет меньше энергии, однако может усиливаться при последовательном взрывании путем сложения с головной частью волны следующего взрыва. В таком случае последняя становится еще опаснее.

Снижение сейсмического эффекта достигается различными путями. Как видно из формулы (2.1), энергия волны пропорциональна величине заряда. Если общий заряд разбить на несколько взрывааемых последовательно зарядов, то суммарный сейсмический эффект будет зависеть от того, в какой фазе или на каком участке происходит интерференция (сложение) отдельных волн, т. е., с каким замедлением взрываются отдельные заряды.

Можно подобрать такое замедление, при котором интерференция колебаний в данной точке пространства будет происходить в противофазе, т. е. растягивающие и сжимающие напряжения будут уравниваться. Очевидно, такое замедление должно быть равно $T/2$. Чтобы определить такое замедление, необходимо знать период колебаний в данной точке, для которой требуется снижение сейсмического эффекта. Однако в точках, находящихся на ином расстоянии от центра взрыва, интерференция будет происходить в других фазах, так как величина замедления больше или меньше $T/2$. Следовательно, наимыгоднейшая интерференция возможна лишь на определенном ограниченном участке.

В подземных условиях опасности сейсмического разрушения подвергается ряд выработок различного назначения, находящихся на разных расстояниях от места взрыва. Поэтому практическое освоение такого принципа подхода к определению замедления встречает ряд трудностей, которые подлежат более глубокому изучению.

В том случае, если замедление превышает продолжительность головной части волны, интерференция волны последующего взрыва произойдет с «хвостом» предыдущей волны. В результате суммарный эффект окажется значительно меньшим, чем от двойного взрыва.

На руднике им. Губкина в железистых кварцитах отбойка производится скважинными зарядами по 0,5 т

каждый. В течение продолжительного времени проводились наблюдения за сейсмическим действием взрывов, которое оценивалось по радиусу сейсмического действия, т. е. по максимальному расстоянию от центра взрыва до участков выработок, где замечены нарушения стенок и кровли.

Для мгновенного взрывания радиус сейсмического действия

$$R_{с.д} = kQ^{1/2}, \quad (2.3)$$

где k — коэффициент, зависящий от свойств пород; для пород с $f=16-18$ и $12-14$ значения k соответственно равны 1,8 и 3,2; Q — масса одновременно взрываемого заряда, кг.

Наблюдения показали, что колебания при взрывании одной скважины продолжаются не более 1,5 с. Поэтому при замедленном взрывании (замедление 2 с) скважин сейсмический эффект равноценен взрыву одной скважины. Короткозамедленное взрывание в данном отношении является промежуточным для этих двух способов. На графике зависимости радиуса сейсмического действия взрыва от массы заряда

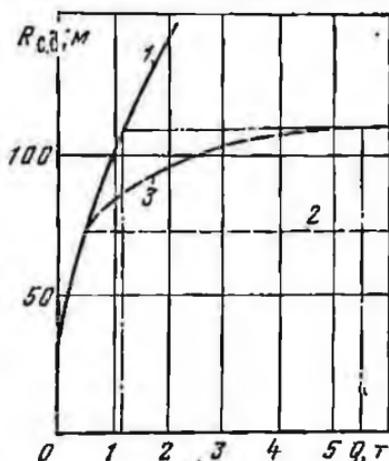


Рис. 57. Зависимость радиуса сейсмического действия от массы зарядов и величины замедления

при различных интервалах замедления между взрывами отдельных зарядов величиной в 0,5 т каждый (рис. 57) кривая 1 соответствует приведенной выше зависимости (2.3) при $k=1,8$ для весьма крепких кварцитов. Прямая 2 показывает, что при замедлениях 2 с радиус сейсмического действия не зависит от числа зарядов. И наконец, кривая 3 показывает, что при короткозамедленном взрывании с интервалом замедления 40 мс радиус сейсмического действия больше, чем при замедленном, но меньше, чем при мгновенном взрывании. С увеличением числа зарядов величина $R_{с.д.}$ возрастает и при 10—12 зарядах, взрывааемых с замедлением 40 мс, она ста-

новится постоянной, равной примерно 110 м, что соответствует мгновенному взрыву заряда массой 1,2 т, т. е. чуть больше двух зарядов.

Сейсмограммы показывают, что при замедлении 40 мс интерференции сейсмических волн в противофазе не происходит. Снижение сейсмического эффекта объясняется затуханием предыдущих колебаний, т. е. головная часть последующей волны интерферирует с «хвостом» предыдущей. Поэтому, если интервал замедления увеличить, кривая 3 будет более пологой, сейсмический эффект будет уменьшаться, а с уменьшением интервала замедления кривая будет круче подниматься вверх, сейсмический эффект будет схож с имеющим место при мгновенном взрывании.

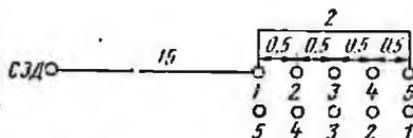
Горным бюро США были проведены наблюдения за вибрацией почвы при взрывании шпуровых зарядов в лаве. Установка с вибрографом была помещена в штреке и продвигалась вперед по мере подвигания забоя, с тем чтобы поддерживать постоянное расстояние до плоскости забоя. Эти наблюдения показали, что при интервале замедления 25 мс волна упругих колебаний затухает на расстоянии 36,5—45,7 м, тогда как при интервале замедления 50 мс это расстояние уменьшается до 27,4 м, т. е. с увеличением замедления сейсмический эффект снижается. Следовательно, если два шпура взрываются одновременно на расстоянии больше указанного, то сложения волн не произойдет. При меньших расстояниях происходит сложение головной и хвостовой частей волн. Весь комплект шпуровых зарядов в лаве взрывали по волновой схеме (0 1 2 3 4 5 4 3 2 1 0 и т. д.). При расстояниях, меньших упомянутых выше, было отмечено, что при интервале замедления 25 мс вибрация почвы была в два раза больше, а при замедлении 50 мс — в полтора раза больше, чем при взрыве одного шпура.

Такой путь снижения сейсмического эффекта имеет один существенный недостаток. Увеличение интервала замедления с целью его снижения часто противоречит тенденции уменьшения замедления для получения лучшего дробления. В таких случаях необходимо отыскивать оптимальный компромисс для конкретных условий. Во всяком случае применение коротких замедлений между взрывами резко снижает сейсмический эффект, поэтому отыскание такого компромисса не представляет особых трудностей. Общей тенденцией для этих условий

является возможно меньшее число зарядов и количество ВВ, взрывааемых одновременно (мгновенно).

Снижения сейсмического эффекта можно достичь также применением определенной последовательности взрывания зарядов. Замечено, что при прохождении волн через трещиноватые породы энергия их быстро рассеивается. Поэтому, если последовательно взрывать заряды в

Рис. 58. Схема расположения шпуров 1—5 и сейсмодатчика СЭД для испытания направленного взрывания с целью уменьшения сейсмического эффекта



направлении от охраняемого объекта, например, междукамерного целика, то волны последующих взрывов будут проходить к нему через трещиноватую зону, образованную предыдущими взрывами, так как образование и распространение трещин происходит в течение нескольких миллисекунд, а интервалы замедлений взрывов значительно превышают это время. Вследствие небольших расстояний между зарядами такие трещиноватые зоны являются своего рода фильтрами для сейсмических волн в определенном направлении. Для проверки этого в мраморе два ряда шпуровых зарядов диаметром 40 мм по пяти в каждом взрывали (100 г аммонита № 6ЖВ в шпуре) с интервалом замедления 20 мс (рис. 58).

Величина энергии при изменении направления последовательности взрывания уменьшается в 1,5—2 раза:

№ взрыва	1	2	3	4
Порядок взрывания	1—2—3—4—5	5—4—3—2—1	1—2—3—4—5	5—4—3—2—1
Общая энергия в условных единицах	906	510	1014	745

И хотя таких взрывов проведено немного, они все же позволяют рекомендовать такой путь для практического использования. Например, при взрывании скважинных зарядов в камерах последовательность их должна быть от целиков к центру камеры, а не от центра к целикам, как это обычно практикуется.

Для снижения сейсмического эффекта ИГД им. А. А. Скочинского предложено оставлять междукамерные

целики не с вертикальными, а наклонными (под некоторым углом к вертикали) стенками. В этом случае продольные волны от взрывов встретятся со свободной поверхностью стенок целиков под некоторым углом, меньшим 90° . В результате отражения продольной волны в стенках целика создаются минимальные растягивающие напряжения; возможность образования откольных явлений резко уменьшается и целики приобретают большую устойчивость.

К. з. в. имеет также ряд особенностей, имеющих значение для условий шахт, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по пыли. Остальные мероприятия безопасности предусмотрены в «Единых правилах безопасности при взрывных работах» и распространяются на любые методы и способы взрывания.

§ 2.2. Особенности ведения взрывных работ в газовых шахтах

Применение взрывных работ в шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по пыли, сопряжено с возможностью воспламенения или взрыва метано- и водородовоздушных и пылевоздушных смесей, что требует соблюдения дополнительных мер безопасности.

Взрыв газо- и пылевоздушной смеси возможен при совмещении во времени и пространстве двух условий: образование врывчатой (или горючей) газо-пылевоздушной смеси и появление источника тепла достаточной мощности. Отсюда ясно, что безопасность взрывных работ в шахтах, опасных по газу и пыли, зависит от наличия метана или взвешенной взрывчатой пыли, состояния проветривания горных выработок и контроля за содержанием горючих газов и пыли в рудничном воздухе, а также от свойств (и качества) ВМ, правильного ведения взрывных работ.

В табл. 13 приведены данные о состоянии рудничной атмосферы при взрывных работах в аварийных ситуациях, полученные в результате анализа причин аварий за последние двадцать лет в угольной промышленности.

Из данных табл. 13 следует, что в Донбассе взрывы и вспышки метана в 50 % случаев произошли в забоях, загазованных до выполнения взрывных работ; 36,5 %

Таблица 13

Время образования взрывоопасной среды	Число взрывов и вспышек метана, %		
	МУП СССР	Донбасс	Кузбасс
До взрывания из-за плохого состояния вентиляции	47,9	50,5	57,8
В процессе взрывания в том числе при многоприемном взрывании	36,0	36,5	21,5
Не установлено	16,1	13,0	20,7

случаев — когда взрывная атмосфера образовалась после первого и последующих приемов взрывания. Загазованность забоев выработок происходила вследствие нарушения режима вентиляции или недостаточного контроля состава рудничной атмосферы.

Анализ аварий по местам, приведенный в табл. 14, по-

Таблица 14

Место аварии	Количество аварий, %		
	МУП СССР	Донбасс	Кузбасс
Угольные и смешанные забои подготовительных выработок	55,6	63,1	39,0
Ниши и кутки лав	21,3	18,4	24,0
Квершлагги и полевые штреки	11,3	9,7	16,3
Скважины	6,9	—	17,3
Прочие выработки	4,9	8,8	3,4

казывает, что наиболее опасными являются угольные и смешанные забои, а также ниши и кутки лав, т. е. забои, в которых недостаточное проветривание или оно нарушено.

Анализ причин появления источника тепла (инициирующего взрыв) показал, что основными из них являются: выгорание зарядов ВВ — 28,9 %, взрывание в два и более приема в загазованном забое, когда источником воспламенения являлись продукты детонации открытого заряда ВВ, — 25 %, отсутствие внутренней забойки и недостаточная л. н. с. при том же источнике воспламенения — 15,35 %, взрывание в загазованном забое при

наличии трещин — 7,7 %, взрывание от сети переменного тока и искрение во взрывной сети — 7,7 %.

На протяжении длительного периода времени повышение безопасности взрывных работ в газовых шахтах обеспечивали главным образом применением предохранительных ВВ и улучшением качества ЭД. Однако все это не полностью обеспечивало необходимую эффективность взрывных работ и не снижало их трудоемкость, поскольку шпуровые заряды взрывали за несколько приемов.

Для обеспечения безопасного ведения взрывных работ в шахтах необходимо применять такие способы, при которых исключаются появление в процессе взрывания открытых зарядов и образование взрывоопасной среды. До внедрения метода короткозамедленного взрывания на газовых шахтах широко применялся многоприемный способ взрывания зарядов с использованием ЭД мгновенного действия. Для предупреждения возможности взрывов газа или пыли действующими правилами безопасности разрешалось заряжать определенное число шпуров, взрывааемых за один прием.

Многоприемное взрывание зарядов явилось причиной участившегося производственного травматизма при взрывных работах, как по причине несоблюдения требований правил безопасности, так и вследствие увеличения числа взрывов.

При короткозамедленном взрывании отдельные заряды или группы зарядов взрывают за один прием, но с замедлением один относительно другого. Вследствие этого эффективность к. з. в. повышается в сравнении с мгновенным взрыванием.

Наряду с этим продолжительность взрыва всего комплекта зарядов весьма мала, что в значительной степени снижает возможность образования взрывоопасной концентрации газа и пыли, а также их воспламенения.

Однако как ни мала продолжительность взрыва, выделение метана из большого количества одновременно отбитого и измельченного угля происходит быстро и в больших объемах. Поэтому первым и основным параметром безопасности к. з. в. в газовых шахтах является допустимая продолжительность взрывания комплекта зарядов в забое. Для определения этого параметра специальными пробоотборниками проведены отборы проб атмосферы при взрывании, проанализированы условия

и время образования газо- и пылевоздушной взрывчатой смеси и т. п. Положительное решение этого вопроса послужило основанием для допуска к.з.в. в газовых шахтах.

В Бельгии, Франции к.з.в. в газовых шахтах допущено, исходя из предположения о том, что во время взрывания в забое уже существует взрывоопасная концентрация метана и авария может произойти только в том случае, если произойдет срезывание заряда или образование сквозной продольной трещины и горячие продукты детонации могут воспламенить метан. Методика определения главного параметра безопасности к.з.в. строилась на основе натурного моделирования (см. § 2.3).

Внедрение к.з.в. в сочетании с другими мерами безопасности позволило снизить число аварий, а затем фактически исключить крупные аварии при взрывных работах в угольных шахтах. В последние годы коренным образом изменился характер основных причин производственного травматизма при взрывных работах. Если раньше основными факторами, определяющими уровень и характер травматизма являлись взрывы метана и угольной пыли, то в последние годы основными причинами травматизма являются отказы зарядов ВВ и неправильное обращение с ВМ, т. е. причины совершенно другого характера.

В то же время, как и всякое последовательное взрывание, короткозамедленное взрывание в условиях газовых шахт не может считаться совершенно безопасным. Как ни малы промежутки времени между взрывами отдельных зарядов комплекта, деформации в массиве происходят быстрее и обуславливают следующие последствия.

1. Возможность разрушения стенок соседних шпуров волной от взрыва заряда предыдущей ступени замедления. В результате этого могут произойти переуплотнение заряда ВВ, затухание в нем детонации, выгорание ВВ и воспламенение газа в забое.

2. От трещинообразования и смещения массива может быть нарушена герметичность соседних зарядов из-за их подсечки, и высокотемпературные продукты детонации получают свободный доступ в атмосферу выработки, т. е. возникает опасность взрыва открытых зарядов.

Широкое применение короткозамедленного взрывания

в угольных шахтах показало, что для дальнейшего повышения его эффективности и безопасности необходимо исследовать многие вопросы, связанные с влиянием процессов, протекающих при разрушении взрывом горного массива, на детонационные свойства ВВ, а также влияние условий взрывания на безопасность и эффективность взрывных работ. В частности, процесс, протекающий при разрушении угольного массива взрывом, является одной из главных причин, приводящих к потере детонационных свойств ВВ, возможности их отказов, неполных детонаций и выгорания.

Особо опасны выгорания зарядов вследствие значительной длительности этого процесса и возможности воспламенения взрывоопасной среды (особенно по углю), которая может образоваться в призабойном пространстве за время выгорания, длительность которого может достигать 15 мин.

В механизме переуплотнения ВВ в шпурах основное значение имеют действие отраженных волн на стенки шпура и связанные с ним откольные явления. Но поскольку длительность этих процессов находится в пределах 3—4 мс и в этот период действие их на заряды проявляется в полной мере и в основном заканчивается, то к предохранительным ВВ стали предъявлять требование устойчивой детонации в переуплотненном состоянии.

ВВ с высокой критической плотностью также отказывали при к.з.в., однако недостаточная изученность и сложность процессов деформации шпуровых зарядов во времени затрудняли теоретическое обоснование и практическую направленность разработки новых типов предохранительных ВВ. В частности, не исключалась возможность нахождения зарядов, взрывааемых с замедлением, в момент детонации под давлением.

В то же время теоретических исследований о влиянии давления на детонационную способность ВВ проведено мало. Согласно современным представлениям о механизме горения конденсированных систем количество тепла, выделяющегося в конденсированной фазе, увеличивается с повышением давления. Пластический разогрев при ударном сжатии лимитируется температурой плавления. Поскольку с повышением давления температура плавления возрастает, это должно способствовать повышению устойчивости детонации ВВ. Краткий анализ ис-

следований влияния давления на скорость термического разложения ряда ВВ показывает не только противоречивость и недостаточное количество экспериментальных данных о роли давления на детонационную способность промышленных ВВ, но и невозможность в большинстве случаев теоретического объяснения его влияния.

В большинстве угледобывающих стран мира в угольных шахтах применяют заряды ВВ диаметром 25—32 мм. В СССР в шахтах, опасных по газу, применяют патроны предохранительных ВВ только диаметром 36 мм, ранее применялись патроны диаметром 31—32 мм.

Известно, что с увеличением диаметра заряда улучшаются условия протекания химической реакции на фронте детонационной волны и обеспечивается более высокая детонационная способность ВВ. С этой точки зрения переход на диаметр зарядов 36 мм для обеспечения детонации в одиночном шпуре обоснован.

Однако при групповом взрывании с замедлением увеличение диаметра зарядов приводит к более интенсивному сжатию и переуплотнению зарядов ВВ в смежных шпурах и тем самым и к ухудшению детонации зарядов ВВ.

Ввиду того что в газовых шахтах эффективность и безопасность взрывных работ во многом определяются устойчивостью детонации шпуровых зарядов, установление оптимальных соотношений диаметров шпуров и зарядов, обеспечивающих наиболее благоприятные условия детонации, является одной из основных задач техники безопасности.

В соответствии с вышеизложенным, для обеспечения безопасности ведения взрывных работ в условиях шахт, опасных по газу или пыли, к короткозамедленному взрыванию предъявляются дополнительные требования и ограничения (см. § 2.3—2.6).

§ 2.3. Условия безопасности в забоях тупиковых выработок, проводимых по углю

Быстродействующие пробонаборники для изучения рудничной атмосферы при взрывных работах. Разрушение газоносных угольных пластов и пород сопровождается интенсивным выделением в призабойное пространство выработок взрывоопасных газов и взрывчатой пыли, кон-

центрации которых могут достигать опасных значений в течение малых промежутков времени.

Одним из основных параметров, определяющих условия безопасного применения к. з. в. в газовых шахтах является общее время замедления взрыва всего комплекта зарядов в забое. Это время должно быть таким, чтобы к моменту взрыва электродетонаторов последней ступени замедления в призабойном пространстве выработок не могли бы образоваться взрывоопасные концентрации метана или других взрывоопасных газов.

Газовыделение зависит от большого числа параметров, находящихся в сложной зависимости один от другого и от внешних условий и поэтому точное решение задачи до сих пор не найдено, что затрудняет возможность практического использования результатов теоретических и экспериментальных исследований по динамике газовыделения из разрушенного угля для прогноза газовыделения, в том числе и при разрушении газоносных угольных пластов взрывом.

Однако теоретические расчеты и полученные эмпирические зависимости дают возможность полнее представить качественную характеристику газовыделения из разрушенного угля и учесть действие различных факторов при разрушении угля и пород взрывом.

Исходя из этого, в основу методики определения максимально допустимого времени замедления зарядов в забое (времени замедления последней ступени электродетонаторов) было положено экспериментальное определение газовой ситуации в призабойном пространстве выработок в процессе разрушения угольного массива взрывом путем отбора проб рудничного воздуха в миллисекундные интервалы времени автоматическими пробонаборниками, установленными на расстоянии 0,5—5 м от взрываемого массива.

Конструктивные элементы пробонаборников должны удовлетворять требованиям быстродействия, обеспечения достоверности и надежности отбираемых проб газа, а также соответствовать требованиям пылегазового режима (искробезопасности).

Поскольку пробы должны характеризовать возможно больший объем призабойного пространства выработки, что возможно при установке большого числа пробонаборников, одними из основных требований к ним являются надежность в работе и малая масса. Необходимо

также обеспечить такое время набора пробы, чтобы оно соответствовало замедлениям между сериями взрывае-
мых зарядов, т. е. 15—25 мс.

Поршневой пробонаборник на 300 см³ (рис. 59) раз-
работан на основе теоретического расчета. Аналогичный

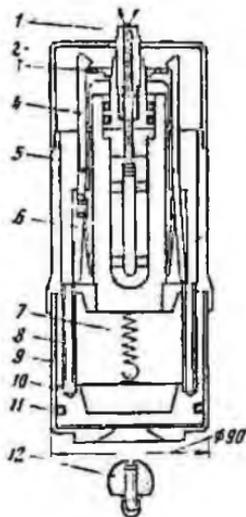


Рис. 59. Пробонаборник газа поршне-
вой ПГП-1 на 300 см³:

1 — ручка заводная; 2 — колпак; 3 —
фиксатор; 4 — включающее устройство;
5 — корпус; 6 — электродетонатор; 7 —
пружина рабочая; 8 — направляющая; 9 —
цилиндр; 10 — поршень; 11 — кольцо уп-
лотнительное; 12 — клапан

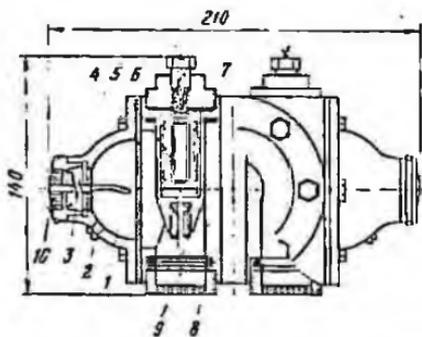


Рис. 60. Пробонаборник газа мембранный четырехкамерный ПГМ-4:

1 — камера; 2 — отверстие для перевода пробы; 3 — клапан; 4 — включаю-
щее устройство; 5 — электродетонатор; 6 — мембрана; 7 — корпус; 8 — сетка
предохранительная; 9 — диафрагма; 10 — сетчатый фильтр

вид имеет пробонаборник на 50 см³. Мембранный про-
бонаборник ПГМ-4 (рис. 60) является разновидностью
поршневого, поскольку резиновая мембрана выполняет
роль гибкого поршня.

Время срабатывания определяли путем измерения
промежутка времени от подачи тока на электровзрывное
устройство до закрытия клапана на всасывающем от-
верстии. Измерение выполняли при помощи миллисекун-
домеров 521-В и МС-1. Для каждого типа пробонабор-
ника выполнено 10—20 измерений; в результате установ-
лено, что время их срабатывания находится в пределах
17 ÷ 26 мс.

Продолжительность всасывания пробы, определенная
путем измерения промежутка времени от начала движе-
ния поршня или мембраны до момента закрытия клапа-
на

на на всасывающем отверстии, не превышает 16 мс, а всасывание происходит без отрыва потока от поршня и мембраны, и в пробонаборниках не остается вакуума.

Продолжительной выдержкой пробонаборников в вакуумированном состоянии установлено, что они способны выдерживать вакуум в течение 3,6—4,32 ч. Данные типы пробонаборников способны надежно герметизировать пробы газа в течение времени, значительно превышающем время выдачи проб из шахты и транспортирования к месту анализа.

Для оценки различных типов пробонаборников их основные параметры и размеры приведены в табл. 15.

Для определения газовыделения в процессе взрывного разрушения угольного массива на шахтах применялись в основном четырехкамерные мембранные пробонаборники ПГМ-4, а также поршневые с объемом пробы на 50 см³ (ПТП-2). При необходимости полного анализа воздуха применялись поршневые пробонаборники на 300 см³ (ПГП-1).

Газовыделение при разрушении угольных пластов взрывом. С глубиной разработки повышаются температура пород, давление и газоносность пластов, что способствует увеличению количества свободного газа в угольных пластах. Поэтому с целью получения исходных данных для определения безопасного времени замедления короткозамедленное взрывание проведено на пластах, опасных по выбросам угля и газа, с большим содержанием метана, высокой температурой и газовым давлением, а также с повышенной способностью к газоотдаче: *h*₇ Смоляниновский шахты «Кировская» п. о. «Донецк-уголь», *g*₂ Наталия шахты «Коммунист» п. о. «Шахтерск-антрацит».

Краткая горно-геологическая характеристика пластов приведена в табл. 16.

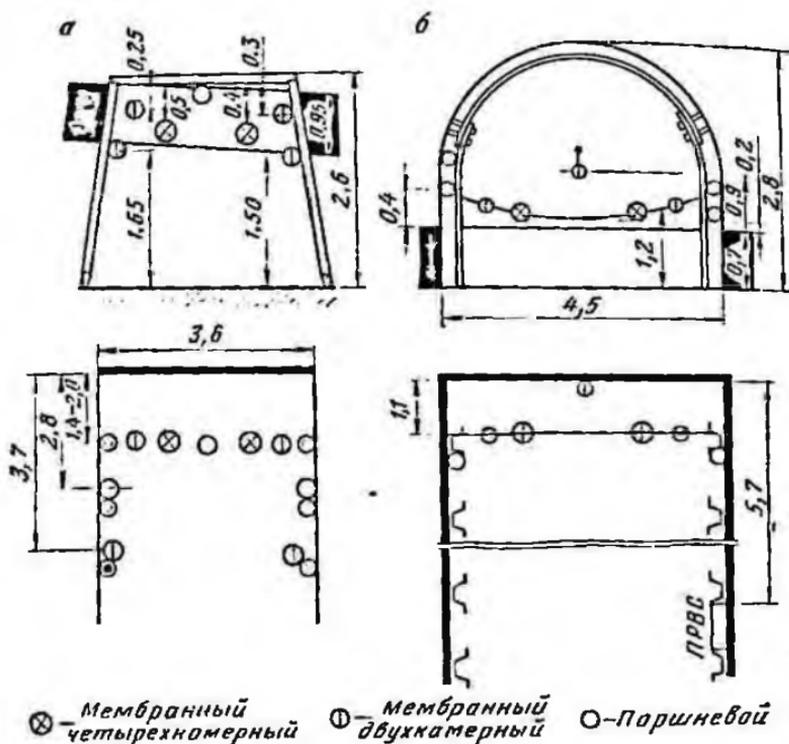
Кроме того, при проведении экспериментальных наблюдений определялись состав природного газа в пласте, масса отбитого угля и степень его дробления, зона отбрасывания угля и другие параметры.

Пласт Наталия характеризуется также отчетливо выраженной зональностью выбросов. За период с 1956 по 1970 г. на нем произошло свыше 220 выбросов угля массой от 25 до 2000 т.

Пласт Смоляниновский разрабатывается также шахтой им. А. А. Скочинского, одной из наиболее глубоких

Таблица 15

Тип пробоборалка	Объем пробы, см ³	Число проб	Основные размеры, мм	Масса, кг	Время набора пробы, мин	Способ включения
Образца 1970 г. (МакНИИ)	250	1	560×150	4,1	15—20	Электрический
Карагандинского отделения ВостНИИ (вакуумный)	300	1	190×750	0,5—1,5	100	От действия ударной волны
Поршневые и мембранные конструкции (МакНИИ):						
ПГП-1	300	1	250×90	4,1	13	Электрический
ПГП-2	50	1	215×49	1,2	6	То же
ПГМ-2	50	2	105×130×110	4,2	14	»
ПГМ-4	50	4	220×145×350	12,0	12	»
Поршневой (французский)	230	1	685×89	13,0	28	»
Вакуумный (венгерский)	75	1	180×150×100	4,0	—	»
ПРЭС-10 (МакНИИ)	250	10	380×145×330	18,0	100	Электромеханический



ную цепь. Пробоотборники располагали на рамах забойной крепи или на натянутых канатах по сечению выработки (рис. 61), чтобы после взрыва они не были засыпаны отбитым углем. При расположении пробоотборников на расстоянии 0,5 м от забоя и попадании их в массу отбитого угля возможны искажения отбираемых проб газа вследствие изменения длительности отбора пробы из-за перекрытия входных отверстий пробоотборников углем набора пробы из отбитой массы.

На шахте «Коммунист» пробы газа отбирались при проведении 26-го бортового ходка и разрезной печи 24-й лавы. В качестве ВВ использован аммонит ПЖВ-20. За одну заходку в забое ходка отбивалось 9—10 т угля, в разрезной печи 5—6 т. Дальность отбрасывания угля составляла 12—15 м. Проведение выработок в выбросоопасной зоне сопровождалось выбросами угля и газа интенсивностью до 20 т.

Взрывные работы в забое разрезной печи сопровождались значительным отбрасыванием отбитого угля, по-

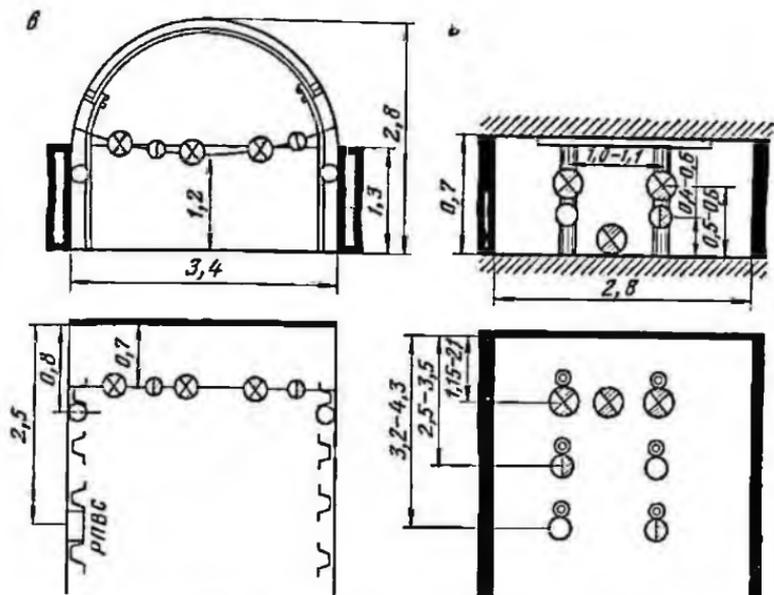


Рис. 61. Схема размещения пробонаборников в выработке:
 а — с нижней подрывкой; б — с верхней подрывкой породы на маломощных пластах; в — с верхней подрывкой на пластах средней мощности; г — в разрезной пези

вреждением крепи и попаданием угольной мелочи в камеры пробоотборников.

Подобные условия являются наиболее жесткими и в то же время наиболее трудными для отбора проб газа из-за непрерывности воздействующего на них потока угля. О длительности этих процессов можно судить по результатам сейсмоакустических измерений, проводимых одновременно с отбором проб газа. Колебательные процессы регистрировали при помощи двух геофонов, один из которых был установлен в массиве и регистрировал момент взрыва и последующие акустические явления (в том числе и развитие выброса угля и газа) до полного успокоения массива, а второй — на экране перед забоем (регистрировались лишь удары отбитой массы угля по экрану). При этом по данным последнего датчика время выноса угля, замеренное в 26-м бортовом ходе, составляло от 0,88 до 1,57 с.

Экспериментальные данные по определению концен-

трации метана в процессе взрывания на шахте «Коммунист» (пласт g_2) приведены в табл. 17.

Изменение концентрации метана (%) в призабойном пространстве выработок в интервале времени от взрыва первой серии зарядов до 1000 мс описывается следующей эмпирической зависимостью:

$$C_{(t)} = 0,661 + 8,24 \cdot 10^{-4}t - 1 \cdot 10^{-7}t^2. \quad (2.4)$$

Поскольку приведенная зависимость характеризует средние значения концентрации метана в выработке, т. е. наиболее вероятные, то для определения максимально возможных значений концентраций метана найдем доверительные границы индивидуальных отклонений.

Для определения верхней доверительной границы индивидуальных отклонений величин концентраций метана во времени сделана оценка отклонений индивидуальных результатов наблюдений от эмпирической параболы при помощи формулы

$$C_{\max} = C_{2(t)} = C_{(t)} + \lambda_{\alpha}^{-(p)}s, \quad (2.5)$$

или

$$C_{\max} = A_0 + A_1t + A_2t^2 - \lambda_{\alpha}^{-(p)}s,$$

где множитель $\lambda_{\alpha}^{-(p)}$ подсчитывается при $p=2$ из соотношения

$$\lambda_{\alpha}^{-(p)} = \frac{U_{\alpha} + U_{\beta} \sqrt{\frac{C_{2(t)}^2}{nh^2(t)} \left(t - \frac{U_{\beta}^2}{2n-2} \right) + \frac{U_{\alpha}}{2n-2}}}{1 - \frac{U_{\beta}^2}{2n-2}},$$

а величина $C_{2(t)}^2$ определяется следующей зависимостью:

$$\begin{aligned} C_{2(t)}^2 &= C_{1(t)}^2 + \frac{n\varphi_2^2(t)}{\sum_1^n \varphi_{\alpha}(t_i)} = \\ &= 1 \frac{n(t - \bar{t})^2}{\sum_1^n m_i (t - \bar{t}_i)^2} + \frac{n\varphi_2^2(t)}{\sum_1^n \varphi_2^2(t_i)}. \end{aligned}$$

Ортогональный полином Чебышева

$$\varphi_2 = t^2 - \frac{\sum_{i=1}^n m_i t_i^3 - \bar{t} \sum_{i=1}^n m_i t_i^2}{\sum_{i=1}^n m_i t_i^2 - n \bar{t}^2} (t - \bar{t}) - \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n m_i t_i^2.$$

В этом выражении n — объем выработки, т. е. число отобранных проб газа; m_i — число отобранных проб в определенном интервале времени; \bar{t} — среднее значение времени наблюдений.

При величине доверительной вероятности $(1-\alpha) = 0,95$ и коэффициенте доверия $(1-\beta) = 0,95$ квантиль нормированного нормального распределения

$$U_\alpha = U_\beta = 1,64.$$

Среднее квадратическое отклонение концентрации метана

$$s = \sqrt{\frac{1}{n-p-1} \sum_{i=1}^n (C_i - C_{\text{выч}})^2}. \quad (2.6)$$

где p — порядок параболы; C_i — значение концентрации метана в пробе, %; $C_{\text{выч}}$ — концентрация метана, вычисленная по уравнению (2.4), %.

Некоторая известная функция, связывающая изменение дисперсии переменной величины (концентрации метана) с изменением времени,

$$h_{(t)}^2 = s_{\text{выч}}^2 / \bar{s}^2,$$

где \bar{s}^2 — средняя дисперсия из ряда дисперсий концентрации метана в пробах, отобранных в i -е промежутки времени от начала разрушения угля в забое; $s_{\text{выч}}^2$ — дисперсия концентрации метана в пробах, отобранных в i -е промежутки времени от начала разрушения угля, вычисленная по зависимости, составленной по значениям дисперсий каждого фиксированного времени отбора проб.

Выполнив необходимые вычисления, найдем доверительную границу для индивидуальных значений концентрации метана, обуславливающую с достоверностью 0,95

максимально возможные отклонения вверх индивидуальных значений от регрессионной параболы.

Эта эмпирическая зависимость имеет вид

$$C_{\max} = 0,661 + 0,824 \cdot 10^{-4}t - 1 \cdot 10^{-7}t^2 + 0,4574 \times \\ \times (0,8854 + 3,13 \cdot 10^{-3}t - 5,14 \cdot 10^{-7}t^2) \lambda_{\alpha}^{(p)} \quad (2.7)$$

Воспользовавшись приведенными зависимостями и выполнив соответствующие расчеты, получим максимально возможные значения концентраций метана в какой-либо точке призабойного пространства выработок при неограниченном числе наблюдений с достоверностью 0,95. Для пласта «Наталия» они не превышают следующих значений:

t , мс	105	150	250	500	1000
C , %	1,9	2,0	2,3	3,1	4,5

Так как пласт g_2 не является опасным по угольной пыли, максимально допустимое время замедления взрыва зарядов в забоях выработок составляет 450 мс (исходя из условия, что за время взрыва зарядов ВВ в призабойном пространстве концентрация метана не должна превышать 3 %).

В 5-м западном откаточном штреке пласта h_7 , опасном по пыли, проведенном с подрывкой кровли и почвы пласта при раздельном взрывании по углю и породе, в качестве ВВ использован аммонит ПЖВ-20. Общая масса зарядов, взрывааемых по углю, составила 19,8 кг.

Заряды инициировались электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия с номинальным временем замедления последней ступени 105 мс. Всего в забое было отобрано 152 пробы газа, в том числе около 40 проб при трех взрывах, сопровождаемых выбросами угля интенсивностью до 90 т и выделением значительных объемов метана. Экспериментальные значения концентраций метана в призабойном пространстве выработки в процессе разрушения угля взрывом приведены в табл. 18.

Экспериментальные данные изменения концентрации метана (%) в призабойном пространстве в процессе разрушения угля взрывом при $15 \leq t \leq 2000$ (мс) удовлетворительно описываются следующей эмпирической зависимостью:

$$C_{(t)} = 0,276 + 3,036 \cdot 10^{-4}t + 6,98 \cdot 10^{-8}t^2 \quad (2.8)$$

Таблица 18

Время от начала взрыва запядов, мс	Число проб с кон- центрацией метана 0,2%	Концентрация метана в пробах газа, %																	
		C ₁	C ₂	C ₃	C ₄	C ₅	C ₆	C ₇	C ₈	C ₉	C ₁₀	C ₁₁	C ₁₂	C ₁₃	C ₁₄	C ₁₅	C ₁₆	C ₁₇	
0	14	0,21	0,22	0,22	0,23	0,24													
70	5	0,28	0,32	0,34	0,49														
105	9	0,23	0,23	0,27	0,29	0,30	0,49	0,51	0,71										
150	11	0,22	0,22	0,22	0,23	0,24	0,27	0,54	0,78	1,60	1,91	1,95							
250	8	0,23	0,24	0,24	0,26	0,29	0,29	0,29	0,30	0,32	0,43	0,45	0,48	0,49	0,51	0,82	1,8	2,5	
500	8	0,21	0,23	0,23	0,24	0,26	0,34	0,36	0,41	0,45	0,48	0,54	0,68	0,70	1,04	1,30	3,10		
1000	4	0,22	0,22	0,23	0,25	0,25	0,25	0,29	0,30	0,31	0,32	0,34	0,52	0,64	0,66	0,96	1,95	3,78	
2000	1	0,26	0,28	0,33	0,34	0,44	0,47	0,54	1,33	1,39	1,84	1,90	2,00	2,41	4,20				

Пласт h_7 опасен по взрывам угольной пыли и время образования в забое предельно допустимой концентрации метана (2 %) для указанного пласта с доверительной вероятностью 0,95 составляет 500 мс. Взрывные работы по этому пласту в трех из пятнадцати циклов наблюдений сопровождались выбросами угля и газа с загазованностью откаточного штрека на значительную длину. При этом взрывоопасные концентрации метана в призабойном пространстве выработки сохранялись в течение 20—100 мин.

В то же время результаты замеров концентрации метана в миллисекундные интервалы времени не отличались существенно от результатов замеров, которые не сопровождались выбросами угля.

Характерной особенностью пласта h_7 в месте проведения наблюдений являлись чрезвычайно сильные колебания начальной скорости газовыделения из шпуров (от десятых долей до нескольких десятков литров в минуту).

Определение концентрации метана и угольной пыли в процессе взрывного разрушения угольного массива, выполненное в тупиковых выработках семи шахтопластов Донбасса и трех шахтопластов Карагандинского бассейна на глубинах 360—1000 м, имеющих природную метаноносность 3—32 м³ на 1 т горной массы и выход летучих веществ 4—40 %, приведено выше.

На шахтах Карагандинского бассейна в те же интервалы времени получены меньшие значения концентраций метана.

В результате статистической обработки более 1000 замеров получены количественные закономерности изменения концентрации метана в призабойном пространстве горных выработок во времени. На их основе было установлено, что прирост концентрации метана в интервале времени 50—300 мс и более для угольных пластов, различных по газоносности и степени метаморфизма, не превышает 1,2 %.

Вместе с тем из анализа изменения концентрации метана в процессе взрывания следует, что более интенсивный прирост концентрации метана в атмосфере выработок в малые интервалы времени характерен для выбросоопасных пластов. В выработках, проводимых по угольным пластам с низкой газоносностью и незначительной скоростью газовыделения, взрывоопасные концентрации

метана в процессе взрывных работ вообще не образуются (при условии нормальной вентиляции).

Максимально допустимое время определяем по верхним доверительным границам к регрессионным кривым изменения концентрации метана во времени, обеспечивающим с доверительной вероятностью 0,95, и таким же значением коэффициента доверия невозможность образования в забое выработки или отдельных его точках концентраций метана, превышающих указанные пределы. Расчетные формулы для кривых изменения концентрации метана во времени приведены в табл. 19, из которой следует, что коэффициенты A_1 и A_2 , характеризующие прирост концентрации метана в забое, хотя и получены в различных условиях, но являются близкими по порядку величинами, а следовательно, представляется возможным распространение их на другие пласты.

При разрушении газоносных угольных пластов Карагандинского бассейна газовыделение фиксировали в забое 4-й западной разрезной печи пласта k_4 (шахта «Западная»).

Характеристика горногеологических условий в выработке

Глубина от поверхности, м	186
Общая мощность пласта, м	1,65
Вынимаемая мощность, м	1,2
Газоносность пласта, м ³ /т	14,0
Площадь сечения выработки в свету (в проходке), м ²	4,4(6,0)
Количество воздуха, подаваемого в забой, м ³ /мин	175
Скорость проведения выработок в месяц, м	110
ВВ	Угленит Э-6
Расход ВВ на цикл, кг	12,8
Глубина шпуров, м	1,8—2,0
Подвигание за цикл, м	1,4—1,5
Количество отбитого угля, т	12,5

Концентрация метана в забое до взрывания и после взрывания через 3—5 мин составляла соответственно 0—0,1 % и 0,4—0,6 %.

Пробы воздуха в забое выработки отбирались пробонаборниками: ПГМ-4 (МакНИИ) и вакуумными (ВостНИИ).

В интервале времени до 1 с экспериментальные данные по изменению концентрации метана во времени, полученные с помощью пробонаборников ПГМ-4, удовлетворительно описываются эмпирической зависимостью.

Таблица 19

Шахта	Выработка	Выход летучих, %	Коэффициенты уравнения регрессии (3.30)				Время образований концен-трации метана, мс	
			A_0	$A_1 \cdot 10^{-2}$	$A_2 \cdot 10^{-6}$	$\lambda_{\alpha}^{-(p)} S$	2%-0,8	3%-0,8
							630	1030
№ 11, 14	Восточный откаточный штрек	4,3	0,349	1,324	—	$0,172 \exp(0,0026 t) \lambda_{\alpha}^{-(1)}$	630	1030
№ 11, 14	Западный откаточный штрек	4,3	0,390	1,040	—	$0,313(0,039+0,0019 t) \lambda_{\alpha}^{-(1)}$	510	825
№ 11	Разрез 14 восточной лавы	4,0	0,454	0,486	—	$0,524 \exp(0,00035 t) \lambda_{\alpha}^{-(1)}$	770	1235
«Коммунист»	Разрезная печь 29 лавы	4,4	0,599	1,030	1,49	$0,360(0,556+0,004 t) \lambda_{\alpha}^{-(p)}$	330	630
«Глубокая»	Капитальный уклон	18,9	0,390	0,803	0,1	$0,39(0,749+0,0008 t) \lambda_{\alpha}^{-(p)}$	700	—
№ 29	6-й капитальный уклон	31,1	0,250	1,630	-0,53	$0,345(0,61+0,00116 t) \lambda_{\alpha}^{-(p)}$	560	—
№ 10-бис	1-й восточный откаточный штрек	39,6	0,360	—	—	—	—	—
Им. Абакумова	10-й вентиляционный штрек	40,0	0,120	0,25	—	$0,113(1,68+0,0025 t) \lambda_{\alpha}^{-(1)}$	—	—

При условии исключения значений концентраций метана, не превышающих 0,01 %.

$$C(t) = 0,123e^{0,001t} \quad (2.9)$$

Верхняя доверительная граница для индивидуальных отклонений концентраций метана определена по формуле (2.9) из условия, что они не будут превышать утроенную величину среднего квадратического отклонения.

Максимальное время, при котором концентрация метана не превышает 2 % для пластов, опасных по пыли, равно 560 мс, а для пластов, не опасных по пыли, при котором концентрация метана меньше 3 %, равно 630 мс.

На основе достоверных данных об изменении концентрации метана в призабойном пространстве тупиковых выработок, проводимых по наиболее газоносным пластам Донбасса и Карагандинского бассейнов, представилась возможность определить максимально допустимое время замедлений при к.з.в. в угольных и смешанных забоях тупиковых выработок. При окончательном определении безопасного времени замедления взрыва комплекта шпуровых зарядов в забое необходимо принимать достаточно высокий коэффициент запаса с тем, чтобы полностью учесть все наиболее жесткие и опасные условия.

Так, угольные пласты и вмещающие их породы, наряду с метаном, могут содержать и высшие углеводороды. Наличие высших углеводородов, а в некоторых угольных пластах и водорода снижает нижний концентрационный предел взрывчатости метана.

На свойство атмосферы в забое выработки оказывают влияние очень многие факторы и, в частности, газообразные продукты взрыва. Если основная их часть является инертной, то окислы азота и водород оказывают сенсibiliзирующее действие на метановоздушную смесь.

Для выяснения влияния этих факторов на измененные концентрации горючих газов в условиях шахт Донбасса, а также во взрывной камере и опытном штреке МакНИИ при взрыве различных ВВ без заполнения взрывной камеры метановоздушной смесью и при концентрации метана в камере 5—10 % определены содержания H_2 , CO и CH_4 (рис. 62).

В последнем случае предполагалось оценить степень влияния различных ВВ на метановоздушную смесь, по-

сколько известно, что начальные реакции окисления метана характеризуются образованием промежуточных соединений: гидроксильного радикала CH_3 , атомарного кислорода, окиси углерода CO , водорода H_2 , формальдегида CHON и ряда других, которые ускоряют реакцию окисления метана.

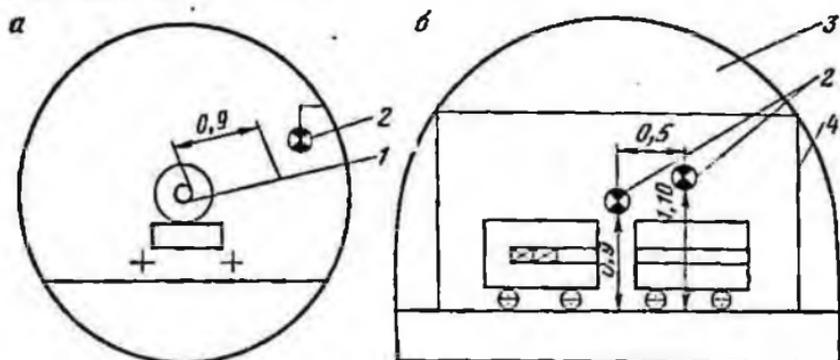


Рис. 62. Схемы подготовки взрывов:

а — в опытном штреке; *б* — в взрывной камере; 1 — mortar; 2 — пробонаборник ПГМ-4; 3 — взрывная камера; 4 — металлическая камера

Результаты определения фактической концентрации горючих газов при взрыве свободно подвешенных зарядов в опытном штреке приведены в табл. 20.

Таблица 20

Время от момента взрыва заряда, мс	Концентрация газов (%) в зависимости от заданного содержания метана								
	0,01% CH_4			5% CH_4			12% CH_4		
	CH_4	H_2	CO	CH_4	H_2	CO	CH_4	H_2	CO
Заряд аммонита Т-19 массой 0,2 кг									
10	0	0,13	0,35	4,9	0,26	0,80	11,0	0,25	0,23
75	0	0,11	0,3	4,8	0,74	0,82	11,0	0,5	0,55
150	0	0,03	0,09	4,8	0,96	1,10	6,3	0,2	0,21
250	0	0,03	0,1	4,4	1,35	1,30	7,0	0,21	0,24
500	0	0,02	0,06	5,2	0,48	0,52	6,4	0,16	0,2
Заряд аммонита ПЖВ-20 массой 0,2 кг									
10	0	0,16	0,48	—	—	—	11,5	0,85	0,85
75	0	0,08	0,19	—	—	—	10,7	0,6	0,63
150	0	0,02	0,02	—	—	—	10,7	0,45	0,45
500	0	0,02	0,06	—	—	—	7,2	0,2	0,21

Проведены также определения концентрации горючих газов при взрывании зарядов в опытном штреке в стальной мортире без забойки, а также в условиях шахты «Постниковская» № 1.

Максимальные фактические концентрации водорода и CO, замеренные при различных условиях взрывания ВВ, приведены в табл. 21.

Полученные данные свидетельствуют о том, что хотя взрыв всех зарядов в забое продолжался 75—105 мс, процесс нарастания концентрации горючих газов в забое не превышал 300 мс. Это свидетельствует о том, что продукты взрыва, находящиеся в шпурах и массиве под давлением, выходят значительное время, сопоставимое со временем перемещения отбитого взрывом угля.

Наименьшее количество горючих газов образуется при взрыве ВВ V класса (угленит Э-6), максимальная концентрация CO и H₂ для него не превышает соответственно 0,34 и 0,31 %.

Из сопоставления данных по концентрации горючих газов, образующихся при взрыве различных ВВ как в атмосфере, так и в метановоздушной

Таблица 21

ВВ	Условия взрывания	Масса заряда, кг	Максимальная концентрация в зависимости от содержания CH ₄ (%)							
			0				5		10	
			CH ₄	H ₂	CO	H ₂	CO	H ₂	CO	
Аммонит ГЖВ-20	Свободно подвешен В мортире	0,2	0,0	0,16	0,48	—	—	0,85	0,85	
			0,03	0,57	0,58	—	—	0,62	0,57	
Аммонит Т-19	Свободно подвешен В мортире	0,2	0,0	0,13	0,35	1,35	1,30	0,50	0,55	
			0,03	0,88	0,80	0,66	1,80	1,95	1,77	
Угленит Э-6	Свободно подвешен В мортире	0,2	0,01	0,04	0,14	—	—	0,04	0,11	
			0,04	0,31	0,34	—	—	0,50	0,46	
Патроны ПВП-1А	Свободно подвешен	1,0	0,0	0,01	0,04	0,04	0,08	0,06	0,11	
			0,0	0,01	0,04	0,04	0,08	0,06	0,11	

среде, следует, что при взрыве более мощных и менее предохранительных ВВ наблюдается более высокий прирост H_2 и CO . При взрыве таких ВВ в метановоздушной среде наблюдается более резкое снижение концентрации метана. Это, очевидно, объясняется тем, что при взрыве мощных ВВ интенсивнее происходит частичное разложение метана, которое хотя и не приводит к воспламенению всей смеси, но повышает ее агрессивность.

При использовании ВВ IV класса продукты взрыва, воздействуя на призабойную атмосферу, могут увеличить и агрессивность как вследствие повышения содержания горючих газов (CO и H_2), так и частичного разложения метана, особенно при повышенных его начальных концентрациях.

Расчет газовыделения при взрывном разрушении угольного массива. Сравнительно большой объем работ по взрывному разрушению угля позволяет вывести зависимость концентрации метана от времени при короткозамедленном взрывании. При этом исходим из того, что различные виды переноса метана можно описать уравнениями, основанными либо на законе Фико либо на законе Дарси.

Согласно работам М. Ф. Яновской, во время взрыва определяющей является скорость выхода газа из макропор и трещин ($d > 100 \text{ \AA}$), а затем выделение газа происходит вследствие диффузии. Исходя из уравнения фильтрации можно подсчитать скорость газового потока (м/с)

$$u = -k/\mu dp/dx, \quad (2.10)$$

где k — коэффициент газопроницаемости угля, m^2 ; μ — вязкость газа, $kg \cdot c/m^2$; dp/dx — градиент давления газа вдоль оси x , kg/m^3 .

Для нахождения зависимости, отражающей изменение усредненной по длине призабойного участка выработки концентрации метана во времени, принимаем давление газа в порах и трещинах в момент отторжения угля от массива равным пластовому, а закон спада давления в процессе газовыделения в виде

$$p = p_n e^{-nt}, \quad (2.11)$$

где p_n — пластовое давление, Па; n — показатель интенсивности спада давления, $1/c$.

Этот теоретический расчет выполнен инж. А. Ф. Зозимко.

Известно, что процесс газовыделения из пор и трещин для различных углей и при разных давлениях газа заканчивается в течение $3 \div 10$ с. Исходя из этого легко оценить значения показателя интенсивности спада давления n , воспользовавшись зависимостью

$$\bar{n} = t^{-1} \ln \frac{P_n}{P_a},$$

где t — время дегазации частицы угля, с; P_a — давление воздуха в выработке, Па.

Проведя необходимые преобразования и приняв некоторые допущения из уравнения (2.10), можно получить зависимости скорости истечения газа из пор и трещин, удельного газового потока, общего количества выделившегося газа и, наконец, усредненной концентрации метана от времени (при $t < 1$ с)

$$C = \frac{b\lambda_{уч} m B l_{ш} \eta_{ш} P_{уч} x_c n t}{S(12h - l_{ш} \eta_{ш})}, \quad (2.12)$$

где b , $\lambda_{уч}$ — коэффициенты, учитывающие соответственно разновременность разрушения массива и фракционный состав угля; m — мощность пласта; B , h , S — соответственно ширина, высота и площадь сечения выработки; $l_{ш}$ — глубина шпуров; $\eta_{ш}$ — к. и. ш.; $x_c = 0,1$; x — природная газоносность угля.

Значения коэффициентов b , $\lambda_{уч}$, n установлены для условий шахт Донбасса при к. з. в., причем b — по процентному содержанию фракций менее 2,5 мм.

Таким образом, формула (2.12) с учетом коэффициентов примет вид:

для ВВ VI класса

$$C = 0,55 \frac{x B l_{ш} \eta_{ш} t}{S(12h - l_{ш} \eta_{ш})}; \quad (2.13, a)$$

для ВВ V класса

$$C = 0,390 \frac{x B l_{ш} \eta_{ш} t}{S(12h - l_{ш} \eta_{ш})}. \quad (2.13, б)$$

Зависимости (2.13) позволяют определить усредненную по забою выработки концентрацию метана, однако локальные в пространстве и времени концентрации ме-

тана (ореол вокруг частицы) могут значительно отличаться от усредненной концентрации метана. Поэтому необходимо определить границы повышенных концентраций метана.

При расчете границы ореола воспользуемся теми же допущениями, что и для расчета усредненной концентрации метана в забое выработки. При этом для определения продольной и нормальной составляющих скоростей истечения газового потока примем принцип расчета турбулентных газовых струй.

Приведем конечный результат

$$\frac{dz}{\sin \frac{R_0}{0,085z}} = \frac{p_n}{p_0} \sqrt{\left| \frac{k\rho_n n}{\mu} \right|} e^{-\frac{nt}{2}} dt, \quad (2.14)$$

где R_0 — радиус поры (трещины), м; z — расстояние границы области с повышенным содержанием метана от поверхности частицы угля, м.

Решив это уравнение, получим зависимость положения границы ореола от времени, т. е. определим зону локальных концентраций метана (граница ореола, определенная для экстремальных условий)

$$z = u_{\max} t \sqrt{\left| k\rho_n n / \mu \right|} t. \quad (2.15)$$

Расчет по формуле (2.15), проведенный для значений $p=3$ МПа; $\mu=12 \cdot 10^{-6}$ кг·с/м²; $n=0,4$; $k=10^{-16}$ м² t⁼ =310 мс, дает величину $z \approx 3$ мм.

Поэтому можно утверждать, что граница повышенных концентраций метана вокруг частицы угля при к. з. в. располагается в пределах нескольких миллиметров.

Для проверки расчетных зависимостей по определению усредненной по забою концентрации метана использованы полученные в различных горногеологических условиях результаты, а также данные расчета по уравнениям (2.13), приведенные в табл. 22.

Эти результаты позволяют сделать вывод о том, что оценить газовую ситуацию в забое при использовании ВВ IV и V классов возможно расчетным путем. Сравнение расчетных зависимостей (2.13) при одинаковых значениях концентрации метана и при прочих равных условиях представляет возможность оценить, во сколько раз можно увеличить общее время замедления при к. з. в.

Таблица 22

Характеристика условий взрыва	Момент набора проб газа, t , мс	Экспериментальное значение концентрации CH_4 Сока, %	Прирост концентрации метана по расчету, C %	Расчетная концентрация метана $C+С_{ф}$, %	Относительная погрешность расчета, %
-------------------------------	-----------------------------------	--	---	---	--------------------------------------

В 14-ом восточном откаточном штреке по пласту K_3

Концентрация CH_4 до взрыва (фоновая) $C_{ф}=0,35\%$; $x=21,9$ м ³ /т; аммонит Т-19; $l_{зах}$ $\eta_{ш}=1,7$ м; $B=3,5$ м; $S=8$ м ² ; $m=0,7$ м	50	80	170	275	500	0,44	0,46	0,58	0,71	1,01	0,05	0,07	0,14	0,23	0,41	0,4	0,42	0,49	0,58	0,74	9	9	15	18	27
---	----	----	-----	-----	-----	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	-----	------	------	------	------	---	---	----	----	----

В 14-ом западном откаточном штреке пласта K_3 шахты № 11

$C_{ф}=0,39\%$; $x=21,9$ м ³ /т; аммонит Т-19; $l_{зах}$ $\eta_{ш}=1,6$; $B=4$ м; $S=9$ м ² ; $m=0,95$ м	50	80	125	140	170	275	500	0,44	0,47	0,53	0,54	0,57	0,68	0,91	0,05	0,09	0,13	0,15	0,18	0,29	0,53	0,44	0,48	0,52	0,54	0,57	0,68	0,92	0	2	2	0	0	0	0	1
--	----	----	-----	-----	-----	-----	-----	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	---	---	---	---	---	---	---	---

Капитальный уклон по пласту h_9 шахты «Глубокая»

$C_{ф}=0,39\%$; $x=23,2$ м ³ /т; $m=0,7$; аммонит Т-19; $l_{зах}$ $\eta_{ш}=1,6$; $B=4,5$ м; $S=11$ м ²	50	80	95	125	140	170	275	500	0,43	0,45	0,47	0,49	0,50	0,53	0,62	0,82	0,05	0,09	0,10	0,13	0,15	0,18	0,30	0,54	0,44	0,48	0,49	0,52	0,54	0,57	0,69	0,93	2	7	4	6	8	8	11	13
--	----	----	----	-----	-----	-----	-----	-----	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	---	---	---	---	---	---	----	----

Капитальный уклон пласта h_1 Смоляниновского шахты № 29

$C_{ф}=0,25\%$; $x=22,1$ м ³ /т; $m=1,45$ м; аммонит Т-19, $l_{зах}$ $\eta_{ш}=1,6$ $B=3,5$ м; $S=8$ м ²	50	80	95	125	0,33	0,38	0,40	0,44	0,08	0,13	0,15	0,20	0,33	0,38	0,40	0,45	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
---	----	----	----	-----	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---

Характеристика условий взрыва	Момент набора проб газа t , мс				
	Экспериментальное значение концентрации CH_4 , $C_{\text{экс}}$, %	Прирост концентрации метана по расчету, C , %	Расчетная концентрация метана $C+C_{\text{ф}}$, %	Относительная погрешность расчета, %	
	140	0,47	0,23	0,48	2
	170	0,52	0,27	0,52	0
	275	0,66	0,45	0,70	0
	500	0,93	0,81	1,06	14

Разрезная печь 29-й северной лавы пласта q_2 шахты «Коммунист-Новая»

Характеристика условий взрыва	Момент набора проб газа t , мс				
	Экспериментальное значение концентрации CH_4 , $C_{\text{экс}}$, %	Прирост концентрации метана по расчету, C , %	Расчетная концентрация метана $C+C_{\text{ф}}$, %	Относительная погрешность расчета, %	
$C_{\text{ф}}=0,6\%$; $x=25,7$ м ³ /т; $m=1,25$ м; аммонит Т-19; $l_{\text{закл}}\eta_{\text{ш}}=1,7$; m ; $B=2,7$ м, $S=3,4$ м ²	50	0,65	0,09	0,69	6
	80	0,69	0,14	0,74	7
	125	0,75	0,23	0,83	11
	140	0,77	0,26	0,86	12
	275	0,99	0,50	1,10	11
	500	1,49	0,92	1,52	2

Разрезная печь 14-ой восточной лавы пласта K_2^2 шахты № 11

Характеристика условий взрыва	Момент набора проб газа t , мс				
	Экспериментальное значение концентрации CH_4 , $C_{\text{экс}}$, %	Прирост концентрации метана по расчету, C , %	Расчетная концентрация метана $C+C_{\text{ф}}$, %	Относительная погрешность расчета, %	
$C_{\text{ф}}=0,45\%$; $x=17$ м ³ /т; $m=0,7$; угленит Э-6; $l_{\text{закл}}\eta_{\text{ш}}=1$ м; $B=3$ м; $S=2,1$ м ²	50	0,48	0,05	0,48	0
	80	0,49	0,05	0,50	2
	95	0,50	0,06	0,51	2
	125	0,50	0,08	0,53	6
	140	0,54	0,09	0,54	0
	170	0,57	0,11	0,56	2
	275	0,59	0,17	0,62	5
	500	0,70	0,31	0,76	9
	1000	0,94	0,64	1,09	16

5-й транспортный штрек пласта K_2^2 шахты № 10-бис шахтоуправления «Холодная балка»

Характеристика условий взрыва	Момент набора проб газа t , мс				
	Экспериментальное значение концентрации CH_4 , $C_{\text{экс}}$, %	Прирост концентрации метана по расчету, C , %	Расчетная концентрация метана $C+C_{\text{ф}}$, %	Относительная погрешность расчета, %	
$C_{\text{ф}}=0,04\%$; $x=8,6$ м ³ /т; угленит Э-6; $l_{\text{закл}}\eta_{\text{ш}}=1,6$ м; $B=3,4$ м; $S=8,5$ м ² ; $m=0,55$ м	150	0,07	0,07		0
	250	0,08	0,08		0
	500	0,14	0,12		14

с помощью ВВ V и VI классов по отношению ко времени замедления при применении ВВ IV класса:

$$\frac{C_{V-VI}}{C_{IV}} = \frac{0,025}{0,035} \frac{\tau_{V-VI}}{\tau_{IV}} \quad (2.16)$$

где $C_{IV-V-VI}$ — концентрации метана при взрывании соответственно ВВ IV, V и VI классов, %; $\tau_{IV-V-VI}$ — время образования этих концентраций.

При равенстве концентраций C_{IV} и C_{V-VI} эффективности отбойки ($\eta_{IV} = \eta_{V-VI}$) зависимость (2.16) представится в виде

$$1 = 0,75 \tau_{V-VI} / \tau_{IV} \quad (2.17)$$

Обозначим τ_{V-VI} / τ_{IV} через α — коэффициент, показывающий, во сколько раз общее время замедления при взрывании ВВ V и VI классов отличается от такого же параметра ВВ IV класса. Тогда получим, что $\alpha = 1,4$.

Общее время замедления при использовании ВВ IV класса рекомендовано при взрывании по углю принимать равным 220 мс.

Исходя из зависимости (2.16) для ВВ V и VI классов это время может быть увеличено до 310 мс. Для такого времени, используя зависимость (2.13), представляется возможным рассчитать прирост концентрации метана в призабойном пространстве выработки при наиболее известных условиях газовыделения $h = m$ (нарезная выработка), $m =$

$= 0,5$ м. Расчеты, проведенные для условий пласта q_2 шахты «Коммунист» ($x = 32 \text{ м}^3/\text{т}$), показывают, что в этих условиях прирост концентрации метана за 310 мс составит 1,29 % (рис. 63).

Если принять, что концентрация метана до взрыва-ния зарядов составляет 0,5—0,6 %, то время достиже-

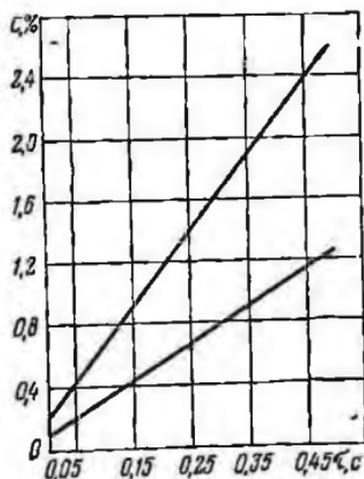


Рис. 63. График прироста концентрации метана для разрезной печи (подвигание забоя за взрыв 1,6 м):

1 — при $l = 0,4$; 2 — при $l = -0,2$

ния опасной концентрации (3 %) при этом режиме взрывания составит 540—510 мс.

Для сравнения на примере пласта h_8 шахты «Глубокая» ($x=23,2$ м³/т) было рассчитано время образования предельно допустимой концентрации для пластов, опасных по пыли (2 %), при взрывании ВВ IV и V классов. При $C_{\phi}=0,5 \div 0,6$ % это время равно $490 \div 460$ мс, а за 310 мс прирост концентрации составит 0,95 %.

Приведенный метод расчета дает возможность оценить динамику газовыделения и время достижения опасной концентрации в любых условиях при наличии некоторых данных о свойстве пласта и параметрах буровзрывных работ. Расчеты и фактические замеры дают вполне удовлетворительную сходимость.

Таким образом, приведенные обстоятельства, а также полученные в различных угольных бассейнах страны данные по газовой динамике в призабойном пространстве выработок достаточно убедительно доказывают безопасность установленных и применяемых на всех угольных шахтах страны временных параметров короткозамедленного взрывания. Кроме того, эти данные свидетельствуют о том, что на угольных шахтах даже в особо опасных по метану выработках при использовании предохранительных ВВ V и VI классов возможно и целесообразно увеличение общего максимально допустимого времени замедления взрыва зарядов в угольных и смешанных забоях выработок, проводимых по газоносным угольным пластам, до 220 мс.

§ 2.4. Пылевая динамика в забое при взрывном разрушении угольного массива

В процессе взрыва зарядов ВВ в забое наряду с приростом концентрации метана наблюдается образование взрывоопасных концентраций пыли. Результаты исследования по определению концентраций пыли в забоях выработок приведены в табл. 23, из которой следует, что содержание общей массы угля в потоке в верхней части выработок колеблется в пределах от 61 г до 28,56 кг на 1 м³ призабойного пространства. При этом средневзвешенная концентрация взрывчатой пыли и невзрывчатой фракции угля в интервале времени 70—300 мс составляет около 9,2 кг/м³. При одновременном взрывании по углю и породе содержание золы в пробах

превышает 50%. Таким образом, в процессе разрушения угля и пород взрывом в движущейся под действием продуктов взрыва массе концентрация пыли часто выше верхнего предела взрывчатости, который составляет

Таблица 23

Расстояние от плоскости взрыва до прибора, м	Время от момента взрыва, мс		Общая масса пробы, г	Масса частиц, г		Вес золы во фракции менее 1 мм	Содержание взрывчатой фракции пыли, кг/м ³	Шахта
	начала набора пробы	окончания набора пробы		Более 1 мм	Мелее 1 мм			
0,5	50	90	0,3	0,15	0,16	0,05	0,11	№1—1-бис
0,5	50	90	43,6	32,74	10,89	1,24	9,65	То же
0,5	100	140	0,7	0,16	0,62	0,14	0,47	»
0,5	100	140	28,5	14,24	14,31	0,5	13,82	»
0,5	100	140	1,2	0,52	0,73	0,24	0,48	»
1,2	50	90	54,9	49,17	5,80	0,49	5,30	»
1,2	100	140	0,0	0,00	0,05	0,02	0,02	»
1,5	50	90	0,0	0,02	0,04	0,01	0,02	»
1,5	100	140	0,2	0,15	0,10	0,02	0,07	»
1,5	50	90	1,6	0,55	1,07	0,67	0,4	№ 12—13
1,6	50	90	0,8	0,47	0,34	0,09	0,25	То же
1,6	100	140	0,61	0,46	0,14	0,05	0,09	»
4,7	50	90	0,8	0,51	0,35	0,09	0,26	№ 1—1-бис
5,1	50	90	0,4	0,27	0,20	0,18	0,01	То же
9,2	50	90	0,0	0	0,02	0,01	0,00	»
2,0	105	125	212,3	176,21	36,1	2,45	3,36	№ 1 «Родинская» (взрывающие по углю)
2,0	105	125	14,2	1,22	3,05	0,20	2,84	
2,0	150	170	1,4	0,6	0,84	0,05	0,78	
2,0	250	270	13,9	7,60	6,29	0,42	5,87	
5,0	150	170	8,0	5,19	2,85	1,47	1,37	
5,0	150	170	4,6	2,69	1,99	1,03	0,96	
5,0	250	270	5,0	4,13	0,88	0,45	0,42	
5,0	500	520	1,6	0,97	0,70	0,36	0,34	
5,0	1000	1020	16,0	14,17	1,91	0,98	0,92	
5,0	1000	1020	20,1	18,32	1,78	0,92	0,86	

2500 г/м³. Последние данные были получены при изучении угольной пыли с содержанием мелкой фракции пыли (менее 70 мк) в воздухе 85%. Однако анализ состава пыли, образующейся при взрыве, показывает, что содержание пыли фракции менее 70 мк в общей массе

не превышает 2,5 %. Вместе с тем наличие метана и других горючих газов увеличивает взрывчатость угольной пыли.

Исследования в условиях взрывания зарядов предохранительных ВВ в шпурах без забойки, подрыва одного или нескольких шпуровых зарядов ранее взорвавшимися зарядами и выброса в призабойное пространство

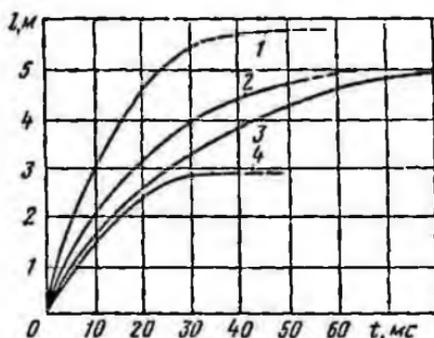


Рис. 64. Изменение размеров пылевого облака во времени: 1 — массы пыли $Q_n=3$ кг и заряда угленита Э-6 $q_3=0,2$ кг; 2 — $Q_n=3$ кг, $q_3=0,1$ кг; 3 — $Q_n=1,5$ кг, $q_3=0,1$ кг; 4 — $Q_n=3$ кг, $q_3=0,05$ кг

патронов-боевиков, взрывающихся с замедлением, взрыва открытого заряда ВВ показали, что в условиях, близких к натурным, опасность воспламенения угольной пыли (пылевоздушной смеси) полностью исключается.

Возможность воспламенения пыле- и метановоздушной смеси при взрыве свободно подвешенных зарядов аммонита Т-19 массой 0,3 кг и взрывании зарядов в мортире без забойки массой 0,7 кг исследовали в опытном штреке при содержании метана 2—4 %. Концентрация угольной пыли 300, 600 и 1000 г/м³.

Динамика формирования пылевого облака и определение концентрации пыли в нем зависят от масс распыляемой пыли и заряда (рис. 64, 65).

Результаты проведения опытов приведены в табл. 24. Их оценивали по инфракрасному излучению на выходе из взрывной камеры, а также по концентрации метана Н₂ и СО в пробах газа через различные интервалы времени.

Аммонит Т-19 наряду с аммонитом ПЖВ-20 используется в наиболее опасных условиях — для сотрясательного взрывания, на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, и является одним из наиболее мощных предохранительных ВВ.

Рис. 65. Схема проведения опытов по воспламенению метано-пыле-воздушной смеси:

1 — mortar; 2 — пробоборник ПГМ-4; 3 — сосуд с угольной пылью (3,5 кг) и зарядом ВВ; 4 — опытный штрек

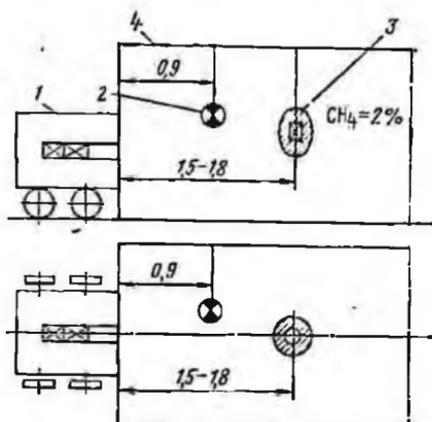


Таблица 24

Масса угольной пыли (распыляемой), кг	Концентрация во взрывоопасной смеси		Расстояние от сосуда с пылью до воспламеняющего заряда, м	Время взрыва воспламеняющего заряда после начала распыления пыли, мс	Частота восплавления, %	
	Метана, % (начальная)	Угольной пыли, г/м ³				
		расчетная				фактическая

Взрывание свободно-подвешенных зарядов аммонита Т-19 массой 0,3 кг

3,5—4	—	300	270—310	1,5	75—250	0
3,5—4	2	300	250—300	1,5	75	55
3,5—4	2	300	250—320	1,5	150	65
6,0—7	2	600—650	600—700	1,5	150	30
8,0—12	2	1000	—	1,5	150	5
3,5—4	4	300	—	1,5	75	100
3,5—4	4	300	—	1,5	250	100

Взрывание зарядов аммонита Т-19 массой 0,7 кг в mortarе без забойки

3,5—4	2	300	—	1,5	150	0
3,5—4	2	300	—	1,5	250	0
3,5—4	4	300	—	1,5	250	0
3,5—4	4	300	230—300	1,5	250	0

В настоящее время взрывные работы на пластах, не опасных по внезапным выбросам, ведутся с использова-

нием ВВ V и VI классов в условиях менее опасных. Об этом свидетельствуют и данные газовыделения в забоях выработки пласта K_5 шахтоуправления «Коровское» п. о. «Макеевуголь», приведенные в табл. 25.

Таблица 25

t, мс	Концентрация CH_4 , %						
	C_1	C_2	C_3	C_4	C_5	C_6	\bar{C}
65	Следы	0,01	0,0	—	—	—	0
95	0,03	0,03	0,01	Следы	—	—	0,02
140	0,18	0,37	0,02	—	—	—	0,23
170	1,02	0,0	0,05	0,01	0,22	0,07	0,12
270	0,21	0,15	Следы	—	—	—	0,17
500	0,42	0,05	»	0,22	—	—	0,10
1000	0,05	0,15	0,09	—	—	—	0,11
2000	0,21	0,25	0,05	0,0	0,05	—	—
Концентрация $CH_4 + H_2 + CO$, %							
65	Следы	0,01	0,0	—	—	—	0,01
95	0,03	0,05	0,02	Следы	—	—	0,03
140	0,52	0,37	0,025	—	—	—	0,30
170	1,045	сл.	0,22	0,06	0,05	0,53	0,64
270	0,21	0,20	0,0050	—	—	—	0,08
500	0,455	0,095	Следы	0,27	—	—	0,39
1000	0,097	0,38	0,31	—	—	—	0,33
2000	0,257	0,365	0,045	—	—	—	0,22

Показатели газовыделения при разработке пласта K_4 шахтоуправления «Холодная балка» п. о. «Макеевуголь» при газообильности $19,1 \text{ м}^3$ на 1 т горной массы и использовании СП-1 (высокопредохранительное ВВ) приведены в табл. 26.

Таблица 26

№ опыта	Концентрация метана (%) через некоторое время после взрыва [*]					
	106 мс	150 мс	0,26 с	0,5 с	1 с	10 мин
1	0,1	0,1	0,1	1,2	—	0,1
2	0,1	0,1	0,1	0,8	—	—
3	0,25	0,11	0,07	0,06	—	—
4	0,06	0,24	0,12	0,4	—	—
5	0,07	0,06	0,1	0,2	—	—

* До взрыва она составляла 0—0,1%.

Результаты проб газа, отобранных во взрывной камере опытного штрека, приведены в табл. 27.

Анализ этих результатов показывает, что опасность воспламенения пылевоздушных смесей резко возрастает при взрыве открытых зарядов (аммонит Т-19) при значительной добавке метана в пределах 1,5—2 %; в то же время при взрывании зарядов в мортире (моделирующих взрывание зарядов ВВ в шпурах без забойки) ни в одном из опытов при концентрации пыли 300 г/м³ и метана 2—4 % не было воспламенения метано- и пылевоздушной смеси. При увеличении концентрации угольной пыли до 1 кг/м³ и выше и содержания метана 2—4 % частота воспламенения резко уменьшается и при дальнейшем возрастании содержания пыли стремится к нулю (угольная пыль в этом случае уже является флегматизатором смеси из-за избыточного содержания горючих компонентов).

Из анализа динамики газовой выделения в забоях в процессе взрывных работ, взрывов и вспышек метана и угольной пыли следует, что основной причиной аварийных ситуаций являются условия, сложившиеся к моменту взрыва зарядов ВВ, а не в процессе взрывания.

§ 2.5. Основные факторы, определяющие безопасность короткозамедленного взрывания в сланцевых шахтах

Весь объем проведения подготовительных выработок и основной объем добычи горючих сланцев из очистных забоев на шахтах Прибалтийского сланцевого бассейна и Кашпирского месторождения на Волге осуществляются взрывным способом. Учитывая это, определение параметров и разработка технологии к.з.в., наиболее полно отвечающих условиям сланцевых шахт как по безопасности, так и эффективности, является важной задачей.

Шахты разрабатывают пласты горючих сланцев, опасные по взрывам пыли. В отличие от каменных углей они характеризуются большим количеством минеральных примесей в виде внутренней и внешней золы, содержание которых составляет 34—54 %, а с учетом углекислоты содержание негорючих веществ в сланце доходит до 77 %. Ввиду гидрофильности горючих сланцев их пыль в большей степени подвергается аутогезии, что снижает ее взрывчатость. По выходу же летучих (98 %) пыль

Условия взрывания				Концентрация горючих газов (%) в зависимости					
Содержание CH ₄ , %	Количество пыли, т/м ³	Масса воспламеняющего заряда (аммонит Т-19), кг	Замедление взрыва воспламеняющего заряда, мс	50			45		
				CH ₄	H ₂	CO	CH ₄	H ₂	CO
2	300	0,3*	150	1,87	0,01	0,01	1,37	0,01	0,02
2	300	0,3*	150	—	—	—	—	—	—
2	300	0,7**	150	1,6	0,0	0,1	1,70	0,0	0,0
2	300	0,7**	150	1,7	0,0	0,0	—	—	—
4	300	0,7**	75	5,0	0,0	0,0	4,6	0,01	0,02
4	300	0,3*	75	4,3	0,01	0,03	4,5	0,01	0,03
4	300	0,3*	75	4,8	0,01	0,04	4,4	0,02	0,05

* Свободно подвешенный заряд.
 ** В мортيره.

горючих сланцев может быть отнесена к весьма взрывчатой.

Пыль, образующаяся при разрушении горючих сланцев взрывом, имеет влажность 8—16%. При этом взрывоопасна взвешенная пыль, образующаяся в процессе взрыва и отложившаяся в камере (лаве) или подготовительной выработке на расстоянии 15—25 м от забоя. Указанные обстоятельства нашли свое отражение и в различных применяемых на сланцевых шахтах параметров взрывных работ и используемых при этом взрывчатых материалов (ВМ). В частности, на сланцевых шахтах Прибалтийского бассейна при ведении взрывных работ по пласту горючего сланца применены аммонит № 6ЖВ и огневой способ взрывания. Однако неоднократные случаи взрывов пыли обусловили необходимость разработки безопасного и эффективного способа к.з.в.

На основании результатов исследований воспламенения пыли горючих сланцев при взрывании зарядов ВВ в мортيره без забойки, в уголковой мортيره или сво-

Таблица 27

сти от времени с момента взрыва распыляющего заряда (мс)									Примечание
160			250			500			
CH ₄	H ₂	CO	CH ₄	H ₂	CO	CH ₄	H ₂	CO	
1,24	0,02	0,06	0,8	1,2	3,9	0,7	2,4	4,8	Воспламенение газа и пыли Нет воспламенения То же , ,
1,2	Следы	0,02	1,0	0,04	0,32	0,91	0,06	0,3	
0,9	0,6	0,9	0,8	0,13	0,37	0,7	0,2	0,38	
1,1	0,66	0,88	1,4	0,62	0,72	0,9	0,27	0,38	
3,2	0,55	0,74	5,0	0,34	0,6	2,8	0,22	0,3	
4,8	0,01	0,04	2,3	1,75	2,85	1,0	0,83	1,8	Воспламенение газа и пыли То же
1,7	1,10	2,05	1,0	1,8	3,60	0,8	3,1	5,7	

бно подвешенных зарядов во взрывоопасной пылевоздушной среде в опытном штреке, а также результатов исследований по изучению устойчивости детонации шпуровых зарядов было рекомендовано применение к.з.в. с использованием аммонитов ПЖВ-20 и Т-19 и электродетонаторов мгновенного и короткозамедленного действия с номинальным временем замедления последней ступени 150 мс (в отдельных выработках 250 мс), а также гидрозабойки или водораспылительных завес.

Применение к.з.в. и предохранительных ВВ IV класса вместо огневого способа взрывания и ВВ II класса позволило полностью исключить случаи взрывов и вспышек пыли без снижения эффективности взрывных работ. Вместе с тем значительный объем применения взрывных работ на сланцевых шахтах, обеспечение более высоких скоростей проведения горных выработок и заданной степени дробления горючего сланца определили необходимость их дальнейшего совершенствования.

В связи с этим и, учитывая специфику шахт, разработа-

тывающих пласты горючих сланцев, были уточнены основные параметры короткозамедленного взрывания.

Безопасность и эффективность к. з. в. в условиях сланцевых шахт, опасных по взрывам пыли, в значительной мере определяется интервалами замедления между взрывами шпуровых зарядов и общим временем взрыва всего комплекта шпуровых зарядов. При этом основным параметром является интервал замедления, исключающий возможность вскрытия или срезывания зарядов и попадания их в призабойное пространство. Это связано с тем, что, как свидетельствуют результаты экспериментальных исследований при к. з. в. с использованием предохранительных ВВ IV класса (аммонитов ПЖВ-20 и Т-19), возможным источником воспламенения образующейся при взрыве пыли может быть взрыв открытого (полностью или частично) и выгорающего заряда.

Ограниченная безопасность применяемых ВВ в отношении воспламенения сланцевой пыли может проявиться в большей мере при увеличении общего времени замедления взрыва зарядов, когда возрастает вероятность обнажения зарядов и взрыва образующейся пыли.

Благодаря характерному постоянству горно-геологических и горнотехнических условий сланцевых шахт для них возможна разработка схем взрывания, исключающих вскрытие или срезывание зарядов при любой величине замедления между взаимновлияющими друг на друга шпуровыми зарядами.

Динамика пылеобразования в призабойном пространстве выработок при к. з. в. При определении содержания пыли в различных горно-геологических и горнотехнических условиях сланцевых шахт в интервале времени 80—2000 мс от начала взрыва заряды инициировали электродетонаторами короткозамедленного действия с временем замедления последней ступени 150 мс. Пробы пыли отбирали автоматическими пробонаборниками, располагаемыми в призабойном пространстве выработок на расстоянии 1—5 м от взрывааемых зарядов аммонита ПЖВ-20 массой 29,4—32 кг.

В процессе экспериментальных работ установлено, что как содержания общей массы, так и взрывчатой фракции пыли (частиц менее 1 мм) в призабойном пространстве выработок в процессе разрушения горючего сланца взрывом имеют значительные колебания во времени и пространстве. В одной и той же точке измерений

мгновенные значения концентрации пыли могут различаться в несколько раз.

В интервале времени 80—170 мс, т. е. еще в процессе взрыва зарядов на расстоянии 0,95—3 м от забоя масса частиц сланца (менее 1 мм) составляет 24,3—3,62 кг на 1 м³ призабойного пространства, при этом содержание золы в отобранных пробах находится в пределах 39,6—55,3 %, а влажность пыли колеблется в пределах 6,3—33,17 %.

Полученные данные характеризуют возможные минимальные значения содержания пыли и более крупных частиц в верхней части призабойного пространства выработок, которая после взрыва остается свободной от взорванной массы и свидетельствуют о том, что в интервале времени до 1 с после взрыва содержание взрывчатой фракции пыли (менее 1 мм) в 1 м³ какого-либо участка призабойного пространства выработки в большинстве случаев значительно выше нижнего предела взрывчатости сланцевой пыли. Однако процентное содержание ее в общей массе невелико (до 0,8—1 с) и заметный удельный рост ее с одновременным снижением общей массы наблюдается через упомянутое время.

Распределение проб с различным удельным весом фракции пыли менее 1 мм подчиняется логарифмически нормальному закону. Содержание фракций менее 1 мм, выраженное в процентах от общей массы, имеет следующую плотность распределения

$$\varphi_i = \frac{1}{0,3205 \sqrt{2\pi}} \exp \left(\frac{-(\lg C - \lg 23,8)}{0,2054} \right)^2. \quad (2.18)$$

Таким образом, при среднем значении содержания фракции менее 1 мм, равном 24 %, около 76 % частиц сланца и известняка, содержащихся в период взрыва в призабойном пространстве выработок, будут выполнять роль инертных примесей, препятствующих воспламенению пыли горючих сланцев.

В результате взрывов с интервалами замедления между взрываемыми зарядами до 250 мс при продолжительности взрыва до 0,8 с и уменьшении числа зарядов, взрываемых электродетонаторами одной ступени замедления, улучшилась степень дробления и интенсивность пылеобразования. При увеличении продолжительности взрыва зарядов до 0,80 с снижается интенсивность пы-

леобразования и не происходит заметного увеличения взрывчатости образующейся пылевоздушной смеси.

Возможность обнажения или нарушения устойчивости детонации зарядов при увеличении интервалов замедления. Экспериментально установлено, что в условиях группового взрывания с замедлением при расстояниях между смежными шпуровыми зарядами (расположенными в одной пачке сланца или в разных пачках в разделенных прослойками известняка), равных соответственно 0,5 и 0,3 м, исключается возможность нарушения устойчивой детонации зарядов вследствие их сжатия и переуплотнения под действием ранее взорвавшихся зарядов.

Наблюдения, проведенные на сланцевых шахтах, показали, что фактические расстояния между шпуровыми зарядами, как правило, превышают допустимые.

Возможности подбоя зарядов или нарушения их устойчивой детонации при расстояниях между шпуровыми зарядами не менее допустимых в забоях подготовительных выработок, погашения целиков и камер, в том числе с машинным врубом, были изучены на шахтах п. о. «Эстонсланец» «Эстония», «Виру», «Ахтме» и № 4 при взрывании с раздельным инициированием групп шпуровых зарядов или с различными интервалами замедлений. При этом схемы расположения шпуров, глубина и величина зарядов принимали согласно паспортам буровзрывных работ, измеряли глубину откольной воронки, фиксировали трещины, соединяющие полость шпура с вновь образовавшейся открытой поверхностью.

Было установлено, что образование откольных воронок не приводит к подбою зарядов. Не было зафиксировано также трещин, соединяющих полости шпуров в месте расположения зарядов с вновь созданной поверхностью во всех 650 шпурах, подверженных воздействию взрыва.

Опытами с интервалами замедления 100—150—250 мс между взаимовлияющими группами шпуровых зарядов, расположенных по тем пачкам, где наиболее возможно сближение зарядов, во всех 150 опытных взрывах случаев нарушения устойчивой детонации по причине срезывания зарядов или смещения патронов-боевиков не отмечено. Последнее позволило сделать вывод, что интервал замедления между шпуровыми зарядами может быть увеличен до 100 мс.

Обеспечение тщательной забойки особенно важно при увеличении интервалов замедления между шпуровыми зарядами, так как в противном случае возможны как нарушение устойчивой детонации зарядов вследствие смещения патронов вдоль шпура, так и срезывание сместившегося заряда или выбрасывание в призабойное пространство патронов-боевиков.

Влияние интервала замедления на к. и. ш. и величину отбрасывания взорванной горной массы. На шахте «Виру» п. о. «Эстонсланец» определено влияние интервала замедления при взрыве двух рядов шпуров в забоях выработок с двумя открытыми поверхностями. Для этого параллельно открытой поверхности бурили два ряда шпуров (по одному или два шпура в каждом ряду), первый из которых инициировали электродетонаторами мгновенного действия, а второй электродетонатором ЭДКЗ и ЭДЗН с замедлениями 25, 50, 75, 100, 120, 150, 200 и 250 мс.

В качестве ВВ использовался аммонит Т-19 в патронах диаметром 36 мм, масса каждого шпурового заряда во всех опытах была одинаковой и составляла 0,6 кг. Расстояние между шпурами в ряду и между рядами, а также расстояние первого ряда шпуров до второй открытой поверхности принималось равным 0,7—0,8 м. Глубина шпуров составляла 2 м.

Было установлено повышение к. и. ш. второго ряда при увеличении интервала замедления от 15 до 100 мс на 8—10%. Дальнейшее увеличение интервала замедления при данных условиях опытов не сказывалось практически на увеличении к. и. ш.

Опытная проверка схем взрывания с данными интервалами замедления, выполненная в забоях с одной открытой поверхностью, показала, что в группах врубовых шпуров, располагаемых по верхним пачкам, целесообразно использовать электродетонаторы серий ЭДКЗ с интервалом 25 мс и ЭДЗН с интервалом замедления 50—100 мс. В шпурах, расположенных по нижним пачкам, увеличение интервала замедления до 250 мс не приводило к ухудшению показателей взрыва в забоях с одной открытой поверхностью, а также в продольных камерах с машинной подрубкой.

Опытная проверка приведенных рекомендаций показала, что совместное использование электродетонаторов короткозамедленного действия и двух серий ЭДЗД с ин-

тервалом замедления 250 мс в забоях с одной открытой поверхностью позволило увеличить величину заходки на 10—15 % и уменьшить зону отбрасывания основной взорванной массы до 8 м.

В сланцевых шахтах Прибалтийского бассейна было рекомендовано применение предохранительных ВВ не ниже IV класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия (ЭД-8Э, ЭД-8Ж, ЭД-8ПМ, ЭДКЗ с интервалами замедления 25 и 15 мс, ЭД-3Н, ЭДКЗ-ПМ-15, ЭДКЗ-ПМ-25, ЭДЗД), при этом в подготовительных выработках рекомендованы электродетонаторы с временем замедления последней ступени не более 800 мс (по номиналу), а в очистных забоях (лавах) и камерах — электродетонаторы с временем замедления не более 250 мс (по номиналу).

В очистных забоях (лавах) и камерах при применении электродетонаторов ЭДКЗ с интервалом замедления 25 мс в смежных шпуровых зарядах, т. е. зарядах, расположенных на расстоянии до 1 м в одной пачке (слое) сланца и 0,6 м в разных пачках (слоях), разделенных прослойками известняка, разрешалось пропускать электродетонаторы не более одной из следующих ступеней замедления 25, 50 или 75 мс. Пропуск электродетонаторов последующих ступеней замедления, т. е. 100, 150 мс, не допускался.

В случае применения электродетонаторов ЭДЗН, ЭДКЗ-ПМ-15 интервал замедления и в смежных шпуровых зарядах не должен превышать 60 мс (по номиналу).

В подготовительных выработках при применении электродетонаторов ЭДКЗ с интервалом замедления 25 мс и ЭДЗД в смежных шпуровых зарядах разрешалось пропускать одновременно электродетонаторы двух первых ступеней замедления (25 и 50 мс) и одну из последующих ступеней (75 или 100 мс), но при этом интервал замедления между смежными шпуровыми зарядами не должен превышать 75 мс. Пропуск электродетонаторов со ступенями замедления 150, 250 и 500 мс не допускался. При применении электродетонаторов типа ЭДЗН интервал замедления в смежных шпуровых зарядах не должен превышать 100 мс (по номиналу).

В подготовительных выработках с одной открытой поверхностью при применении электродетонаторов ЭДКЗ с интервалом замедления 25 мс совместно с ЭДЗН или электродетонаторов ЭДЗД допускалось увеличивать ин-

тервал замедления между смежными шпуровыми зарядами, расположенными в разных пачках (слоях) сланца, разделенных прослойками известняка, до 250 мс (по номиналу).

§ 2.6. Взаимодействие шпуровых зарядов в угольном массиве при короткозамедленном взрывании

При групповом взрывании возможны подсечка зарядов трещинами и переуплотнение их проникающими газами под давлением (см. § 2.1).

Переуплотнение зарядов ВВ, потеря ими в связи с этим детонационных свойств, отказы и склонность к выгоранию представляют определенную опасность. Особенно опасны выгорания зарядов в связи с значительной продолжительностью такого процесса и его агрессивностью в отношении воспламенения взрывоопасной среды, которая может образоваться в забоях горных выработок при ведении взрывных работ в угольных забоях.

Поэтому вопросы взаимодействия шпуровых зарядов, условий взрыва их, влияния давления и других факторов на устойчивость детонации при групповом и особенно к.з.в. заслуживают особого внимания.

Сопоставление результатов изучения устойчивости детонации ВВ, различных по химическому составу, при испытании под давлением и в углецементных блоках показывает, что оба метода дают подобные результаты:

критическое приведенное расстояние (метод углецементных блоков) 10,4/9,0 — для аммонита ПЖВ-20; 7,5 — для аммонита Т-19; 10,2 — для победита ВП-3 (в числителе дроби — по старой технологии, в знаменателе — по новой);

коэффициент корреляции, выражающий степень тесноты связи между критическим приведенным расстоянием и критическим давлением детонации достаточно высок и равен — 0,97.

Для большинства промышленных ВВ, сенсibilизированных гексогеном, тротилом, но содержащих жидкий наполнитель, давление, под которым находятся заряды этих ВВ в момент детонации, оказывает существенное влияние на их детонационные свойства.

При этом близкое совпадение величин давления, при

которых наблюдаются затухания детонации, при взрыве нитроглицериновых ВВ различных классов по предохранительности и ВВ с нитроэфирами указывает на то, что устойчивость детонации их определяется не столько химическими, сколько физическими свойствами ВВ и, в частности, физической структурой ВВ в момент взрыва.

Условия возбуждения детонации в чистом нитроглицерине, а тем более в смесевых нитроглицериновых ВВ еще недостаточно изучены. Известно, что нитроглицерин, способный взрываться от небольшого удара, не взрывается иногда при простреле пулей и под действием ударной волны, создаваемой зарядом ВВ.

На процессы, происходящие при инициировании нитроглицерина или смесевых ВВ на его основе, могут оказывать влияние многие факторы: время и характер ударного нагружения, размеры и материалы оболочки, присутствие воздуха или воды и др. При данных условиях воздействия давления происходит деформация ВВ, связанная со смещением зерен, процессом их более плотной укладки, со сжатием жидкого сенсibilизатора, а также воды и воздуха, заключенных в порах ВВ.

Если в порошкообразных ВВ, не содержащих нитроэфира или воды, в процессе разгрузки от давления пузырьки воздуха в порах или разрыхляющие добавки при своем расширении не в состоянии преодолеть сил сцепления между твердыми зёрнами и изменить плотность этих ВВ, то в присутствии жидких сенсibilизаторов и наполнителей, а также разрыхляющих добавок вследствие пластичных свойств ВВ в процессе разгрузки происходит расширение воздушных пузырьков и разрыхляющих добавок, ведущее к его разуплотнению и превращению в менее однородную структуру, содержащую значительное количество воздушных включений. Можно считать, что в процессе разгрузки структура водонаполненных ВВ, характеризуемых малой способностью к уплотнению приходит в исходное состояние.

Давление может оказывать заметное воздействие и на порошкообразные ВВ, сенсibilизированные твердыми веществами (тротилом, гексогеном), вследствие возможности уменьшения плотности в процессе разгрузки в результате действия упругих сил. Однако для указанных ВВ, как уже отмечалось, существенного различия их детонационных свойств при врывании под давлением и после разгрузки не установлено. Это дает основание

предполагать, что в данном случае на детонацию ВВ в наибольшей степени влияет механическая прочность ВВ, а не его плотность.

При нахождении же промышленных нитроглицериновых или водонаполненных ВВ в момент взрыва под давлением вследствие уменьшения размера газовых пузырьков ВВ и их концентрации и перехода вещества в сплошную гомогенную структуру или же в результате уменьшения размеров газовых включений и пропорциональных им размеров очагов разогрева до величины, меньшей критической для данного ВВ, очень сильно уменьшается их чувствительность к возбуждению и развитию взрыва в заряде.

Взрывчатое превращение в жидком ВВ существенно облегчается (снижается критическая амплитуда инициирующей ударной волны), если в нем присутствуют неоднородности (пузырьки газа или кавитационные полости, находящиеся в жидкости во время инициирования).

Следовательно, отрицательное влияние давления на детонационные свойства нитроглицериновых ВВ сказывается не только в результате уплотнения ВВ и изменения его структуры. Очевидно, что исключение возможности образования зон кавитации в зарядах, находящихся под давлением, затрудняет возбуждение и распространение детонации.

Заметное возрастание отрицательного влияния давления на детонацию промышленных ВВ, сенсibilизированных твердыми горючими (аммонит Т-19 и др.), может быть объяснено тем, что в условиях всестороннего сжатия затрудняется возможность дробления частиц ВВ на фронте детонационной волны, что согласно механизму детонации Бюдена препятствует ее возникновению и распространению.

Несмотря на существенные противоречия во взглядах различных исследователей на роль газовых включений в механизме возбуждения и развития детонации зарядов ВВ, представляется возможным заключить, что повышение давления газа в этих пузырьках может отрицательно сказаться на детонации промышленных ВВ при их диаметрах, близких к критическим, хотя подобные условия и не реализуются в практических условиях.

В связи с имевшими место случаями выгорания зарядов ВВ в шахтах, особенно при к. з. в. с применением

ВВ, содержащих жидкие нитроэфиры (типа победитов), были проведены исследования условий и причин нарушения устойчивой детонации зарядов и их выгораний для оценки взаимодействия зарядов при групповом взрывании с замедлением, определения характера и времени деформации разрушаемого массива, деформации зарядов ВВ, а также влияния условий взрывания на процессы их деформации и устойчивость детонации.

В угольных забоях подготовительных выработок бурили несколько шпуров глубиной 1,5—2 м на различном расстоянии один от другого. В некоторых из них помещали заряды ВВ, взрываемые в первую очередь, в других шпурах — исследуемые заряды ВВ, взрываемые с замедлением. В них же располагали различные датчики для регистрации скорости детонации зарядов, времени разрушения массива и стенок шпура и деформации (уплотнения) зарядов ВВ. Кроме того, выполнена скоростная киносъемка для определения скорости и времени выброса разрушаемого взрывом массива угля.

При взрыве заряда в угольном массиве распространяется волна напряжений со скоростью, определяемой его физико-механическими свойствами. Достигнув границы сред (угольный массив — полость шпура), волна напряжений вызывает откол и разрушение стенок шпура.

При расстояниях между шпурами 0,4—0,6 м действие волны напряжений на стенки шпура в угле средней крепости оказывается через 0,3—0,4 мс, что соответствует скорости распространения волны напряжений в пределах 1100—2000 м/с. По результатам показаний датчиков разрушения установлены временные параметры разрушения массива и выброса взорванного угля из полости. Это время составляет примерно 315 мс.

По данным скоростной киносъемки, начальная скорость сдвижения массива достигает 50 м/с. Время начала выброса и образования дополнительных открытых поверхностей находится в пределах 25÷46 мс. Эти данные дают возможность судить об эффективном времени замедления между взрывами зарядов во врубовых и отбойных шпурах. Интервалы замедлений между взрывами зарядов ВВ в угольных забоях при короткозамедленном взрывании должны соответствовать времени образования дополнительных открытых поверхностей.

Угольный массив, разрушаясь вокруг смежных (исследуемых) шпуров под действием отраженной волны,

заполняет полость шпура или радиальный зазор между углем и зарядом ВВ, при этом угольная мелочь обтекает заряд и переуплотняет его. Для изучения зависимости от этих явлений характера взрывчатого разложения зарядов ВВ были замерены скорости их детонации. При этом в измерительных шпурах устанавливались датчики контроля «срезывания» зарядов. Разрушение этих датчиков происходило, как правило, за 11—18 мс при расстоянии между шпурами 15 см, срезываний же зарядов не наблюдалось.

При различных соотношениях диаметров шпуров и зарядов ВВ (42:36; 42:32; 47:36) было установлено, что изменением диаметров шпуров и зарядов можно сократить число случаев нарушения устойчивой детонации.

Результаты исследования детонации зарядов ВВ в смежных шпурах показали, что соотношение диаметров шпуров и зарядов и величина радиального зазора влияют на устойчивость детонации шпуровых зарядов ВВ.

Была установлена низкая детонационная способность ВВ типа победитов. Так, в 19 случаях из 70 произошло выгорание зарядов, а в семи зафиксирована детонация с заниженной скоростью. В трех случаях в течение 900—1200 мс наблюдалось горение зарядов ВВ в шпурах.

Для определения влияния расстояния между смежными шпурами на степень переуплотнения в них зарядов ВВ и определения минимально допустимого расстояния между смежными шпуровыми зарядами, исключающего возможность переуплотнения ВВ и потери ими детонационных свойств, а также для определения абсолютных величин деформации зарядов в зависимости от расстояния и различных соотношений диаметров шпуров и зарядов на пластах с различной крепостью угля в подготовительных выработках двумя горизонтальными рядами заряжали 14 шпуров глубиной 1,8—2,2 м различного диаметра. Взрывали заряды только в четырех врубовых шпурах (0,9 кг аммонита ПЖВ-20). Затем выполняли ручную разборку массива и извлекали патроны ВВ из невзорванных шпуров для определения их плотности и оценки детонационных свойств. В этих шпурах заряды состояли из двух патронов аммонита ПЖВ-20 и двух патронов победита ВП-3, помещенных в полиэтиленовый шланг.

Принятые соотношения диаметров шпуров и заря-

дов — 37:32; 42:32; 42:36 и 47:36, расстояния между зарядами — 0,3; 0,4; 0,5; 0,6 и 0,7 м.

Экспериментальные данные изменения плотности ВВ от расстояния описываются эмпирической зависимостью линейного вида

$$\rho = A_0 + A_1 r. \quad (2.19)$$

Для более достоверной оценки результатов определены доверительные границы этой зависимости при соотношении диаметров шпуров и зарядов 42:36, приняв доверительную вероятность $P=0,95$ и диапазон расстояний $[0,3 \text{ м} \leq r \leq 0,7 \text{ м}]$.

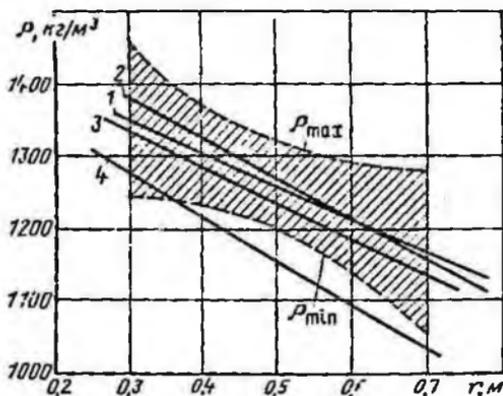


Рис. 66. Зависимость уплотнения ВВ от расстояния между шпурами: 1, 2, 3, 4 — для соотношений $d_{ш}/d_z$ соответственно 47/36; 42/36; 42/32 и 38/32

Доверительная зона на исследуемом участке задается двумя кривыми ρ_{\min} и ρ_{\max} (рис. 66).

$$\rho_{\min} = 1546 - 548r - 0,0605 \sqrt{1 + 54,9 (r - 0,48)^2};$$

$$\rho_{\max} = 1546 - 548r + 0,0605 \sqrt{1 + 54,9 (r - 0,48)^2}.$$

Установлено, что при соотношении $d_{ш}/d_z$, равном 38:32, заряды ВВ в шпурах переуплотняются в меньшей степени, чем при всех остальных. В вышеприведенных расчетах взяты абсолютные расстояния между зарядами потому, что при уменьшении диаметра зарядов ВВ с 36 до 32 мм не наблюдается линейной зависимости, связанной с соответствующим уменьшением расстояния

между взрываемыми зарядами, исходя из условий эффективности.

На основании полученных зависимостей установлены безопасные расстояния между шпурами, при которых исключалось бы переуплотнение ВВ до плотностей выше критической. В качестве такого расстояния принята величина 0,6 м, при которой верхняя граница доверительной зоны с увеличением расстояния практически остается неизменной и соответствует плотности 1300 кг/м³. При применении электродетонаторов ЭД-8ПМ и ЭДКЗПМ-15 нормальная детонация зарядов ВВ обеспечивается при плотности примерно 1600 кг/м³, т. е. указанное расстояние безопасно по устойчивости детонации.

В породных забоях аналогичным образом были установлены и регламентированы «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» минимально допустимые расстояния между смежными зарядами. Для ВВ IV класса в патронах диаметром 36 мм эти расстояния должны быть не менее: 0,3 м по породе с $f=7$; 0,45 м по породе с $f<7$.

Между давлением продуктов взрыва и параметрами ударной волны существует определенная взаимосвязь. Более интенсивному воздействию продуктов взрыва на внутреннюю поверхность зарядной камеры соответствует волна напряжений с более высокими параметрами. Однако прямой зависимости между длительностью давления продуктов взрыва в шпуре и амплитудой волны напряжений в массиве нет.

Действие взрыва в среде зависит от длительности действия продуктов детонации в зарядной камере и определяется временем прорыва газообразных продуктов взрыва по образующимся в разрушаемом массиве трещинам и через устья шпуров. При этом считают, что времена эти примерно равным между собой. Обычно длительность действия газообразных продуктов взрыва определяют методом скоростной киносъемки, фиксируя время их прорыва. В подземных условиях этот способ мало пригоден, поэтому использован метод, основанный на регистрации электромагнитного излучения, возникающего при взрыве.

Кроме того, использовались дифференциальные датчики скорости и датчики мембранного типа, предназначенные для фиксирования времени начала смещения забойки под действием продуктов взрыва.

Опыты проводились в угольном забое с одной открытой поверхностью. Глубина шпура, величина заряда и длина забойки подбирались так, чтобы исключить возможность образования взрывной воронки и разрушение массива. Регистрация процесса велась на катодном осциллографе С1-19 и приборе «Интервал», который представляет собой миллисекундомер, измеряющий интервалы времени между поступлением двух электрических импульсов. Первый импульс, соответствующий процессу детонации заряда, запускает миллисекундомер.

Второй импульс генерируется антенной при возникновении электромагнитного излучения расширяющихся в свободном пространстве продуктов взрыва. Таким образом, прибор «Интервал» фиксирует промежуток времени, на протяжении которого забойка препятствовала свободному истечению продуктов взрыва из шпуров или прорыву их через трещины в массиве.

Для исследования процессов деформации зарядов ВВ во времени и условий их взрывания в шпурах наиболее пригодны методы, основанные на измерении давления, воздействующего на заряды.

Для измерения давления при взрыве в шахтных условиях в основном применялись сегнетокерамические емкостные датчики. Комплект измерительной аппаратуры для замера давления состоял из поликристаллических сегнетокерамических датчиков давления, вибронизмерителя, блока питания, электронных осциллографов С1-19 и устройства для синхронизации и однократного запуска осциллографов в ждущем режиме (рис. 67).

Величину и длительность давления измеряли в производственных условиях шахт Донбасса при к.з.в. по углю. Давление замеряли следующим образом: в угольном массиве на определенном расстоянии один от другого бурили три-четыре шпура различного диаметра глубиной $1,2 \div 1,8$ м. При расположении шпуров учитывалась анизотропия свойств угольных пластов вдоль плоскости напластования и перпендикулярно к ней.

В одном или двух шпурах размещали взрываемые заряды ВВ (боевики) в двух других (измерительных) шпурах в патронах ВВ (без ЭД) помещали датчики давления.

В условиях шахты № 3—3-бис величину и длительность давления в смежных шпурах определяли при раз-

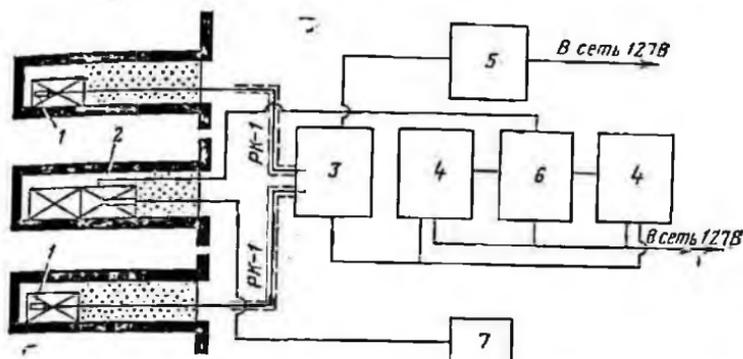


Рис. 67. Блок-схема аппаратуры для замера давления сегнетокерамическими емкостными датчиками:

1 — датчик давления; 2 — ионизационный датчик; 3 — прибор измеритель
4 — осциллограф С1-19; 5 — блок питания; 6 — запусковое устройство;
7 — КВП1/100

личных соотношениях диаметров шпуров и зарядов ВВ, а в условиях шахты № 22 — при соотношении 43:36.

На основании результатов измерения давления в условиях шахты № 22 п. о. «Шахтерскантрацит»: и их обработки получена эмпирическая зависимость (рис. 68):

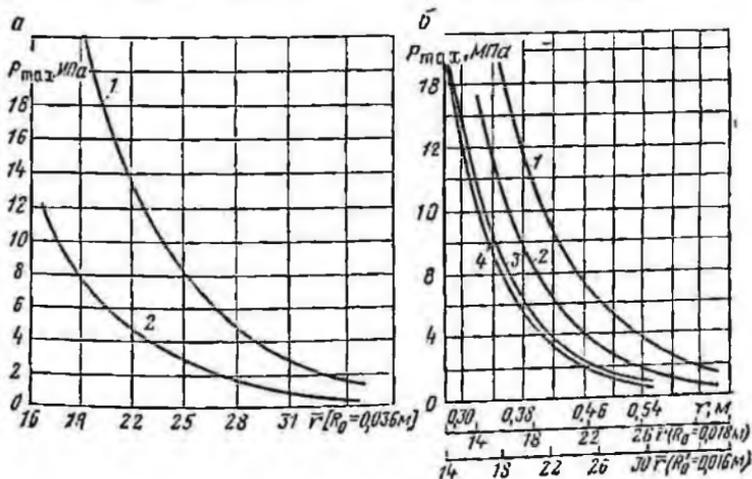


Рис. 68. Зависимость максимального давления, действующего на заряды ВВ в смежных шпурах:

а — от расстояния; 1, 2 — соответственно для условий шахт № 3-3-бис и № 22; б — от соотношений $d_{ш}/d_{з}$: 1, 2, 3 и 4 — при соотношениях $d_{ш}/d_{з}$ соответственно 42/36, 56/36, 42/32 и 38/32

$$p_{\max} = 2 \cdot 208 \cdot 10^9 \exp(-0,177\bar{r}) \quad \text{при } 16 \leq \bar{r} \leq 36. \quad (2.20)$$

Результаты определения давления в условиях шахты № 3—3-бис в диапазоне $18 \leq \bar{r} \leq 34$ описываются следующей эмпирической зависимостью:

$$p_{\max} = 5,453 \cdot 10^9 \exp(-0,168\bar{r}). \quad (2.21)$$

Из сопоставления этих зависимостей следует, что в условиях шахты № 3—3-бис заряды ВВ в смежных шпурах подвергаются значительно большему динамическому воздействию на одних и тех же относительных расстояниях, чем в условиях шахты № 22.

Осциллограммы опытов показывают, что процесс нарастания давления до максимального происходит в большинстве случаев за время 1—1,5 мс. Продолжительность действия давления, как правило, небольшая. Процессы его нарастания и спада неравнозначны.

При действии взрыва одного шпурового заряда на расстоянии 36 см и более давление полностью спадает за 4—7 мс, однако на расстояниях менее 36 см (при $d_3 = 36$ мм) спад давления до нуля происходит за время, превышающее 20 мс. Давление, которое действует на заряд более 10 мс, условно названо «остаточным», или «статическим». Оно обусловлено пластическими деформациями массива и статическим действием газообразных продуктов взрыва.

Результаты измерения давления при одновременном взрыве двух шпуров показали, что при этом максимальные значения давлений на одних и тех же расстояниях значительно больше, чем при взрыве одиночных шпуровых зарядов ВВ. При этом величины остаточных давлений достигают 30 МПа и выше, а их длительность соизмерима со временем замедления при короткозамедленном взрывании, т. е. заряды в момент детонации, будучи переуплотненными, могут находиться и под давлением.

При взрыве двух смежных зарядов отмечались два пика давления, примерно равные по амплитуде, но с интервалом времени между ними до 3 мс. При этом давление во втором пике в пределах длительности развертки 20 мс уменьшилось на 15—20 % от максимального.

Результаты данных опытов свидетельствуют о том,

что время эффективного воздействия волн напряжения на разрушаемый массив угля значительно меньше полной длительности действия энергии газов. Усиление действия двух одновременно взрывааемых зарядов, очевидно, прежде всего связано со взаимодействием ударных волн и газовых потоков от отдельных зарядов ВВ.

Осциллограммы опытов по замеру давления показывают, что давление в шпуре нарастает примерно по линейному закону и может быть представлено в виде

$$p = p_{\max} t / \tau; \quad 0 \leq t \leq \tau, \quad (2.22)$$

где τ — время нарастания давления до максимального, равное $(1,5 \div 2,5) \cdot 10^{-3}$ с.

По аналогии с лёссовидными суглинками, для которых имеются данные статических испытаний, для промышленных ВВ порошкообразной структуры можно также утверждать, что остаточные деформации после взрыва не будут превышать деформаций, соответствующих статической нагрузке, равной по величине максимальному давлению. Но чем ближе характер давления в шпурах к давлению на фронте ударной волны, тем меньше величина деформации зарядов при достижении максимального давления. Это является одним из способов уменьшения деформации зарядов ВВ, используемым при заполнении воздушного радиального зазора водой.

Деформация (объемная сжимаемость) зарядов ВВ продолжает нарастать и при выполнении условий разгрузки $dp/dt \leq 0$. Указанное обстоятельство может объяснить известные экспериментальные данные об ухудшении устойчивости детонации промышленных ВВ с увеличением времени замедления между взрывами смежных шпуров.

Сопоставление осциллограмм специальных взрывов с полученными в производственных условиях показывает, что в обоих случаях процессы нарастания и спада давления сопоставимы, что дает возможность сопоставить также процессы уплотнения зарядов ВВ. Экспериментальные данные свидетельствуют также о том, что в момент достижения максимального давления деформации заряда составляют 0,9—0,95 максимальной.

Результаты изменения объемной сжимаемости ВВ показывают, что различия статического и динамического сжатия ВВ при скорости деформирования порядка 70 мс

незначительны. При больших скоростях деформирования это становится существенным.

Результаты замеров давления в смежных шпурах свидетельствуют также о возможности длительного его действия. Вышеприведенные данные являются одним из факторов оценки степени деформации зарядов ВВ и их детонационных свойств по результатам испытаний при статических воздействиях или при конечных скоростях нагружения порядка $1-1,2 \cdot 10^{-2}$ с теми же значениями максимальных давлений, что и при динамических воздействиях и условиях группового взрывания с замедлением.

Зависимость и характер давления в смежных шпурах во времени и пространстве определяли при различных соотношениях диаметров шпуров и зарядов ВВ. В условиях шахты № 3—3-бис при различном соотношении d_w/d_z (см. рис. 68) в диапазоне исследованных расстояний давление описывается эмпирической зависимостью

$$p_{\max} = 0,1 [A \exp(-kr)].$$

Следовательно, на расстоянии $20R_0$ уменьшение максимальной величины давления при радиальном зазоре $0,56R_0$ составляет 35,8%, что должно благоприятно сказаться на условиях детонации зарядов ВВ, взрывааемых с замедлением, так как уменьшается возможность их переуплотнения. Поэтому увеличение воздушного радиального зазора в определенных пределах против существующего ($0,19R_0$) является рациональным. В то же время установлено, что в шпурах диаметром 43 мм при диаметре зарядов ВВ 32 мм, т. е. при воздушном радиальном зазоре $0,34R_0$, максимальные величины давлений, действующих на заряды ВВ, остаются неизменными или даже возрастают при увеличении воздушного радиального зазора с $0,19R_0$ до $0,34R_0$.

Таким образом, с точки зрения условий детонации зарядов ВВ в шпурах, взрывааемых с замедлением, изменение радиального зазора в этом интервале существенно не влияет на условия детонации и рациональная величина зазора должна определяться, исходя из условий эффективности и условий зарядки зарядов ВВ.

Снижение же давления в шпурах диаметром 38 мм можно объяснить большей устойчивостью стенок шпура малого диаметра к разрушению. Кроме того, не исклю-

чается возможность более высоких концентраций напряжений вокруг шпуров диаметром 43—44 мм и усиленные действия взрыва по этой причине.

Однако при окончательном выборе диаметров шпуров и зарядов ВВ кроме выполнения требований в отношении безопасности необходимо принимать во внимание также взрывное действие этих зарядов и не увеличивать трудоемкость работ (при использовании шпуров увеличенного диаметра при диаметре зарядов 36 мм). Для этого установлены оптимальные соотношения диаметров шпуров и зарядов как в отношении безопасности, так и эффективности.

Анализ полученных данных показывает, что для аммонита ПЖВ-20 при увеличении диаметра шпуров с 43 до 47 мм, диаметре патронов 36 мм удельный расход энергии ВВ увеличился с $55,9 \cdot 10^6$ до $63,2 \cdot 10^6$ Дж/м³, т. е. на 13 %. При дальнейшем увеличении диаметра шпуров до 52 мм удельный расход энергии ВВ увеличился до $77,5 \cdot 10^6$ Дж/м³, т. е. на 38,5 %.

Сравнивая эти данные с параметрами волны напряжений, можно заметить, что в первом случае при увеличении $d_{ш}$ с 43 до 47 мм удельный расход энергии ВВ увеличился на 12 %, а во втором — энергия волны напряжений уменьшилась на 15 %. Эти данные хорошо согласуются с результатами, полученными при групповом короткозамедленном взрывании.

При взрывании ПЖВ-20 в патронах диаметром 32 мм результаты взрывов близки к тем, которые получены для патронов диаметром 36 мм. Удельный расход энергии ВВ практически не отличался при замене ПЖВ-20 в патронах диаметром 36 мм на патроны диаметром 32 мм. Так, для $d_{ш}=38$ мм при диаметре патронов 32 и 36 мм удельный расход энергии ВВ составил соответственно $58,2 \cdot 10^6$ и $55,9 \cdot 10^6$ Дж/м³.

Эти данные согласуются с результатами, полученными при взрывании одиночных зарядов ВВ в угле. Действительно, с уменьшением диаметра патрона с 36 до 32 мм для ПЖВ-20 удельная энергия волны напряжения практически не изменилась.

Увеличение диаметра патронов с 36 до 40 мм способствовало снижению удельного расхода энергии с $55,9 \times 10^6$ до $48,6 \cdot 10^6$ Дж/м³, т. е. эффективность взрыва ПЖВ-20 увеличилась на 15 %, а по параметрам волны напряжений — на 10—12 %.

Анализ данных для опытного аммонита показывает тенденцию к уменьшению его эффективности с увеличением диаметра шпура. Причем для зарядов диаметром 32 и 36 мм не было обнаружено существенной разницы по эффективности. Вместе с тем для зарядов диаметром 36 и 40 мм удельный расход энергии составлял соответственно $48,6 \cdot 10^6$ и $58,2 \cdot 10^6$ Дж/м³, т. е. эффективность опытного аммонита уменьшилась на 12 % и стала близкой к эффективности ПЖВ-20 в патронах диаметром 36 мм.

При взрывании угленита Э-6 с увеличением диаметра заряда с 36 до 40 мм при постоянном соотношении $d_{ш}$ и d_z , эффективность этого ВВ увеличивается примерно на 10 %, а при уменьшении диаметра заряда с 36 до 32 мм снижается на 8—10 %. Увеличение $d_{ш}$ при постоянном диаметре зарядов угленита Э-6 значительно уменьшает эффективность взрыва.

Таким образом, на основании проверки в шахтных условиях установлено влияние соотношения $d_{ш}/d_z$ и относительных размеров заряда на результаты взрыва в угольном забое.

Для предохранительных ВВ типа аммонитов ПЖВ-20 при уменьшении диаметра заряда с 36 до 32 мм эффективность взрыва практически не изменяется, а для угленита Э-6 она снижается на 8—10 %. Как это будет показано в дальнейшем, такие же результаты получены при определении оптимальных диаметров шпуров и зарядов в отношении обеспечения условий устойчивости детонации зарядов. Ухудшение эффективности угленита Э-6 при уменьшении диаметра патронов объясняется низкой его детонационной способностью в условиях переуплотнения и избыточного давления.

Для проверки полученных зависимостей при опытных взрывах в качестве критерия оценки эффективности принят объем воронки взрыва одиночного шпурового заряда. В этих условиях с увеличением радиального зазора растет также удельный расход энергии на образование воронки взрыва. Особенно резкое увеличение расхода энергии на образование воронки взрыва наблюдается для угленита Э-6.

Так, если для аммонита ПЖВ-20 при увеличении воздушного радиального зазора с 0,19 до $0,3R_0$ удельный расход энергии возрастает примерно на 12 %, то для угленита Э-6 он возрастает на 20 %. При увеличе-

нии же воздушного радиального зазора с 0,19 до 0,89R₀ удельный расход энергии для ПЖВ-20 возрастает на 55—60 %, а для угленита Э-6 на 72 %.

Таким образом, как параметры волны напряжений, так и объемы воронок взрыва уменьшаются с увеличением воздушного радиального зазора и соответственно растет удельный расход энергии на разрушение. Вместе с тем увеличение воздушного радиального зазора при диаметре зарядов 36 мм положительно сказывается на условиях детонации зарядов ВВ, взрывааемых с замедлением, вследствие уменьшения возможности их переуплотнения. При этом снижается возможность отказов и неполных детонаций зарядов ВВ в смежных шпурах, взрывааемых с замедлением, а следовательно, обеспечиваются и лучшие условия для взаимодействия зарядов ВВ, что способствует не только повышению безопасности, но и эффективности короткозамедленного взрывания.

Для исследования характера взрывчатого разложения зарядов ВВ, переуплотненных и находящихся под определенным давлением, предложен способ, позволяющий уплотнять заряды любой длины и диаметра с равномерной плотностью (или при необходимости с изменяющейся плотностью) и учитывающий особенности уплотнения ВВ в условиях группового взрывания.

Он основан на использовании сжатого воздуха или жидкости в качестве рабочего тела, а в качестве среды, передающей давление на заряд ВВ, — эластичной оболочки. Для этого патрон или заряд ВВ, состоящий из нескольких патронов, помещается в эластичную газонепроницаемую оболочку из полиэтилена или резины, и торцы оболочки герметизируются. Снаряженный таким образом заряд ВВ помещается в камеру высокого давления и подвергается действию избыточного давления сжатого воздуха или жидкости (рис. 69). Давление, действуя через эластичную оболочку на ВВ, вызывает его уплотнение, а благодаря всестороннему сжатию достигается равномерное уплотнение заряда по всей его длине.

Плотность прессуемого заряда определяется величиной избыточного давления в камере.

Проведенная сравнительная оценка детонационной способности зарядов ВВ, уплотненных в угольном забое, углецементных блоках, на прессе, и по вышеописанному методу показала отсутствие существенного разли-

чия в детонационной способности зарядов аммонита ПЖВ-20.

Для оценки повышения плотности и влияния давления на детонационные свойства ВВ изучалась детона-

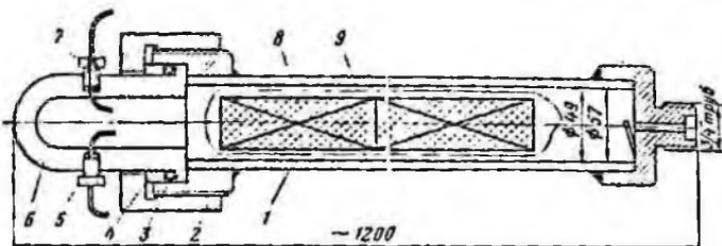


Рис. 69. Камера для взрывания зарядов ВВ под давлением:

1 — корпус; 2 — нажимная гайка; 3 — уплотнительное кольцо; 4 — прижимное кольцо; 5 — болт; 6 — коллаж; 7 — полиэтиленовая пробка; 8 — заряд ВВ; 9 — эластичная герметичная оболочка

ция промышленных ВВ при различных условиях взрывания.

1. При давлении воздуха или метана до 30 МПа и нормальной плотности ВВ, т. е. при уплотняющем давлении $p = (1 \div 30)$ МПа.

2. При уплотнении зарядов ВВ до плотностей, близких к максимальным, и взрывании зарядов после снятия уплотняющего давления $p = 0,1$ МПа

$$p_0 \leq p_{ВВ} \leq p_{max}$$

3. При повышенной плотности ВВ и взрывании под давлением, т. е. $p = (1 \div 30)$ МПа

$$p_0 \leq p_{ВВ} \leq p_{max}$$

Во всех опытах исследовалась детонация зарядов ВВ, состоящих из трех-четырех патронов общей массой 0,8—0,9 кг. При такой конструкции заряда обеспечиваются наиболее жесткие условия для устойчивой его детонации.

При взрывании непрерывных зарядов в шлангах длиной не менее 15 диаметров их инициировали электродетонаторами мгновенного действия ЭД-8ПМ. Взрывание выполнялось в трубчатой камере, давление воздуха в которой создавалось при помощи дожимающего компрессора КД-3.

Данная установка обеспечивает возможность получения зарядов плотностью до 1700 кг/м³ и их взрывание при давлении до (35 МПа).

В качестве критерия оценки устойчивости детонации заряда ВВ принята величина давления, при которой заряд, состоящий не менее чем из трех патронов, будучи уплотнен до критической плотности $\rho_{\text{крит}}$ или находясь в момент взрыва под этим давлением, детонирует с нормальной скоростью в трех последовательных опытах.

Давление $P_{\text{кр}}$, при котором еще возможна устойчивая детонация данного ВВ, названо критическим.

Описанный лабораторный способ включен в технические требования к предохранительным ВВ и принят для факультативной оценки устойчивости детонации ВВ, предназначенных для угольных шахт, опасных по газу или пыли.

В качестве основного принят предложенный МакНИИ шахтный способ определения устойчивости детонации промышленных ВВ и склонности их к выгоранию в производственных условиях. Сущность его состоит в следующем.

В угольном забое с одной открытой поверхностью бурится несколько шпуров, в которых помещаются заряды испытуемых ВВ массой до 0,6—0,9 кг. Часть зарядов (подпрессовывающие) снаряжается электродетонаторами мгновенного действия, остальные (исследуемые) — электродетонаторами короткозамедленного действия и снаряжаются средствами контроля характера их взрывчатого разложения. Под действием взрыва подпрессовывающих зарядов уплотняется ВВ исследуемых зарядов, взрываемых с замедлением. Степень уплотнения определяется расстоянием между теми и другими зарядами, которые являются критерием устойчивости детонации промышленных ВВ.

Для определения устойчивости детонации ВВ, различных по химическому составу, физической структуре, в зависимости от условий детонации провели опытные взрывы с зарядами различных диаметров, а также с образцами ВВ, изготовленных разными заводами: аммонитов ПЖВ-20 и Т-19 (IV класс); аммонитов АП-4ЖВ и АП-5ЖВ (III класс); аммонита 6ЖВ (II класс).

Результаты этих взрывов показали, что устойчивость детонации этих ВВ сравнительно невысока и ВВ различных классов в этом отношении мало отличаются один от другого.

Предохранительный аммонит ПЖВ-20 (с инертной добавкой хлористого натрия) имеет более высокую де-

тонационную способность, чем непродохранительный аммонит № 6ЖВ и аммониты АП-4ЖВ и АП-5ЖВ с более высокими взрывными показателями. Такое явление связано с лучшим качеством изготовления и, в частности, лучшей технологической обработкой ПЖВ-20 и более высоким качеством его исходных продуктов. Для получения сравнительных количественных показателей, характеризующих устойчивость детонации промышленных ВВ, в опытах использовались ВВ различных заводов, различных партий одного завода.

Причиной резкого улучшения детонационных свойств аммонита ПЖВ-20 является улучшение технологии его производства.

Еще более высокими детонационными свойствами, а следовательно, повышенной устойчивостью детонации характеризуется предохранительный аммонит Т-19, способность к устойчивой детонации которого характеризуется величиной критического давления ($24 \div 26$) МПа.

Опытные взрывы с тротилосодержащими ВВ проводились с уплотненными зарядами как под давлением, так и после его снятия. При этом в пределах точности экспериментов существенного различия в детонационных свойствах ВВ не установлено, особенно для образцов с невысокой детонационной способностью.

При взрывании этих же ВВ в уплотненном состоянии под давлением и в окружении зарядов угольной оболочкой устойчивость детонации снижается на 10—15 % по сравнению с взрыванием их в тех же условиях без оболочки.

Результаты взрывания тротилосодержащих ВВ типа аммонита Т-19 свидетельствуют о возрастании влияния давления, под которым находятся эти ВВ в момент детонации, на ее устойчивость и при отсутствии оболочки. Однако с достаточной для практики степенью достоверности детонационные свойства и устойчивость детонации зарядов тротилосодержащих ВВ можно оценивать при взрывании их в уплотненном состоянии после разгрузки от давления.

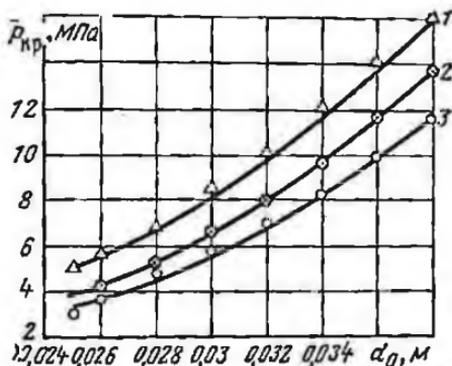
Критерием оценки устойчивости детонации и в данном случае является величина уплотняющего давления или критической плотности (максимальной), при которых в данных условиях еще возможна устойчивая детонация исследуемого ВВ, но при незначительных повышениях которых детонация затухает.

Отрицательное влияние давления на устойчивость детонации промышленных ВВ типа аммонитов сказывается также на передаче детонации между патронами и может явиться одним из факторов, способствующих выгоранию отказавших зарядов ВВ.

В данной серии взрывов наряду с оценкой влияния химического состава, условий взрывания зарядов, качества их изготовления и плотности аммиачно-селитренных ВВ на устойчивость их детонации оценивали также влия-

Рис. 70. Зависимости критических давлений для некоторых ВВ от величины начального диаметра заряда:

1 — угленит Э-6; 2 — аммонит ПЖВ-20; 3 — аммонит № 6ЖВ



ние других физических факторов, определяющих устойчивость детонации ВВ и, в частности, влияние диаметра заряда, физико-механической структуры ВВ и его влажности.

Результаты этих взрывов показывают, что с уменьшением начального диаметра зарядов устойчивость детонации аммиачно-селитренных ВВ резко снижается. Так, если заряды аммонита ПЖВ-20 с начальным диаметром 36 мм устойчиво детонируют при уплотняющем давлении (11,5—12) МПа, то заряды с начальным диаметром 32 и 30 мм — при давлении соответственно 8 и 6,5 МПа. Аналогичная картина наблюдается и для аммонита № 6ЖВ.

Критические давления детонации зависят от величины начального диаметра (рис. 70).

При определении критических давлений в расчет принимался начальный диаметр заряда, потому что, как и плотность ВВ, диаметр в процессе уплотнения является переменной величиной.

Плотность аммонита ПЖВ-20 ($\text{кг}/\text{м}^3$) в процессе уп-

лотисния может быть представлена эмпирической зави-
симостью

$$\rho = \rho_0 \cdot 10^3 / (1 - 0,07448 \lg p)^2. \quad (2.23)$$

Учитывая, что между плотностью и диаметром заря-
да при данных условиях опытов, а также в реальных
условиях справедливо соотношение $\rho_0/\rho = (d/d_0)^2$,
конечный диаметр заряда примем

$$d = d_0 (1 - 0,07448 \lg p) \cdot 10^3. \quad (2.24)$$

Таким образом, для указанных ВВ уменьшение диа-
метра в процессе уплотнения является одним из факто-
ров, отрицательно влияющих на устойчивость их дето-
нации.

Сопоставляя данные по устойчивости детонации про-
мышленных ВВ, сенсибилизированных тротилом, с ре-
зультатами измерения давления при различном соотно-
шении диаметров шпуров и зарядов ВВ, можно видеть,
что для расстояний между шпурами 0,4 м при соотноше-
нии 43 : 32 и 38 : 32 по сравнению с соотношением 43 : 36
давление снижается соответственно на 61 и 66,7 %. В то
же время критическое давление, являющееся количест-
венным показателем устойчивости детонации промыш-
ленных ВВ, для предохранительных аммонитов ПЖВ-20
диаметром 32 мм уменьшается в среднем на 33 % по
сравнению с критическим давлением для зарядов диа-
метром 36 мм.

В вышеприведенных расчетах взяты абсолютные рас-
стояния между взрываемыми зарядами потому, что при
уменьшении диаметров зарядов с 36 до 32 мм не на-
блюдается линейной взаимосвязи с соответствующим
уменьшением расстояния между взрываемыми заряда-
ми, исходя из условий эффективности. Однако даже на
одинаковых относительных расстояниях между заряда-
ми давления, которым подвергаются заряды ВВ при диа-
метре зарядов 32 мм, будут значительно ниже, чем при
диаметре зарядов 36 мм.

Таким образом, несмотря на преимущества, которые
достигаются при использовании упомянутых выше соот-
ношений диаметров шпуров и зарядов ВВ, рекомендо-
вать к применению ВВ типа аммонита ПЖВ-20 в зарядах
диаметром 32 мм без повышения их детонационной спо-
собности не представляется возможным.

В то же время критические давления для аммонита Т-19, а также для аммонита ПЖВ-20 с улучшенной технологической обработкой, при уменьшении диаметра зарядов до 32 мм составляют 0,8—0,85 $p_{кр}$ зарядов этих ВВ диаметром 36 мм. Следовательно, в данном случае и при диаметре зарядов 32 мм обеспечивается устойчивая детонация указанных ВВ.

Полученные экспериментальные данные дают возможность рекомендовать к промышленному применению данные ВВ и, в частности, аммонит Т-19 в зарядах диаметром 36 и 32 мм при к. з. в. в следующих условиях:

а) в выработках малой площади сечения и при небольшой мощности пластов, когда по условиям эффективности невозможно обеспечить рациональные схемы расположения шпуровых зарядов диаметром 36 мм; б) в выработках с большим газовыделением с ограниченной длиной заходки; в) на пластах с неустойчивой кровлей; г) при взрывании на дополнительную открытую поверхность при контурном взрывании.

Повышение влажности аммиачно-селитренных ВВ в пределах 1—2 % весьма отрицательно влияет на устойчивость их детонации в условиях группового короткозамедленного взрывания. Вода флегматизирует ВВ вследствие образования инертных очень прочных оболочек вокруг его частичек, обусловленных действием очень сложных видов связи, уменьшающих их восприимчивость к начальному импульсу. Однако вода благоприятствует уплотнению ВВ при внешних воздействиях. Поэтому благодаря повышению пластичности плотность увлажненных ВВ при значительно меньших воздействиях достигает критических значений.

Зависимость изменения плотности ВВ от величины уплотняющего давления $\rho=f(p)$ приведена на рис. 71, где кривая 1 соответствует аммониту ПЖВ-20 с влажностью 1,5 %, а кривая 2 — с влажностью 0,14 %.

Заряды аммонита ПЖВ-20 с влажностью 0,14 % детонировали при $p_{кр}=12$ МПа, а увлажнившиеся в процессе хранения в течение 1,5 мес. — лишь при $p_{кр}=8$ МПа. Заряды этого же ВВ, хранившиеся в герметической укупорке, сохранили свои первоначальные детонационные свойства.

При сопоставлении данных по плотности ВВ видно, что критическая плотность ПЖВ-20 различной влажности в пределах точности экспериментов является одина-

ковой и равна 1560—1570 кг/м³, т. е. при увлажнении до 1,5 % плотность достигает критических значений при внешних воздействиях примерно на 40 % меньше, чем для неувлажненных ВВ.

Резюмируя вышеизложенное, можно сделать вывод, что величина критического давления является более надежным количественным

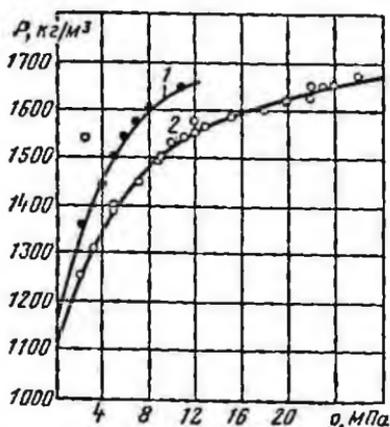


Рис. 71. Зависимость плотности ВВ от величины уплотняющего давления

показателем устойчивости детонации промышленных ВВ, чем критическая плотность, особенно при сравнительной оценке промышленных ВВ различных не только по химическому составу, но и физическим свойствам.

Таким образом, применение штатных аммиачно-селитренных ВВ не является достаточно эффективным и отвечающим полностью требованиям безопасности.

Значительные преимущества в отношении устойчивости детонации имеют такие предохранительные ВВ как аммонит Т-19, а также аммонит ПЖВ-20 улучшенной технологии. Применение этих ВВ позволяет уменьшить вероятность нарушения устойчивости детонации зарядов ВВ в условиях группового взрывания и способствует, таким образом, повышению безопасности и эффективности взрывных работ.

Изучены детонационные свойства и устойчивость детонации предохранительных ВВ — угленита Э-6, победита ВП-4 и не предохранительных ВВ II класса — типа детонитов.

Детонационные свойства ВВ, содержащих нитроффуры или их смеси с тротилом, зависят от условий их взрывания. Так, если заряды угленита Э-6, победита ВП-4 и детонита при начальных диаметрах 32 и 36 мм, переуплотненные под действием уплотняющего давления до 25 МПа, устойчиво детонируют при взрывании их после снятия давления, то заряды этих ВВ в уплотненном состоянии, находясь под давлением (15—18) МПа, во мно-

гих случаях не способны устойчиво детонировать и дают отказы, неполные детонации и выгорания (в одном из опытов с победитом ВП-4 наблюдалось горение отставшей части заряда).

ВВ на основе нитроэфиров имеют хорошие детонационные свойства после разгрузки от давления. В условиях группового (короткозамедленного) взрывания, а также зарядов ВВ под давлением они склонны к потере детонационных свойств и могут давать отказы и выгорания.

Из приведенных экспериментальных данных следует, что неучет давления, под которым могут находиться заряды промышленных ВВ в момент детонации, может привести к ощутимым погрешностям в оценке их детонационной способности. Если для промышленных ВВ, сенсибилизированных твердыми веществами, эта погрешность обычно не так велика и для большинства из них не имеет существенного значения, то для ВВ, сенсибилизированных жидкими нитроэфирами, оценка их детонационных свойств под давлением имеет практическое значение.

Ранее применявшиеся победиты, а также детониты, содержащие жидкие нитроэфиры, характеризовались очень резким снижением детонационных свойств при уплотнении и после снятия давления.

Заряды победита ВП-4 и детонита при первоначальном диаметре 32 мм устойчиво детонировали при давлении до 30 МПа и взрывании их после снятия нагрузки, однако под давлением 18—20 МПа случались отказы, неполные детонации и выгорания (для ВП-4).

Вышеуказанное различие детонитов в детонационной способности связано с содержанием в них нитроэфиров и тротила. Если нитроэфиры способствуют лучшей уплотняемости детонитов и флегматизации содержащегося в них тротила, то при более высоком содержании его в детоните, частично в углените Э-6, не содержащем тротила, плотность уменьшается в процессе разгрузки $\rho(t) \ll \rho_{\max}$ и основное влияние на детонационную способность оказывает давление (напряжение), под которым находятся заряды в момент взрыва.

Что же касается победитов ВП-4, в составе которых имеется тротил и нитроэфиры, то уменьшение плотности в процессе разгрузки, как и в углените Э-6, связано с введением разрыхляющих добавок. Однако для ВВ по-

добных типов не исключается и специфическое влияние давления на детонационные свойства, поскольку наблюдались отказы детонации под давлением при меньшей плотности, чем плотность ВВ, при которой обеспечивалась устойчивая детонация зарядов ВВ после разгрузки.

Устойчивость детонации ВВ, содержащих жидкие нитроэфиры, в большей степени зависит от физико-механической структуры и условий взрывания, чем от химического состава ВВ.

Влияние диаметра зарядов на устойчивость детонации ВВ, сенсibilизированных нитроэфирами на примере угленита Э-6, может быть описано следующей зависимостью:

$$p_{кр} = 6,34 \cdot 10^{10,35} d^{2,78} \quad (2.25)$$

Заряды угленита Э-6 при $d=36$ мм, уплотненные под давлением свыше 25 МПа, устойчиво детонируют после снятия давления, т. е. значительно более высоко, чем при условии их взрывания под давлением. Если принять устойчивость детонации зарядов Э-6 диаметром 32 мм за 100 %, то увеличение диаметра до 36 мм приводит к повышению критического давления в среднем на 25 % и соответственно уменьшение начального диаметра ВВ ведет к более резкому снижению критического давления детонации.

Таким образом, может быть сделан вывод, что при взрывании под давлением ВВ, содержащие нитроэфиры, не способны устойчиво детонировать в условиях группового взрывания и при их применении в угольных шахтах не обеспечиваются надежная безопасность и эффективность взрывных работ. Качество этих ВВ должно быть улучшено как в отношении их устойчивости детонации, так и исключения возможности выдавливания жидких нитроэфиров.

Устойчивость детонации промышленных непродохранных ВВ, в частности детонитов, несмотря на их высокие детонационные свойства при обычных методах испытания значительно ниже, чем устойчивость детонации угленита Э-6. Поэтому главной причиной увеличения числа отказов, неполных детонаций и выгораний зарядов ВВ не является широкое использование в угольных шахтах предохранительных ВВ. Повышению детонационной способности непродохранных ВВ, широко

применяемых в горной промышленности, следует уделять такое же внимание, как и предохранительным.

Образцы предохранительных ВВ IV класса, сенсibilизированных гексогеном или смесью его с тротилом, а также крупнодисперсных ВВ, предназначенных для сплошных шланговых зарядов, предохранительных водонаполненных ВВ, не предохранительного ВВ II класса — скального аммонита № 1ЖВ устойчиво детонировали при взрывании под давлением до 30 МПа. При таком давлении плотность ВВ приближается к максимально возможной для данных ВВ.

Уплотнение мелкодисперсных ВВ происходит в основном в результате возникновения сдвигов частиц и соскальзывания более мелких частиц в поры ВВ, вследствие чего происходит перегруппировка частиц и их более плотная компоновка.

Крупнодисперсные ВВ уже при начальном состоянии имеют достаточно плотную компоновку. Вследствие этого при динамических воздействиях значительно труднее преодолевается усилие в точках контакта частиц, вследствие чего эти ВВ способны более устойчиво противостоять уплотнению, чем порошкообразные. Можно предположить, что чем выше динамические нагрузки, тем большее количество частиц ВВ (гранул) будет дробиться и тем сильнее они будут противостоять уплотнению.

Опытные аммониты с начальным диаметром 32 мм устойчиво детонируют при давлении до 30 МПа и после разгрузки их от давления. Заряды диаметром 28 мм детонируют с нормальной скоростью при давлении (28—29) МПа, при больших давлениях уже наблюдаются случаи затухания детонации.

Анализируя результаты приведенных данных по устойчивости детонации предохранительных ВВ, сенсibilизированных гексогеном, можно сделать вывод, что данные ВВ способны устойчиво детонировать в наиболее жестких условиях взрывания по углю.

На основании приведенных выше данных и обобщения накопленного опыта разработан и внедрен комплекс мероприятий, обеспечивающих повышение безопасности взрывных работ, снижение производственного травматизма и повышение эффективности взрывных работ. Были разработаны основные условия безопасного применения к.з.в. в угольной промышленности, в частности в шахтах, опасных по газу или пыли, короткозамедленный спо-

соб следует применять с соблюдением специальных режимов ведения взрывных работ и требований Правил безопасности в отношении проветривания выработок.

При этом следует применять предохранительные ВВ патронированные или в непрерывных шланговых зарядах, а также ВВ в предохранительных оболочках и средства беспламенного взрывания (только электрическое инициирование предохранительными электродетонаторами).

Этот комплекс мероприятий подробно регламентирован директивными документами [20—24], которыми надлежит руководствоваться при короткозамедленном взрывании.

СРЕДСТВА КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ

§ 3.1. Средства обеспечения замедлений

Простейшим замедлителем является петля детонирующего шнура (ДШ), длина которой рассчитывается просто, исходя из известной, довольно стабильной скорости его детонации и заданного замедления. Однако этот способ дорог и может применяться только в тех условиях, где исключается обрыв сети ДШ воздушной ударной волной.

Иногда применяется приборный способ замедлений, обеспечиваемый сочетанием электрического прибора замедлителя и электродетонаторов мгновенного действия. От прибора к каждому заряду или группе зарядов, взрывааемых с одним замедлением, протягивается индивидуальный провод и один общий (см. гл. 1). Способ имеет одно бесспорное достоинство — возможность обеспечения практически любого замедления с высокой точностью, что делает его незаменимым при проведении опытных работ, когда другие средства инициирования мало пригодны. В практической работе этот способ имеет ряд недостатков: низкую надежность, сложность монтажа электровзрывной сети. Взрывная сеть подвержена опасности обрыва под действием ударной воздушной волны, осколков породы и сдвижений массива (см. гл. 2). И только при замедлениях меньше 7 мс можно гарантировать относительную безопасность сети. Специальные меры — прокладка сети в канавах, желобах, засыпка штыбом, односторонние врубы и т. п. — дают возможность уменьшить опасность обрыва, увеличить предел замедления, однако полной гарантии они дать не могут. По этим причинам приборный способ обеспечения замедлений не имеет промышленного применения.

При использовании электрических замедлителей элект-

тродетонаторов [13] миллисекундное замедление образуется в результате разряда конденсатора на большое сопротивление, в случае применения сложных схем соединения электродетонаторов [14] — регулированием тока воспламенения электродетонаторов.

Наиболее широко применяется способ, при котором замедление в СИ (электродетонаторе или пиротехническом реле ДШ) обеспечивается горением пиротехнического состава — замедлителя. Изменением длины столбика замедлителя или его химического состава можно подобрать замедление для любого типоразмера СИ. Наряду с простотой и дешевизной способ обладает существенным недостатком — значительным разбросом времени срабатывания вследствие нестабильности горения замедлителя.

На очистных работах по руде в большинстве случаев отбойка ведется массовыми взрывами зарядов в скважинах, число которых в одном взрыве достигает 1000. Иницирование зарядов выполняется с помощью промежуточного патрона — боевика или непосредственно от ДШ; инициирующий импульс передается сетью ДШ. Для обеспечения замедления между зарядами (или группами зарядов) применяются пиротехнические реле КЗДШ, которые ставятся в разрез нити ДШ и обеспечивают замедление, предусмотренное данным типоразмером. На бумажной трубке стрелкой показано направление детонации, которое следует учитывать при монтаже взрывной сети ДШ. Отечественная промышленность выпускает КЗДШ-69 одностороннего действия с замедлениями 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125, 150, 175, 200 мс. За рубежом выпускаются пиротехнические реле аналогичной конструкции с замедлениями 20 и 30 мс (ЧССР), 17 мс (Англия, США), 20 и 40 мс (ФРГ), 9 и 17 мс (Испания).

Поскольку КЗДШ ставятся в разрез линии ДШ, теоретически можно последовательно включить любое их число и таким образом получить нужное замедление для достаточно большого количества зарядов в одной взрывной сети. Недостатком конструкции является большое число скруток ДШ, усложняющих процессы монтажа взрывной сети и заряжания скважин.

Как уже указывалось, пиротехнические замедлители нестабильны во времени срабатывания, поэтому при изготовлении необходим строгий контроль за соблюдением технологии. Тем не менее, время срабатывания их (раз-

брос и среднее значение) неодинаково в разных партиях, иногда колебания довольно значительны.

Результаты замеров времени срабатывания пиротехнического реле первых четырех ступеней (по данным ПЭУ «Союзвзрывпром») приведены в табл. 28, из кото-

Таблица 28

Время срабатывания, мс	Номинальное замедление ступени, мс			
	10	20	35	50
По ТУ	6	17	29	45
	16	28	44	60
Фактическое при испытаниях	7,5	15,6	30,4	45
	13,4	25,3	41,9	57
Расчетные: стандарт	1,7	3,04	2,3	2,6
	8,1	16	32,6	48,5
с вероятностью $P=0,8$	12,5	23,6	38,4	55,1

Примечание. В числителе — минимальное; в знаменателе — максимальное.

рой следует, что фактический разброс времени срабатывания укладывается в пределы, предусмотренные ТУ, хотя среднее квадратическое отклонение (стандарт) довольно значительное.

Что касается интервалов замедления и колебания их, то здесь расчеты усложняются в связи с тем, что величина оптимального интервала замедления зависит от того, по какой схеме монтируется взрывная сеть ДШ с пиротехническими реле КЗДШ (последовательно по одной ступени между зарядами, параллельное составление разных ступеней, последовательное составление нескольких ступеней и т. п.), а также от абсолютной величины заданного интервала замедления, т. е. от свойств пород и величины л. н. с.

Для предварительной оценки качества КЗДШ по разбросу времени срабатывания сделаем расчеты для четырех значений л. н. с. в породах средней крепости, полагая, что производится порядное взрывание (схема II класса). Значения оптимального интервала замедле-

ния t , найденные для этих условий по номограмме на рис. 25 или по формулам (1.42), (1.43), а также ступени КЗДШ, используемые для обеспечения таких замедлений, оптимальный разброс интервала замедления Δt , установленный по формуле (1.44) и соответствующее ему предельное среднее квадратическое отклонение применяемого средства иницирования σ_n приведены в табл. 29.

Таблица 29

Показатели	Величина л. м. с. м			
	1	2	4	8
Оптимальный интервал замедления, мс	16,6	34,3	69,6	140
Ступени КЗДШ	20	35	35+35	50+50+ +20+20 18
Оптимальный разброс интервала замедления, мс	4	6	10	
Стандарт, мс:				
предельный σ_n	1,56	2,34	3,9	4
фактический σ_f	3,04	2,3	3,26	5,65

С точки зрения эффективности к. з. в. вполне достаточно соблюдения пределов разброса интервала замедления (1.44) с вероятностью 0,99, другими словами, следует установить такие пределы интервала замедления, которые бы имели место один раз на 100 случаев взрывания. Поскольку интервал замедления есть разность времени срабатывания двух независимых СИ, вероятность любого крайнего значения времени срабатывания каждого СИ по теории вероятностей составляет $\sqrt{0,01} = 0,1$, а суммарная вероятность превышения установленных пределов — нижнего и верхнего — 0,2. Следовательно, для практических целей вполне достаточно, чтобы 80 % изделий средств иницирования укладывались в пределы

$$t - \bar{t} = \Delta t / 2 = \pm (W + 1). \quad (3.1)$$

Время срабатывания имеет нормальное (Гаусса) распределение вероятностей, для которого при $P=0,8$ квантиль нормального распределения

$$z = (t - \bar{t}) / \sigma = 1,28, \quad (3.2)$$

где t и \bar{t} — соответственно случайное и среднее значения времени срабатывания; σ — среднее квадратическое отклонение (стандарт) распределения времени срабатывания.

Объединяя обе формулы, найдем значение нормы «стандарта» для соответствующего значения л. н. с.

$$\sigma_n = W + 1/1,28. \quad (3.3)$$

Фактическое значение среднего квадратического отклонения КЗДШ каждой схемы для соответствующего W определится из табл. 28, если используется одна ступень, либо расчетом с использованием той же таблицы. Для этого использована теорема математической статистики, согласно которой дисперсия суммы независимых случайных величин равна сумме их дисперсий

$$\sigma_c^2 = \sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 + \dots \quad (3.4)$$

Откуда

$$\sigma_c = \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 + \dots}$$

Например, для л. н. с., равной 4 м, замедление, обеспечиваемое последовательным включением двух КЗДШ с интервалами 35 мс,

$$\sigma_4 = \sqrt{2,3^2 + 2,3^2} = 3,26 \text{ мс.}$$

Сравнение величин допустимого и фактического средних квадратических отклонений показывает, что по точности срабатывания КЗДШ пригодны для взрывания при л. н. с. не менее 2 м. При этом условии они обеспечивают получение оптимального интервала замедления в пределах допустимых отклонений с вероятностью не менее 0,98. Поскольку скважинный метод взрывания применяется обычно при л. н. с. не менее 2 м, в этих условиях точность КЗДШ вполне удовлетворительна для практических целей к. з. в.

Средства к. з. в. предназначены для определенных условий применения: пиротехнические реле — при скважинном методе взрывания, в основном на очистных работах; электродетонаторы ЭДКЗ — при шпуровом методе, в основном при проведении выработок.

Электродетонаторы ЭДКЗ имеют наибольшее применение, поэтому крайне важно, чтобы их временные параметры в возможно большей степени соответствовали

условиям взрывания. Теоретически для конкретных условий значение оптимального замедления имеет определенную величину (см. рис. 25). Однако практически осуществить такое соответствие с помощью ЭДКЗ, имеющих постоянный интервал замедления, невозможно, ибо для этого необходимо было бы для конкретных условий (л. н. с., свойства пород, схема взрывания) изготавливать ЭДКЗ с определенным интервалом замедления либо создать такую конструкцию ЭДКЗ, в которой время

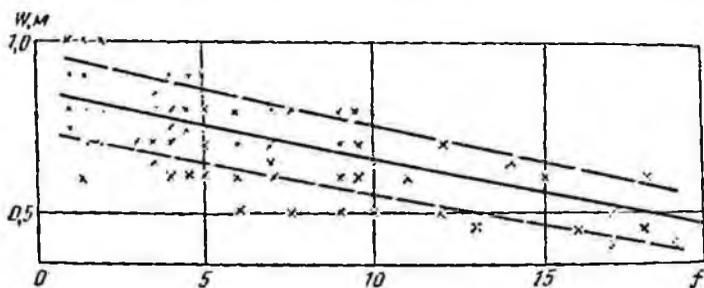


Рис. 72. Зависимость величины л. н. с. в проходческих забоях от коэффициента f

срабатывания устанавливалось бы взрывником в зависимости от условий работы.

Поэтому на данном этапе целесообразно установить минимальное число интервалов замедления, которые были бы оптимальны для определенной группы условий. Такое группирование условий можно провести следующим образом.

ЭДКЗ применяют главным образом при проведении выработок для взрывания шпуровых зарядов, имеющих постоянный диаметр, для которых л. н. с. меняется относительно в небольших пределах в зависимости от свойств пород. На основе анализа большого числа паспортов буровзрывных работ построена зависимость величины л. н. с. (м), применяемой в проходческих забоях, от коэффициента крепости пород f (рис. 72):

$$W = 0,85 - 0,02f. \quad (3,5)$$

Как видно, на графике, разброс отдельных значений величины л. н. с. относительно средней составляет 15—20 %, что для горнотехнических показателей вполне приемлемо.

С учетом этой связующей зависимости по формуле (1.43) найдена зависимость оптимальных замедлений от крепости пород (рис. 73, сплошная линия). Очевидно, что электродетонаторы с одним постоянным интервалом замедления не могут быть эффективны для такого разнообразия условий. Поэтому целесообразно эту кривую, характеризующую комплекс условий, разбить на четыре

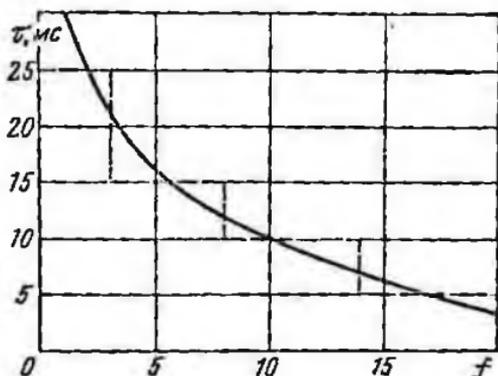


Рис. 73. Зависимость оптимального интервала замедления от свойств пород для проходческих забоев

группы: породы мягкие, породы средней крепости (наиболее широко распространены в угольных шахтах), крепкие (в основном на рудниках), очень крепкие (встречаются сравнительно редко на рудниках).

Взяв за основу средние значения факторов, для каждой группы пород можно рассчитать оптимальные интервалы замедлений ЭДКЗ, имеющих соответствующий индекс (табл. 30). Эти интервалы показаны горизон-

Таблица 30

Показатели	Группа пород			
	1	2	3	4
Породы	Угли, сланцы и т. п.	Средней крепости	Крепкие	Очень крепкие
Плотность, т/м ³	1,1—1,5	2,2—2,5	2,4—2,8	2,5—3,4
Скорость звука, км/с	1—2	3—4	4—5	5—7
Акустическая жесткость, 10 ⁷ кг/(м ² ·с)	1,2—3	3÷8	8—14	Болез 14
Коэффициент крепости f	1—3	4—8	9—14	Болез 14
Л. и с. шпуровых зарядов, м	0,7—1,0	0,6—0,8	0,5—0,7	0,4—0,6
Интервал замедления ЭДКЗ, мс	25	15	10	5
Число ступеней замедления	5 (8)	12 (14)	20	40

тальными пунктирными линиями на рис. 73, из которого следует, что для крайних условий в каждой группе пород интервал замедления отличается от оптимального значения. Эти отклонения для 1, 2, 3 и 4-й групп пород составляют соответственно: 19—17, 22—17, 14—27 и 32—28 %. Это можно признать приемлемым, поскольку разбивка на большее число групп нерациональна.

Как следует из табл. 30, значения рекомендуемых интервалов замедления ЭДКЗ кратны пяти, поэтому было бы наиболее целесообразно создание типа ЭДКЗ с интервалом замедления 5 мс и числом ступеней не менее 40, который был бы универсальным практически для любых условий, так как из него можно комбинировать любой ряд ЭДКЗ. Однако это технически трудная задача, поэтому на первом этапе ограничились созданием первых групп.

Важным требованием к ЭДКЗ является стабильность интервала замедления, а следовательно, и времени срабатывания. До недавнего времени техническими условиями разброс времени срабатывания устанавливался абсолютными пределами. При этом предполагалось, что все изделия будут укладываться в этих пределах с вероятностью, близкой к единице. Однако постанова такого требования недостаточно обоснована и не отражает действительного качества изделий, которое необходимо для практики эффективного к.з.в. Например, пределы разброса для ЭДКЗ с интервалом замедления 25 мс устанавливались такие, чтобы минимальный интервал замедления между соседними ступенями составлял 5 мс, а для ЭДКЗ с интервалом 15 мс (для шахт, опасных по газу) даже 0. Учитывая вероятность крайних отклонений, можно предположить, что такой интервал замедления может встретиться не более одного раза на 100 000 случаев. На примере КЗДШ показан научно обоснованный метод расчета допустимых отклонений интервала замедления и времени срабатывания (см. табл. 29). По такому же методу рассчитаны пределы для ЭДКЗ (см. табл. 30). Например, для второй группы пород среднее $W=0,7$ м. Следовательно, разброс интервала замедления (отклонения от среднего значения 15 мс) не должен превышать в соответствии с формулой (1.44)

$$\Delta\tau_2 = \pm 2(0,7 + 1) = \pm 3,4 \text{ мс,}$$

а пределы интервала замедления с вероятностью 0,99 должны быть 11,6—18,4 мс. Разброс времени срабатывания по формуле (3.1) составляет 1,7 мс, а среднее квадратическое отклонение по формуле (3.3) — 1,33 мс.

Другими словами, среднее квадратическое отклонение ЭДКЗ-15 должно быть не более 1,33 мс, при этом в 99 случаях из 100 интервал замедления будет удовлетворять условию эффективности (1.44), если среднее значение времени срабатывания соответствует номиналу, в противном случае интервал замедления отличается от указанных норм. Отсюда ясно, что соответствие среднего значения номиналу является важным показателем точности ЭДКЗ. Таким же методом рассчитаны допустимые значения разброса для других ЭДКЗ.

Выше было показано, что наиболее эффективны дробные схемы взрывания. Для уменьшения разброса горючей массы иногда целесообразно увеличивать замедления путем пропуска ступеней ЭДКЗ. Поэтому число ступеней замедления желательно иметь возможно большим. Это требование сдерживается сложностью технологии изготовления, поэтому необходимо наметить разумный максимум.

При взрывании по уголю в шахтах, опасных по газу или пыли, установлен безопасный предел общего времени замедления — 130 мс, поэтому число ступеней не должно превышать $130 : 25 = 5$. Для взрывания по породе в шахтах, опасных по газу или пыли, аналогично: $195 : 15 = 12$ ступеней. Очевидно, этого недостаточно для взрывания комплекта шпуров в один прием во многих забоях. Необходимо либо уменьшать интервалы замедления в ущерб эффективности, либо пересматривать вопрос о предельном времени срабатывания хотя бы до 215 мс, что и делают в настоящее время, учитывая имеющийся резерв (см. гл. 2). В этом случае для угольных и породных забоев целесообразно предусматривать соответственно 9 и 15 ступеней.

В породах 3 и 4-й групп число шпуров во многих забоях составляет 30—60 и более. В этих условиях еще более целесообразно наибольшее расчленение взрыва, поэтому число ступеней ЭДКЗ должно быть не менее 20.

Что касается ЭДКЗ со ступенью в 5 мс, то этот типоразмер следует рассматривать как универсальный на перспективу. Создание этого типоразмера с заданными параметрами позволит отказаться от выпуска остальных

типоразмеров, поскольку замедления, кратные 5, можно подобрать для любых условий.

В соответствии с этими техническими требованиями разработаны и освоены в серийном производстве первые три типоразмера. Правда, в связи с трудностями подбора пиротехнических составов не все требования выполнены полностью. Таким образом, горнодобывающая промышленность располагает следующими типами электродетонаторов для последовательного взрывания.

Для шахт, не опасных по газу и пыли, а также для открытых работ применяют электродетонаторы короткозамедленного действия:

ЭДКЗ шести ступеней через 25 мс с номинальными замедлениями 25, 50, 75, 100, 150, 250 мс (обозначаются на бирках-жетонах с 1 по 6);

ЭДКЗ семи ступеней через 15 мс с номинальными замедлениями 15, 30, 45, 60, 75, 100, 120 мс (с 1Н по 8Н);

ЭДКЗ изготавливаются 12 ступеней замедления с интервалом в 10 мс (по особому заказу); электродетонаторы замедленного действия ЭДЗД — девяти ступеней с замедлениями 0,5; 0,75; 1; 1,5; 2; 4; 6; 8 и 10 с (с 7 до 15);

ЭДЗН изготавливают 23 ступеней замедления от 20 до 1000 мс с интервалами между номинальными замедлениями: 20 мс — с 1 по 10 ступень, 25 мс — с 11 по 14 ступень, 50 мс — с 15 по 18 ступень, 100 мс — с 19 по 23 ступень (обозначаются на бирках-жетонах соответственно с 1Н по 23Н).

Электродетонаторы ЭДЗН предназначены для таких условий, где требуется взрывать большое число зарядов и ступеней замедления и где, следовательно, ЭДКЗ оказываются недостаточно эффективными.

В качестве нулевой ступени могут применяться электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8-Э или ЭД-8-Ж. По инициирующей способности все перечисленные электродетонаторы соответствуют капсулю-детонатору № 8.

Для шахт, опасных по газу или пыли, и приравненных к ним условиям выпускаются электродетонаторы короткозамедленного действия повышенной инициирующей способности предохранительного типа:

ЭДКЗ-ПМ-25 с замедлениями 25; 50; 75; 100 мс (обозначаются на бирках-жетонах с 1П и 4П); ЭДКЗ-ПМ-15 с замедлениями 15; 30; 45; 60; 75; 100 и 120 мс (с 1МП по 7МП).

В качестве нулевой ступени используются электроде-

тонаторы ЭД-8ПМ, имеющие время срабатывания в пределах 2—6 мс.

Гильзы этих электродетонаторов имеют специальное покрытие, снижающее температуру разлетающихся частей гильзы и пиротехнического состава, благодаря чему даже при взрыве свободно подвешенного электродетонатора воспламенения метановоздушной смеси не происходит. Мощность электродетонаторов выше обычной, поэтому они способны инициировать переуплотненные заряды аммонита ПЖВ-20, что повышает безопасность работ (см. гл. 2).

Все перечисленные электродетонаторы (для шахт, опасных и не опасных по газу и пыли) имеют одинаковый электровоспламенитель, в том числе и мостик накалывания, отличающийся только способом крепления.

Основные типы ЭДКЗ с научно обоснованными интервалами замедлений прошли промышленные испытания путем сравнения результатов применения трех типов ЭДКЗ в одних и тех же или аналогичных выработках.

В каждой выработке паспорт буровзрывных работ уточнен для всех типов ЭДКЗ и не менялся на протяжении всего периода испытаний. Во всех случаях паспорт буровзрывных работ считался удовлетворительным, если обеспечивался к. и. ш. не менее 0,8—0,9 при нормальном дроблении и разбросе породы, сохранности крепи и т. п. Технология применения их отвечала требованиям, указанным в гл. 1.

По углю $f=2 \div 3$. Наблюдения за применением ЭДКЗ проводились в минусовых штреках пластов Безымянного, 4-внутреннего и Мощного площадью сечения соответственно 8,6; 5,5 и 9,6 м² (шахта «Дальние горы»). Крезь выработок деревянная — неполный дверной оклад вразбежку с полной затяжкой боков и кровли. Бурение осуществлялось ручными электросверлами. Для взрывания применен аммонит ПЖВ-20 в патронах диаметром 36 мм. В забое минусового штрека по пласту Безымянному комплект шпуров взрывали в один прием с использованием электродетонаторов ЭДКЗ с интервалом замедления 25 мс всех ступеней (рис. 74, а). Врубовые шпуры взрывались одновременно, замедление между врубовыми и вспомогательными шпурами составляло 30—50 мс и подбиралось путем пропуска первых ступеней.

Результаты проведения выработок по углю с применением ЭДКЗ с интервалами замедления 25 и 15 мс

приведены в табл. 31, из которой следует, что при использовании интервалов 15 мс, несмотря на увеличение числа ступеней, подвигание забоя и другие результаты

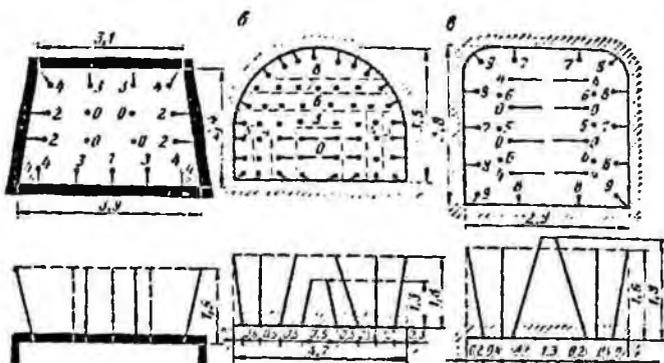


Рис. 74. Схема расположения шпуровых зарядов и последовательность их взрывания

Таблица 31

Показатели	Интервалы замедления, мс		
	25	15	30
Площадь сечения выработки, м ²	9,6	—	—
Число шпуров на цикл	24,3	21,4/15	21,2/15
Глубина шпуров, м	1,5	1,5/1,2	1,5/1,2
Величина заряда на цикл, кг	12,2	10,1/7,4	10,6/7,1
Число шпурометров на цикл, м	36,5	32,1/18	31,8/18
К. и. ш.	0,93	0,87/0,9	0,9/0,91
Подвигание забоя за цикл, м	1,39	1,3/1,08	1,35/1,09
Объем взорванной массы, м ³	13,5	11,2/5,94	11,6/6,0
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,9	0,91/1,25	0,92/1,18
Удельный расход СВ, шт/м ³	1,8	1,9/2,53	1,83/2,5
Расход бурения на 1 м ³ горной массы, м	2,7	2,86/3,03	2,74/3,0
Стоимость на 1 м ³ горной массы, коп.:			
ВВ	18,9	19,1/26,3	19,3/24,8
СВ	22,5	23,9/31,6	22,9/31,3
бурения	131	139/147	133/145

Примечание. В числителе при площади сечения 8,6 м²; в знаменателе — при 6,5 м².

взрывания ухудшились в сравнении с интервалами 25 мс из-за недостаточной величины замедления для этих ус-

ловий. В связи с этим расходы на 1 м³ угля примерно в одинаковых выработках увеличились на 9,6 коп. Увеличение интервала замедления до 30 мс путем пропуска нечетных ступеней улучшило результаты взрывания, однако они оставались несколько хуже, чем при интервалах замедления 25 мс, поэтому расходы на 1 м³ увеличились на 3 коп.

Таким образом, несмотря на меньшую стабильность времени срабатывания, интервалы 25 мс оказались наиболее эффективными при взрывании по углю вследствие того, что интервал замедления у них более соответствует данным условиям.

По породам средней крепости испытания проводились в типичных выработках угольных шахт Кузбасса. При проходке выработок по породам с f от 4 до 12 шпуровые заряды взрывали аммонитом ПЖВ-20 или АП-4ЖВ в патронах диаметром 36 мм. Схема расположения шпуровых зарядов и последовательность взрывания с применением электродетонаторов ЭДКЗ с интервалом замедления 15 мс в забое квершлага шахты № 7 п. о. «Прокопьевскуголь» приведена на рис. 74. Результаты наблюдений приведены в табл. 32.

В породных выработках угольных шахт, в которых велись наблюдения при средней площади сечения 16,7 м², число шпуров — 47. Такое число шпуров из-за недостатка ступеней ЭДКЗ с интервалом 25 мс взрывали в два-три приема. Применение ЭДКЗ с интервалом 15 мс позволило повсеместно перейти на одноприемное взрывание. При этом продолжительность взрывных работ сократилась на 40—60 мин, длина развала осталась на том же уровне, повреждений крепи не было.

В табл. 32 приведены расчетные значения оптимальных интервалов замедления для каждой выработки. Сравнение их с графиком на рис. 73 показывает, что эти значения лежат в пределах 2-й группы пород (см. табл. 30) с принятым отклонением от среднего оптимального значения интервала замедления — 15 мс.

Как следует из табл. 32, применение интервалов замедлений 15 мс вместо 25 мс позволило существенно улучшить результаты взрывания. Так, в среднем к. и. ш. увеличился на 9 %, а удельный расход ВМ и бурения снизился на 15 %. Улучшилось качество дробления взорванной горной массы, что видно из результатов подсчета выхода крупнокускового материала.

Показатели	Кварцлаг шахты № 7	Полевой штрек шахты № 7	Породный стол шахты «Тайнинская»
Коэффициент крепости f	4—6	7—8	4—6
Площадь сечения выработки, м^2	8,64	16,2	38,4
Число шпуров на цикл	30	54	72
Глубина шпуров, м	1,6/1,5	2,08/1,98	1,7/2,0
Тробомер шпурометров	48/45	110,8/106,1	120/144
Величина заряда (кг) на цикл	24/22,4	37,5/37,1	62,1/72
Число электродетонаторов на цикл	30	54	72
Подвигание забоя за взрыв, м	1,15/1,28	1,44/1,56	1,36/1,75
Объем взорванной породы, м^3	9,94/11,15	23,5/25,2	52,2/67,2
К. и. ш.	0,72/0,87	0,7/0,8	0,83/0,87
Скорость проходки, м/мес	—	—	—
Длина развала, м	—	—	—
Затраты времени на взрывные работы на цикл, мин	165/113	360/243	—
Удельный расход:			
ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$	2,45/1,92	1,6/1,47	1,19/1,06
СВ, шт/ м^3	3,02/2,7	2,3/2,14	1,38/1,07
бурения, $\text{м}/\text{м}^3$	4,88/4,04	4,7/4,18	2,3/2,14
Затраты на 1 м^3 проходки, коп:			
ВВ	51,4/40,3	33,6/30,8	25/22,2
СВ	37,8/33,8	28,8/26,8	17,2/13,2
бурения	237/196	228/203	111,6/104
Объем кусков размером более 100 мм, м	1,56/1,2	3,05/2,2	8,4/5,6
Среднее значение л. и. с., м	0,7/0,7	0,75/0,75	0,8/0,8
Оптимальный интервал замедления по расчету, мс	15,3/15,3	14,2/14,2	16,2/16,2

Примечание. В числителе — для интервалов замедления 25 мс; в знаме

Снижение прямых затрат на буровзрывные работы дает экономию 6 руб. на 1 м или 36 коп. на 1 м^3 пройденной выработки. Кроме того, увеличивается темп проходки и вследствие ликвидации многоприемного взрывания повышается безопасность работ.

Таким образом, сравнение технико-экономических результатов показывает, что применение ЭДКЗ с интервалом замедления 15 мс при проведении выработок по породам средней крепости более эффективно, чем ЭДКЗ с интервалом 25 мс.

По крепким породам на шахте «Ольховская» (Кривбасс) в выработках площадью сечения 8,1 м^2 , пройденных по монолитным кварцитам с $f=18 \div 20$, шпуровые за-

Таблица 32

Полевой штрек шахты «Дальние горы»		Квершлаг № 9 шахты «Шушталепская-1»		Основной штрек шахты «Малиновская»
гор. 270 м	гор. 180 м	№ 9	№ 13	
10—12	8—10	4—5	6—8	5—6
10,15	15,9	14,1	14,6	15,6
47,2/46,3	44,5/43,4	34	56/54	48/45
1,77/2,0	1,97/2,06	1,5	1,5/2,0	2,2
84,5/92,6	86,8/89,6	51	84/81	98,6/93
39/41,5	32,2/35,4	20,4	33,6/32,4	38,4/36
57,8/56,5	54,1/56	34	56/54	48/45
1,29/1,66	1,54/1,75	1,3/1,4	1,25/1,35	1,8/2,0
13,1/16,85	24,1/27,9	19/20,3	18,2/19,7	28/31,2
0,73/0,83	0,78/0,85	0,87/0,93	0,83/0,90	0,8/0,9
23/32,5	44/51	—	—	—
14—16/14—16	—	—/6—8	12/9	10—12/10—12
171/118	156/96	—	—	184/121
2,98/2,46	1,33/1,26	1,08/1,0	1,85/1,65	1,38/1,15
4,36/3,36	2,25/2,05	1,79/1,67	3,08/2,74	1,53/1,44
6,37/5,5	3,6/3,21	2,68/2,51	4,6/4,1	3,52/3,0
62,5/51,6	27,9/26,4	22,7/21	38,8/34,6	29/24,1
54,5/42	28,2/25,6	22,4/20,9	38,5/34,2	19,1/18
309/267	174,5/155,6	130/121,7	223/199	171/145,5
—	—	—	—	—
0,75/0,75	0,75/0,75	0,7/0,7	0,7/0,7	0,7/0,7
11,7/11,7	12,9/12,9	15/15	13,5/13,5	14,8/14,8

взреле — 15 мс.

ряды диаметром 40—42 мм взрывали детонитом и скальным аммонитом в патронах диаметром 36 мм (рис. 74, в).

Помимо огневого способа инициирования были испытаны три типа ЭДКЗ с интервалами замедления 25, 15 и 10 мс. Результаты, приведенные в табл. 33, показывают, что в выработках площадью сечения 8,1 м² (вчерне) эффективность взрывания повышается с уменьшением интервала замедления ЭДКЗ. Наиболее эффективным средством для крепких пород являются электродетонаторы ЭДКЗ с интервалом замедления 10 мс, близким к оптимальному (рис. 73).

Результаты огневого взрывания оказались немногим хуже, что подтверждает значение свободных поверхно-

стей: в крепких породах их роль в процессе разрушения еще более возрастает.

При взрывании врубовых шпуров врубовая полость при огневом взрывании меньше, чем при одновременном электрическом взрывании. При огневом взрывании врубовая полость постепенно углубляется и расширяется в результате взрывов одиночных зарядов вспомогательных и оконтуривающих шпуров, каждый из которых работает при двух-трех свободных поверхностях. Недостаток ступеней замедления с интервалом 25 мс при взрывании с помощью ЭДКЗ не позволяет использовать эффект к.з.в., в результате чего происходит мощный выброс породы, а показатели взрывания имеют резкие колебания от одного цикла к другому. В этих условиях к.и.ш. колеблется от 0,45 до 0,93, составляя в среднем 0,72.

Огневое взрывание имеет неограниченное число ступеней замедления вследствие использования наибольшего числа свободных поверхностей.

Отсюда можно сделать вывод о том, что для разрушения крепких и весьма крепких пород большое значение имеет не только оптимальный интервал, но и в меньшей степени число ступеней замедления. Поэтому при недостатке числа ступеней замедления ЭДКЗ целесообразно использовать совместно с ними электродетонаторы замедленного действия ЭДЗД или комплект электродетонаторов ЭДЗН.

Таким образом, различные ЭДКЗ имеют наибольшую эффективность в тех условиях, для которых они предназначены по техническим требованиям (см. табл. 30). При этом с точки зрения эффективности к ним необходимо предъявлять требования не только в отношении стабильности интервала замедления (а, следовательно, и времени срабатывания), но и значительного увеличения числа ступеней замедления.

§ 3.2. Точность времени срабатывания

Основное требование к точности соблюдения интервала замедления показано формулой (1.44). Однако эта формула недостаточно отражает зависимости результатов взрыва от вариации интервала замедления и тем более вариации времени срабатывания СИ. Между тем это очень важно для нормирования вариации времени срабатывания СИ, поскольку повышение точности связано

с усложнением и удорожанием технологии их производства. Отсутствие четких взглядов на этот вопрос привело к произвольным решениям в нормировании и определении требований к СИ.

Итак, в пределах участка оптимальных замедлений, определяемого формулой (1.44), эффективность взрыва меняется в зависимости от отклонения величины замедления от среднего значения, при котором эффект к.з.в. максимальный. Графически форма этой зависимости весьма сходна с кривой Гаусса: максимум ординаты соответствует среднему значению аргумента, а на краях ордината быстро убывает при отклонении аргумента от среднего значения. На основании этого зависимость эффективности взрывания от величины вариации замедления (в пределах участка 3 на рис. 3) относительно средней аппроксимируем уравнением кривой Гаусса. Условимся считать показатель эффективности к.з.в. в относительных величинах, т. е. максимум показателя — равным единице, тогда

$$y_1 = e^{-\frac{(x-a)^2}{2\sigma_1^2}}, \quad (3.6)$$

где x — любое случайное значение времени (интервала) замедления, мс; a — среднее оптимальное замедление, мс; σ_1 — среднее квадратическое отклонение времени замедления (мс), которое зависит от л. н. с. Максимум показателя $y_1 = 1$ в функции (3.6) будет при $x = a$.

Вместе с тем время замедления есть разность времени срабатывания двух ступеней СИ. Поскольку время срабатывания подчиняется нормальному закону распределения вероятностей, время замедления также распределено по этому же закону. В этом случае вероятность любого случайного значения времени замедления x

$$y_2 = \frac{1}{\sigma_2 \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-a-x_0^2)^2}{2\sigma_2^2}}, \quad (3.7)$$

где $\bar{x} = x_0 + a$ — среднее арифметическое значение времени замедления данного СИ, мс; x_0 — разность между оптимальным временем замедления, соответствующим максимальной эффективности y_1 , и средним фактическим значением времени замедления данного СИ \bar{x} , мс; σ_2 — сред-

нее квадратическое отклонение («стандарт») времени замедления данного СИ, мс.

Зависимости (3.6) и (3.7) можно совместить на одном графике, так как они имеют общую абсциссу — время замедления (рис. 75). Для каждого отдельного взрыва

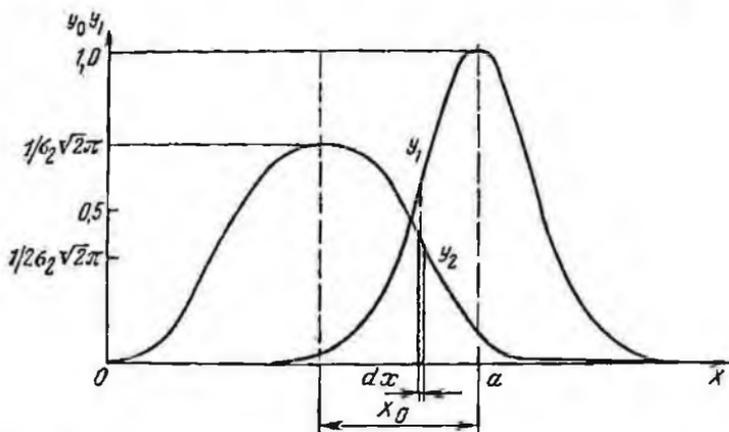


Рис. 75. Зависимость относительной эффективности к.з.в. (y_1) и плотности вероятности (y_2) от вариации времени замедления (x)

вероятность попадания времени замедления в интервал от x до $x+dx$

$$dP = y_2 dx. \quad (3.8)$$

Как видно из графика, каждому взрыву данного СИ соответствует своя относительная эффективность y_1 . Поэтому можно принять в качестве возможной элементарной результирующей эффективности произведение

$$y_1 dP = y_1 y_2 dx. \quad (3.9)$$

Тогда средняя эффективность одного СИ

$$K_1 = \int_{-\infty}^{\infty} y_1 y_2 dx. \quad (3.10)$$

Подставив вместо y_1 и y_2 правые части уравнений (3.6) и (3.7), после преобразований получим

$$K_1 = \frac{\sigma_1}{\sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2}} e^{-\frac{x_0^2}{2(\sigma_1^2 + \sigma_2^2)}}. \quad (3.11)$$

Выше указывалось, что границы участка оптимальных значений величины замедления определяются выражением (1.44). Относительная эффективность к.з.в. на границах участка составляет $y_1=0,1 \div 0,2$. Отсюда с достаточной для практики точностью можно получить значение σ_1 , подставив в формулу (3.6) значения $y_1=0,15$ и $\Delta t=x-a$, после вычислений получим

$$\sigma_1 \approx W + 1. \quad (3.12)$$

Это означает, что с увеличением W эффективность к.з.в. по уравнениям (3.6) и (3.11) все менее зависит от вариации замедления относительно среднего оптимального значения, что соответствует теории и практике к.з.в.

Расчеты по уравнению (3.11) выполнены на ЭВМ «Минск». Результаты расчетов для четырех значений σ_1 и, следовательно, W , т. е. для различных масштабов взрыва (рис. 76), показывают, что с увеличением σ_1 наклон кривой уменьшается, т. е. с увеличением масштаба взрыва влияние вариации времени срабатывания уменьшается. Наиболее сильно влияние σ_2 на эффективность к.з.в. при малых значениях x_0 (до $x_0 < 2$), в этом диапазоне увеличение разброса времени замедления снижает эффективность к.з.в. до 0,2.

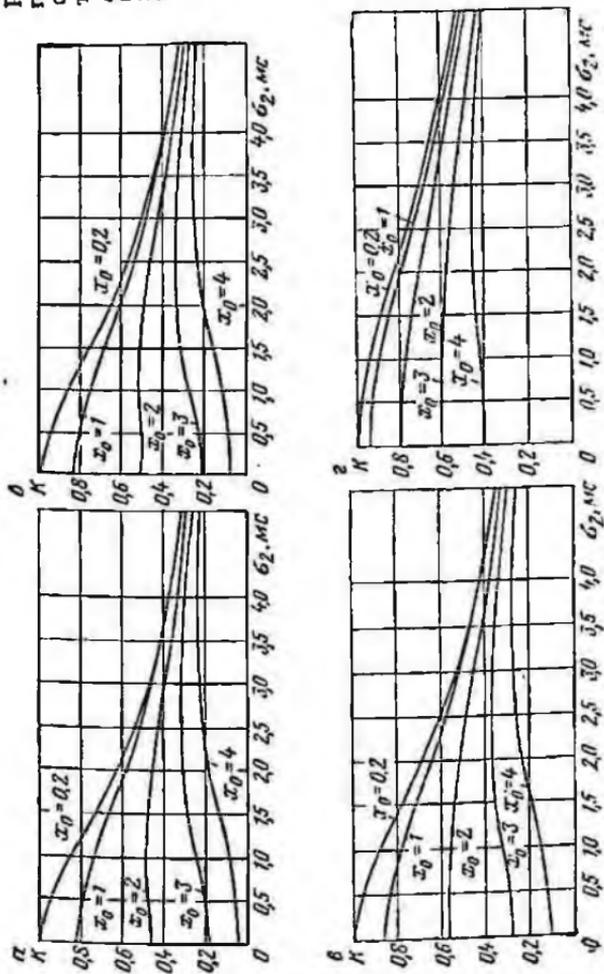
Как видно из уравнения (3.11) и графиков, наибольшее влияние на эффективность к.з.в. оказывает значение x_0 — разность между средним и оптимальным (номинальным) значениями величины замедления. Так, например, при $x_0=1$ значение k_1 уменьшается до 0,8 (или 80 %) даже при идеальном разбросе времени замедления, т. е. при $\sigma_2=0$, а при $x_0=3$ значение k_1 для малых л.и.с. становится меньше 0,2, другими словами — эффект к.з.в. очень мал. До сих пор этому параметру в практике разработки технических требований к СИ и контролю его на заводах-изготовителях уделяли очень мало внимания, хотя соблюдение номинала замедления имеет большее значение, чем разброс его относительно средней.

При больших значениях x_0 величина K_1 даже растет с увеличением разброса времени замедления, хотя в абсолютных величинах этот рост невелик.

Экспериментальная проверка зависимости (3.11) проводилась в полигонных условиях на песчанике. Методики взрывания, замеров и оценки результатов аналогичны описанным в гл. 1. Отличие состояло в следующем.

Рис. 76. Зависимость относительной эффективности K , э. в. от вариации времени срабатывания σ_1 :

а — при $\sigma_1 = 1,6$ м ($W = 0,6$ м);
 б — при $\sigma_1 = 1,7$ м ($W = 0,7$ м); в —
 при $\sigma_1 = 1,85$ м ($W = 0,85$ м); г —
 при $\sigma_1 = 3$ м ($W = 2$ м)



Целью экспериментов являлось изучение влияния вариации времени замедления на результаты взрывов. Для этого взрывание производилось различными СИ: специальными электродетонаторами, электродетонаторами мгновенного действия и пиротехническими замедлителями КЗДШ. Каждое из этих СИ имеет соответствующее среднее и среднее квадратическое отклонения времени срабатывания σ_i . Среднее значение интервала замедления обеспечивалось аппаратом-замедлителем и повторением опытов в одинаковых условиях, в том числе одинаковым типом СИ.

Вариация времени замедления в условиях эксперимента характеризуется данными, приведенными в табл. 34.

Таблица 34

Показатель вариации	Вариация СИ						
	Опытные СИ	ЭД-8	КЗДШ со ступенью замедления 10 мс		КЗДШ со ступенью замедления 35 мс		
			одна	последовательно две	одна	последовательно две	последовательно три
σ_1	0	0,56	1,7	2,38	2,3	3,23	3,98
σ_2	0	0,79	2,4	3,39	3,25	4,6	5,63
σ_3	0	0,62	5,78	11,45	10,55	21,2	31,7

Интервал замедления между взрывами имел три варианта: оптимальный (номинальный) — 9 мс ($x_0=0$), меньше и больше, т. е. $x_0=3$ мс. Кроме того, для сравнения проведено взрывание мгновенное и замедленное. Поскольку параметры взрывания не менялись, так же как и объем взорванной горной массы, основным критерием оценки степени полезного использования энергии взрыва являлось качество дробления горной массы, характеризуемого средним диаметром куска d_{cp} . Работа дробления A оценивалась пропорционально вновь созданной поверхности согласно гипотезе Кирпичева (см. гл. 1).

$$K = \frac{A_K - A_3}{A_3} = \frac{\lg R_K - \lg R_3}{\lg R_3} \quad (3.13)$$

Таблица 35

Показатели	Мгновенное взрывание (опытные СИ)	К. в. в.										Замедленное взрывание (опытные СИ)	
		$K_0=0$					$K_0=-3; +3$						
		опытные СИ	ЭД-8	КЗДШ со ступенью замедления, мс			опытные СИ	ЭД-8	опытные СИ	ЭД-8	опытные СИ		ЭД-8
				одна 10	35	две по 35							
σ_z^2	0	0,62	5,78	10,55	21,8	31,7	0	0,62	0	0,62	0	0	
$d_{ср}$, мм	239	121	135	163	170	174	111	121	187	175	182	201	
R	—	3,72	3,33	2,75	2,65	2,58	4,1	3,72	2,4	2,57	2,47	2,24	
$lg R$	—	0,57	0,52	0,44	0,42	0,41	0,61	0,57	0,38	0,41	0,39	0,35	
K_{11} , эксп	—	0,88	0,65	0,35	0,27	0,24	1,0	0,88	0,12	0,23	0,16	0	
K_{11} , теор	—	0,88	0,53	0,42	0,31	0,26	1,0	0,88	0,13	0,13	0,18	0	

где A_k и A_2 — работа дробления при к. з. в. и замедленном взрывании; R_k и R_2 — степень дробления при к. з. в. и замедленном взрывании.

Приняв за единицу эффективность дробления K_0 при к. з. в. с x_0 , $\sigma_2=0$, получим относительную эффективность K_1 при других значениях x_0 и σ_2 в виде отношения

$$K_1 = K:K_0.$$

В табл. 35 приведены расчетные и экспериментальные данные, сравнение которых (рис. 77) показывает удоб-

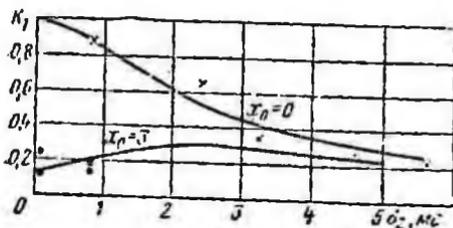


Рис. 77. Теоретическая и экспериментальная зависимости относительной эффективности к. з. в. от вариации времен замедления ($W=0,5$ м, $\sigma_1=1,5$ м)

летворительную сходимость эксперимента с теоретическим расчетом. Средняя погрешность составляет 10%. При этом следует учесть, что в связи с вероятностным характером зависимости (3.11) степень приближения к ней экспериментальных данных зависит от числа опытов. В условиях практических расчетов полученную сходимость следует признать достаточной, а зависимость (3.11) вполне объективной, пригодной для анализа и расчетов эффективности вариации промышленных СИ.

На этой методической основе рассмотрим стабильность времени срабатывания отечественных ЭДКЗ.

В табл. 36—37 приведены результаты замеров времени срабатывания первых партий ЭДКЗ; по этим результатам выполнены некоторые расчеты и построены графики (рис. 78), анализ которых позволяет прежде всего отметить разницу в методах оценки качества ЭДКЗ по времени срабатывания.

Так, по ТУ интервал замедления оценивается по абсолютному разбросу времени срабатывания, зафиксированному при испытаниях. При этом для ЭДКЗ при минимальном 25 мс (рис. 78, а) интервале замедления интервал минимальный не должен быть меньше 5 мс. Для 15 мс (рис. 78, б) и 10 мс он не должен быть меньше нуля, т. е. не должно быть перекрытий соседних ступе-

ней. Фактически это требование, как видно из табл. 36—37, не соблюдается: интервал замедления колеблется в пределах от -2 до 64 мс. У ЭДКЗ с интервалом 10 мс: (рис. 78, в) большинство соседних ступеней имеют перекрытия, а интервал замедления (между соседними ступенями)

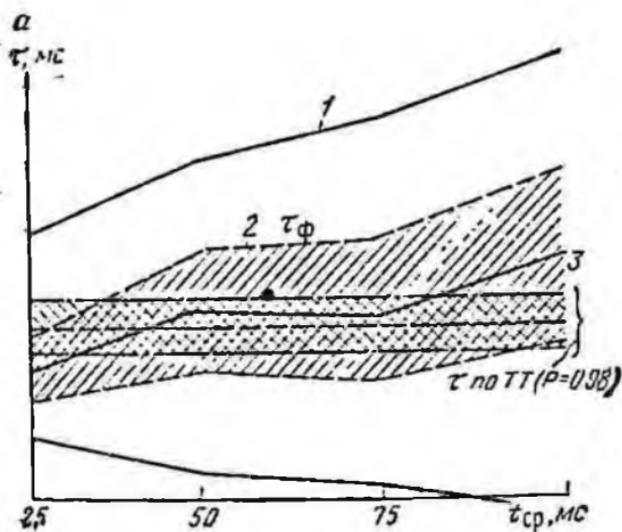


Рис. 78. Фактический интервал замедления (с различной вероятностью P) электродетонаторов ЭДКЗ в различных ступенях
1 — $\tau_{\Phi}(P=1)$; 2 — $\tau_{\Phi}(P=0,98)$; 3 — τ_{Φ} ср

пенями) колеблется от -7 до 32 мс, т. е. в $3,2$ раза больше номинального.

Это, однако, не означает, что электродетонаторы дают хаотическую последовательность взрывания, ибо вероятность таких значений интервала замедления незначительна. Так, например, расчеты показывают, что вероятность нулевого значения интервала, т. е. перекрытия ступеней, не превышает 10^{-3} , а отрицательных — еще меньше. Следовательно, такая оценка качества ЭДКЗ с практической точки зрения не представлятельна.

Итак, одним из основных требований к ЭДКЗ, от которого зависит эффективность к. з. в., является соблюдение заданного оптимального интервала замедления. Это требование определяется средними значениями времени срабатывания всех ступеней и средними квадратическими отклонениями.

Таблица 36

Показатели	Номинальные замедления					ступень ЭДКЗ, мс								
	с интервалом 25 мс					с интервалом 15 мс								
	0	25	50	75	100	0	15	30	45	60	75	90	105	120
Время срабатывания, мс:														
по техническим требованиям с вероятностью $P=0,8$		23,15	48,15	73,15	98,15		13,3	28,3	43,3	58,3	73,3	88,3	103,3	118,3
Фактическое:		26,85	51,85	76,85	101,85		16,7	31,7	46,7	61,7	76,7	91,7	106,7	121,7
среднее;														
с вероятностью;	3,9	22,5	50,2	76,8	111,5	3,9	15	29,4	48,5	58,8	75,8	91,1	104,0	123,2
$P=0,997$;														
$P=0,8$	2,2	15	40	66	97	2,2	10	25	42	55	70	83	96	117
Интервал замедления фактический, мс:	10,5	36	64	99	130	10,5	21	36	61	67	80	96	113	133
средний;	3,2	19	45,5	71,8	105,5	3,2	11,4	26,1	45,2	55,0	71,5	87,7	97,9	118,4
с вероятностью;	4,6	27	54,9	83	119	4,6	18,6	32,7	53,8	62,6	78,5	94,5	110,1	127,9
$P=1,0$;	—	18,6	27,7	26,6	34,7	—	11,1	14,4	19,1	10,3	16,2	16,1	12,9	19,2
$P=0,98$	—	9	4	2	—2	—	—0,5	4	6	—6	3	3	0	4
Среднее квадратическое отклонение	—	33,8	49	55	64	—	18,8	26	36	26	25	26	30	37
Вероятность получения оптимальных интервалов замедления	—	14,4	18,5	16,9	22,5	—	6,8	7,5	12,5	1,2	8,9	9,2	3,4	8,0
Вероятность перекрытия ступеней, 10^{-4}	0,56	23,8	35,9	37,5	47,2	0,56	15,4	21,3	27,8	17,4	23,5	23	22,4	30,0
Число испытаний	—	3,24	3,66	4,33	5,65	—	2,84	2,59	4,16	3,02	2,78	2,64	4,77	3,84
	—	0,36	0,77	0,78	0,47	—	0,75	0,85	0,69	0,65	0,83	0,85	0,78	0,68
	—	0	1	0,7	0,1	—	—	10	1	$6 \cdot 10^{+3}$	7	6	$7 \cdot 10^2$	$1 \cdot 10^2$
	4025	1000	1000	1020	1000	4035	40	40	40	40	40	40	40	40

Примечание. Пределы оптимального интервала замедления с $P=0,98$ 15 мс. В числителе дроби — минимальное, в знаменателе — максимальное.

составляет 21,3—28,7 мс для интервалов 25 мс, 11,6—18,4 мс для интервалов

Показатели	Время срабатывания ЭДКЗ пр				
	0	10	20	30	40
Время срабатывания, (мс) по техническим требованиям ($P=0,8$)		8,4	18,4	28,4	38,4
		11,6	21,4	31,6	41,6
Фактическое:					
среднее;	3,9	10	20	29,7	39,7
$P=0,997$;	2,2	8	17	26	34
	10,5	13	23	35	44
$P=0,8$;	3,2	9,1	18,7	27,4	36,9
	4,6	10,9	21,3	32,2	42,5
Интервал замедления фактический, мс:					
средний;	—	6,1	10	9,7	10
$P=1,0$;	—	1,5	4	3	—1
		10,8	15	18	18
$P=0,98$;	—	4,6	7,8	6,1	4,7
		7,7	12,2	13,5	15,1
Среднее квадратическое отклонение, мс	0,56	0,72	1,04	1,95	2,17
Вероятность получения оптимального интервала замедления	—	0,5	1,0	0,97	0,9
Вероятность перекрытия ступеней, 10^{-4}	—	0	1·10	1·10 ⁻²	0,6
Число испытаний	4025	120	120	120	120

Примечание. Пределы оптимального интервала замедления с $P=0,98$ — максимальное.

Таблица 37

попытальном интервале замедления 10 мс

50	60	70	80	90	100	110	120
<u>48,4</u>	<u>58,4</u>	<u>68,4</u>	<u>78,4</u>	<u>88,4</u>	<u>98,4</u>	<u>108,4</u>	<u>118,4</u>
51,6	61,6	71,6	81,6	91,6	101,6	111,6	121,6
50,6	60,3	70,4	80,4	90	99,4	109,5	119,8
<u>45</u>	<u>54</u>	<u>64</u>	<u>74</u>	<u>82</u>	<u>91</u>	<u>101</u>	<u>111</u>
56	69	77	89	97	106	117	135
<u>47,4</u>	<u>57,3</u>	<u>67,1</u>	<u>77</u>	<u>86,3</u>	<u>95,9</u>	<u>106,2</u>	<u>115,5</u>
53,8	63,3	73,1	83,8	93,7	102,9	112,8	124,1
10,9	9,7	10,1	10	9,6	9,4	10,1	10,3
<u>1</u>	<u>-2</u>	<u>-3</u>	<u>-3</u>	<u>-7</u>	<u>-6</u>	<u>-5</u>	<u>-6</u>
22	24	23	25	23	24	26	32
<u>4,9</u>	<u>3,5</u>	<u>3,8</u>	<u>3,3</u>	<u>2,5</u>	<u>2,2</u>	<u>3,3</u>	<u>2,7</u>
16,9	15,9	16,4	16,7	16,7	16,6	16,9	17,9
2,53	2,38	2,61	2,66	2,9	2,71	2,61	3,4
0,85	0,87	0,87	0,85	0,83	0,82	0,84	0,82
1	6	4	8	20	20	10	10
120	160	160	130	130	110	220	170

составляют 8,8—13,2 мс, в числителе дроби — минимальное, в знаменателе —

На основе фактических значений этих величин в табл. 36—37 подсчитаны вероятности соблюдения заданных пределов оптимального замедления для каждого типа ЭДКЗ. Из сравнения этих данных с графиками на рис. 78 следует, что эти вероятности, являющиеся наиболее показательным критерием оценки качества средств к.з.в., зависят прежде всего от точности соблюдения номинала времени срабатывания, от которого, в свою очередь, зависит среднее значение интервала замедления. При номинальных интервалах замедления 25 и 15 мс имеют место резкие отклонения от номинала, и соответственно вероятность соблюдения заданных пределов падает до 0,36—0,47. При номинальном интервале 10 мс эта вероятность составляет не менее 0,82 вследствие того, что выдержаны средние значения времени срабатывания.

Существенное значение на величину этой вероятности оказывает также разброс отдельных значений времени срабатывания. Там, где величина среднего квадратического отклонения близка к норме или во всяком случае меньше 2 мс, вероятность соблюдения пределов интервала замедления приближается к единице.

Оценивая с этих позиций качество ЭДКЗ, следует отметить, что вероятность получения оптимальных замедлений интервалов 25 мс составляет в среднем 0,58, т. е. около половины всех электродетонаторов не обеспечивают оптимального интервала замедления. Очевидно, такое качество ЭДКЗ нельзя признать удовлетворительным.

Соответствующая вероятность при номинальных интервалах 15 и 10 мс составляет в среднем 0,76 и 0,84. Причем упомянутая вероятность ЭДКЗ-15 может быть существенно повышена путем соблюдения соответствия средних значений времени срабатывания номиналу. Это вполне разрешимая задача, определяемая уровнем технологии производства и контроля качества ЭДКЗ.

Оценим теперь стабильность ЭДКЗ с точки зрения относительной эффективности по формуле (3.11). Для этого выполним предварительные вычисления, пользуясь данными таблиц 36—37. Получим:

$$K_1 = \frac{1,85}{\sqrt{1,85^2 + 2 \cdot 4,22^2}} e^{-\frac{5,1^2}{2(1,85^2 + 2 \cdot 4,22^2)}} = 0,213$$

для ЭДКЗ-25 при средних значениях $x_0=5,1$, $\sigma_1=1,85$,
 $\sigma_1=4,22$;

$$K_1 = 0,292$$

для ЭДКЗ-15 при $x_0=2,74$, $\sigma_1=1,7$, $\sigma_1=3,33$;

$$K_1 = 0,434$$

для ЭДКЗ-10 при $x_0=0,57$; $\sigma_1=1,6$, $\sigma_1=2,3$.

Как видим, средняя относительная эффективность даже опытных партий ЭДКЗ со ступенями замедлений 15 и 10 мс невысока, а серийных электродетонаторов ЭДКЗ со ступенью 25 мс и вовсе не превышает 22 % вследствие отклонения фактического среднего значения интервала замедления от номинала. Другими словами, использование этих СИ не позволяет получить даже половины возможностей короткозамедленного взрывания в части использования энергии взрыва. Отсюда становится ясной актуальность повышения точности времени срабатывания СИ.

За рубежом выпускаются электродетонаторы одного или нескольких типов. Конструкция и электрические параметры их мало отличаются от отечественных. Что касается времени замедления, то в этом отношении трудно найти какие-либо закономерности, тем более, что научного обоснования интервалов замедления зарубежных фирмы не приводят. В США и Англии выпускаются электродетонаторы с начальными интервалами замедления 25 мс (рис. 79). В Японии осваивается производство электродетонаторов короткозамедленного действия для угольных и рудных шахт с интервалами замедления соответственно 15 и 10 мс. Уменьшился интервал замедления в новых электродетонаторах Австрии.

Предохранительные электродетонаторы, выпускаемые в ЧССР, в Англии и ФРГ, не взрывают метановоздушную смесь при взрывании их в свободном подвешенном состоянии, т. е. без заряда и без оболочки.

При испытаниях электродетонаторов ДЕМ (ЧССР) разброс достиг 37 мс (при номинальном интервале 23 мс), а по восьми ступеням среднее квадратическое отклонение — 4,56 мс. При среднем $x_0=2,25$ относительная эффективность составила $K_1=0,237$. Электродетонаторы Miža-20 имеют разброс до 38 мс (при номинальном интервале 20 мс), а среднее квадратическое отклонение

по 18 ступеням — 5,42 мс; при среднем $x_0=5$ мс относительная эффективность составила $K_1=0,197$.

Очевидно, повышение стабильности отечественных (и зарубежных) СИ позволит полнее использовать энергию взрыва. Повышения стабильности СИ можно достичь искусственным путем, соединяя в пучок для инициирова-

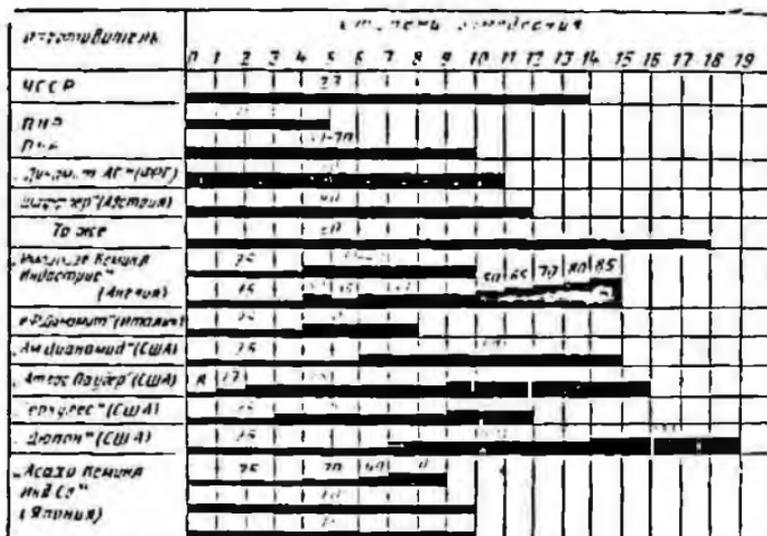


Рис. 79. Сравнительная характеристика электродетонаторов короткозамедленного действия, выпускаемых за рубежом

ния одного заряда несколько однотипных средств инициирования. В качестве последних могут быть применены электродетонаторы, пиротехнические реле и т. д. Рассмотрим, как изменятся временные характеристики в такой группе*. Время срабатывания подчиняется нормальному закону распределения вероятностей. Пусть мы имеем партию СИ, из которой будем выбирать группы по n штук и соединять их вместе. Время срабатывания каждой группы составных СИ определяется наименьшим временем срабатывания одного из СИ, входящих в данную группу.

Рассматривая вероятность срабатывания СИ в каждой из групп, получаем интегральную форму распреде-

* В проведении расчетов принимал участие канд. техн. наук А. А. Корнеев.

ления вероятностей наименьшего времени срабатывания составных СИ в виде

$$F(t) = 1 - \left(1 - \int_{-\infty}^t z_t dt \right)^n, \quad (3.14)$$

где $z = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}}$ — приведенная плотность вероятности нормального распределения, в котором $t = (x - \bar{x})/\sigma$ — приведенное отклонение.

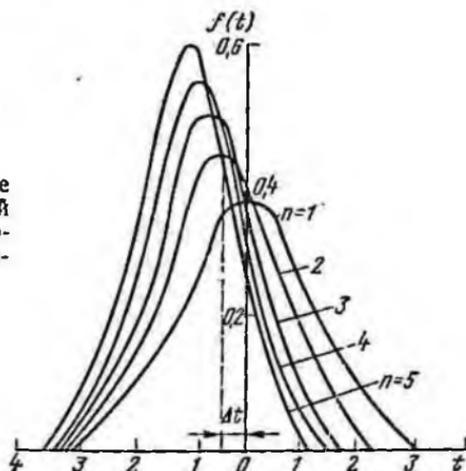


Рис. 80. Распределение плотности вероятностей времени срабатывания составных СИ при различных n

Выразив $F(t)$ через табличную функцию Лапласа [15], получим

$$F(t) = 1 - \frac{1}{2^n} [1 - \Phi(t)]^n. \quad (3.15)$$

Дифференцируя $F(t)$ по t , получим распределение плотности вероятностей времени срабатывания составных СИ

$$f(t) = \frac{n}{2^{n-1}} [1 - \Phi(t)]^{n-1} z_t. \quad (3.16)$$

По приведенным в литературе [15] табличным значениям $\Phi(t)$ и $z(t)$ вычислены значения $f(t)$, по которым построены графики $f(t)$ при $n=1, 2, 3, 4$ и 5 (рис. 80).

Для нахождения математического ожидания (теоретического среднего) Et_n и дисперсии σ_n^2 нового распре-

деления в общем случае пользуются следующими формулами:

$$Et = \int_{-\infty}^{\infty} tf(t) dt; \quad (3.17)$$

$$\sigma^2 = \int_{-\infty}^{\infty} (t - Et)^2 f(t) dt. \quad (3.18)$$

После подстановки и преобразований получаются интегралы, которые в общем виде могут быть решены численными методами. В данном случае при $n \leq 5$ для нахождения Et и σ воспользуемся следующим обстоятельством. Из рисунка видно, что плотности вероятностей по виду близки к кривым нормального распределения (расхождения не превышают 2—5%), но имеют сдвиг среднего значения в сторону меньших значений t и уменьшающееся значение дисперсии при увеличении n . Решение численными методами дало n : 1; 2; 3; 4; 5; Δt — соответственно 0; 0,5; 0,75; 0,96; 1,05.

Новый центр распределения будет отличаться от старого в зависимости от n :

$$\bar{x}_n = \bar{x}_0 - \Delta t \sigma. \quad (3.19)$$

Для нахождения дисперсии воспользуемся следующим соотношением, справедливым для нормального распределения. Из формулы (3.7) следует, что $y(x) = \max$ при $x = \bar{x}$ и $y_{\max} = 1/\sigma \sqrt{2\pi}$.

Поэтому для одиночных и составных СИ можно записать

$$y_{1\max}/y_{n, \max} = \sigma_n/\sigma_1. \quad (3.20)$$

Вычисленные значения для различных n : 1; 2; 3; 4; 5. Значения $\sigma_n/\sigma_1 = 1/l$ соответственно — 1; 0,83; 0,75; 0,7; 0,66.

Другими словами — новый стандарт распределения будет уменьшаться максимум на 34% при пяти СИ, соединенных вместе, т. е. не очень существенно. Приведенные рассуждения справедливы в том случае, если число составных СИ значительно превышает n_{\max} . Следовательно, партия одиночных СИ должна быть большой по количеству.

Что же дает такое соединение для к. з. в.? Если со-

седние заряды инициируются пучками из одинакового числа СИ, то средний интервал замедления, определяемый разностью средних \bar{x}_n , очевидно, не изменится, а среднее квадратическое отклонение интервала замедления уменьшится в l раз в зависимости от числа n простых СИ, т. е.

$$\sigma_t = \sigma_a = \sigma_1/l. \quad (3.21)$$

Например, для ЭДКЗ с интервалом замедления 15 мс относительная эффективность увеличится с 0,292 до 0,348, т. е. не очень существенно, если учесть, что расход ЭДКЗ увеличится в 5 раз. Электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8 имеют стандарт, равный 0,56 мс. Если соединить их в пучки по пять штук, в соответствии с уравнением (3.20) стандарт уменьшится до 0,37 мс. Это может оказаться полезным при проведении полигонных экспериментов.

Для проведения более тонких экспериментов можно использовать специальные лабораторные электродетонаторы, имеющие $\sigma_t = 0,2$ мс, а для проведения еще более точных экспериментов — голые мостики накаливания в сочетании с жидкими ВВ.

§ 3.3. Надежность электродетонаторов

Уровень производственного травматизма, в том числе травматизма при взрывных работах систематически снижается. Однако число отказов и неполных детонаций находится примерно на одном уровне и составляет большой удельный вес в причинах травматизма на взрывных работах. По мнению отечественных и зарубежных специалистов, причинами отказов являются дефекты электродетонаторов (50—79 %), взрывных приборов (9—20 %), взрывных магистралей (2,5—10 %), соединения взрывной цепи (2,5—10 %), ошибки организации работ, расположение шпуровых зарядов и др. (7—10 %).

Для определения связи между травматизмом при взрывных работах, связанных с отказами зарядов, и качеством (в данном случае имеется в виду надежность) электродетонаторов использован метод корреляционной связи между рядами динамики (изменения показателей по годам) *. Определение такой связи дает возможность

* Работа выполнена с участием канд. техн. наук Б. Н. Иютенко.

установить минимальную долю брака в надежности ЭД, которая с практически приемлемой вероятностью гарантировала бы производство от несчастных случаев по причине отказов зарядов.

Основным требованием методов корреляционного анализа является независимость событий в одном ряду. В динамических рядах это требование не выдерживается, так как при изменении процесса во времени последующие значения ряда динамики зависят от предыдущих. Сглаживающую линию в ряду динамики (тренд) можно уподобить линии регрессии. Тренд, выражая общее направление изменения показателя ряда во времени, одновременно определяет зависимость между членами динамического ряда, которая вносит искажающий элемент в корреляцию кратковременных колебаний и приводит к так называемой ложной корреляции. Таким образом, учитывая некоторую особенность в обработке динамических рядов, регрессионную модель составили следующим образом. С учетом природы явления установлена связь между временными рядами x_t и y_t . Здесь x_t — временной ряд, выражающий качество ЭД (по годам); y_t — временной ряд, выражающий число несчастных случаев (%) по причине отказов (также по годам). При установлении связи между колебаниями двух рядов x_t и y_t исключались тренды и коррелировались только отклонения от них, так как это позволяло ослабить автокорреляцию (связь между соседними членами ряда) и привести данные к такому виду, который более пригоден для приложения классических методов теории вероятностей. Для этого тренды, найденные способом наименьших квадратов, исключали, затем вычисляли отклонения от них, представляющие кратковременные колебания, и находили зависимость (корреляцию) между этими отклонениями в двух рядах.

Природа этого явления следующая. Статистические данные позволяют проследить связь между отказавшими шпуровыми зарядами ВВ и происшедшими при их возниковении несчастными случаями. А поскольку отказы в основном объясняются браком ЭД (50—79%), можно предполагать количественную связь между динамическими рядами, выражающими качество ЭД (x_t) по результатам заводских испытаний, и числом несчастных случаев (y_t) — по отчетности за один и тот же промежуток времени. Выражая оба динамических ряда в долях по

отношению к соответствующим данным, получим числовые показатели изменения их во времени (рис. 81). Для выравнивания этих данных, т. е. нахождения эмпириче-

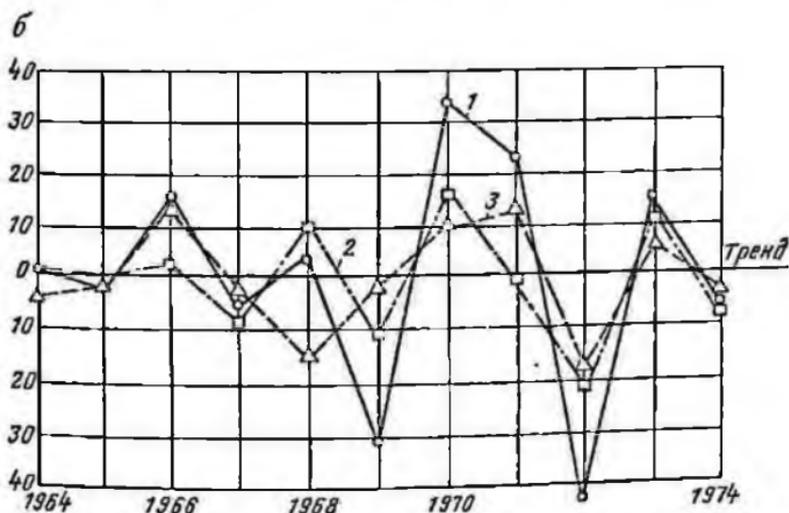
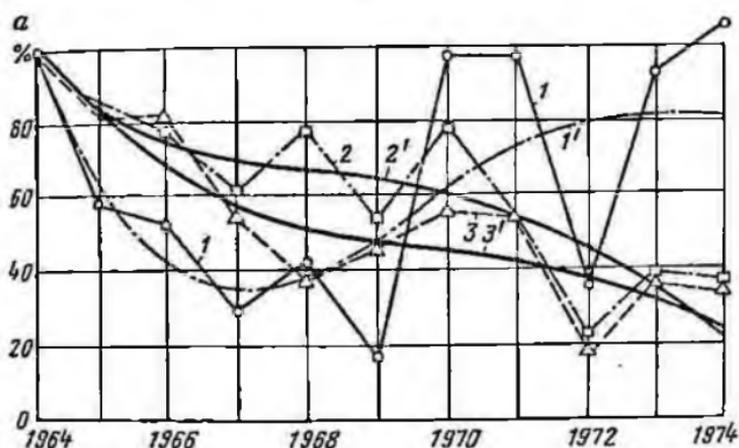


Рис. 81. Динамика изменения качества ЭД и несчастных случаев по годам:

1 — качество ЭД; 2 — несчастные случаи по европейской части СССР; 3 — то же, по МУП УССР; 1', 2', 3' — соответствующие тренды

ской кривой каждого ряда, воспользуемся методом наименьших квадратов. Наиболее подходяща для них парабола третьего порядка.

В табл. 38 приведены относительные показатели ди-

Таблица 38

Годы	Качество ЭД (число отказов) организации А, %		Δx	Количество несчаст- ных случаев по европейской части СССР, %		Δy	$\Delta x \cdot \Delta y$	$(\Delta y)^2$	$(\Delta x)^2$
	x_t	\bar{x}		y_t	\bar{y}				
1964	100,0	99,6	+0,40	100,0	99,53	+0,47	+0,18	0,22	0,16
1965	58,08	61,59	-3,51	84,61	84,38	+0,23	-0,80	0,05	12,32
1966	51,53	41,39	+10,14	76,92	75,0	+1,92	+19,46	3,68	102,81
1967	29,26	34,65	-5,39	61,53	69,65	-8,12	+43,76	65,93	29,05
1968	41,92	39,06	+2,86	76,92	66,64	+10,28	+29,40	105,67	8,1
1969	17,03	49,24	-32,21	53,84	64,25	-10,91	+351,41	119,02	1037,48
1970	95,63	61,87	+33,76	76,92	60,75	+16,17	+545,89	261,46	1139,73
1971	96,07	73,11	+22,96	53,84	54,45	-0,61	-14,01	0,37	527,16
1972	34,93	79,12	-44,19	23,07	43,62	-20,55	+908,10	422,30	1952,75
1973	91,7	76,05	+15,64	38,46	26,6	+11,86	+185,49	140,65	244,60

намнки качества ЭД (по организации А) и несчастных случаев (по европейской части СССР) и результаты промежуточных расчетов по ним.

Так, тренд несчастных случаев по европейской части СССР имеет вид

$$\bar{y} = 122,15 - 26,93t + 4,59t^2 - 0,29t^3. \quad (3.22)$$

Из рис. 81 следует, что на всем протяжении кубическая парабола приближается к эмпирическим данным. Более убедительной оценкой точности подбора эмпирической кривой является корреляционное отношение

$$\eta^2 = 1 - \frac{S}{n} \sigma_y^2, \quad (3.23)$$

где S — сумма квадратов отклонений между подобранной кривой и эмпирическими данными; n — длина динамического ряда; σ_y — среднее квадратическое отклонение величины y от общей арифметической средней.

После вычислений имеем

$$\eta^2 \cong 0,907, \text{ или } \eta = 0,95.$$

Это высокое значение корреляционного отношения свидетельствует о хорошей сходимости данных. На рис. 81, а этот тренд (3.22) показан кривой 2'.

Аналогично по кубической параболе выравнена ломаная линия ряда динамики качества ЭД за период с 1964 по 1973 г.:

$$\bar{x} = 159,26 - 71,76t + 12,74t^2 - 0,64t^3. \quad (3.24)$$

На рис. 81 этот тренд показан в виде кривой 1'. Степень приближения подобной кривой к эмпирическим точкам выражается корреляционным отношением 0,72, что указывает на сравнительно тесную связь этих данных.

Тренды, найденные таким способом, окажутся исключенными, если вычислим отклонения от них эмпирических точек, которые могут быть коррелированы обычным методом (рис. 81, б).

Поскольку сумма отклонений фактических данных от расчетных равна нулю, т. е. $\Sigma \Delta x$ и $\Sigma \Delta y$ равны нулю, коэффициент корреляции между отклонениями от трендов

$$r = \frac{\Sigma \Delta x \cdot \Delta y}{\sqrt{\Sigma (\Delta x)^2 (\Delta y)^2}}. \quad (3.25)$$

Вычисления, приведенные в табл. 38, дали значение $r=0,88$, что свидетельствует о достаточно тесной связи между качеством ЭД и числом несчастных случаев на угольных шахтах, где они применяются. Для доказательства достоверности корреляционной связи необходимо иметь динамический ряд определенной длины. Рассчитать нужное число значений этого ряда можно по формуле

$$n = t_z^2/z + 3, \quad (3.26)$$

где t_z — заданная величина критерия достоверности; z — табличная величина.

Примем уровень значимости $\alpha=0,05$ (это вероятность, при которой возникновение данного события практически невозможно). Тогда надежность ряда $P=1-\alpha=0,95$ при данном n . Этой вероятности соответствует $t_z=1,96$, а значение $z=1,33$ находим по данным [15] для $r=0,87$. Тогда необходимая длина ряда по уравнению (3.26) будет $n=5$:

$$n = 1,96^2/1,33^2 + 3 = 5.$$

В данном случае динамические ряды имеют парные значения за 10 лет, что вполне удовлетворяет поставленной задаче.

Аналогичные исследования связи выполнены для динамических рядов, приведенных на рис. 81. Результаты их свидетельствуют о том, что основной причиной несчастных случаев от отказов шпуровых зарядов ВВ является заводской брак ЭД.

Брак в выпускаемой продукции оценивается некоторой случайной величиной, которая соответствует закону распределения Пуассона. Статистические данные о количестве брака на заводах-изготовителях и травматизме от отказов на предприятиях угольной промышленности показывают, что на один несчастный случай приходится разное число отказов. Однако при достаточно большом числе наблюдений (по годам) среднее число отказов, приходящееся на один несчастный случай, на основании теории Ляпунова имеет нормальное распределение. Это дает возможность с надежностью $P=0,95$ определить пределы числа отказов, приходящихся на один несчастный случай. В результате расчетов получили пределы числа отказов на один несчастный случай: 30 и 2712.

Можно ставить задачу таким образом, чтобы ограничить долю брака q_n до такой минимальной разумной величины, которая бы почти не влияла на производственный процесс в шахте и не приводила к травмированию рабочих по причине отказов шпуровых зарядов. Для решения этой задачи за начальное условие примем максимальное число отказов, приходящихся на один несчастный случай, и обозначим его через $n_{от} = 2712$. В этом случае частота q_n появления одного несчастного случая $q_n = 1/n_{от} = 3,7 \cdot 10^{-4}$. При уровне значимости $\alpha = 0,05$ можно найти с заданной вероятностью $P = 1 - \alpha$ число отказов $n_{от}^*$, которое можно принять допустимым при производстве ЭД:

$$P_{(a)} = \exp(-n_{от}^* q_n). \quad (3.27)$$

По таблицам, приведенным в работе [15], находим $\lambda = n_{от}^* q_n$ при заданной вероятности $P(q) = 0,95$, а затем и величину $n_{от}^*$. Разделив это значение на годовой расход ЭД на соответствующих шахтах, получим предельно допустимую долю брака

$$q_n = n_{от}^* | N. \quad (3.28)$$

Выполненные расчеты показали, что предельно допустимая доля брака может быть не более $3 \cdot 10^{-6}$, т. е. при трех дефектных ЭД на миллион применяемых. При этом с вероятностью 0,95 можно ожидать, что травматизма от отказавших зарядов не будет.

Таким образом, для ликвидации одной из основных причин травматизма при взрывных работах необходимо на два-три порядка повысить надежность ЭД. Этого можно достичь двумя путями: изменением конструкции ЭД и усилением контроля за качеством. Однако есть еще третий путь — изменение чувствительности ЭД к механическим воздействиям и прежде всего к удару. В этом случае допустимая доля дефектных ЭД при производстве может быть увеличена пропорционально снижению чувствительности к удару.

Такие электродетонаторы с пониженной чувствительностью к механическим воздействиям мгновенного и короткозамедленного действия не детонируют при нанесении по ним ударов энергией до 70 Дж и при разбурировании взрываются в 3 раза реже по сравнению с серийными (ЭД-8-ПМ и ЭДКЗ-ПМ-15).

Проблема защиты ЭД от блуждающих токов может быть решена совместным использованием следующих основных способов: тщательной изоляцией электровзрывной цепи и применением ЭД пониженной чувствительности к току.

Поэтому первоочередной задачей потребителей ЭД является поддержание изоляции электровзрывной цепи на должном уровне. В свою очередь, заводы — изготовители ЭД и взрывных проводов должны обеспечивать высокое качество изоляции концевых, соединительных и магистральных проводов.

Однако независимо от указанных мероприятий полная безопасность в отношении преждевременных взрывов зарядов может быть достигнута лишь при использовании ЭД пониженной чувствительности, безопасности в отношении блуждающих токов.

Отечественная промышленность выпускает электродетонаторы пониженной чувствительности для ведения взрывных работ на земной поверхности (в том числе на открытых горных работах, при импульсной обработке металлов взрывом и т. д.), а также в рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли.

Электродетонаторы ЭД-1-8-Т — мгновенного действия, а ЭД-1-3-Т имеют следующие ступени замедления с короткими интервалами: с 1 до 10—20 мс; с 11 до 14—25 мс; с 15 по 18—50 мс; с 19 по 23—100 мс и замедленные с 24 по 25—0,5 с; с 26 по 29—2 с.

Эти ЭД имеют следующую окраску проводов: мгновенного действия — желтый и белый, короткозамедленного действия (1—23 ступень) — желтый и зеленый, замедленного действия — (24—29 ступень) — желтый и красный. Для взрывания этих ЭД необходим гарантийный постоянный ток при последовательном соединении — 5 А; гарантийный срок хранения — 2,5 года.

Использование этих электродетонаторов позволяет расширить применение к.з.в. на рудниках с традиционным огневым взрыванием, где есть опасность преждевременных взрывов ЭД от блуждающих токов.

Во избежание отказов при взрывании этих ЭД в группе нельзя применять ЭД других марок, так как электрические параметры у них различны. В качестве источников тока для этих ЭД можно применять взрывные приборы конденсаторного типа, допущенные Госгортехнадзором СССР, а также постоянный ток.

§ 3.4. Технология электровзрывания

Надежность (безотказность) взрывания с помощью ЭД зависит не только от качества их; в практических условиях нужно обеспечить, чтобы каждый ЭД получил необходимую энергию, минимально необходимый электрический импульс для возбуждения горения в воспламенительной головке ЭД. Величина этого импульса практически не зависит от источника электроэнергии (электросеть, взрывной прибор, батарея аккумуляторов и т. д.). Из теории электровзрывания известно, что при малых значениях тока, поступающего тепла в воспламенительную головку, недостаточно для возбуждения реакции горения из-за того, что значительная его часть теряется в подводящих проводах, поэтому импульс воспламенения оказывается бесконечно большим и ЭД не взрывается, сколько бы мы не держали его под током. Минимальное значение воспламеняющего тока, при котором все ЭД данной конструкции взрываются безотказно при одиночном подрыве, следует учитывать при расчете электровзрывных цепей.

При групповом взрывании гарантийная сила тока значительно больше и определение ее ведется исходя из следующего правила: посылаемый в электровзрывную цепь импульс тока должен быть не меньше импульса воспламенения наименее чувствительного ЭД. Отсюда гарантийная сила тока, исключая отказы по этой причине, рассчитывается по следующим формулам.

При параллельном соединении:
постоянный ток (А)

$$I_r \geq \sqrt{K_{\max}/t_{c.u.}}, \quad (3.29)$$

где K_{\max} — наибольший импульс воспламенения наименее чувствительного ЭД, $A^2 \cdot ms$.

Минимальное время сохранности взрывной сети (мс)

$$t_{c.u.} = t_{cp.min} + t_{разл.}$$

где $t_{cp.min}$ — минимальное время срабатывания ЭД мгновенного действия, мс; $t_{разл.}$ — начало подвижки породы после взрыва заряда ВВ (около 2 мс);

переменный ток

$$I_r \geq \sqrt{\frac{K_{\max}}{t_{c.u.} - \frac{1}{\omega} \sin \omega t_{c.u.}}}, \quad (3.30)$$

где ω — угловая частота переменного тока, для промышленного тока $\omega = 0,314$.

При последовательном соединении:
постоянный ток

$$I_r > \sqrt{K_{\max} - K_{\min}} / \theta_{\min}, \quad (3.31)$$

где K_{\min} — минимальное значение импульса воспламенения наиболее чувствительного электродетонатора, $A^2 \cdot \text{мс}$; θ_{\min} — минимальное время передачи, мс;
переменный ток

$$I_r > \sqrt{\frac{K_{\max} - K_{\min}}{\theta_{\min} - \frac{1}{\omega} \sin \omega \theta_{\min}}}. \quad (3.32)$$

Эти формулы учитывают одновременное сочетание наиболее неблагоприятных условий взрывания. Подставив в формулу (3.32) значения параметров, получим $I_r \geq 9,5A$. Можно показать, что при такой силе тока вероятность отказов (только по причине недостаточного импульса тока в электровзрывной сети) будет меньше $3 \cdot 10^{-14}$. Ясно, что такой запас надежности является бессмысленным, ибо вероятность технологического брака почти на 10 порядков больше. Поэтому такой расчет дает явно завышенные значения гарантийной силы тока, превышающие экспериментальные данные.

Колебания значений параметров ЭД, а также условий взрывания имеют случайный характер, подчиняющийся законам теории вероятностей. Следовательно, расчеты с такими величинами, в том числе расчет гарантийной силы тока, должны быть основаны на этих законах.

Многочисленные результаты испытаний ЭД показали, что количественные их параметры, в том числе интересующие нас в данном случае импульс воспламенения и время передачи, подчиняются нормальному распределению (Гаусса). Это выражается формулой Лапласа

$$P(-z\sigma < x - \bar{x} < z\sigma) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^z e^{-\frac{z^2}{2}} dz = \Phi(z), \quad (3.33)$$

где Φ и z — функция Лапласа и нормированное отклонение. Из этой формулы следует, что вероятность отклонения случайной величины x от среднего значения \bar{x} на величину, большую, чем $z\sigma$, равна $1 - \Phi(z)$, а в одну

сторону (большую или меньшую) $0,5 - \frac{1}{2} \Phi(z)$. Задавшись или определив доверительную вероятность P , можно по табличным данным определить z и соответствующее ему значение $x = \bar{x} \pm z\sigma$.

Для случая частот математическое ожидание вероятности (или средняя вероятность) появления ЭД с определенным значением параметра

$$P(-z\sqrt{npq} < m - np < z\sqrt{npq}) = \Phi(z), \quad (3.34)$$

где n — число ЭД в группе; q — вероятность противоположного события, $q = 1 - p$; np — теоретическое число появлений таких ЭД в группе из n шт.; m — заданное или фактическое число появлений таких ЭД.

Нормированное отклонение в данном случае

$$z = (m - np) / \sqrt{npq}. \quad (3.35)$$

В теории вероятностей известна теорема о том, что если величина $A = B + C$, то ее дисперсия

$$\sigma_A^2 = \sigma_B^2 + \sigma_C^2. \quad (3.36)$$

Это дает возможность определить время передачи косвенным путем, поскольку непосредственных замеров его не проводили.

На основе результатов заводских испытаний получены статистические характеристики некоторых параметров (импульс воспламенения и время срабатывания электродетонаторов при силе тока 1 А).

Время воспламенения численно равно, очевидно, импульсу воспламенения. Время срабатывания электродетонаторов мгновенного действия (ЭД-8) при небольших токах равно сумме времени воспламенения и времени передачи. Поэтому на основе формулы (3.36) и приведенных данных можно вычислить и время передачи.

Вероятность совместного (одновременного) появления нескольких независимых событий равна произведению вероятностей появления каждого из них в отдельности:

$$P_c = P_1 P_2 P_3 \dots \quad (3.37)$$

На основе этой формулы получена приведенная выше вероятность отказов при расчете по формуле (3.32).

Теперь можно перейти к методике расчета гарантийной силы тока. Однако прежде необходимо условиться относительно вероятности отказов из-за недостаточной силы тока. Целесообразно установить такую вероятность равной или несколько меньшей нормированной вероятности технологического брака ($2 \cdot 10^{-4}$), т. е. положим ее равной $1 \cdot 10^{-4}$ или один отказ на 10 000 ЭД. Исходя из этого по формуле (3.32) рассчитаем гарантийный ток, например, для взрывания переменным током группы из 100 ЭД, соединенных последовательно. Взрывая по n шт. 10 000: n раз, мы должны получить не более одного отказа, следовательно, вероятность отказа в каждой группе по формуле (3.37)

$$P_c = P_1 P_2 (P_3 P_4) = 0,01,$$

где P_1 — вероятность включения взрывной цепи в сеть в тот момент, когда мгновенное значение тока близко к нулю; приняв время включения $\theta = 1$ мс, получим $P_1 =$

$$P_1 = \frac{1}{T:2} = \frac{1}{20:2} = 0,1 \quad (T = 20 \text{ мс} — \text{период колебаний}$$

переменного тока); P_2 — вероятность появления в группе из $n = 100$ шт. хотя бы одного ЭД, имеющего K_{\max} : $(P_3 P_4)$ — вероятность появления в группе из $n = 100$ шт. хотя бы одного ЭД, имеющего K_{\min} , и одновременно θ_{\min} (P_4).

Таким образом,

$$P_2 (P_3 P_4) = P_c / P_1 = 0,01 / 0,1 = 0,1;$$

$$P_2 = (P_3 P_4) = \sqrt{0,1} = 0,316;$$

$$P_3 = P_4 = \sqrt{0,316} = 0,562.$$

После некоторого преобразования формулы (3.34) получим

$$P(1 < m < \infty) = \frac{1}{2} \Phi(\infty) - \frac{1}{2} \Phi(z_1) = P_c.$$

Например, для $P = 0,316$ имеем

$$0,5 - \frac{1}{2} \Phi(z_1) = 0,316;$$

$$\frac{1}{2} \Phi(z) = 0,184 \text{ отсюда по таблицам } — z = 0,48.$$

Теперь по формуле (3.35) после ее преобразования

можно найти математическое ожидание (или среднюю вероятность) такого значения K_{\max} , которое с вероятностью 0,316 может появиться в группе из 100 ЭД не менее одного раза:

$$\begin{aligned}
 P_0 &= \frac{n(z^2 + 2) \pm \sqrt{(z^2 + 2)^2 n^2 - 4(n^2 + z^2 n)}}{2(n^2 + z^2 n)} = \\
 &= \frac{100(0,48^2 + 2) \pm \sqrt{(0,48^2 + 2)^2 100^2 - 4(100^2 + 0,48^2 100)}}{2(100^2 + 0,48^2 \cdot 100)} = \\
 &= 0,0063.
 \end{aligned}$$

Зная математическое ожидание вероятности K_{\max} , по формуле (3.33) можно определить его значение

$$P(K_{\max} - \bar{K} < z\sigma_K) = 0,5 - P_0 = \frac{1}{2} \Phi(z).$$

Отсюда находим $z=2,49$ и $K_{\max} = \bar{K} + z\sigma_K$.

По полученным значениям P_3 и P_4 таким же путем найдем $P_0=0,0117$ и $z=2,26$; а отсюда и численные значения K_{\min} и θ_{\min} .

Подставив численные значения этих параметров в формулу (3.32), определим гарантийный ток для взрывания группы из 100 ЭД с вероятностью отказа не более 1 : 10 000.

Аналогичным образом подсчитаны значения гарантийного тока для других случаев. Результаты расчетов на примере условного ЭД показывают, что величина гарантийного тока увеличивается с увеличением числа ЭД в группе, а также с повышением надежности (уменьшением вероятности отказов). В случае воспламенения постоянным током при последовательном и параллельном соединении значение гарантийного тока в зависимости от заданной вероятности отказов изменяется в определенных пределах (табл. 39).

При иницировании взрывным прибором гарантийный ток не рассчитывается. Залогом безотказного взрывания являются исправное состояние взрывного прибора и общее сопротивление взрывной цепи, которое не должно превышать паспортного для данного прибора. Последнее рассчитывают при создании прибора исходя из напряжения и емкости конденсатора взрывного прибора, среднего сопротивления и максимального импульса воспламенения ЭД. Эта величина указывается на паспортной панели прибора. С учетом этой величины рассчиты-

вается также допустимое число последовательно соединенных ЭД, инициируемых с помощью прибора. Для наиболее распространенных отечественных взрывных приборов ПИВ-100 и КВП-1/100 оно составляет 100 ЭД

Таблица 39

Ток *	Соединения ЭД в цепи	Вероятность отказов	Гарантийный ток (А) в зависимости от числа ЭД в группе				
			10	20	50	100	1000
Постоянный	Параллельное	$1 \cdot 10^{-4}$	0,55	0,57	0,58	0,56	0,6
		$1 \cdot 10^{-5}$	0,57	0,58	0,59	0,61	0,61
Переменный	То же	$1 \cdot 10^{-4}$	0,87	0,91	0,87	0,88	1,06
		$1 \cdot 10^{-5}$	0,94	1,0	1,04	1,07	1,12
Постоянный	Последовательное	$1 \cdot 10^{-4}$	0,47	0,51	0,56	0,60	0,70
		$1 \cdot 10^{-5}$	0,49	0,53	0,58	0,63	0,73
Переменный	То же	$1 \cdot 10^{-5}$	1,73	2,08	2,4	2,65	3,9

нормальной чувствительности или 24 ЭД пониженной чувствительности.

Распределение числа одновременно взрывааемых ЭД нормальной чувствительности по отраслям приведено в табл. 40, из которой следует, что в большинстве забоев

Таблица 40

Число одновременно инициируемых ЭД нормальной чувствительности	Распределение по отраслям, %				
	МУП	МЧМ	МЦМ	«Союз-взрыв-прои»	МПС
1—40	72	27	11	5,5	2,5
41—100	20	48	39	31,5	21,5
101—250	7	22	43	46	54
251—600	0,8	2,7	6,6	15,5	19,5
Более 600	0,2	0,3	0,4	1,5	2,5

указанные взрывные приборы оказываются достаточно мощными для инициирования комплекта ЭД.

В случае необходимости инициирования большего

числа ЭД, чем это возможно по паспорту прибора, следует применять параллельное соединение взрывных приборов в одной взрывной сети или другие более мощные источники тока, учитывая при расчетах взрывной сети приведенные выше рекомендации гарантийного тока.

Для этой же цели готовится к серийному производству мощный переносной взрывной прибор, рассчитанный на инициирование 250 ЭД нормальной и до 200 ЭД пониженной чувствительности, для него предельное сопротивление взрывной цепи составляет 750 Ом.

Взрывные работы в вертикальных стволах ведутся в условиях сильной обводненности забоя при больших утечках тока из взрывной сети. Наиболее надежным способом предотвращения отказов в подобных условиях является применение параллельно-ступенчатых схем соединения ЭД: с двумя замкнутыми антенными кольцами, «три кольца», с двумя разомкнутыми антенными кольцами, смешанной.

Свойственная им неравномерность распределения напряжения вдоль антенных проводов имеет положительное значение. Возрастание неравномерности распределения напряжения путем увеличения сопротивления антенных проводов позволяет в известных пределах увеличивать число ЭД, взрываемых от одного и того же источника.

Однако для взрывания ЭД, соединенных по таким схемам, необходимы источники с большой энергоемкостью. Помимо обычной сети (для негазовых условий) рекомендуется использовать взрывной прибор ВПС, энергоемкость которого почти в 170 раз больше энергоемкости взрывного прибора ПИВ-100М, и достаточна для взрывания комплекта зарядов в стволах, а также комплекта ЭД пониженной чувствительности. Прибор допущен к применению в шахтах, опасных по газу и пыли. Правила пользования прибором и расчета параллельно-ступенчатых схем соединения изложены в инструкции по безопасному ведению взрывных работ [18].

Аналогичные условия с опасностью массовых отказов ЭД вследствие шунтирования имеют место в породных забоях с значительной обводненностью. Опасность возрастает пропорционально увеличению числа ЭД в комплекте.

Шунтирование ЭД во взрывной сети происходит в случае касания оголенных ее частей земли. Оголение

участков взрывной цепи происходит в результате нарушения изоляции проводников ЭД или магистрали, при отсутствии соединительных зажимов и т. п. В свою очередь, повреждение изоляции происходит в результате технологического брака ЭД, нарушения ее при зарядке и монтаже взрывной цепи и т. д. Во всяком случае, число контактов ЭД с землей может достигать 100 %, а практически по проведенным наблюдениям составляет 30—70 %. Ясно, однако, что в обводненных забоях горизонтальных выработок опасность шунтирования ЭД и отказов по этой причине достаточно велика.

Предупреждение отказов вследствие шунтирования ЭД возможно в основном двумя путями: проведенном комплексе мер для сохранения изоляции проводников ЭД, их соединительных и магистральных проводов (контроль качества изоляции на заводах-изготовителях, применение доброкачественных зажимов, замена металлической бирки пластмассовой, повышение технологической дисциплины мастеров-взрывников и т. п.) и увеличением тока в электровзрывной сети и прежде всего в каждом ЭД (уменьшением числа ЭД в комплекте, повышением напряжения источника тока, а также выбором схемы соединения ЭД и монтажа взрывной сети). Последняя мера наиболее реальна и дает ощутимый эффект.

Расчеты показывают, что применение последовательно-параллельной взрывной сети с двумя ветвями позволяет снизить число отказов более чем вдвое, а соединение с тремя ветвями — в 200 раз. При этом следует строго следить за тем, чтобы сопротивление ветвей было одинаковым или очень близким.

Наблюдениями в процессе монтажа взрывной сети установлено, что в нижних штурах нарушение изоляции происходит значительно чаще, чем в верхних. В то же время расчетами А. И. Лурье установлено, что наибольшее число отказов происходит, если нарушается изоляция магистрали или проводников ЭД, присоединенных непосредственно к ее концам. Поэтому при последовательном соединении присоединять магистраль к ЭД следует в верхней части забоя. Это уменьшает вероятность шунтирования ЭД, и следовательно, их отказов. Такой же эффект получается при использовании магистрали с хорошей изоляцией, что можно достигнуть систематической проверкой сопротивлений ее изоляции.

При ведении взрывных работ кое-где еще применяется взрывание шпуровых зарядов без забойки. Роль забойки в этом случае играет дополнительный заряд ВВ. Обоснованием этому являлось упрощение технологии заряжания — ликвидировалась операция забойки шпуров.

Одним из существенных элементов взаимодействия взрывов зарядов при к. з. в. является напряженное состояние в массиве, возникающее в результате действия остаточного давления продуктов детонации в зарядной камере. Величина и продолжительность этого давления зависят от качества герметизации зарядной камеры. При отсутствии забойки давление в шпуре быстро падает, и напряженного состояния в массиве под действием остаточного давления продуктов детонации не возникает. Резкое падение давления в шпуре изменяет динамику сдвигания взорванной породы, в связи с чем образование новой свободной поверхности происходит значительно позже, поэтому миллисекундные замедления оказываются недостаточными. Таким образом, отсутствие забойки меняет характер процесса разрушения пород взрывом, в связи с чем результаты взрывания с короткими замедлениями ухудшаются в сравнении с результатами взрывания с замедлением в секунды.

Сравнительные результаты (средние) огневого взрывания и к. з. в. с помощью ЭДКЗ с интервалом замедления 10 мс без забойки в забое разведочного штрека шахты им. Орджоникидзе приведены в табл. 41. Штрек площадью сечения $8,9 \text{ м}^2$ впервые проводился по вязким хлоритовым сланцам с $f=10 \div 12$. Комплект состоял из 25 шпуров глубиной 1,6 м и диаметром 42 мм (рис. 82). В качестве ВВ применялись скальный аммонит и динафталит в соотношении 1:1. Патрон-боевик во всех случаях располагался третьим от конца шпура.

Попытки отработать паспорт буровзрывных работ с применением ЭДКЗ с интервалом 10 мс без забойки положительных результатов не дали. Были испытаны различные врубы, схемы взрывания, интервалы замедления, величины зарядов и т. д. Однако получить к. и. ш. больше 0,75 и развал породы меньше 28 м так и не удалось. Как видно из табл. 41, результаты взрывания с применением ЭДКЗ без забойки неудовлетворительны.

При взрывании с забойкой паспорта буровзрывных работ были отработаны и для огневого взрывания, и для к. з. в. Как следует из табл. 41, результаты взрывания

Таблица 41

Показатели	Отрывное взрывание	Взрывание с применением ЭДКЗ с интервалом 10 мс
Число шпуров на цикл	24,5/25	24,4/25
Глубина шпуров, м	1,6/1,6	1,6/1,6
Объем бурения, м	39,2/40	39/40
Величина заряда на цикл, кг	43,1/32	29,8/28
Число КД на цикл	24,5/25	34,4/25
Подвигание забоя за взрыв, м	1,36/1,4	1,19/1,41
Объем взорванной горной массы, м ³	12,1/12,4	10,4/12,5
К. и. ш.	0,85/0,85	0,74/0,87
Удельный расход на 1 м ³ горной массы:		
бурения, м	3,25/3,2	3,73/3,2
ВВ, кг	3,58/2,6	2,84/2,2
КД, шт	2,03/2	2,36/2,0
ОШ, м	6,2/6	—/—

Примечание. В числителе — без забойки; в знаменателе — с забойкой.

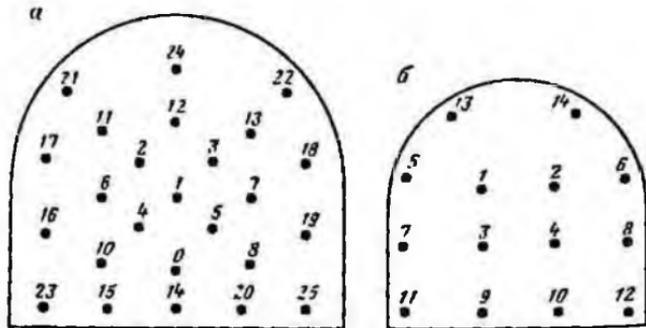


Рис. 82. Схема расположения шпуровых зарядов в забое: а — разведочного штрека; б — квершлага

с забойкой лучше, чем без забойки, а главное, результаты применения оптимальных для данных условий электродетонаторов короткозамедленного действия оказались наилучшими.

Квершлаг № 3 на руднике «Молибден» проведен площадью сечения 5,1 м² вчерне (без крепления) по слабо-трещиноватым пироксеновым роговикам с $f=12\div 14$. Комплект из 13—14 шпуров глубиной 1,6—1,75 м диа-

метром 42 мм (см. рис. 82) заряжали детонитом 10А и аммонитом № 6ЖВ. Паспорта буровзрывных работ отработывались для каждого способа взрывания (табл. 42), из которой следует, что результаты взрывания с забой-

Таблица 42

Показатели	Огневое взрывание	Взрывание с забойкой с применением ЭДКЗ с интервалом замедления (мс)	
		15	10
Число шпуров	13,5/13,3*	13	13
Глубина шпуров, м	1,75/1,75	1,6	1,6
Объем бурения на цикл, м	23,6/22,7	21,4	20,8
Величина заряда на цикл, кг	26/20,6	16,9	14,3
Подвигание забоя за взрыв, м	1,5/1,55	1,39	1,45
Объем взорванной горной массы, м ³	7,65/7,9	7,1	7,4
К. и. ш.	0,86/0,89	0,87	0,9
Удельный расход на 1 м ³ горной массы:			
бурения, м	3,1/2,88	3,0	2,8
ВВ, кг	3,4/2,61	2,38	1,9
КД, шт.	1,7/1,65	1,9	1,7
ОШ, м	8,2/8,2	—	—
глиняной забойки, кг/м ³	—/2,5	2,5	2,3
Удельные затраты, коп. на 1 м ³ горной массы на:			
бурение,	304/282	294	274
ВВ,	194/149	136	108
КД,	4,75/4,6	23,6	22
ОШ,	18/18	—	—
забойку.	—/25	25	23

* В числителе — без забойки, в знаменателе — с забойкой.

кой лучше, чем без забойки, причем лучшие — при применении ЭДКЗ с оптимальным интервалом замедления.

На руднике «Молибден» стоимость глиняной забойки весьма высока из-за отсутствия залежей глины вблизи рудника. По ориентировочным данным, стоимость 1 кг глиняной забойки в забое составляет 10 коп. Исходя из этого в табл. 42 приведен расчет прямых затрат по буровзрывным работам в забое, который показывает, что применение забойки при огневом и короткозамедленном взрывании дает существенную экономию на 1 м³ пройденной выработки. Аналогичные результаты получены на других рудниках.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Кусов Н. Ф., Пшеничный В. И., Косачев Е. М.* К вопросу о взаимодействии упругих волн.— В сб.: Научные сообщения, ИГД им. А. А. Скочинского, вып. 76, 1971.
2. *Миндели Э. О.* Разрушение горных пород. М., Недра, 1974.
3. *Кутузов Б. И.* Взрывное и механическое разрушение горных пород. М., Недра, 1973.
4. *Определение параметров буровзрывных работ при проходке выработок способом многоприемного взрывания.* В. Н. Харитонов, С. Н. Пикар, М. А. Яремчук, Е. В. Антонович.— В сб.: Механика и разрушение горных пород. Вып. 3, 1975. с. 144—149.
5. *Руководство по безопасному применению короткозамедленного взрывания в угольных шахтах, опасных по газу или пыли.* М., Недра, 1966.
6. *Глоба В. М.* Влияние интервалов короткозамедленного взрывания на технико-экономические показатели проходки выработок на калийных рудниках.— Горный журнал, 1969, № 7, с. 32—34.
7. *Струна М. Г.* Исследования способа проходки восстающих выработок малого сечения на примере Никитовского рудника. Дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук, М., 1973.
8. Эффективность короткозамедленного взрывания при очистной выемке/Г. А. Воротеляк, В. А. Салганик, Ю. С. Мец, В. В. Кудинков, Колыма, 1969, № 4, с. 19—21.
9. *Горбунов П. В.* Совершенствование короткозамедленного взрывания на Абаканском руднике. Горный журнал, 1965, № 11, с. 44—46.
10. *Буровзрывные работы с применением пучковых зарядов ВВ/ В. И. Машукова, Б. В. Покровский, Ю. М. Карапетян, Я. А. Шубович.* Безопасность труда в промышленности. 1980. № 3, с. 17—18.
11. *Исаев В. П., Гурин А. А.* Ликвидация отказавших зарядов при взрывных работах. М., Недра, 1984.
12. *Лурье А. И.* Электрическое взрывание зарядов. М., Недра, 1973.
13. *Сенук В. М., Зарипов А. Г.* Об электрических замедлителях для электродетонаторов.— В кн.: Горнорудное производство, ИГД МЧМ, вып. 51, 1976.
14. *Ручкин В. М.* Опыт взрывания с короткими замедлениями.— В кн.: Теория и практика буровзрывных работ в горной промышленности. 1953, с. 17—19.
15. *Карасев А. П.* Теория вероятностей и математическая статистика. М., Статистика, 1977.
16. *Шор Я. Б.* Статистические методы анализа и контроля качества и надежности. Советское радио, М., 1962.
17. ГОСТ 21806—76. Электродетонаторы предохранительные короткозамедленного действия. Технические условия. Изд-во стандартов, 1976, с. 23.
18. *Инструкция по безопасному ведению взрывных работ с применением взрывных приборов при проходке вертикальных стволов*

шахт, опасных по газу и пыли. Ротапринт ВНИИОМШС, Харьков 1980, с. 30.

19. Максимов Б. К., Обух А. А. Статическое электричество в промышленности и защита от него. М., Энергия, 1978.
20. Единые правила безопасности при взрывных работах. М., Недра, 1976.
21. Гравский М. М. Справочник по электрическому взрыванию зарядов. М., Недра, 1983.
22. Руководство по безопасному применению короткозамедленного взрывания на шахтах Прибалтийского сланцевого бассейна. Изд. МакНИИ, 1972.
23. Рекомендации по безопасному применению электровзрывания и пыледавлению при ведении взрывных работ на угольных шахтах Донбасса, не опасных по газу и разрабатывающих пласты, не опасные по пыли. Изд. МакНИИ, 1978.
24. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов. М., Недра, 1977.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
ГЛАВА 1. Теоретические основы и технология короткозамедленного взрывания	7
§ 1.1. Действие взрыва в среде	7
§ 1.2. Зависимость результатов взрывания от величины замедления	13
§ 1.3. Особенности процесса разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании	21
§ 1.4. Основные параметры, определяющие эффективность короткозамедленного взрывания	62
§ 1.5. Технология короткозамедленного взрывания в шахтах	79
ГЛАВА 2. Безопасность короткозамедленного взрывания в шахтах	135
§ 2.1. Общие условия безопасности короткозамедленного взрывания	135
§ 2.2. Особенности ведения взрывных работ в газовых шахтах	146
§ 2.3. Условия безопасности в забоях тупиковых выработок, проводимых по углю	151
§ 2.4. Пылевая динамика в забое при взрывном разрушении угольного массива	176
§ 2.5. Основные факторы, определяющие безопасность короткозамедленного взрывания в сланцевых шахтах	181
§ 2.6. Взаимодействие шпуровых зарядов в угольном массиве при короткозамедленном взрывании	189
ГЛАВА 3. Средства короткозамедленного взрывания	215
§ 3.1. Средства обеспечения замедлений	215
§ 3.2. Точность времени срабатывания	231
§ 3.3. Надежность электродетонаторов	249
§ 3.4. Технология электровзрывания	257
Список литературы	269

НИКОЛАЙ ГРИГОРЬЕВИЧ ПЕТРОВ
НИКОЛАЙ ЛЕОНИДОВИЧ РОСИНСКИЙ

Короткозамедленное взрывание в шахтах

Редактор издательства *И. Д. Мелихов*
Обложка художника *И. А. Слюсарева*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Технический редактор *О. Ю. Трепенюк*
Корректор *К. С. Торонцева*

ИБ № 4697

Сдано в набор 14.08.84. Подписано в печать 15.01.85. Т-03217. Формат 84×108^{1/2}. Бумага книжно-журнальная. Гарнитура «Литературная». Печать высокая, Усл.-печ. л. 14,28. Усл. кр.-отт. 14,6. Уч.-изд. л. 14,24. Тираж 5800 экз. Заказ 1697/8710-9. Цена 70 коп.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.

Московская типография № 6 Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательства, полиграфии и книжной торговли, 109088, Москва, Ж-88, Южнопортовая ул., 24.

Уважаемый товарищ!

Издательство «Недра»
готовит к печати — новые книги

ВЗРЫВНЫЕ работы при разведке полезных ископаемых/Брылов С. А., Грабчак Л. Г., Бухаров Г. Н., Олейник В. В. 1985.— 18 л.— 1 р. 20 к.

Изложен комплекс вопросов, связанных с применением взрывных работ при поисках и разведке месторождений полезных ископаемых. Описаны взрывчатые вещества и средства взрывания, машины для заряжания шпуров и скважин, методика расчета параметров и технология ведения взрывных работ при проведении горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок. Отмечены особенности производства взрывных работ при сейсморазведке, разведке и разработке месторождений пьезооптического кристаллосырья, при сооружении траншей и котлованов, выемок п дорог на косогорах, плотин и перемычек. Рассмотрены вопросы организации и безопасности взрывных работ, порядок составления и утверждения проектной документации, типовые паспорта буровзрывных работ.

Для инженерно-технических работников геологоразведочных партий и экспедиций. Может быть полезна студентам геологоразведочных вузов.

КУШНАРЕВ Д. М., МИНДЕЛИ Э. О., АВДЕЕВ А. Ф. Справочник по взрывным работам в мелноративном и водохозяйственном строительстве. 1985.— 35 л.— 2 р. 20 к.

Рассмотрен комплекс вопросов, связанных с проектированием, организацией и производством взрывных работ в мелноративном и водохозяйственном строительстве. Приведены классификация горных пород по буримости и взрываемости, технические характеристики бурового оборудования. Изложены основные принципы выбора взрывчатых веществ, порядок хранения, учета и доставки взрывчатых материалов к месту работы, средства и способы взрывания, методика расчета параметров. Описана технология взрывных работ при строительстве каналов, котлованов, траншей, плотин и перемычек, подземных хранилищ и других объектов. Отмечена специфика взрывных работ при борьбе с селевыми потоками, ликвидации лесных пожаров и наводнений. Освещены передовые методы организации и безопасности труда.

Для инженерно-технических работников, занимающихся гидро-мелноративным и водохозяйственным строительством.

Интересующие Вас книги Вы можете приобрести в местных книжных магазинах, распространяющих научно-техническую литературу, или заказать через отдел «Книга — почтой» магазинов: № 17 — 199178, Ленинград, В. О., Средний проспект, 61; № 59 — 127412, Москва, Коровинское шоссе, 20

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»



HEPRA